ISSN 2311-8342

Всемирная ассоциация выставочной индустрии

Российский союз выставок и ярмарок

Торгово-промышленная Палата РФ

УГОЛЬ и МАЙНИНГ РОССИИ

2018

Сибирский государственный индустриальный университет

Наукоемкие технологии разработки и использования минеральных ресурсов

Новокузнецк

УДК 622.2 ISSN 2311-8342

ББК 33.1
Н 340

Главный редактор
д.т.н., проф. Фрянов В.Н.

Редакционная коллегия:
чл.-корр. РАН, д.т.н., проф. Клишин В.И., д.т.н., проф. Мышляев Л.П.,
д.т.н. Павлова Л.Д. (технический редактор), д.т.н., проф. Домрачев А.Н.,
д.э.н., проф. Петрова Т.В.

Н 340 Наукоемкие технологии разработки и использования минеральных ресурсов : науч. журнал / Сиб. гос. индустр. ун-т; под общей ред. В.Н. Фрянова. – Новокузнецк, 2018. - № 4. – 535 с.

Рассмотрены аспекты развития инновационных наукоёмких технологий диверсификации угольного производства и обобщены результаты научных исследований, в том числе создание роботизированных и автоматизированных угледобывающих и углеперерабатывающих предприятий, базирующиеся на использовании прорывных технологий добычи угля и метана, комплексной переработке этих продуктов в угледобывающих регионах и реализации энергетической продукции потребителям в виде тепловой и электрической энергии.

Журнал предназначен для научных и научно-технических работников, специалистов угольной промышленности, преподавателей, аспирантов и студентов вузов.

Номер подготовлен на основе материалов Международной научно-практической конференции «Наукоемкие технологии разработки и использования минеральных ресурсов», проводимой в рамках специализированной выставки технологий горных разработок «Уголь России и Майнинг» (Новокузнецк, 5-8 июня 2018 г).

Конференция проведена при финансовой поддержке Российского фонда фундаментальных исследований, проект № 18-05-20150

Основан в 2015 г.
Выходит 1 раз в год

Учредитель - Федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение высшего образования
«Сибирский государственный индустриальный университет»

УДК 622.2
ББК 33.1

© Сибирский государственный
индустриальный университет, 2018

СОДЕРЖАНИЕ

ГЕОТЕХНОЛОГИИ КОМПЛЕКСНОГО ОСВОЕНИЯ НЕДР.....15

ГЕОМЕХАНИЧЕСКИЙ МОНИТОРИНГ МЕТОДОМ АНАЛИЗА КОНВЕРГЕНЦИИ: ПРОГНОЗ ВЕРОЯТНОСТИ ГОРНЫХ УДАРОВ И УЧАСТКОВ ИХ ПРОЯВЛЕНИЯ В ЛАВАХ 17
M. Reuter, M. Crash, W. Kiessling, Yu. Veksler
Marco Systemanalyse und Entwicklung GmbH, Dachau, Germany
ТРОЙНАЯ СПИРАЛЬ: ОТ ТЕОРИИ К РЕАЛИЯМ 22
[1]д.э.н. Никитенко С.М., [2]Alexandra I. Kermite
1 - Российский экономический университет имени Г.В. Плеханова, г. Кемерово, Россия
2 - The Indonesian Institute of Technology, Jawa Barat, Indonesia
ПРОППАНТ ДЛЯ СОЗДАНИЯ ДРЕНАЖНЫХ КАНАЛОВ В УГОЛЬНОМ ПЛАСТЕ МЕТОДОМ ИНТЕРВАЛЬНОГО ГИДРОРАЗРЫВА 27
д.т.н. Сердюков С.В., к.т.н. Шилова Т.В.
Институт горного дела им. Н.А. Чинакала СО РАН, г. Новосибирск, Россия
О РАСПРЕДЕЛЕНИИ НАПРЯЖЕНИЙ В ПОРОДНОМ МАССИВЕ ВБЛИЗИ ДИЗЪЮНКТИВНОГО НАРУШЕНИЯ 32
д.ф-м.н. Лавриков С.В., к.ф.-м.н. Микенина О.А., д.ф.-м.н. Ревуженко А.Ф.
Институт горного дела им. Н.А.Чинакала СО РАН, г. Новосибирск, Россия
ИССЛЕДОВАНИЕ СКОРОСТИ РАСПРОСТРАНЕНИЯ УПРГИХ ВОЛН В ОБРАЗЦАХ ИЗ ЭКВИВАЛЕНТНЫХ ГЕОМАТЕРИАЛОВ ПРИ ОДНООСНОМ СЖАТИИ 38
к.т.н. Косых В.П., Косых П.В. д.ф.-м.н. Ревуженко А.Ф.
Институт горного дела им. Н.А. Чинакала СО РАН, г. Новосибирск, Россия
ОБ ОДНОМ ПОДХОДЕ К РАСЧЁТУ НАПРЯЖЁННОГО СОСТОЯНИЯ УГЛЕПОРОДНОГО МАССИВА, ВМЕЩАЮЩЕГО ПЛАСТОВУЮ ВЫРАБОТКУ И ТЕКТОНИЧЕСКОЕ НАРУШЕНИЕ 41
д.т.н. Черданцев Н.В.
Федеральный исследовательский центр угля и углехимии СО РАН, г. Кемерово, Россия
РАСЧЁТ ТРАЕКТОРИИ ТРЕЩИНЫ, РАСПРОСТРАНЯЮЩЕЙСЯ В КРОВЛЕ ПЛАСТОВОЙ ВЫРАБОТКИ ПОД ДЕЙСТВИЕМ ВНУТРЕННЕГО ДАВЛЕНИЯ.....45
д.т.н. Черданцев Н.В.
Федеральный исследовательский центр угля и углехимии СО РАН, г. Кемерово, Россия
ИССЛЕДОВАНИЕ ТЕМПЕРАТУРНОГО ПОЛЯ В ПОРОДОУГОЛЬНОМ СКОПЛЕНИИ В ОКРЕСТНОСТИ ОЧАГА САМОНАГРЕВАНИЯ.....49
д.т.н. Черданцев С.В., Шлапаков П.А., Ерастов А.Ю., Хаймин С.А., Лебедев К.С., Колыхалов В.В., Шлапаков Е.А.
Научный центр ВостНИИ по промышленной и экологической безопасности в горной отрасли», г. Кемерово, Россия
ПЕРСПЕКТИВЫ ИСПОЛЬЗОВАНИЯ КАМУФЛЕТНОГО ВЗРЫВА ПРИ ПРОХОДКЕ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК 55
к.т.н. Лабутин В.Н.
Институт горного дела им. Н.А.Чинакала СОРАН, г. Новосибирск, Россия
ОЦЕНКА УДАРООПАСНОСТИ МЕСТОРОЖДЕНИЯ ПО ДАННЫМ ГЕОДИНАМИЧЕСКОГО ПОЛИГОНА И МИКРОСЕЙСМИЧЕСКОГО МОНИТОРИНГА 59
д.т.н. Лобанова Т.В., к.т.н. Линдин Г.Л., Лобанов С.А.
Сибирский государственный индустриальный университет, г. Новокузнецк, Россия
ПРОГРЕССИВНАЯ ТЕХНОЛОГИЯ ОТСЫПКИ ВНЕШНЕГО ОТВАЛА ВСКРЫШНЫХ ПОРОД ПРИ МИНИМИЗАЦИИ ЗЕМЛЕЕМКОСТИ ОТКРЫТОЙ УГЛЕДОБЫЧИ 66
к.т.н. Селюков А.В.
Кузбасский государственный технический университет им. Т.Ф. Горбачева, г. Кемерово, Россия
АДАПТИВНОСТЬ МОДЕРНИЗИРОВАННЫХ СИСТЕМ ОТКРЫТОЙ РАЗРАБОТКИ НАКЛОННЫХ И КРУТОПАДАЮЩИХ ПЛАСТОВ К УСЛОВИЯМ ДЕЙСТВУЮЩИХ РАЗРЕЗОВ КЕМЕРОВСКОЙ ОБЛАСТИ.....71
к.т.н. Селюков А.В.
Кузбасский государственный технический университет им. Т.Ф. Горбачева, г. Кемерово, Россия

УТОЧНЕНИЕ ПРИРОДНОЙ ГАЗОНОСНОСТИ ПЛАСТА ДЛЯ ЕГО ПРЕДВАРИТЕЛЬНОЙ ДЕГАЗАЦИИ (НА ПРИМЕРЕ ВЫЕМОЧНОГО УЧАСТКА № 449 ШАХТЫ «ЧЕРТИНСКАЯ-КОКСОВАЯ»)..... 76
к.т.н. Козырева Е.Н., к.т.н. Шинкевич М.В.
Федеральный исследовательский центр угля и углехимии СО РАН, г. Кемерово, Россия
МАТЕМАТИЧЕСКОЕ МОДЕЛИРОВАНИЕ ГРАВИТАЦИОННОГО ДВИЖЕНИЯ РАЗУПРОЧНЕННОЙ ГОРНОЙ МАССЫ В ТЕХНОЛОГИИ С ВЫПУСКОМ ПОДКРОВЕЛЬНОЙ ТОЛЩИ..... 80
[1]к.т.н. Клишин С.В., [2]чл.-корр. РАН, д.т.н. Клишин В.И.,[2] к.т.н. Опрук Г.Ю.
1 - Институт горного дела им. Н.А. Чинакала СО РАН, г. Новосибирск, Россия
2 – Федеральный исследовательский центр угля и углехимии СО РАН, г. Кемерово, Россия
РАЗРАБОТКА МАТЕМАТИЧЕСКОЙ МОДЕЛИ ГРАВИТАЦИОННОГО ДВИЖЕНИЯ ГОРНОЙ МАССЫ В ТЕХНОЛОГИИ С ВЫПУСКОМ ПОДКРОВЕЛЬНОЙ ТОЛЩИ..... 85
[1]к.т.н. Клишин С.В., [2]чл.-корр. РАН, д.т.н. Клишин В.И.
1 - Институт горного дела им. Н.А. Чинакала СО РАН, г. Новосибирск, Россия
2 – Федеральный исследовательский центр угля и углехимии СО РАН, г. Кемерово, Россия
МОДЕЛИРОВАНИЕ ДЕФОРМАЦИОННЫХ ПРОЦЕССОВ В РАЙОНЕ ВЫЕМКИ УГОЛЬНОГО ПЛАСТА ПРИ УЧЕТЕ КОНТАКТНОГО ВЗАИМОДЕЙСТВИЯ ПОРОД В ПОДРАБОТАННОЙ СЛОИСТОЙ ТОЛЩЕ..... 92
д.т.н. Серяков В.М.
Институт горного дела им. Н.А. Чинакала СО РАН, г. Новосибирск, Россия
КОНЦЕПЦИЯ ПОСТРОЕНИЯ МАТЕМАТИЧЕСКИХ МОДЕЛЕЙ НАПРЯЖЕННО-ДЕФОРМИРОВАННОГО СОСТОЯНИЯ ГЕОМАССИВА ПРИ ВОЗДЕЙСТВИИ ПРИРОДНЫХ И ТЕХНОГЕННЫХ СИЛ..... 98
к.т.н. Цветков А.Б., д.т.н. Павлова Л.Д.
Сибирский государственный индустриальный университет, г. Новокузнецк, Россия
ПРОГНОЗ МЕТАНОВЫДЕЛЕНИЯ С ПОВЕРХНОСТИ ОЧИСТНОГО ЗАБОЯ УГОЛЬНОЙ ШАХТЫ..... 102
[1]Поздеев И.А., [2]д.т.н. Фрянов В.Н.
1 - ООО «Распадская угольная компания» ООО «Шахта «Есаульская», г. Новокузнецк, Россия
2 - Сибирский государственный индустриальный университет, г. Новокузнецк, Россия
АНАЛИЗ ПРОИЗВОДСТВЕННОГО ОПЫТА ОТРАБОТКИ КОРОТКИМИ ЗАБОЯМИ СКЛОННОГО К ДИНАМИЧЕСКИМ ЯВЛЕНИЯМ МОЩНОГО УГОЛЬНОГО ПЛАСТА..... 108
Черепов А.А.
ООО «Распадская угольная компания», г. Новокузнецк, Россия
ВЫБОР МЕСТА ЗАЛОЖЕНИЯ НАКЛОННОГО СТВОЛА И ПАРАМЕТРОВ ПОЭТАПНОГО СТРОИТЕЛЬСТВА В УСЛОВИЯХ ТЕРСИНСКОГО УГЛЕНОСНОГО РАЙОНА..... 112
[1]к.т.н. Волошин В.А., [1]Риб С.В., [1]к.т.н. Петрова О.А., [2]Беляев А.В.
1 - Сибирский государственный индустриальный университет, г. Новокузнецк, Россия
2 - АО «УК Сибирская», г. Новокузнецк, Россия
ГЕОМЕХАНИЧЕСКОЕ ОБОСНОВАНИЕ ПАРАМЕТРОВ СОПРЯЖЕНИЙ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК С УЧЕТОМ ВЛИЯНИЯ ДИНАМИЧЕСКОГО ОПОРНОГО ДАВЛЕНИЯ..... 117
[1]Басов В.В., [2]Серг А.Г.
1 - Сибирский государственный индустриальный университет, г. Новокузнецк, Россия
ВЛИЯНИЕ РАСПОЛОЖЕНИЯ ПОРОДНОГО ПРОСЛОЙКА НА НАПРЯЖЁННО-ДЕФОРМИРОВАННОЕ СОСТОЯНИЕ МАССИВА ГОРНЫХ ПОРОД В ОКРЕСТНОСТИ ПОДЗЕМНОЙ ВЫРАБОТКИ..... 122
Риб С.В.
Сибирский государственный индустриальный университет, г. Новокузнецк, Россия
ОБОСНОВАНИЕ ТЕХНОЛОГИИ И ПАРАМЕТРОВ КРЕПИ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК, ПРОЙДЕННЫХ В ВЕЧНОМЕРЗЛЫХ ПОРОДАХ С УЧЕТОМ РАСТЕПЛЕНИЯ И ВЛИЯНИЯ БУРОВЗРЫВНЫХ РАБОТ..... 124
Айкин А.В., Лысенко М.В., Ковешников П.Ю., Позолотин А.С.
ООО «РАНК 2», г. Кемерово, Россия

СОЗДАНИЕ КОНКУРЕНТОСПОСОБНОГО ПРОИЗВОДСТВА НА ОСНОВЕ ЭЛЕКТРОТЕРМИЧЕСКИХ И ПЛАЗМЕННЫХ ТЕХНОЛОГИЙ КОМБИНИРОВАННОЙ ПЕРЕРАБОТКИ УГОЛЬНОГО И КАРБОНАТНОГО МИНЕРАЛЬНОГО СЫРЬЯ С ПОЛУЧЕНИЕМ ПРОДУКЦИИ ТОПЛИВНОГО И НЕТОПЛИВНОГО НАЗНАЧЕНИЯ 128
д.т.н. Жуков А.В., к.т.н. Звонарев М.И., Жукова Ю.А., Шмелев А.А.
Дальневосточный федеральный университет, г. Владивосток, Россия
ПРОГНОЗ ВЫХОДА ОСНОВНЫХ ХИМИЧЕСКИХ ПРОДУКТОВ КОКСОВАНИЯ УГЛЕЙ КУЗБАССА ПО ПАРАМЕТРАМ ИХ КАЧЕСТВА 133
Васильева Е.В., Пилецкая А.Б., Дороганов В.С., д.х.н. Черкасова Т.Г., к.э.н. Субботин С.П., к.т.н. Неведров А.В., к.т.н. Папин А.В.
Кузбасский государственный технический университет им. Т.Ф. Горбачева, г. Кемерово, Россия
МИНЕРАЛЬНО-СЫРЬЕВАЯ БАЗА ЮГА КЕМЕРОВСКОЙ ОБЛАСТИ (МЕЖДУРЕЧЕНСКИЙ АДМИНИСТРАТИВНЫЙ РАЙОН).....135
д. г.-м.н. Гутак Я.М.
Сибирский государственный индустриальный университет, г. Новокузнецк, Россия
СОВРЕМЕННЫЕ ВЫЗОВЫ ИННОВАЦИОННОМУ РАЗВИТИЮ ТОПЛИВНО-ЭНЕРГЕТИЧЕСКОГО КОМПЛЕКСА РОССИИ.....140
д.т.н. Федаш А.В., к.т.н. Вартанов А.З., д.э.н Петров И.В.
Институт проблем комплексного освоения недр им. академика Н.В. Мельникова РАН, г. Москва, Россия
СОВРЕМЕННЫЕ ФОРМЫ ПРОЕКТНОГО ВЗАИМОДЕЙСТВИЯ НАУКИ, БИЗНЕСА И ВЛАСТИ В УГОЛЬНОЙ ОТРАСЛИ.....144
д.э.н. Никитенко С.М., чл.-корр. РАН, д.т.н. Клишин В.И.
Федеральный исследовательский центр угля и углехимии СО РАН, г. Кемерово, Россия
ТИПОЛОГИЗАЦИЯ РЕСУРСНЫХ РЕГИОНОВ ПО УРОВНЮ РАЗВИТИЯ ИННОВАЦИОННОГО ПОТЕНЦИАЛА: НЕЧЕТКИЙ ПОДХОД 149
[1,2]к.т.н. Каган Е.С., [2]к.т.н. Гутова С.Г., [2]к.ф.-м.н. Чернова Е.С.
1 - Федеральный исследовательский центр угля и углехимии СО РАН, г. Кемерово, Россия
2 - Кемеровский государственный университет, г. Кемерово, Россия
ОЦЕНКА ГОТОВНОСТИ РЕСУРСНЫХ РЕГИОНОВ К КОМПЛЕКСНОМУ ОСВОЕНИЮ НЕДР НА ОСНОВЕ АНАЛИЗА СТРУКТУРНЫХ СДВИГОВ (SHIFT-SHARE ANALYSIS).....155
[1,2]к.т.н. Каган Е.С., [1,2]к.э.н. Саблин К.С., [2]Шаров А.А.
1 - Федеральный исследовательский центр угля и углехимии СО РАН, г. Кемерово, Россия
2 - Кемеровский государственный университет, г. Кемерово, Россия
ИНТЕЛЛЕКТУАЛЬНАЯ СОБСТВЕННОСТЬ КАК АКТИВНЫЙ РЕСУРС УСТОЙЧИВОГО РАЗВИТИЯ РЕГИОНАЛЬНОЙ ЭКОНОМИКИ 161
[1]к.э.н. Месяц М.А., [2]Misiti Jacopo
1 - Кемеровский институт (филиал) Российского экономического университета им. Г.В. Плеханова, г. Кемерово, Россия
2 - University of Trento via Calepina, Trento, Italy
РЕСУРСНЫЕ РЕГИОНЫ РОССИИ: СОЦИАЛЬНО-ЭКОНОМИЧЕСКИЕ ПОКАЗАТЕЛИ И ИННОВАЦИОННОЕ РАЗВИТИЕ.....167
[1,2,3]д.э.н. Филимонова И.В.,[1,2,3]д.э.н. Эдер Л.В., [1,2]Комарова А.В., к.э.н. [1,2]Проворная И.В., к.э.н. [1,2]Немов В.Ю.
1 - Институт нефтегазовой геологии и геофизики им. А.А. Трофимука СО РАН, г. Новосибирск, Россия
2 - Новосибирский государственный университет, г. Новосибирск, Россия
3 - Федеральный исследовательский центр угля и углехимии СО РАН, г. Кемерово, Россия
ГОСУДАРСТВЕННОЕ ЧАСТНОЕ ПАРТНЕРСТВО КАК ФОРМА РАЗВИТИЯ РЕСУРСНЫХ РЕГИОНОВ РОССИИ.....172
[1,2,3]д.э.н. Эдер Л.В., [1,2]к.э.н. Проворная И.В., [1,2,3]д.э.н. Филимонова И.В., [1,2]Комарова А.В., [1,2]к.э.н. Мишенин М.В.
1 - Институт нефтегазовой геологии и геофизики им. А.А. Трофимука СО РАН, г. Новосибирск, Россия
2 - Новосибирский национальный исследовательский государственный университет, г. Новосибирск, Россия
3 - Федеральный исследовательский центр угля и углехимии СО РАН, г. Кемерово, Россия

МЕТОДОЛОГИЯ РАЗРАБОТКИ СПОСОБОВ ГЕОФИЗИЧЕСКОГО МОНИТОРИНГА ПРОЦЕССОВ НАПРАВЛЕННОГО ГИДРОРАЗРЫВА ТРУДНООБРУШАЕМОЙ КРОВЛИ И ЛОКАЛЬНОЙ ГИДРООБРАБОТКИ ПРИЗАБОЙНОГО ПРОСТРАНСТВА УГОЛЬНОГО ПЛАСТА И ЕЕ РЕАЛИЗАЦИЯ ПРИ ВЫПОЛНЕНИИ ПРОЕКТА РНФ 178
д.т.н. Шадрин А.В., д.т.н. Клишин В.И.
Федеральный исследовательский центр угля и углехимии СО РАН, г. Кемерово, Россия
ОЦЕНКА И УПРАВЛЕНИЕ РЕСУРСНЫМ ПОТЕНЦИАЛОМ МАЛЫХ УГОЛЬНЫХ РАЗРЕЗОВ КРАСНОЯРСКОГО КРАЯ В УСЛОВИЯХ ТРАНСФОРМАЦИИ РЫНОЧНОЙ КОНЪЮНКТУРЫ 184
[1] Бурлакова Е.Т., [1, 2] д.т.н. Зеньков И.В.
1 - Сибирский государственный университет науки и технологий им. акад. М.Ф. Решетнёва, г. Красноярск, Россия
2 - ИВТ СО РАН, г. Новосибирск, Россия
ОРГАНИЗАЦИЯ И ЭКОНОМИКА ГОРНОГО ПРОИЗВОДСТВА НА УГОЛЬНЫХ РАЗРЕЗАХ В СТРАНАХ ВОСТОЧНОЙ ЕВРОПЫ И В УГЛЕДОБЫВАЮЩИХ ШТАТАХ ВОСТОЧНОЙ АВСТРАЛИИ 186
д.т.н. Зеньков И.В.
Сибирский государственный университет науки и технологий им. акад. М.Ф. Решетнёва, г. Красноярск, Россия

ГОРНЫЕ МАШИНЫ И ТРАНСПОРТНЫЕ СИСТЕМЫ ДЛЯ ГОРНОДОБЫВАЮЩЕЙ ОТРАСЛИ 189

СОВРЕМЕННЫЕ ТЕНДЕНЦИИ РАЗВИТИЯ ОТЕЧЕСТВЕННОГО ГОРНОГО МАШИНОСТРОЕНИЯ 191
д.т.н. Земсков А.Н., Канцуров А.Н., Салов Д.А.
ГК «КАНЕКС», г. Москва, Россия
ОБОСНОВАНИЕ ПРОГРАММЫ И МЕТОДИКИ ЛАБОРАТОРНЫХ ИССЛЕДОВАНИЙ УПРАВЛЯЕМОГО ВЫПУСКА УГЛЯ ПОДКРОВЕЛЬНОЙ ТОЛЩИ 196
чл.-корр. РАН, д.т.н. Клишин В.И., Варфоломеев Е.Л., Борисов И.Л., Малахов Ю.В.
Федеральный исследовательский центр угля и углехимии СО РАН, г. Кемерово, Россия
РАЗРАБОТКА МАКЕТНОГО ОБРАЗЦА МЕХАНИЗИРОВАННОЙ КРЕПИ И ЛАБОРАТОРНОЙ УСТАНОВКИ ДЛЯ МОДЕЛИРОВАНИЯ УПРАВЛЯЕМОГО ВЫПУСКА УГЛЯ 199
[1]чл.-корр. РАН, д.т.н. Клишин В.И., [1]Варфоломеев Е.Л., [1]Борисов И.Л., [2]к.т.н. Кокоулин Д.И., [1]Худынцев Е.А.
1 - Федеральный исследовательский центр угля и углехимии СО РАН, г. Кемерово, Россия
2 - Институт горного дела им. Н.А. Чинакала СО РАН, г. Новосибирск, Россия
СОЗДАНИЕ АНКЕРОУСТАНОВЩИКОВ ДЛЯ КРЕПКИХ ПОРОД 203
[1]чл.-корр., д.т.н. Клишин В.И., [2]к.т.н. Ланцевич М.А., [2]к.т.н. Кокоулин Д.И.
1 – Федеральный исследовательский центр угля и углехимии СО РАН, г. Кемерово, Россия
2 - Институт горного дела им. Н.А. Чинакала СО РАН, г. Новосибирск, Россия
СПЕКТРАЛЬНО-АКУСТИЧЕСКИЙ И СЕЙСМОЛОГИЧЕСКИЙ МОНИТОРИНГ СОСТОЯНИЯ ВМЕЩАЮЩИХ ГОРНЫХ ПОРОД ПРИЗАБОЙНОГО ПРОСТРАНСТВА ПРИ РАЗУПРОЧНЕНИИ КРОВЛИ МЕТОДОМ НАПРАВЛЕННОГО ГИДРОРАЗРЫВА 207
[1]чл. корр. РАН, д.т.н. Клишин В.И., [1]к.т.н. Опрук Г.Ю., [1]Телегуз А.С., [2] Галкин А.В.
1 - Федеральный исследовательский центр угля и углехимии СО РАН, г. Кемерово, Россия
2 - АО «ТопПром», г Новокузнецк, Россия
ОЦЕНКА РАСПРОСТРАНЕНИЯ УПРУГИХ СЕЙСМОАКУСТИЧЕСКИХ КОЛЕБАНИЙ В УГЛЕПОРОДНОМ МАССИВЕ В ГРАНИЦАХ ВЫЕМОЧНОГО СТОЛБА ПРИ ПРОВЕДЕНИИ РАБОТ ПО НАПРАВЛЕННОМУ ГИДРОРАЗРЫВУ 211
[1]чл. корр. РАН, д.т.н. Клишин В.И., [1]д.т.н. Тайлаков О.В., [1]к.т.н. Опрук Г.Ю., [1]Соколов С.В., [2] Николаев А.В.
1 - Федеральный исследовательский центр угля и углехимии СО РАН, г. Кемерово, Россия
2 - ООО «Шахта «Есаульская», г Новокузнецк, Россия
УСТРОЙСТВО С КОМПЕНСАТОРОМ ОСЕВОГО ПЕРЕМЕЩЕНИЯ ДЛЯ ПОИНТЕРВАЛЬНОГО РАЗРЫВА СКВАЖИН В УГОЛЬНОМ МАССИВЕ 218
[1]чл.-корр. РАН, д.т.н. Клишин В.И., [1]к.т.н. Опрук Г.Ю., [2]Тациенко А.Л.

1 – Федералный исследовательский центр угля и углехимии СО РАН, г. Кемерово, Россия
2 - «Шахта им. С.М. Кирова» АО «СУЭК-Кузбасс», г. Ленинск-Кузнецкий, Россия
ТЕОРЕТИЧЕСКИЕ ОСНОВЫ МЕТОДИКИ РАСЧЕТА ТЕМПЕРАТУРНЫХ ПОЛЕЙ В ОГНЕВОМ ДНИЩЕ КРЫШКИ ЦИЛИНДРА ДИЗЕЛЯ ГОРНО-ТРАНСПОРТНОЙ МАШИНЫ.224
к.т.н. Гутаревич В.О., Рябко Е.В.
Донецкий национальный технический университет, г. Донецк, Донецкая народная республика
ПОВЫШЕНИЕ ЭНЕРГИИ УДАРА ПОГРУЖНОГО ПНЕВМОУДАРНИКА.....227
к.т.н. Тимонин В.В., Алексеев С.Е., к.т.н. Кокоулин Д.И., к.т.н. Кубанычбек Б., Черниенков Е.М.
Институт горного дела имени Н.А. Чинакала СО РАН, г. Новосибирск, Россия
ОПТИМИЗАЦИЯ ШИРИНЫ ЗАХВАТА И РАСПОЛОЖЕНИЯ ТАНГЕНЦИАЛЬНЫХ РЕЗЦОВ НА ШНЕКЕ ОЧИСТНОГО КОМБАЙНА 231
д.т.н. Ордин А.А., к.т.н. Никольский А.М.
Институт горного дела им. Н.А. Чинакала СО РАН, г. Новосибирск, Россия
РАЗРАБОТКА РАБОЧЕГО ОРГАНА ДЛЯ БУРЕНИЯ ДЕГАЗАЦИОННЫХ СКВАЖИН С ОДНОВРЕМЕННОЙ ОБСАДКОЙ.....237
к.т.н. Шахторин И.О.
Институт горного дела имени Н.А. Чинакала СО РАН, г. Новосибирск, Россия
ПЕРЕМОНТАЖ МЕХАНИЗИРОВАННОГО КОМПЛЕКСА ПРИ ПОМОЩИ ТЕХНИКИ РЕТІТТО MULE В УСЛОВИЯХ ШАХТ ЮГА КУЗБАССА 240
[1]к.т.н. Никитина А.М., [1]Риб С.В., [1]Борзых Д.М., [2]Дадынский Р.А.
1 - Сибирский государственный индустриальный университет», г. Новокузнецк, Россия
2- ООО «УМГШО», г. Новокузнецк, Россия
К ВОПРОСУ ПОВЫШЕНИЯ ЭФФЕКТИВНОСТИ СОВРЕМЕННЫХ МЕХАНИЧЕСКИХ ЛОПАТ БОЛЬШОЙ ЕДИНИЧНОЙ МОЩНОСТИ.....244
к.т.н. Чаплыгин В.В., Матвеев А.В.
Сибирский государственный индустриальный университет, г. Новокузнецк, Россия
ТЕХНИЧЕСКИЕ ТРЕБОВАНИЯ К ЛАБОРАТОРНОЙ УСТАНОВКЕ ДЛЯ ИССЛЕДОВАНИЯ ГЛУБИНЫ ЧУВСТВИТЕЛЬНОСТИ СПЕКТРАЛЬНО-АКУСТИЧЕСКОГО МЕТОДА КОНТРОЛЯ НАПРЯЖЕННОГО СОСТОЯНИЯ ГОРНОГО МАССИВА ВПЕРЕДИ ПОДГОТОВИТЕЛЬНОЙ ВЫРАБОТКИ 248
[1]д.т.н. Шадрин А.В., [1]чл.-корр. РАН, д.т.н. Клишин В.И., [1,2]к.т.н. Никитенко М.С., [2]Трухманов Д.С.
1 - Федеральный исследовательский центр угля и углехимии СО РАН, г. Кемерово, Россия
2 - Кузбасский государственный технический университет имени Т. Ф. Горбачева, г. Кемерово Россия
ОБОСНОВАНИЕ И РАЗРАБОТКА НОВОГО ЭКСПРЕСС-МЕТОДА ОПРЕДЕЛЕНИЯ ПРОЧНОСТНЫХ СВОЙСТВ ГОРНЫХ ПОРОД.....252
к.т.н. Корнеев В.А.
Сибирский государственный индустриальный университет, г. Новокузнецк, Россия
МЕХАНИЧЕСКИЕ ХАРАКТЕРИСТИКИ МАШИНЫ ДВОЙНОГО ПИТАНИЯ И ЕЕ ПРИМЕНЕНИЕ В ЭЛЕКТРОПРИВОДЕ ШАХТНЫХ ПОДЪЕМНЫХ УСТАНОВОК 255
д.т.н. Островлянчик В.Ю., Поползин И.Ю., Маршев Д.А.
Сибирский государственный индустриальный университет, г. Новокузнецк, Россия
ФИЗИКО-ТЕХНИЧЕСКИЕ ОСНОВЫ ТЕХНОЛОГИИ ПОВЫШЕНИЯ ИЗНОСОСТОЙКОСТИ РАБОЧИХ ПОВЕРХНОСТЕЙ БОЛЬШЕОБЪЕМНЫХ КОВШЕЙ ЭКСКАВАТОРОВ.....261
д.ф.-м.н. Громов В.Е., д.т.н. Райков С.В., Кормышев В.Е., к.т.н. Косинов Д.А., к.ф.-м.н. Кондратова О.А., к.т.н. Романов Д.А.
Сибирский государственный индустриальный университет, г. Новокузнецк, Россия
ЭЛЕКТРОВЗРЫВНЫЕ ЭЛЕКТРОЭРОЗИОННОСТОЙКИЕ ПОКРЫТИЯ СИСТЕМЫ Ag-W ДЛЯ ЭЛЕКТРИЧЕСКИХ КОНТАКТОВ СИЛОВОГО ШАХТНОГО ОБОРУДОВАНИЯ.....265
к.т.н. Романов Д.А., Московский С.В., д.ф-м.н. Громов В.Е., к.т.н. Соснин К.В.
Сибирский государственный индустриальный университет, г Новокузнецк, Россия
МЕТОДИКА ИССЛЕДОВАНИЯ ВЛИЯНИЯ РЕЖИМОВ ИЗОТЕРМИЧЕСКОГО ОТЖИГА ПРИ СВАРКЕ РЕЛЬСОВ ОТКАТОЧНЫХ ПУТЕЙ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК.....269
Шевченко Р.А., д.т.н. Козырев Н.А., к.т.н. Куценко А.И., к.т.н. Усольцев А.А., к.т.н. Куценко А.А.

Сибирский государственный индустриальный университет, г. Новокузнецк, Россия
ИСПОЛЬЗОВАНИЕ ШЛАКА СИЛИКОМАРГАНЦА И КОВШЕВОГО ЭЛЕКТРОСТАЛЕПЛАВИЛЬНОГО ШЛАКА ПРИ ИЗГОТОВЛЕНИИ СВАРОЧНЫХ ФЛЮСОВ ДЛЯ НАПЛАВКИ ГОРНОГО ОБОРУДОВАНИЯ 273
д.т.н. Козырев Н.А., Михно А.Р., к.т.н. Усольцев А.А., к.т.н. Крюков Р.Е., к.т.н. Уманский А.А.
Сибирский государственный индустриальный университе, г. Новокузнецк, Россия
ИСПОЛЬЗОВАНИЕ БАРИЙ – СТРОНЦИЕВОГО МОДИФИКАТОРА ПРИ ИЗГОТОВЛЕНИИ СВАРОЧНОГО ФЛЮСА НА ОСНОВЕ ШЛАКА СИЛИКОМАРГАНЦА ДЛЯ СВАРКИ И НАПЛАВКИ ГОРНО - ШАХТНОГО ОБОРУДОВАНИЯ 277
д.т.н. Козырев Н.А., Михно А.Р., к.т.н. Крюков Р.Е., д.т.н. Якушевич Н.Ф., Проводова А.А.
Сибирский государственный индустриальный университет, г. Новокузнецк, Россия
РАЗРАБОТКА ПОРОШКОВОЙ ПРОВОЛОКИ ДЛЯ НАПЛАВКИ ГОРНОРУДНОГО ОБОРУДОВАНИЯ, РАБОТАЮЩЕГО В УСЛОВИЯХ УДАРНО-АБРАЗИВНОГО ИЗНОСА 282
Гусев А.И., д.т.н. Козырев Н.А., к.т.н. Усольцев А.А., к.т.н. Крюков Р.Е., Михно А.Р.
Сибирский государственный индустриальный университет, г. Новокузнецк, Россия
РАЗРАБОТКА НОВОЙ ИЗНОСОСТОЙКОЙ ПОРОШКОВОЙ ПРОВОЛОКИ ДЛЯ НАПЛАВКИ БРОНИ КОВШЕЙ ГОРНОДОБЫВАЮЩЕГО ОБОРУДОВАНИЯ 288
д.т.н. Козырев Н.А., к.т.н. Крюков Р.Е., к.т.н. Усольцев А.А., к.т.н. Кибко Н.В., Непомнящих А.С.
Сибирский государственный индустриальный университет, г. Новокузнецк, Россия
МОДЕЛИ ФУНКЦИОНИРОВАНИЯ И РАСПРЕДЕЛЕНИЯ РЕСУРСОВ АВТОДОРОЖНОГО КОМПЛЕКСА 292
Буйвис В.А., д.т.н. Новичихин А.В.
Сибирский государственный индустриальный университет, г. Новокузнецк, Россия
МОДЕЛИРОВАНИЕ ПЕРЕХОДНЫХ ПРОЦЕССОВ В ЩЕКОВЫХ ДРОБИЛЬНЫХ МАШИНАХ ПРИ ЧАСТОТНОМ УПРАВЛЕНИИ 295
д.т.н. Никитин А.Г., к.т.н. Тагильцев-Галета К.В., к.ф.-м.н. Лактионов С.А., к.т.н. Лавцевич Г.В.
Сибирский государственный индустриальный университет, г. Новокузнецк, Россия

РОБОТИЗАЦИЯ И АВТОМАТИЗАЦИЯ ПРОЦЕССОВ ГОРНОГО ПРОИЗВОДСТВА 299

ГЕОМЕХАНИЧЕСКОЕ ОБОСНОВАНИЕ НА ОСНОВЕ ЧИСЛЕННОГО МОДЕЛИРОВАНИЯ ПАРАМЕТРОВ КОМБИНИРОВАННОЙ ТЕХНОЛОГИИ ОТРАБОТКИ ВЫЕМОЧНЫХ УЧАСТКОВ ПРИ ИСПОЛЬЗОВАНИИ РОБОТИЗИРОВАННЫХ СРЕДСТВ ПОДЗЕМНОЙ УГЛЕДОБЫЧИ 301
[1]д.т.н. Фрянов В.Н., [1]д.т.н. Павлова Л.Д., [2]Черепов А.А.
1 - Сибирский государственный индустриальный университет, г. Новокузнецк, Россия
2 - ООО «Распадская угольная компания», г. Новокузнецк, Россия
ИНТЕЛЛЕКТУАЛЬНАЯ ШАХТА УГОЛЬНОГО РАЗРЕЗА 306
д.т.н. Федорин В.А., к.т.н. Шахматов В.Я., Михайлов А.Ю.
Федеральный исследовательский центр угля и углехимии СО РАН, г. Кемерово, Россия
СХЕМА УПРАВЛЕНИЯ ТЕХНИЧЕСКИМИ СРЕДСТВАМИ ОБЕСПЕЧЕНИЯ РЕГУЛИРУЕМОГО ВЫПУСКА УГЛЯ ПОДКРОВЕЛЬНОЙ ТОЛЩИ НА ЗАБОЙНЫЙ КОНВЕЙЕР 313
[1,2]Кизилов С.А., [1,2]к.т.н. Никитенко М.С., [2]Худынцев А.А.
1 - Федеральный исследовательский центр угля и углехимии СО РАН, г. Кемерово, Россия
2 - Кузбасский государственный технический университет имени Т.Ф. Горбачева, г. Кемерово, Россия
РАЗВИТИЕ АВТОМАТИЗИРОВАННОЙ СИСТЕМЫ УПРАВЛЕНИЯ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИМИ ПРОЦЕССАМИ ОБОГАТИТЕЛЬНОЙ ФАБРИКИ 316
[1]д.т.н. Мышляев Л.П., [1]Макаров Г.В., [1]к.т.н. Ляховец М.В., [2]к.т.н. Венгер К.Г., [2]Леонтьев И.А., [3]Мелкозеров М.Ю.
1 - ООО «Научно-исследовательский центр систем управления», г. Новокузнецк, Россия
2 - ЗАО «Стройсервис», г. Кемерово, Россия
2 - ОФ ООО СП «Барзасское товарищество», г. Березовский, Россия

МОДЕРНИЗАЦИЯ ВЕРХНЕГО УРОВНЯ СИСТЕМЫ АВТОМАТИЗАЦИИ УПРАВЛЕНИЯ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИМ КОМПЛЕКСОМ ОБОГАТИТЕЛЬНОЙ ФАБРИКИ «АНТОНОВСКАЯ»....323
[1]к.т.н. Циряпкина А.В., [2]к.т.н. Грачев В.В., [2]д.т.н. Мышляев Л.П., [3]Прокофьев С.В., [1]Шипунов М.В.
1 - ООО «Научно-исследовательский центр систем управления», г. Новокузнецк, Россия
2 - Сибирский государственный индустриальный университет, г. Новокузнецк, Россия
3 - АО «ОФ «Антоновская», г. Новокузнецк, Россия
ОСОБЕННОСТИ ВНЕДРЕНИЯ ПАКЕТА WONDERWARE SYSTEM PLATFORM 2017 ПРИ МОДЕРНИЗАЦИИ АВТОМАТИЗИРОВАННОЙ СИСТЕМЫ УПРАВЛЕНИЯ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИМИ ПРОЦЕССАМИ ОБОГАТИТЕЛЬНОЙ ФАБРИКИ «АНТОНОВСКАЯ»....327
[1]к.т.н. Грачев В.В. [2], Шипунов М.В., [2]Иванов Д. В., [2]Коровин Д.Е.
1 - Сибирский государственный индустриальный университет, г. Новокузнецк, Россия
2 ООО «Научно-исследовательский центр систем управления», г. Новокузнецк, Россия
ТИПОВЫЕ РЕШЕНИЯ ПО АВТОМАТИЗАЦИИ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ ОБЪЕКТОВ НА ПРИМЕРЕ УГЛЕОБОГАТИТЕЛЬНЫХ ФАБРИК 331
Саламатин А.С., Макаров Г.В., к.т.н. Ляховец М.В., д.т.н. Мышляев Л.П., Раскин М.В.
Сибирский государственный индустриальный университет, г. Новокузнецк, Россия
СИСТЕМНЫЕ ОСОБЕННОСТИ НАСТРОЙКИ АЛГОРИТМОВ УПРАВЛЕНИЯ 334
[1]д.т.н. Мышляев Л.П., [1]Макаров Г.В., [2]к.т.н. Ивушкин К.А.
1 - ООО «Научно-исследовательский центр систем управления», г. Новокузнецк, Россия
2 - ОК «Сибшахтострой», г. Новокузнецк, Россия
МНОГОФУНКЦИОНАЛЬНАЯ СИСТЕМА БЕЗОПАСНОСТИ УГЛЕДОБЫВАЮЩЕГО ПРЕДПРИЯТИЯ....337
[1]Решетников В.В., [2]Давкаев К.С., [2]Корольков М.В., [3]Ляховец М.В.
1 - ООО «ММК-Уголь», г. Белово, Россия
2 - ООО «Синерго Софт Системс», г. Новокузнецк, Россия
3 - Сибирский государственный индустриальный университет, г. Новокузнецк, Россия
ПРИМЕНЕНИЕ МОДИФИЦИРОВАННОГО ПОДХОДА «HARDWARE-IN-THE-LOOP» ПРИ РАЗРАБОТКЕ АСУ ТП КОНВЕЙЕРНОЙ ЛИНИИ 341
Журавлев С.С., к.т.н. Рудометов С.В., д.т.н. Окольнишников В.В., к.ф.-м.н. Шакиров С.Р.
Институт вычислительных технологий СО РАН, г. Новосибирск, Россия
PIV-МЕТОДИКА ДЛЯ ОПРЕДЕЛЕНИЯ ПОЛЯ ДЕФОРМАЦИЙ ПРИ ВЫПУСКЕ СЫПУЧИХ МАТЕРИАЛОВ 344
д.т.н. Бобряков А.П., к.т.н. Клишин С.В., к.т.н. Косых В.П.,
д.ф.-м.н. Лавриков С.В., к.ф.-м.н. Микенина О.А., д.ф.-м.н. Ревуженко А.Ф.
Институт горного дела им. Н.А. Чинакала СО РАН, г. Новосибирск, Россия
АЛГОРИТМ ФУНКЦИОНИРОВАНИЯ ЭЛЕКТРОПРИВОДА ШАХТНОЙ ПОДЪЕМНОЙ УСТАНОВКИ НА ОСНОВЕ МАШИНЫ ДВОЙНОГО ПИТАНИЯ С КОМБИНИРОВАННЫМ УПРАВЛЕНИЕМ 348
д.т.н. Островлянчик В.Ю., Поползин И.Ю., к.т.н. Кубарев В.А.
Сибирский государственный индустриальный университет, г. Новокузнецк, Россия
ПРИНЦИПЫ ПОСТРОЕНИЯ СОВРЕМЕННЫХ СИСТЕМ УПРАВЛЕНИЯ ВЕНТИЛЯТОРНЫМИ УСТАНОВКАМИ ГЛАВНОГО ПРОВЕТРИВАНИЯ....353
д.т.н. Островлянчик В.Ю., к.т.н. Кубарев В.А. к.т.н. Модзелевский Д.Е., Маршев Д.А., Веригин Н.В.
Сибирский государственный индустриальный университет, г. Новокузнецк, Россия
СИГНАТУРНАЯ ТОКОВАЯ ЗАЩИТА ТУРБОКОМПРЕССОРОВ ЖЕЛЕЗОРУДНЫХ ШАХТ ОТ ПОМПАЖА....357
[1]Герасимук А.В., [1]Кипервассер М.В., [2]Гуламов Ш.Р.357
1 - Сибирский государственный индустриальный университет, г. Новокузнецк, Россия
2 – г. Душанбе, Таджикистан
ЗАЩИТА МОСТОВЫХ КРАНОВ УГЛЕОБОГАТИТЕЛЬНЫХ ФАБРИК 361
[1]Аниканов Д.С., [2]Кипервассер М.В., [2]Герасимук А.В., [2]Лактионов С.А.
1 - ООО «НТЦ «Сибшахтострой-инжиниринг»»,
2 - Сибирский государственный индустриальный университет, г. Новокузнецк, Россия

АСИНХРОННЫЙ ЭЛЕКТРОПРИВОД С РЕГУЛЯТОРОМ НАПРЯЖЕНИЯ ПО ПЕРВОЙ ГАРМОНИКЕ РЯДА ФУРЬЕ 365
к.т.н Кунинин П.Н., к.т.н. Рыбаков А.И., Кучик М.М., Самуськов В.С.
Сибирский государственный индустриальный университет, г. Новокузнецк, Россия
СРАВНИТЕЛЬНЫЙ АНАЛИЗ ВАРИАНТОВ РЕАЛИЗАЦИИ СПЕКТРАЛЬНО-АКУСТИЧЕСКОГО МЕТОДА ПРОГНОЗА ДИНАМИЧЕСКИХ ЯВЛЕНИЙ 371
д.т.н. Шадрин А.В., Контримас А.А., Телегуз А.С.
Федеральный исследовательский центр угля и углехимии СО РАН, г. Кемерово, Россия
ПРОГРАММНАЯ МОДЕЛЬ КОЛЕБАНИЙ СТРУНЫ КАК ПРОТОТИПА УПРУГОГО ВАЛА ЭЛЕКТРОМЕХАНИЧЕСКИХ СИСТЕМ ГЛУБОКИХ ШАХТ 377
Борщинский М. Ю., Улитин А. С.
Сибирский государственный индустриальный университет, г. Новокузнецк, Россия
ТЕСТИРОВАНИЕ АЛГОРИТМОВ СИСТЕМЫ УПРАВЛЕНИЯ ШАГАЮЩЕЙ КРЕПИ ПРИ ИНТЕГРАЦИИ ТЕХНОЛОГИИ НЕЙРОКОМПЬЮТЕРНОГО ИНТЕРФЕЙСА (BCI) И ДОПОЛНЕННОЙ РЕАЛЬНОСТИ (AR) 383
[1]к.т.н. Никитенко М.С., [2]Журавлев С.С., [2]к.т.н.Рудомётов С.В., [3]Ph.D. Neogi B., [4]Белый А.М.
1 - Федеральный исследовательский центр угля и углехимии СО РАН, г. Кемерово Россия
2 - Институт вычислительных технологий СО РАН, г. Новосибирск, Россия
3 - CoE & CII Centre for Innovation, JIS College of Engineering, West Bengal, India
4 - Сибирский государственный индустриальный университет, г. Новокузнецк, Россия
ПРИМЕНЕНИЕ ТЕХНОЛОГИИ ДОПОЛНЕННОЙ РЕАЛЬНОСТИ В ГОРНОДОБЫВАЮЩЕЙ ПРОМЫШЛЕННОСТИ И ДИСПЕТЧЕРИЗАЦИИ ПРОЦЕССОВ ГОРНОГО ПРОИЗВОДСТВА 388
Белый А.М.
Сибирский государственный индустриальный университет», г. Новокузнецк, Россия
ДИНАМИЧЕСКОЕ МОДЕЛИРОВАНИЕ ПОДЗЕМНЫХ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК И ПРИЛЕГАЮЩЕГО МАССИВА 392
Разумов Е.А., Венгер В.Г., Петров В.И.
Филиал Кузбасского государственного технического университета им. Т.Ф. Горбачева, г. Прокопьевск, Россия
ПОВЫШЕНИЕ ИНФОРМАТИВНОСТИ ДАННЫХ О СТРУКТУРЕ ПОРОД КРОВЛИ ЗА СЧЁТ ПРИМЕНЕНИЯ ГЕОРАДИОЛОКАЦИИ ПРИ ОБСЛЕДОВАНИИ СОСТОЯНИЯ ВЫРАБОТОК 394
Разумов Е.А., Пудов Е.Ю., к.т.н. Кузин Е.Г.
Филиал Кузбасского государственного технического университета им. Т.Ф. Горбачева, г. Прокопьевск, Россия
МЕХАНИЗМ ВЕКТОРНОЙ ОПТИМИЗАЦИИ ДЛЯ ЗАДАЧ РЕСУРСНОГО ПЛАНИРОВАНИЯ 398
Митьков В.В., д.т.н. Зимин В.В., к.т.н. Зимин В.А., д.т.н. Степанов И.Г.
Сибирский государственный индустриальный университет, г. Новокузнецк, Россия
ИСПОЛЬЗОВАНИЕ АВТОНОМНЫХ ИСТОЧНИКОВ ЭЛЕКТРОЭНЕРГИИ НА УГОЛЬНЫХ ПРЕДПРИЯТИЯХ 402
Скребнева Е.В., Шаев С.М.
Кузбасский государственный технический университет им. Т.Ф. Горбачева, г. Кемерово, Россия
ЗАКОНОДАТЕЛЬНЫЕ И ЭКОНОМИЧСКИЕ АСПЕКТЫ УПРАВЛЕНИЯ НАДЕЖНОСТЬЮ ЭЛЕКТРОСНАБЖЕНИЯ 407
[1]Скребнева Е.В., [2]Шатравин О.И.
1 - Кузбасский государственный технический университет им. Т.Ф. Горбачева, г. Кемерово, Россия
2 - ООО «Азот Майнинг Сервис»
ПРОБЛЕМЫ ОПРЕДЕЛЕНИЯ ВЕЛИЧИНЫ АВАРИЙНОЙ И ТЕХНОЛОГИЧЕСКОЙ БРОНИ ЭЛЕКТРОСНАБЖЕНИЯ УГОЛЬНЫХ ШАХТ 410
[1]Скребнева Е.В., [2]Скребнев В.И.
1 - Кузбасский государственный технический университетимени Т.Ф. Горбачева, г. Кемерово, Россия
2 - ООО «КАТЭН», г. Кемерово, Россия

ПРОМЫШЛЕННАЯ И ЭКОЛОГИЧЕСКАЯ БЕЗОПАСНОСТЬ ГОРНЫХ ПРЕДПРИЯТИЙ 414

СОВЕРШЕНСТВОВАНИЕ МЕТОДИКИ ОПРЕДЕЛЕНИЯ СКЛОННОСТИ УГЛЕЙ К САМОВОЗГОРАНИЮ 416
д.т.н. Пашковский П.С. д.т.н. Греков С.П., Орликова В.П.
Государственный научно-исследовательский институт горноспасательного дела, пожарной безопасности и гражданской защиты «РЕСПИРАТОР», г. Донецк, Донецкая народная республика
ГАЗОДИНАМИЧЕСКИЕ ЯВЛЕНИЯ В ШАХТАХ – ПРИЧИНЫ ИХ ПРОЯВЛЕНИЯ СУФЛЯРНЫМИ ВЫДЕЛЕНИЯМИ МЕТАНА ИЛИ ВНЕЗАПНЫМИ ВЫБРОСАМИ УГЛЯ И ГАЗА 421
д.т.н. Скрицкий В.А.
Институт горного дела им. Н.А. Чинакала СО РАН, г. Новосибирск, Россия
О ПРОБЛЕМЕ ИЗОЛЯЦИИ ВЫРАБОТАННОГО ПРОСТРАНСТВА ПРИ ВЫСОКОПРОИЗВОДИТЕЛЬНОЙ ОТРАБОТКЕ ПОЛОГИХ УГОЛЬНЫХ ПЛАСТОВ 425
д.т.н. Скрицкий В.А.
Института горного дела им. Н.А. Чинакала СО РАН, г. Новосибирск, Россия
АКТИВИЗАЦИЯ ЭНЕРГИИ УГЛЕМЕТАНА ВСЛЕДСТВИЕ ИМПУЛЬСНОГО НАГНЕТАНИЯ ФЛЮИДОВ В УГОЛЬНЫЙ ПЛАСТ 429
к.т.н. Плаксин М.С., Родин Р.И., Альков В.И.
Федеральный исследовательский центр угля и углехимии СО РАН, г. Кемерово, Россия
ИНВЕНТАРИЗАЦИЯ ВЫБРОСОВ ПАРНИКОВЫХ ГАЗОВ НА УГЛЕДОБЫВАЮЩИХ ПРЕДПРИЯТИЯХ 434
д.т.н. Тайлаков О.В., к.т.н. Застрелов Д.Н., Смыслов А.И., Самусь В.Л.
Фдеральный исследовательский центр угля и углехимии СО РАН, г. Кемерово, Россия
ОПРЕДЕЛЕНИЕ СВОЙСТВ КРОВЛИ В ПРЕДЕЛАХ ВЫЕМОЧНОГО СТОЛБА НА ОСНОВЕ ПРИМЕНЕНИЯ АВТОНОМНЫХ СЕЙСМИЧЕСКИХ РЕГИСТРАТОРОВ В ШАХТНЫХ ГЕОФИЗИЧЕСКИХ ИЗМЕРЕНИЯХ 438
д.т.н. Тайлаков О.В., Соколов С.В., Салтымаков Е.А.
Федеральный исследовательский центр угля и углехимии СО РАН, г. Кемерово, Россия
ПРОЯВЛЕНИЕ ОПАСНОСТИ ПО ГАЗОДИНАМИЧЕСКИМ ЯВЛЕНИЯМ В ОЧИСТНЫХ ЗАБОЯХ УГОЛЬНЫХ ШАХТ 442
д. т. н. Зыков В. С., к. т. н. Филатов Ю. М.
Научный центр ВостНИИ по промышленной и экологической безопасности в горной отрасли, г. Кемерово, Россия
ОЦЕНКА ПРОМЫШЛЕННОЙ БЕЗОПАСНОСТИ УГОЛЬНОЙ ПРОМЫШЛЕННОСТИ КУЗБАССА В СИСТЕМЕ ЭКОНОМИЧЕСКОЙ БЕЗОПАСНОСТИ 446
[1]к.э.н. Новоселов С.В., [2]к.в.н. Панихидников С.А.
1 - филиал Кузбасского государственного технического университета им. Т.Ф. Горбачева, г. Белово, Россия
2 - Санкт-Петербургский государственный университет телекоммуникаций им. проф. М.А. Бонч-Бруевича, г. Санкт-Петербург, Россия
КОМПЛЕКСНАЯ КОНЦЕПЦИЯ МЕТАНОБЕЗОПАСНОСТИ ОЧИСТНОГО ЗАБОЯ СВЕРХКАТЕГОРНОЙ ШАХТЫ 449
[1]к.э.н. Новоселов С.В., [2]к.в.н. Панихидников С.А.
1 - филиал Кузбасского государственного технического университета им. Т.Ф. Горбачева, г. Белово, Россия
2 - Санкт-Петербургский государственный университет телекоммуникаций им. проф. М.А. Бонч-Бруевича, г. Санкт-Петербург, Россия
ИННОВАЦИИ В ОБЕСПЕЧЕНИЕ БЕЗОПАСНОСТИ ЖИЗНЕДЕЯТЕЛЬНОСТИ НА УГОЛЬНЫХ ШАХТАХ РОССИИ. МЕТОД ОБНАРУЖЕНИЯ ЖИВЫХ ЛЮДЕЙ ПОД ЗАВАЛАМИ 455
[1]к.в.н. Панихидников С.А., [2]к.э.н. Новоселов С.В., [1]к.х.н. Кулинкович А.В.
1 - Санкт-Петербургский государственный университет телекоммуникаций им. проф. М.А. Бонч-Бруевича, г. Санкт-Петербург, Россия
2 - филиал Кузбасского государственного технического университета им. Т.Ф. Горбачева, г. Белово, Россия

ХАРАКТЕРИСТИКА И АНАЛИЗ ГОРНОТЕХНИЧЕСКИХ УСЛОВИЙ ПРОЯВЛЕНИЯ ДИНАМИЧЕСКИХ ЯВЛЕНИЙ 459
к.т.н. Лазаревич Т.И., Харкевич А.С., Власенко Ю.Н.
ООО «Научный центр проблем безопасного освоения недр ВНИИ-ГЕО», г. Кемерово, Россия
СПЕЦИФИКА И ФОРМЫ ПРОЯВЛЕНИЯ ТЕХНОГЕННОЙ СЕЙСМИЧНОСТИ НА ГОРНОДОБЫВАЮЩИХ ПРЕДПРИЯТИЯХ КУЗБАССА ПО МАТЕРИАЛАМ ИНСТРУМЕНТАЛЬНЫХ НАБЛЮДЕНИЙ 462
к.х.н. Денисов С.В., Полякова А.А., Добрынин Р.В.
ООО «Научный центр проблем безопасного освоения недр ВНИИ-ГЕО», г. Кемерово, Россия
НОРМИРОВАНИЕ ЧИСЛЕННОСТИ СЛУЖБЫ ПРОГНОЗА И ПРЕДОТВРАЩЕНИЯ ДИНАМИЧЕСКИХ ЯВЛЕНИЙ НА ОСНОВЕ ПЛАНОВЫХ ПОКАЗАТЕЛЕЙ ДЕЯТЕЛЬНОСТИ УГОЛЬНОГО ПРЕДПРИЯТИЯ 466
[1]Харкевич А.С., [1]к.т.н. Поляков А.Н., [2]Тюхрин В.Г.
1 - ООО «Научный центр проблем безопасного освоения недр ВНИИ-ГЕО», г. Кемерово, Россия
2 - ООО «Распадская угольная компания», г. Новокузнецк, Россия
РЕШЕНИЕ ЗАДАЧ СЕЙСМОГЕОДИНАМИЧЕСКОЙ БЕЗОПАСНОСТИ КУЗБАССА НА ОСНОВЕ ПОСТРОЕНИЯ СЕТИ СЕЙСМОГЕОДИНАМИЧЕСКИХ ПОЛИГОНОВ НА ЕГО ПРОБЛЕМНЫХ ОБЪЕКТАХ УГЛЕДОБЫЧИ 470
к.т.н. Лазаревич Т.И., к.т.н. Поляков А.Н.
ООО «Научный центр проблем безопасного освоения недр ВНИИ-ГЕО», г. Кемерово, Россия
НЕОБХОДИМОСТЬ РАСШИРЕНИЯ КРУГА РЕШАЕМЫХ ЗАДАЧ ПРОГРАММНЫМ КОМПЛЕКСОМ «УДАРНАЯ ВОЛНА» 475
[1,2]д.т.н. Палеев Д.Ю., [1]к.ф.-м.н. Лукашов О.Ю., [3]Кусаинов П.И., [3]Мазепа Е.Е.
1 – Федеральный исследовательский центр угля и углехимии СО РАН, г. Кемерово, Россия
2 - Национальный горноспасательный центр МЧС России, г. Новокузнецк, Россия
3 – Национальный исследовательский Томский государственный университет, г. Томск, Россия
К ВОПРОСУ О ФОРМАЛИЗАЦИИ ОЦЕНКИ ДЕЙСТВИЙ РУКОВОДИТЕЛЯ ЛИКВИДАЦИИ АВАРИИ ПРИ ВЕДЕНИИ АВАРИЙНО-СПАСАТЕЛЬНЫХ РАБОТ НА ГОРНЫХ ПРЕДПРИЯТИЯХ 477
д.т.н. Домрачев А.Н., к.т.н. Криволапов В.Г., к.т.н. Говорухин Ю.М., д.т.н. Палеев Д.Ю.
Национальный горноспасательный центр, г. Новокузнецк, Россия
ОБЕСПЕЧЕНИЕ БЕЗОПАСНОСТИ КОМБИНИРОВАННОЙ РАЗРАБОТКИ МЕСТОРОЖДЕНИЙ НА СТАДИИ ПРОЕКТИРОВАНИЯ 480
к.т.н. Свиридова Т.В., Боброва О.Б., к.т.н. Ильина О.Ю.
Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова,
г. Магнитогорск, Россия
РЕСУРСОСБЕРЕГАЮЩАЯ ТЕХНОЛОГИЯ ОТКРЫТОЙ УГЛЕДОБЫЧИ ПРИ РЕКОНСТРУКЦИИ ЗЕМЕЛЬНОГО ОТВОДА ЛИКВИДИРОВАННЫХ ШАХТ 485
к.т.н. Селюков А.В.
Кузбасский государственный технический университет им. Т.Ф. Горбачева, г. Кемерово, Россия
КОМПЛЕКСНОЕ ИСПОЛЬЗОВАНИЕ ОТХОДОВ ГОРНОДОБЫВАЮЩИХ ПРЕДПРИЯТИЙ НА ПРИМЕРЕ ПРИМЕНЕНИЯ МИНЕРАЛЬНЫХ ЧАСТИЦ «ХВОСТОВ» ФЛОТАЦИИ В СТРОИТЕЛЬНЫХ МАТЕРИАЛАХ 490
[1]Журковский М.Е., [1]д.т.н. Блазнов А.Н., [2]д.ф.-м.н. Жарова И.К.
1 - Институт проблем химико-энергетических технологий СО РАН, г. Бийск, Россия
2 - Национальный исследовательский Томский государственный университет, Научно-исследовательский институт прикладной математики и механики, г. Томск, Россия
ПОЛНОСТЬЮ ЭКОЛОГИЧЕСКИ ЗАМКНУТАЯ ТЕХНОЛОГИЯ ГАЗИФИКАЦИИ ПЫЛЕВИДНЫХ ФРАКЦИЙ ОБОГАЩЕНИЯ УГЛЯ С ВОССТАНОВЛЕНИЕМ МЕТАЛЛОВ И АЛЮМОСИЛИКАТОВ ИЗ ЗОЛЫ 495
[1]д.т.н. Цымбал В.П., [1]к.т.н. Рыбенко И.А., [2]к.т.н. Оленников А.А., [1]Рыбушкин А.А., [1]к.т.н. Кожемяченко В.И., [1]Сеченов П.А.
1 - Сибирский государственный индустриальный университет, г. Новокузнецк, Россия
2 - Тюменский государственный университет, г. Тюмень, Россия
ИНФОРМАЦИОННОЕ ОБЕСПЕЧЕНИЕ ДИСТАНЦИОННОГО МОНИТОРИНГА ЭКОЛОГИИ НАРУШЕННЫХ ЗЕМЕЛЬ УГОЛЬНЫМИ РАЗРЕЗАМИ РЕСПУБЛИКИ ХАКАСИИ 500
[1]к.т.н. Нефедов Б.Н., [1, 2]д.т.н. Зеньков И.В., [2]к.т.н. Юронен Ю.П., [2]Заяц В.В.

1 - ИВТ СО РАН, г. Новосибирск, Россия
2 - Сибирский государственный университет науки и технологий им. акад. М.Ф. Решетнёва, г. Красноярск, Россия
РЕЗУЛЬТАТЫ ПОЛЕВЫХ ИССЛЕДОВАНИЙ СОСТОЯНИЯ РАСТИТЕЛЬНОЙ ЭКОСИСТЕМЫ В ОТРАБОТАННЫХ ЩЕБЕНОЧНЫХ КАРЬЕРАХ В ЦЕНТРАЛЬНЫХ РАЙОНАХ КРАСНОЯРСКОГО КРАЯ 504
[1, 2]д.т.н. Зеньков И.В., [3]Барадулин И.М.
1 - Сибирский государственный университет науки и технологий им. акад. М.Ф. Решетнёва, г. Красноярск, Россия
2 - ИВТ СО РАН, г. Новосибирск, Россия
3 – Сибирский федеральный университет, г. Красноярск, Россия
НОВЫЕ ПОДХОДЫ К ПРОВЕДЕНИЮ ГОРНОТЕХНИЧЕСКОЙ РЕКУЛЬТИВАЦИИ КАРЬЕРОВ ПО ДОБЫЧЕ НЕРУДНЫХ МАТЕРИАЛОВ ДЛЯ ПРОИЗВОДСТВА ЩЕБНЯ....506
[1, 2]д.т.н. Зеньков И.В., [3]Барадулин И.М.
1 - Сибирский государственный университет науки и технологий им. акад. М.Ф. Решетнёва, г. Красноярск, Россия
2 - ИВТ СО РАН, г. Новосибирск, Россия
3 – Сибирский федеральный университет, г. Красноярск, Россия
ОСОБЕННОСТИ ПРИЛИВНОГО ДЕФОРМАЦИОННОГО ПРОЦЕССА В БАЙКАЛЬСКОМ РЕГИОНЕ НАКАНУНЕ ЗНАЧИТЕЛЬНЫХ СЕЙСМОСОБЫТИЙ....510
[1]Панов С.В., [2]Парушкин М.Д., [3]к.ф.-м.н. Семибаламут В.М., [3]Фомин Ю.Н.
1 – Институт лазерной физики СО РАН, г. Новосибирск, Россия
2 – Институт горного дела СО РАН, г. Новосибирск, Россия
3 – Федеральный исследовательский центр «Единая геофизическая служба» СФ РАН, г. Новосибирск, Россия
МОДЕЛИРОВАНИЕ ПЕРЕХОДНОГО СЛОЯ В ГРУБОКЕРАМИЧЕСКИХ МАТРИЧНЫХ КОМПОЗИТАХ НА ОСНОВЕ УГЛЕОТХОДОВ 515
д.т.н. Столбоушкин А.Ю., Сыромясов В.А., к.т.н. Фомина О.А., Иванов А.И.
Сибирский государственный индустриальный университет, г. Новокузнецк, Россия
ИССЛЕДОВАНИЕ ОСНОВНЫХ ПОКАЗАТЕЛЕЙ ЛОКАЛЬНОЙ ЭКОЛОГО-ЭКОНОМИЧЕСКОЙ СИСТЕМЫ «ПРОМЫШЛЕННОЕ ПРЕДПРИЯТИЕ-ОКРУЖАЮЩАЯ СРЕДА»....521
[1]д.т.н. Киселева Т.В., [2]к.т.н. Михайлов В.Г., [2]к.т.н. Карасев В.А., [2]к.т.н. Михайлов Г.С.
1 - Сибирский государственный индустриальный университет, г. Новокузнецк, Россия
2 - Кузбасский государственный технический университет им. Т.Ф. Горбачева, г. Кемерово, Россия
МЕТОДИЧЕСКИЕ ОСОБЕННОСТИ РАЗРАБОТКИ СЦЕНАРИЕВ ПОВЫШЕНИЯ УРОВНЯ ЭКОЛОГИЧЕСКОЙ БЕЗОПАСНОСТИ (В УСЛОВИЯХ ГОРОДА НОВОКУЗНЕЦКА) 527
Шорохова А.В., д.т.н. Новичихин А.В., Юрьева Е.Н.
Сибирский государственный университет, г. Новокузнецк, Россия
МЕХАНИЗМ ОЦЕНКИ ПРОФЕССИОНАЛЬНЫХ КОМПЕТЕНЦИЙ ПЕРСОНАЛА ПОГРУЗОЧНО-ТРАНСПОРТНОГО ПРЕДПРИЯТИЯ....532
[1]Шишкина С.В., [1]к.т.н. Приступа Ю.Д., [2]д.т.н. Павлова Л.Д., [2]д.т.н. Фрянов В.Н., к.т.н. Лавцевич Г.В.
1 – ООО «Объединенное ПТУ Кузбасса», г. Ленинск-Кузнецкий, Россия
2 - Сибирский государственный индустриальный университет, г. Новокузнецк, Россия

ГЕОТЕХНОЛОГИИ КОМПЛЕКСНОГО ОСВОЕНИЯ НЕДР

УДК 622.831

ГЕОМЕХАНИЧЕСКИЙ МОНИТОРИНГ МЕТОДОМ АНАЛИЗА КОНВЕРГЕНЦИИ: ПРОГНОЗ ВЕРОЯТНОСТИ ГОРНЫХ УДАРОВ И УЧАСТКОВ ИХ ПРОЯВЛЕНИЯ В ЛАВАХ

M. Reuter, M. Crash, W. Kiessling, Yu. Veksler
Marco Systemanalyse und Entwicklung GmbH, Dachau, Germany

Аннотация. Разработан метод прогноза горных ударов в очистных забоях угольных шахт на основе анализа конвергенции забоя в системе управления Марко «Robotik Mining». Показаны участки возможных разрушений забоя и повреждений крепи вследствие горного удара. Рассматривается возможный механизм инициирования горного удара. Предлагаются оперативные методы предотвращения опасности.

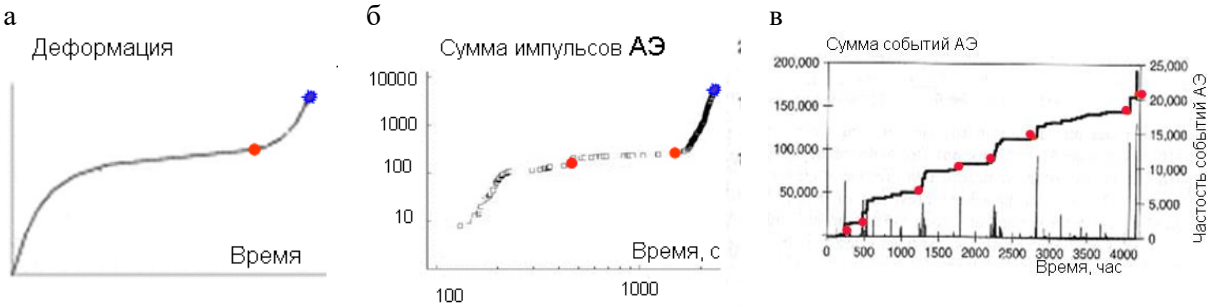
Ключевые слова: Конвергенция, лава, горный удар, прогноз, инициирование, разрушения в лаве

Введение. Современные автоматизированные очистные забои с месячной добычей 1 миллион тонн угля и более подвигаются со скоростью более 10 - 15 метров в сутки, что может привести к возникновению горных ударов из кровли [1]. Для обеспечения безопасной работы лавы и поддержания необходимой производительности в таких условиях необходимо прогнозировать не только возникновение опасных ситуаций, но и участки в лаве, на которых горный удар может реализоваться в виде повреждений крепи или динамического разрушения забоя.

Методами сейсмической триангуляции можно установить участки формирования очагов горных ударов. В работах [2, 3] определены распределения очагов горных ударов на шахтах Воркутинского и Кузбасского угольных бассейнов. Но при этом не устанавливаются участки в лаве, где возможно проявление горного удара. Ниже показана возможность определения как предвестников горных ударов в лаве, так и участков их проявления.

Прогноз горных ударов – анализ конвергенции забоя. Исследования на шахтах в Германии показали, что перед горными ударами происходит ускорение конвергенции выработки и забоя лавы – ускорение ползучести горных пород [4].

Ползучесть твердых тел под нагрузкой показана на рис.1. Она протекает в 3 стадии: с уменьшающейся и постоянной скоростью деформации, далее с ускорением и разрушением при достижении предельной деформации.



красными точками отмечены моменты наступления стадии ускоренной ползучести;
синими точками – моменты разрушения

Рис.1. Стадии ползучести твердых тел: а - деформация при постоянной нагрузке; б – распределение суммы акустических импульсов при разрушении образца гранита при компрессионном и ударном нагружениях [5]; в – сумма акустических импульсов при деформации колонны моста [6]

Как видно из рис.1, распределение суммы акустических импульсов в процессе нагружения твердых тел повторяет стадии ползучести. При разрушении образца гранита в обоих случаях нагружения мелкомасштабные повреждения предшествуют макроскопическому разрушению. Ускорение количества среднесильных событий в случае крупномасштабных природных разрушений является предпосылкой к предсказанию землетрясений [7]. В реальных условиях нагружения конструкции (рис. 1 справа) происходят неоднократные ускорения деформаций.

Ползучесть пород является интегральным показателем геомеханического состояния массива в окрестности лавы, зависящим от всех факторов, формирующих деформацию забоя. На основе закономерностей ползучести фирмой Марко предложена следующая концепция прогноза удароопасности в лавах угольных пластов: необходимым критерием удароопасности является переход части массива в стадию ускоренной ползучести, установленный одновременно в нескольких соседних секциях крепи.

Процедура прогноза заключается в определении конвергенции забоя лавы и крепи в течение рабочего цикла лавы по программе метода конечных элементов Марко для решения плоской задачи теории ползучести с большими деформациями. По конвергенции забоя лавы определяется конвергенция крепи. Конвергенцию стойки крепи как механической системы можно рассчитать также и на основе уравнения Больцмана-Вольтерра с текущими значениями давления, измеряемыми непрерывно датчиками давления в секции крепи.

Конвергенция крепи, определенная этими двумя методами, представлена ниже в уравнении, где левый член – расчет по уравнению Больцмана-Вольтерра, правый член – результат решения плоской задачи теории ползучести.

$$\frac{M}{E}\cdot\left\{\sigma(t)+\int_0^t \sigma(\tau)\cdot\delta\cdot(t-\tau)^{-\alpha}\,d\tau\right\}=A\cdot\sigma(t)+B\cdot t^{C} \quad ,$$

где M – мощность пласта; E – модуль упругости стойки, определяемый по ее нагрузочной характеристике; δ и α - параметры ползучести ядра типа Абеля; $\sigma(t),\sigma(\tau)-$ показания датчиков давления в стойках крепи; τ – текущее время; A, B, C – параметры, полученные из решения задачи.

Уравнение решается «шагами по времени». Определяется параметр прогноза δ, характеризующий скорость ползучести, которая в устойчивом состоянии массива со временем уменьшается (рис. 2).

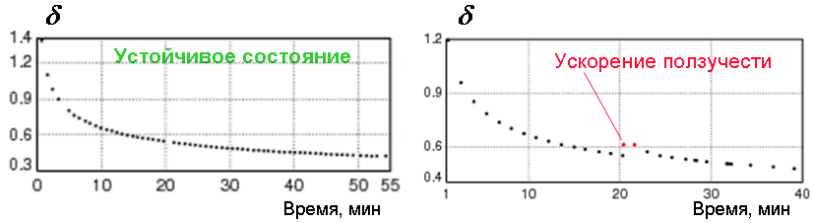


Рис.2. Изменение параметра прогноза δ со временем

На рис. 2 слева показана характеристика устойчивого состояния с уменьшающимся со временем параметром ползучести δ, справа – момент неустойчивости при ускорении ползучести (красные точки).

Величина отклонения параметра δ показывает уровень опасности: с ее увеличением вероятность горного удара возрастает.

Апробация метода прогноза проведена путем анализа горных ударов и внезапных выбросов угля, происшедших в 9 лавах и штреках на шахтах с автоматизированной системой управления Марко в Германии, в Китае и в России [8]. Некоторые результаты апробации приведены на рис. 3.

Анализ показал, что предвестники опасности возникали как сразу за проходом комбайна (позиции комбайна на рис. 3 не показаны), так и через некоторое время после него.

Как видно, все рассмотренные горные удары происходили всегда после того, как переход массива в нестабильное состояние фиксировался в нескольких соседних секциях крепи, что подтверждает концепцию Марко о необходимом условии горного удара.

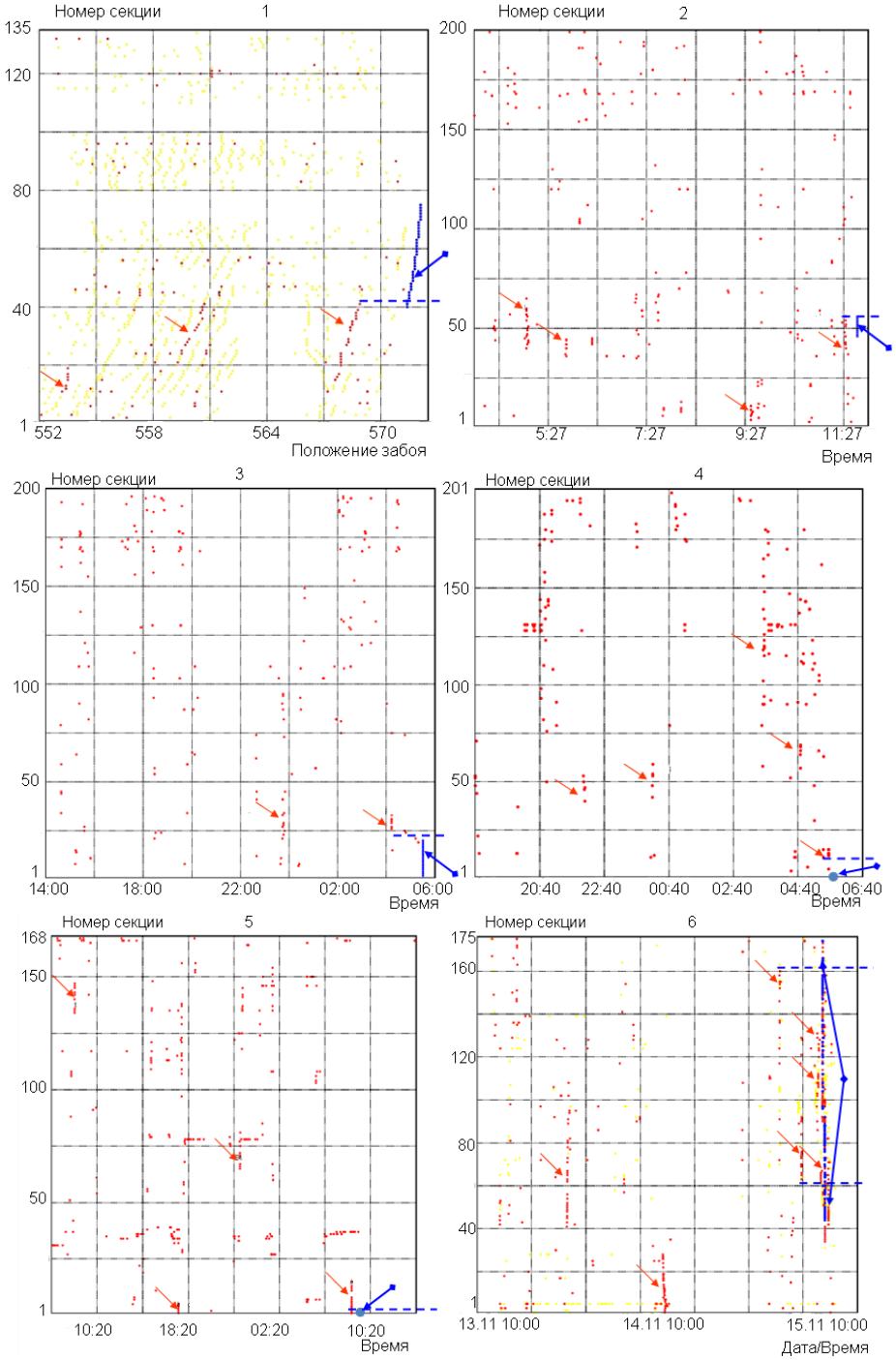
Происшедшим горным ударам всегда предшествовало несколько предвестников опасности. Поэтому вероятность ошибок первого рода (пропуск цели) можно оценить как небольшую.

Ошибки второго рода (ложный сигнал) не исключены. Однако каждое из необходимых условий может оказаться и достаточным. Заметим, что „все существующие методы оценки удароопасности не обеспечивают получения прогноза надежнее, чем 50 на 50%“ [1].

Возникновение предвестников опасности дискретно по длине лавы можно объяснить волнообразным распределением нагруженности пласта по длине лавы [9].

Образование зон нестабильности происходит также и на неопасных по динамическим проявлениям горного давления пластах. Это показал анализ конвергенции в лавах на шахтах США, Китая и России с системой управления Марко „Robotik Mining“. Предвестниками опасности такие зоны являются на удароопасных и выбросоопасных пластах.

Отметим, что неоднократные возникновения ограниченных состояний неустойчивости массива в различных участках лавы, обусловленные ускорением ползучести, соответствует описанным выше закономерностям поведения твердых тел и конструкций под нагрузкой.

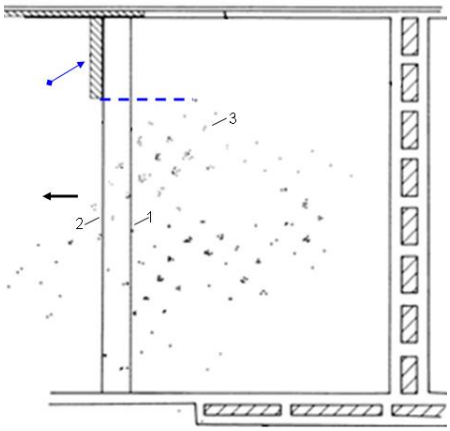


красными стрелками указаны секции с предвестниками горного удара; синими точками и фигурными стрелками– секции крепи, поврежденные в результате горного удара; синие пунктирные линии являются границами предвестников опасности (секций крепи с прогнозом «опасно»

Рис. 3. Предвестники горных ударов и участки с поврежденной крепью: 1 – горный удар 30.01.1996; 2 – горный удар 05.03.1998; 3 – горный удар 01.04.1998; 4 – горный удар в штреке 25.09.2000; 5 – выброс угля в штреке 01.12.2004; 6 – сильный удар по секциям крепи в лаве на шахте в Китае, 2010

Возможные участки проявления горных ударов. Как видно из рис. 3, участки лавы с поврежденными вследствие горных ударов секциями крепи и крепежными рамами находятся либо напротив участков с их предвестниками, либо примыкают к их верхней или нижней границе, но не на других участках лавы.

Аналогичная ситуация наблюдалась и в удароопасной лаве в штате Колорадо, США 20.04.1983, где горный удар произошел выше верхней границы области растрескивания, установленной по результатам измерений акустической эмиссии пласта (рис. 4) [10].



1, 2 – положения забоев 170 и 185 метров; 3 – источники акустической эмиссии; фигурная синяя стрелка указывает на участок горного удара в лаве; пунктир – верхняя граница зоны растрескивания

Рис. 4. Сейсмо-геомеханическая ситуация в лаве

Изложенное выше показывает, что метод анализа конвергенции забоя лавы позволяет прогнозировать также и место возможного проявления горного удара в лаве.

Образование зон неустойчивого состояния в некоторой части массива свидетельствует об увеличении податливости призабойной части пласта. Это может быть следствием как возможного увеличения зоны растрескивания в прилегающей к забою части пласта, так и образования такой зоны вдали от забоя в результате ограниченной зональной дезинтеграции пласта. На рис. 5 показан пример такой дезинтеграции в решении плоской задачи теории ползучести для пласта мощностью 2 метра [11].

Рис.5. Зона дезинтеграции пласта впереди забоя лавы (заштрихованная область)

Становится очевидным, что появление предвестников горных ударов или других динамических проявлений горного давления является следствием возникновения в массиве ограниченных зон его дезинтеграции. В данной задаче зона растрескивания находится в 7,5 метрах от забоя, а забой разрушен в результате отжима пласта.

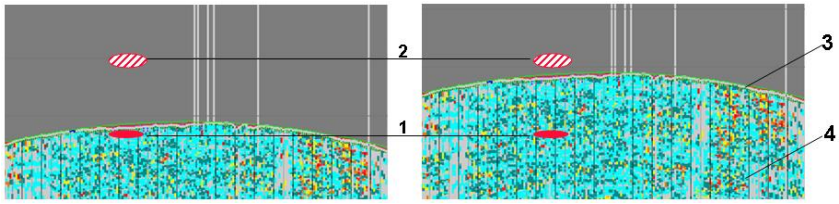
Не исключено возникновение зон дезинтеграции массива также и в породах кровли и почвы пласта [11].

Исходя из взаимного расположения предвестников опасности и участков проявления горных ударов в лавах или в штреках (рис. 3 и 4), можно полагать, что зоны дезинтеграции возникают дискретно напротив или на границе предвестников, а их протяженность зависит от протяженности предвестника.

Возможный механизм горного удара. Как видим, в результате дезинтеграции в пласте возникают различным образом распределенные участки трещиноватости, сближение с которыми может быть опасным.

Возможное развитие событий после возникновения предвестников опасности рассмотрим на примере на рис. 6, где слева показано возникновение предвестника горных ударов как следствие возникшей зоны дезинтеграции в пласте на некотором расстоянии впереди забоя лавы а справа - та же ситуация, но уже при приближении забоя лавы к участку трещиноватости.

По мере сближения забоя лавы с участком дезинтеграции возрастает концентрация напряжений на перемычке между ними. На некотором расстоянии забоя от зоны дезинтеграции может произойти мгновенное разрушение этой перемычки с выделением значительной энергии, что может инициировать горный удар. Например, вследствие отражения возникшей волны растяжения от забоя.



1 - предвестники горных ударов; 2 – возникшие трещиноватые зоны; 3 – забой лавы; 4 – выработанное пространство; точки от зеленой до красной указывают величину параметра прогноза δ

Рис. 6. Лавы на экране подземного и поверхностного компьютеров

Для подхода забоя к зоне дезинтеграции необходимо некоторое время. Поэтому горный удар не происходит сразу после образования предвестника. В случае, если динамическое явление не произошло, очаг динамического явления в пласте по мере подвигания забоя разрушается комбайном при очередных циклах резания, а возможные очаги в породах кровли или почвы перемещаются в выработанное пространство лавы, где дальнейшее развитие ситуации будет зависеть от разрушения консоли кровли. Длину консоли кровли в выработанном пространстве лавы можно контролировать методом структурного анализа Марко SDS [8].

Профилактические защитные мероприятия. Одним из факторов инициирования динамических проявлений горного давления является большая скорость внедрения в массив. Так, при скорости бурения скважин в выбросоопасных пластах до 0,5 м/мин динамических явлений не наблюдалось, а при скорости 0,9-1,2 м/мин происходили микровыбросы [12]. При бурении опережающей скважины в забое штрека произошел внезапный выброс угля и газа на шахте «Тентекская» в Карагандинсом угольном бассейне в 2008 году. Опасной может быть большая скорость подвигания лавы [1].

При появлении предвестников опасности возможно проведение оперативных кратковременных мероприятий по предотвращению опасности без остановки работ в лаве как-то:

- уменьшение скорости подачи комбайна на протяжении потенциально опасных участков лавы в продолжение двух – трех циклов,
- образование в основной кровле зародышей разрушения, способствующих ее обрушению [13],
- осмотр оператором системы управления на поверхности с помощью видеокамер системы управления состояния забоя в окрестности секций с предвестником опасности с целью обнаружения признаков удароопасности в виде, например, отжима забоя [1], шелушения или высыпания угля из забоя или заколов в кровле. Осмотр следует вести в течение нескольких рабочих циклов, поскольку динамическое явление происходит, как правило, через некоторое время после появления предвестника опасности.

Выводы. Разработан метод прогноза горных ударов в лавах на основе анализа конвергенции забоя по переходу части массива в состояние ускоренной ползучести, фиксируемое одновременно в нескольких соседних секциях крепи.

Установлено, что участки лавы, подверженные горному удару, находятся либо напротив предвестников опасности, либо выше или ниже их границы.

Система управления Марко «Robotik Mining» осуществляет автоматизацию прогноза.

Предложены оперативные мероприятия по предотвращению опасности без остановки работ в лаве.

Библиографический список

1Логинов А.К. Современные технологические и технические решения отработки угольных пластов / Под ред. О.В.Михеева. - М.: Издательство «Горная книга», 2012. - 289 с.

2. A.N.Shabarov, N.V.Krotov, D.V.Sidorov, S.V.Tsirel. Modern Methods and Means for Solving Forecast Issues and Prevention of Geodynamic Phenomena in Colliers. 21st World Mining Congres – Expo 2008, 7-12 September 2008 – Poland, Krakow, pp. 137-142.

3. Яковлев Д. В., Цирель С. В., Мулев С. Н.. Закономерности развития и методика оперативной оценки техногенной сейсмической активности на горных предприятиях и в горнодобывающих регионах // ФТПРПИ. -2016. - № 1. – С. 1-14.

4. Bräuner G. Gebirgsschläge und ihre Verhütung in Ruhrbergbau. Verlag Glückauf GmbH. Essen. 1992.

5. Щербаков И.П., Куксенко В.С., Чмель А.Е. Накопительная стадия сигналов акустической эмиссии при компрессионном и ударном разрушении гранита // ФТПРПИ. -2012. - № 4. - С. 78-82.

6. A.Carpinteri, G.Lacidogna. Introduction. Acoustic Emission and Critical Phenomena: From Structural Mechanics to Geophysics. pp.1-10.

7. C.G.Sammis, A.Kositsky. Accelerating Moment Release before large Earthquakes. A.Carpinteri, G.Lacidogna. Acoustic Emission and Critical Phenomena: From Structural Mechanics to Geophysics. pp.205-221.

8. М. Ройтер, М. Крах, К.Майрхофер, У. Кисслинг, Ю. Векслер. Мониторинг динамических проявлений горного давления в системе управления МАРКО «Цифровая шахта». - Международная научно-практическая конференция «Наукоемкие технологии разработки и использования минеральных ресурсов». – Новокузнецк, 2015. - № 2.

9. М. Ройтер, В. Курфюрст, К. Майрхофер, Ю. Векслер. Волнообразное распределение горного давления вдоль забоя лавы // ФТПРПИ. - 2009. - № 2. - С. 38-45.

10. K.J. Haramy, J.P. McDonnel. Causes and Control of Coal Mine Bumps. Causes and Control of Coal Mine Bumps. Report of Investigations. RI 9225.-1988. p. 15-16.

11. М. Ройтер, М. Крах, У. Кисслинг, Ю. Векслер. Зональная дезинтеграция горных пород вокруг очистных выработок // ФТПРПИ. - 2015. - № 2. - С. 46-52.

12. Чеботков И.П., Заставенко П.Я. Выбор рациональной скорости бурения скважин в выбросоопасных пластах. - Уголь Украины. – 1971. - Nr.7. - с.44-45.

13. Ройтер М., Векслер Ю. Инициирование разупрочнения труднообрушаемой кровли в автоматизированных лавах // Уголь. - 2012. - № 10. - С. 4-6.

УДК 005.591.6

ТРОЙНАЯ СПИРАЛЬ: ОТ ТЕОРИИ К РЕАЛИЯМ

[1]д.э.н. Никитенко С.М., [2]Alexandra I. Kermite

1 - Российский экономический университет имени Г.В. Плеханова, г. Кемерово, Россия

2 - The Indonesian Institute of Technology, Jawa Barat, Indonesia

***Аннотация*:** Статья посвящена формам взаимодействия бизнеса и научных организаций с органами власти по развитию партнёрства в условиях региональной экономики. Анализируется роль объектов интеллектуальной собственности (ОИС) в инновационном развитии территорий. Приводится практический опыт реализации проектов, основанный на предварительном изучении проблем и потенциала муниципальных образований, а также трансферта ОИС.

***Ключевые слова*:** тройная спираль, проектное взаимодействие науки и бизнеса, инновации, партнёрство, объекты интеллектуальной собственности, развитие территории.

Для ведущих российских учёных-экономистов по-прежнему актуальна задача поиска инструментов взаимодействия бизнеса, власти, науки и общества, решение которой направлено на обеспечение эффективности национальной экономики. Как возможный путь решения этой проблемы рассматривается «социальный треугольник действия» для крупного бизнеса: государственно-частное партнерство – инвестиционные проекты, «тройная инновационная спираль» — инновационные проекты и корпоративная социальная ответственность — социальные проекты, выполняемые одновременно с основной деятельностью [1]. При этом, основной тезис модели «тройной спирали» подразумевает, что в системе инновационного развития паритетное положение с государством и бизнесом может занять наука [2]. Сам Генри Ицковиц, автор понятия «тройная спираль», считает, что научные учреждения нового типа должны стать локомотивами модернизации, развивающими страну при непосредственной помощи бизнеса и властей.

Этот тезис для условий России подкрепляется методикой определения инновационного потенциала социально-экономических объектов различных иерархических уровней, разработанной на основе описательных примеров эмпирической базы механизмов возникновения и развития инноваций, собранной Г. Ицковицем, и апробированной на макроуровне за период 2010–2015 гг., продемонстрировавшей, что на данном периоде наукоемкий фактор вносит наибольший вклад в инновационный потенциал [8]. Методика базируется на представлении об институтах пространств, что позволяет рассматривать её как важную отправную точку для моделирования, «однако для работы

с реальными объектами необходим переход из модельной плоскости в плоскость институционального взаимодействия с выявлением институциональных разрывов, поскольку при попытке переложить представление в концепциях и моделях на реальные объекты в отечественных условиях оказывается, что разрывы затрудняют разработку работающих механизмов организационного взаимодействия» [9], а потому их следует классифицировать для удобства последующего анализа с выработкой рекомендаций по их преодолению.

Отметим, что существующее мнение о том, что в России процесс развития взаимодействия науки, власти и бизнеса замедляют ресурсная зависимость, узкий культурный горизонт руководителей, отсутствие лидеров, пассивность властей и, зачастую, самой науки, как раз дает примеры таких выделенных классификацией разрывов как «разрывы, природа которых лежит во взаимодействии различных иерархических уровней; разрывы на уровне предпринимательства, в целях формирования взаимосвязи между развитием науки и внедрением разработок в производство; разрывы, обусловленные противоречивостью и разницей в уровнях сложности института и институциональной среды» и т.д. [10]. Предполагается, что главная задача государства – совершенствование законодательной базы инновационной деятельности и создание условий для частно-государственного партнерства, то есть привлечения бизнеса к сотрудничеству с университетами в области создания и внедрения новых отечественных разработок и технологий, когда государство готово разделять с бизнесом риски и затраты на НИОКР и внедрение технологий [3]. Здесь проявляется наличие «разрывов, вызванных отсутствием и/или половинчатостью нормативной и методической базы» [10], в т.ч. в институте интеллектуальной собственности.

Интеллектуальная собственность, как потенциальная точка роста и основа взаимодействия на определённой территории, практически во всех странах (в том числе и в России) генерируется тремя кластерами: государственные исследовательские центры, лаборатории, общественные академии (в России это Академия наук с ее фундаментальной направленностью и горизонтом планирования исследований на десятки лет); исследовательские центры корпораций (в России это отраслевая прикладная наука с хорошей связью с производством); университеты [4].

Результаты интеллектуальной деятельности в виде объектов интеллектуальной собственности обладают как научно-технической новизной, так и рыночным потенциалом, обеспечивая производство наукоемкого продукта, востребованного на рынке. Патентная защита обеспечивает конкурентоспособность продукта в течение определенного времени, но процессы коммерциализации ОИС зависят от стадии готовности знания к использованию потребителем, причем не только в сфере материального производства, но и при принятии управленческих решений в области финансов, маркетинга, управления человеческими ресурсами и др., а также от производственного потенциала, комплексности патентной защиты (наличие зонтичного патента и так называемого «кластера изобретений») и других факторов.

В России механизмы закрепления прав на интеллектуальную собственность, созданную при выполнении работ по государственному или муниципальному контракту, регулируются Гражданским Кодексом РФ (ст. 1373). Право на получение патента и исключительное право на изобретение, полезную модель или промышленный образец, созданные при выполнении работ для муниципальных нужд, принадлежат организации, выполняющей муниципальный контракт (исполнителю), если муниципальным контрактом не предусмотрено, что это право принадлежит муниципальному образованию, либо совместно исполнителю и муниципальному образованию.

Таким образом, российское законодательство позволяет субъектам федерации (СФ) и муниципальным образованиям (МО) формировать портфель интеллектуальной собственности (патентный портфель), используя при этом различные варианты правообладания, которые должны определяться в каждом отдельном контракте, исходя из условий целесообразности.

СФ и МО в соответствии с действующим российским законодательством может закрепить за собой права на:

- результаты интеллектуальной деятельности, связанные с интересами региональной (муниципальной) экономики;

- на объекты интеллектуальной собственности, относительно которых СФ и МО имеет намерение самостоятельно довести разработки до промышленного применения и реализации готовой продукции;

- на объекты интеллектуальной собственности, которые СФ и МО выгодно продать или лицензировать.

Оценка инновационного потенциала СФ (МО) может быть произведена на основе двух факторов: уровня производственного потенциала (обеспеченность основными и оборотными фондами,

трудовыми и природными ресурсами, научно-технической информацией и др.) и уровня их научно-технического потенциала (патентная активность, объем имеющегося научно-технического задела, структура и уровень квалификации персонала, число научных школ и соответствующей системы передачи знаний), Схематично результаты оценки представлены на рис. 1.

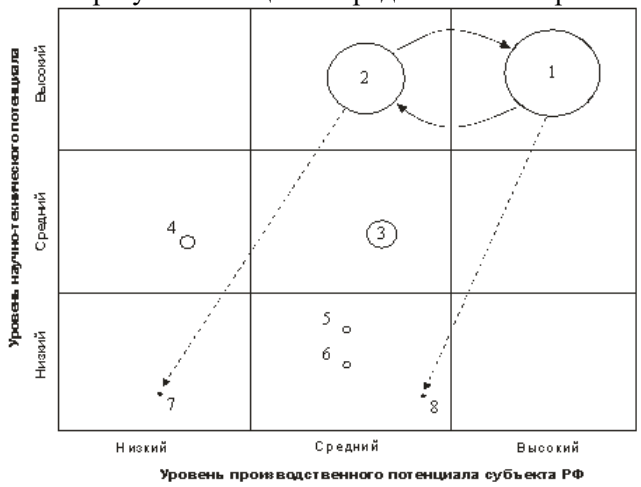


Рис. 1. «Карта» интеллектуальной активности муниципальных образований (на примере Кузбасса)

При формировании проектов на основе ОИС автором учитывались следующие факторы: наличие необходимых природных ресурсов, соответствие (превышение) новых технологий мировому уровню, экономическая, социальная, экологическая эффективность проектов, потенциальный синергетический эффект за счет взаимодополняемости проектов, что особенно актуально для депрессивных территорий.

Гармонизация процессов управления портфелями ОИС обеспечивает перелив знаний из публично-правовых образований, имеющих высокий научный потенциал, в депрессивные районы, обладающие определенным видом природных ресурсов. Диффузия ОИС способствует выравниванию уровней социально-экономического развития отдельных МО региона и переводу их экономики на инновационный путь.

Реализация прав на ОИС может быть осуществлена СФ (МО) внесением в уставный капитал стоимости прав на запатентованные технологии, что может послужить началом образования новых высокотехнологичных компаний. Без денежной оплаты обеспечивается возможность учредителя, вносящего в качестве вклада в уставный капитал рыночную стоимость права на ОИС, приобрести пакеты акций (контрольные, простые). Данный подход позволяет осуществлять коммерциализацию объектов интеллектуальной собственности, например, путем образования совместных предприятий: стратегических альянсов, предприятий на основе франчайзинга (передается комплекс исключительных прав на различные по своей природе объекты) и др., Наращивание нематериальных активов (НМА), использование прав на ОИС в качестве залога - это далеко не единственный перечень вопросов, требующих их последовательного выполнения.

Основными задачами государственной (муниципальной) политики по вовлечению в хозяйственный оборот ОИС, созданных за счет государственных (муниципальных) средств, являются ориентация научных разработок, опытно-конструкторских работ и промышленности на создание коммерчески выгодной для экономики и жизнедеятельности СФ (МО) высокотехнологичной, конкурентоспособной продукции и распространение рыночных отношений в сфере использования интеллектуальной собственности.

Государственная (муниципальная) политика по вовлечению в хозяйственный оборот объектов интеллектуальной собственности призвана укреплять и расширять коммерческое, производственное и научно-техническое сотрудничество между учёными и предпринимателями, научными и промышленными организациями независимо от форм собственности и обеспечивать защиту как их интересов, так и интересов территорий. Такая политика ориентирована на развитие принципов государственно-частного партнерства, основанного на научных знаниях.

Имеющийся российский опыт подтверждает, что частный сектор более чуток к потребностям рынка. В то же время «частник» осознаёт, что коммерциализация научных разработок – это долгосрочный процесс, требующий немалых усилий и затрат для получения возможной прибыли.

Поэтому на начальных этапах этого процесса очень важно задействовать структуры поддержки, финансируемые или софинансируемые государственным сектором. Важно также обеспечить встречное движение запросов на инновации со стороны территорий и предприятий, стремящихся решить проблемы и задачи своего развития, и предложений инноваций со стороны инновационно - активных НИИ и КБ, университетов, малых инновационных предприятий, ориентированных на получение коммерческого результата от своей деятельности.

Практически во всех российских регионах добываются какие-либо природные полезные ископаемые, и во всех муниципалитетах стоит вопрос взаимодействия с добывающими компаниями на принципах ГЧП на основе проектного подхода. Муниципалы уже активно ищут структуры, которые помогли бы им разработать и сопровождать программы развития территорий на принципах государственно-частного партнёрства, на основе проектного подхода, на условиях комплексного освоения природных ресурсов. К этому их подталкивает Федеральный закон от 28.06.2014 г. № 172-ФЗ «О стратегическом планировании в Российской Федерации».

Имеется практический опыт формирования и реализации проектов в муниципальных образованиях Кемеровской области, основанный на предварительном изучении проблем и потенциала муниципальных образований [5-7]. Ключевым направлением, в данном случае, является внедрение эффективных технологий и современных подходов на муниципальном уровне в следующих областях:

- ресурсо- и энергосбережение (в том числе снижение потребления энергии на муниципальном уровне);
- использование вторичных энергетических ресурсов, в том числе отходов лесной и горной промышленности;
- оптимизация инфраструктуры ЖКХ;
- устойчивое и экологически ориентированное сельское хозяйство;
- развитие малого бизнеса;
- развитие социального потенциала и капитала местного сообщества.

Используются следующие основные принципы проектного подхода.

1. Комплекс проектов (группа взаимосвязанных проектов, которые выполняются в пределах одного или нескольких компактно расположенных муниципальных образований) формируется от группы организаций-заявителей, которая должна включать представителей администрации муниципального образования или города и представителей разных секторов – бизнеса, неправительственных некоммерческих организаций (НКО), а также представителей социальной сферы, а именно образования и здравоохранения.

2. Комплекс проектов объединяет от двух до пяти разнотематических проектов. Проекты по отдельности не могут быть профинансированы.

3. Проекты должны реализовываться на муниципальном уровне, способствовать вовлечению граждан в местное самоуправление и осуществляться при участии разных секторов общества (НКО, Администрации муниципальных организаций).

4. Каждый проект должен включать практические мероприятия, направленные на устойчивое развитие территории.

5. Комплекс проектов должен быть нацелен на конкретные результаты, которые способствуют устойчивому развитию территории, т.е. заметно улучшат управление природными и энергетическими ресурсами, и позволят уменьшить угрозу для здоровья людей от загрязнения окружающей среды. Результаты проектов должны быть представлены в конкретных измеряемых показателях.

6. Работа по проектам должна проводиться гласно и открыто, результаты Комплекса проектов должны быть доступны широкой общественности.

7. Комплексы проектов должны способствовать вовлечению общественности, особенно молодежи, в конкретные мероприятия.

8. Реинвестирование в будущее – все Сообщества должны продемонстрировать готовность и способность эффективно реинвестировать сэкономленные в результате реализации энергосберегающих (или иных) проектов средства в развитие своих сообществ.

Данный подход нацелен на развитие разных моделей взаимовыгодного сотрудничества всех секторов местного сообщества в интересах его устойчивого развития, создания благоприятных условий для участия малого и среднего бизнеса в программах устойчивого социально-экономического развития территорий.

При этом, распространение получают как инновационные, так и уже испытанные модели развития муниципальных образований на территории Российской Федерации. Например, по имеющемуся уже опыту, использование энерго- и ресурсосберегающих технологий для создания официально признанных механизмов инвестирования сэкономленных средств в другие приоритетные проекты сообщества при активном участии общественности являются эффективным способом создания новых инструментов и механизмов развития муниципальных образований.

Как показала практика, важно выдержать следующие приоритеты при формировании программ развития территорий на основе проектного подхода.

1. Развитие муниципальных образований. Муниципальные образования должны предлагать Комплексы проектов на муниципальном уровне, направленные на улучшение качества жизни членов сообществ, экономической ситуации в целом на местах, а также способствующие прозрачности и устойчивости происходящих в сообществе позитивных структурных изменений. Консорциумы должны предлагать проекты, исходя из оценки нужд своего сообщества. Приветствуется привлечение других ресурсов администрации, местного бизнеса, НКО и граждан способствующих более успешной реализации предложенных инициатив.

2. Реализация практических мероприятий и достижение конкретных результатов для повышения устойчивости процесса местного и регионального развития.

3. Усиление партнерских альянсов и сотрудничества различных заинтересованных сторон – вовлечение в процесс развития сообщества местных муниципальных органов и представителей двух других секторов – некоммерческих организаций (НКО) и бизнеса, а также представителей организаций, предоставляющих услуги сообществу, таких как образовательные и медицинские учреждения. Вовлечение населения в реализацию проектов через социальное партнерство является стратегическим направлением.

4. Реализация комплекса проектов на одной территории способствует повышению эффективности реализации проектов и достижению синергетического эффекта от мероприятий в области управления ресурсами, повышения активности сообщества, создания партнерских отношений

5. Участие граждан в жизни сообщества – вовлечение членов сообщества в процесс принятия решений, защиту собственных интересов и общественную экспертизу новых законодательных инициатив с целью повышения активности и прозрачности, происходящих в сообществе процессов, а также мотивирование молодежи к участию в жизни сообщества.

6. Взаимодействие общественности и местных государственных органов – создание новых и продвижение уже апробированных устойчивых механизмов финансирования социально значимых проектов за счет реинвестирования сэкономленных средств (полученных от внедрения энерго- и ресурсосберегающих технологий на муниципальных объектах) на основе местных и региональных законодательных механизмов.

7. Использование ресурсов сообществ – работа с сообществами, выразившими желание внедрить у себя новый опыт с использованием собственных ресурсов.

Основные задачи, решаемые проектным подходом:

1. Реализация практических проектов, направленных на улучшение качества жизни населения в местных сообществах по сформулированным приоритетным тематикам на основе вовлечения местных жителей в процесс решения проблем сообщества (внедрению эффективных технологий развития муниципальной энергетики, сферы ЖКХ, сельского хозяйства, малого бизнеса).

2. Запуск механизмов коллегиального принятия решений всеми заинтересованными сторонами по вопросам сбалансированного развития местного сообщества, включая использование сэкономленных средств для устойчивого развития.

3. Апробация механизмов управления средствами, сэкономленными и привлеченными в ходе реализации проектов.

4. Стимулирование дальнейшего распространения опыта проектов на территории региона.

Выводы. В качестве выводов можно привести перечень получаемых результатов по итогам реализации комплексов проектов:

- местные администрации, НКО, бизнес-структуры и общественность разрабатывают и апробируют механизмы долгосрочного совместного общественного и частного финансирования процесса развития своих сообществ на принципах консолидации средств и прозрачности принятия решений об инвестировании ресурсов;

- происходит активное вовлечение общественности, особенно молодежи, в процесс принятия решений, связанных с планированием развития своих сообществ и распределением ресурсов, что способствует институциализации гражданских инициатив;

- повышается устойчивость сообществ в долгосрочной перспективе, решаются проблемы энерго- и ресурсосбережения, природопользования, здоровья населения, экологического образования, ответственного подхода к развитию бизнеса, создания рабочих мест и т.п.

Статья подготовлена при поддержке РФФИ в рамках проекта №16-06-00054 «Инструментально-методический подход к адаптации модели тройной спирали для условий России с учетом исторической ретроспективы».

Библиографический список

1. Шестак В.П. Частно-государственное партнёрство, «тройная спираль» и корпоративная социальная ответственность. Финансы: теория и практика/Finance: Theory and Practice. 2016;20(4):6-16. DOI:10.26794/2587-5671-2016-20-4-6-16
2. Дежина И. «Тройная спираль» в инновационной системе России. [Электронный ресурс]. – Режим доступа: URL: http://institutiones.com/innovations/265-q-q-.html
3. [Электронный ресурс]. – Режим доступа: URL: http://pppcenter.ru/29/novosti/events/rossiya-buksuet-po-spirali-rbk-daily.html
4. Ицковиц, Генри. Тройная спираль. Университеты - предприятия - государство. Инновации в действии / Генри Ицковиц ; пер. с англ, под ред. А.Ф. Уварова. - Томск : Изд-во Томск, гос. ун-та систем упр. и радиоэлектроники, 2010. - 238 с.
5. Никитенко С.М. Об особенностях управления инновациями в муниципальных образованиях. Фундаментальные исследования. - 2008. - № 12. - С. 33-36.
6. Никитенко С.М., Мухин А.П., Патракова Л.П., Гоосен Е.В. Формирование эффективных механизмов инновационного развития экономики региона. Кемерово, 2009. Сер. Инновации. Предпринимательство. Инвестиции.
7. Никитенко С.М., Патракова Л.П., Гоосен Е.В. Реализация совместных инновационных проектов бизнеса и местной власти как фактор устойчивого экономического развития муниципального образования // Региональная экономика: теория и практика. - 2009. - №24. - С. 17-26.
8. Истомина С.В., Лычагина Т.А., Пахомова Е.А., Пахомов А.В. Методика определения инновационного потенциала социально-экономических объектов различных иерархических уровней с использованием элементов векторного анализа и теории поля // Национальные интересы: приоритеты и безопасность. - 2018. - Т. 14. - № 1 (358). - С. 97–120.
9. Истомина С.В., Никитенко С.М., Пахомов А.В., Пахомова Е.А., Лычагина Т.А., Писарева Д.А., Рожкова О.В., Давтян Т.Б., Щеголев А.В. Управление трансформациями систем в меняющейся конфигурации глобальной экономики (на примере России) // Проблемы конфигурации глобальной экономики XXI века: идея социально-экономического прогресса и возможные интерпретации. Сборник научных статей. Том первый. / Под ред. д-ра. экон. наук, профессора Альпидовской М.Л., д-ра экон. наук., профессора Толкачева С.А.– Краснодар, 2018. – 440 с. – С. 102-109.
10. Пахомова Е.А., Лычагина Т.А., Истомина С.В., Рожкова О.В., Пахомов А.В. «Тройная спираль в российских условиях становления цифровой экономики: методология, инструментарий» // Философия хозяйства. Альманах Центра общественных наук и экономического факультета МГУ им. М.В. Ломоносова. Специальный выпуск. 2017. Декабрь. – 456 с. – С. 357–368.

УДК 622.234.573+622.831.325.3

ПРОППАНТ ДЛЯ СОЗДАНИЯ ДРЕНАЖНЫХ КАНАЛОВ В УГОЛЬНОМ ПЛАСТЕ МЕТОДОМ ИНТЕРВАЛЬНОГО ГИДРОРАЗРЫВА

д.т.н. Сердюков С.В., к.т.н. Шилова Т.В.
Институт горного дела им. Н.А. Чинакала СО РАН, г. Новосибирск, Россия

Аннотация. В работе рассмотрены особенности интенсификации дренирования углепородного массива методом интервального гидроразрыва. Приведены технические и технологические решения по получению проппанта нейтральной плавучести для расклинивания трещин в низкотемпературных пластах в шахтных условиях.

Ключевые слова: угольный пласт, предварительная дегазация, интервальный гидроразрыв, проппант, дренажный канал, кислотная обработка

Главной проблемой дегазации угольного пласта, неразгруженного от горного давления, является низкая производительность скважин. Для достижения требуемых темпов и степени извлечения метана приходится бурить плотную сетку коротких (20 – 150 м) и длинных (до 400 – 700 м) скважин [1]. В современных веерно-кустовых схемах дегазации пластов проницаемостью 0.1-5 мкм^2 расстояние между длинными скважинами составляет 5-10 м, короткими – 3-6 м [1]. Снижение плотности сетки скважин возможно только за счет увеличения радиуса их влияния (площади дренирования). Перспективным способом решения этой задачи является создание в пласте дренажных каналов методом интервального гидроразрыва.

Для создания проницаемого дренажного канала трещину гидроразрыва заполняют сплошными или полыми прочными гранулами (проппантом), которые препятствуют ее закрытию горным давлением. Экспериментально установлено, что гидроразрыв угольных пластов без проппанта дает лишь кратковременное увеличение дебита газа (до 3 раз), но не оказывает значимого влияния на извлечение метана скважиной за весь период ее эксплуатации [2]. Напротив, множественный интервальный гидроразрыв (60 - 100 разрывов на 400 - 600 метровую скважину) с закачкой 80-100 кг проппанта (кварцевого песка) в каждую трещину повышает производительность дегазационной скважины до одного года в 5 раз в пластах проницаемостью 0,02-0,03 мД и до 180 раз в менее проницаемых пластах [2]. Таким образом, расклинивание трещин проппантом является обязательным технологическим принципом интенсификации дегазации методом шахтного гидроразрыва.

Множественные поперечные разрывы скважины увеличивают радиус ее влияния не менее, чем на длину создаваемых дренажных каналов. Чтобы снизить плотность сетки скважин в современных схемах предварительной дегазации в 2 раза достаточно, чтобы радиус трещин гидроразрыва составлял 3-10 м. Это в десятки и сотни раз меньше размеров гидравлических разрывов в нефтепродуктивных пластах и газоносных сланцах [3]. Объем дискового разрыва поперек скважины (V_f), который в низкопроницаемых примерно соответствует объему нагнетания рабочей жидкости, можно оценить по известной формуле [4]

$$V_f = \frac{8}{\sqrt{\pi}} \frac{K_{IC}(1-\nu^2)}{E} R_f^{5/2}\ , \qquad (1)$$

где R_f - радиус трещины; E, ν - модуль Юнга и коэффициент Пуассона породы; K_{IC} -вязкость ее разрушения. Полагая для углей Кузбасса E= 3,6*10^9 Н/м^2, ν=0,17 [5] и K_{IC}=0,3-1,2 МН*м$^{1/2}$, получим, что при R_f=3 м объем V_f составляет 5-20 л, а при R_f=10 м - 100-400 л. Если ограничить время выполнения гидроразрыва 30 минутами, то для создания дисковой трещины достаточно насоса высокого давления с расходом не более 15 л/мин. Малые темпы нагнетания рабочей жидкости позволяют применять для ее подачи гидравлические линии небольшого проходного сечения, что значительно упрощает и удешевляет выполнение интервальных гидроразрывов в шахтных условиях [6, 7]. Такой подход предполагает использование маловязких рабочих жидкостей, например, воды, что создает проблемы с транспортированием проппанта. Скорость осаждения частиц проппанта (V_d) в жидкости согласно закону Стокса [8] равна:

$$V_d = \frac{\left(\rho_p - \rho_f\right) \cdot g \cdot d_p^2}{18\mu \cdot \rho_f}, \qquad (2)$$

где ρ_p, ρ_f – плотности, соответственно, проппанта и жидкости; g – ускорение свободного падения; d_p – диаметр сферических частиц проппанта; μ - вязкость жидкости. В соответствии с (2) для обеспечения условий транспортирования проппанта в длинных дегазационных скважинах необходимо, чтобы $\mu \square \left(\rho_p - \rho_f\right) \cdot g \cdot d_p^2$. Поскольку диаметр частиц d_p влияет на проницаемость дренажного канала, то уменьшать его значение ниже 100-500 мкм не целесообразно. Остается две возможности: 1) увеличить вязкость рабочей жидкости; 2) использовать проппант с плотностью близкой к плотности жидкости. В нефтепромысловом гидроразрыве в условиях глубокого залегания пластов применяют прочные проппанты высокой плотности, а для снижения скорости их осаждения - вязкие рабочие жидкости на основе сшитых полимерных систем, которые закачивают в скважину мощными высокопроизводительными насосами, расположенными на дневной поверхности. Применение сшитых гелей в угольных пластах нецелесообразно из-за их высокой стоимости, изменения поверхности угля химикатами, входящими в состав геля, возможной закупорки фильтрационных каналов на удалении от скважины [9].

В шахтном гидроразрыве можно использовать проппанты пониженной прочности. При оценке необходимой прочности учтем, что саму трещину создают нагнетанием жидкости без проппанта. Его закачивают следующим этапом в уже созданную трещину. При этом достаточно, чтобы прочность проппанта была выше эффективного сжатия трещины вмещающими породами σ_f и связанного с ним давления ее раскрытия (P_f) [10]

$$P_f \geq \frac{1}{2} K_{IC} \sqrt{\frac{\pi}{R_f}} + \left|\sigma_f\right| \cdot \quad (3)$$

В угле для трещин радиусом 5-10 м $P_f \approx \left|\sigma_f\right|$. Таким образом, прочность проппанта должна быть не ниже сжатия трещины, которое зависит от ее ориентации и напряженного состояния угольного пласта. Максимальное сжимающее напряжение в нем обычно направлено горизонтально (σ_H), а вертикальное горное давление σ_V является либо наименьшим, либо средним главным напряжением [11, 12] и может служить оценкой снизу требуемой прочности проппанта для шахтного гидроразрыва. Полагая среднюю плотность толщи пород, покрывающей угольный пласт равной 2,3 – 2,7 г/см^3, получим, что для гидроразрыва пластов на глубине 300 – 400 м прочность проппанта должна быть не ниже 11 МПа, а на глубинах до 800 м – 22 МПа. Удовлетворительную прочность имеют полые микросферы малой плотности, которые взяты нами в качестве основы при создании проппанта нейтральной плавучести ($\rho_p \approx \rho_f$). Предварительные оценки показывают, что такой подход в шахтном гидроразрыве более эффективен, чем увеличение вязкости рабочей жидкости.

Разработанный нами проппант (рис. 1а) состоит из полых микросфер 1 внешним диаметром d_1 и средней плотностью $\rho s < \rho_f$, полимерного покрытия 2 толщиной $h=d_2-d_1$ из полимера плотностью ρe с вкрапленными частицами 3 размером $\leq (d_2-d_1)$ из материала плотностью $\rho_m > \rho_f$, которые занимают k-долю объема полимерного покрытия 2 (рис. 1) [13]. Нейтральная плавучесть такого проппанта достигается при выполнении следующего тривиального условия:

$$\rho_f \cdot d_2^3 - \rho_s \cdot d_1^3 = \left[(1-k)\cdot \rho_e + k \cdot \rho_m\right] \cdot \left(d_2^3 - d_1^3\right) \cdot \quad (4)$$

а) б)

1 – полое ядро; 2 – полимерное покрытие; 3 – тяжелые частицы металла, вкрапленные в покрытие 2

Рисунок 1 – Проппант для шахтного гидроразрыва: а - строение частицы проппанта нейтральной плавучести, б – внешний вид полых алюмосиликатных микросфер

С учетом требуемой прочности проппанта, рыночной стоимости полых различных микросфер (стеклянных, алюмосиликатных) для получения ядра 1 проппанта по рис.1а нами выбраны алюмосиликатные полые микросферы АСПМ-500 из зольных отходов сжигания угля на тепловых электростанциях (рис. 1б). Основная фракция этих микросфер (73-85% по массе) состоит из частиц размером 100 – 250 мкм средней плотностью 0,58-0,69 г/см^3, прочностью на сжатие 18 – 36 МПа [14]. Указанные свойства микросфер АСПМ-500 обеспечивают получение на их основе проппантов нейтральной плавучести и водной суспензии для создания дренажных каналов в угольном пласте.

Одной из проблем расклинивания трещины является частичный вынос проппанта в скважину, что уменьшает эффективность проводимых работ. По данным [15] типичное раскрытие дренажных трещин с проппантом составляет 3-4 мм. Если раскрытие трещины превышает диаметр частиц проппанта более, чем в 5,5 раз, упаковка проппанта становится неустойчивой, и он выносится в скважину [15]. Распространенным способом повышения сцепления (слипания) частиц проппанта является их покрытие термореактивными полимерами на основе фенолформальдегидных смол (RCP - Resin Coated Proppant). Такой способ используется в нефтепродуктивных пластах температурой (T) выше 40-80°С, где проппант разогревается до отверждения термопласта. В низкотемпературных угольных пластах (T<40°С) этот способ впрямую не применим.

Разработанное нами техническое решение предусматривает кислотную обработку проппантовой пачки в трещине. Отметим, что в технологии гидроразрыва такая обработка является типовой операцией и служит для очистки и повышения проводимости создаваемого дренажного канала. Поставленная задача закрепления пачки проппанта в низкотемпературном пласте решается тем, что в

полимерное покрытие 2 (рис. 1а) из отвержденной эпоксидной смолы (ЭС) вкраплены частицы термореактивной смеси, содержащей фенолформальдегидные смолы (ФФС) с соотношением масс фенолформальдегидных и эпоксидных смол от 5:1 до 1:5 и частицы магния размером до 100 мкм [13]. Магний берется в количестве достаточном для нагрева полимерного покрытия до температуры полного отверждения содержащихся в нем фенолформальдегидных смол за счет экзотермической реакции с соляной кислотой (5)

$$Mg + 2HCl \rightarrow MgCl_2 + H_2 \uparrow + Q \ . \qquad (5)$$

Для экспериментальной проверки реализуемости разработанного решения был изготовлен экспериментальный образец проппанта [13]. Для этого использовали фракцию 150-500 мкм алюмосиликатных полых микросфер АСПМ-500. Полимерное покрытие состоит из эпоксидной смолы ЭД-16 с включениями твердых частиц магния (порошок МПФ-4) и термореактивной порошковой смеси, содержащей фенолоформальдегидные смолы. Термореактивная смесь состоит из новолачной фенолформальдегидной смолы СФ-010, отвердителя гексаметилентетрамина (ГМТА) и резольной фенолформальдегидной смолы СФ-342А. Новолачная фенолформальдегидная смола и ГМТА взяты в соотношении, рекомендованном производителем: количество ГМТА составляет 8-12 мас.% СФ-10. Фенолформальдегидные смолы и гексаметилентетрамин измельчали в мельнице с получением фракции с размером частиц менее 25 мкм. Для отверждения эпоксидной смолы использовали полиэтиленполиамин.

Нанесение покрытия на гранулы проведено при температуре 20-24°С. Для этого в лопастной смеситель загружали 1кг алюмосиликатных полых микросфер АСПМ-500 и добавляли 5г аминопропилтриэтоксисилана, перемешивали в течение 5 мин, затем добавляли 40 г эпоксидной смолы и перемешивали в течение 5 мин, добавляли 10 г полиэтиленполиамина и продолжали перемешивание в течение еще 5 мин. Далее в смеситель вводили от 8 до 200 г измельченной ФФС. При использования новолачной ФФС добавляли измельченный ГМТА в количестве 10 мас.% ФФС. Затем добавляли порошок магния МПФ-4 массой от 1 до 25 мас.% ФФС и перемешивали в течение 5 мин. Приготовленный таким образом проппант с полимерными покрытием выгружали в металлическую емкость и направляли на отверждение эпоксидной смолы при температуре 20-24°С в течение 24 час. Затем полученные гранулы рассеивали в инерционном грохоте и использовали для изготовления цилиндрического образца пачки проппанта. Для этого брали 0.1 кг изготовленного проппанта и загружали в металлическую цилиндрическую форму из нержавеющей стали диаметром 60 мм с дренажными отверстиями для циркуляции кислотного раствора. В форму с набивкой проппантов вставляли пуансон и прикладывали к нему давление 6,3 МПа, имитирующее горное давление. Форму помещали в низкотемпературный термостат (криостат) с диапазоном регулирования температуры от -20 до +200°С и выдерживали 30 мин при заданной температуре, после чего через дренажные отверстия подавали 15% водный раствор соляной кислоты, охлажденной до заданной температуры, и выдерживали 30 минут.

По окончании кислотной обработки раствор соляной кислоты сливали и через дренажные отверстия промывали набивку проппантов водой в течение 1 час. Затем извлекали из термостата форму, из нее цилиндрический образец сцепленных проппантов и стандартным способом определяли его прочность на одноосное сжатие. Полученные в опытах значения прочности сцепления проппантов в зависимости от содержания в полимерном покрытии магния и температуры, усредненные по образцам проппантов с соотношением ЭС и ФСС в полимерном покрытии от 1:5 до 5:1 приведены в таблице.

Таблица

Прочность сцепления проппанта с полимерным покрытием для холодных угольных пластов от содержания магния и пластовой температуры

Mg, %.мас. ФФС	Прочность сцепления Н/см^2 при температуре:				
	5°С	10°С	20°С	30°С	40°С
1	11	5	21	17	23
5	27	44	26	29	34
10	166	158	192	187	197
20	187	198	231	207	191
25	209	207	244	217	235

По результатам испытаний проппантов с различным содержанием частиц магния в полимерном покрытии, приведенных в таблице, очевидно, что эффективная прочность сцепления между

гранулами проппанта при низких пластовых температурах (до 40°С) достигается при содержании частиц магния не менее 10% от массы фенолформальдегидных смол.

Полученные результаты показывают реализуемость разработанного технического решения по получению проппантов нейтральной плавучести для шахтного гидроразрыва угольных пластов, удовлетворительные характеристики проппантов из полых алюмосиликатных микросфер с эпоксидным покрытием, содержащим термопласты и частицы магния, а также практическую пригодность химического способа разогрева проппанта для получения устойчивой их пачки в трещине гидроразрыва.

Выводы. Разработаны технические и технологические решения по получению проппанта для расклинивания трещин гидравлического разрыва угольных пластов температурой 5 - 40°С, выполняемого с солянокислотной обработкой дренажного канала. Проппант состоит из полых алюмосиликатных микросфер с полимерным покрытием из отвержденной эпоксидной смолы, частиц магния размером до 100 мкм и термореактивной порошковой смеси, содержащей твердые фенолформальдегидные смолы при соотношении масс фенолформальдегидных и эпоксидных смол от 5:1 до 1:5.

Кислотная обработка проппанта, содержащего магний в количестве не менее 10% от массы фенолформальдегидных смол, обеспечивает в пластах температурой 5 - 40°С прочность сцепления между гранулами проппанта 160 – 200 Н/см^2.

Разработанный проппант имеет плотность, близкую к плотности воды, что обеспечивает его нейтральную плавучесть в водной суспензии и создает условия для ее закачки в трещину гидравлического разрыва малопроизводительным насосным оборудованием (до 15л/мин) по гидравлическим линиям небольшого проходного сечения.

Работа выполнена при финансовой поддержке Министерства образования и науки Российской Федерации (проект RFMEFI60417X0172)

Библиографический список

1. Lu S., Cheng Y., Ma J., and Zhang Y. Application of in-seam directional drilling technology for gas drainage with benefits to gas outburst control and greenhouse gas reductions in Daning coal mine, China // Natural Hazards. -2014. - Vol. 73. -№ 3. - pp. 1419 – 1437.

2. Jeffrey R. G. and Boucher C. Sand propped hydraulic fracture stimulation of horizontal in-seam gas drainage holes at dartbrook coal mine / Coal Operators' Conference, Wollongong, Australia, 2004. - pp. 169 – 179.

3. Gandossi L. and Von Estorff U. An overview of hydraulic fracturing and other formation stimulation technologies for shale gas production / 2015. doi: 10.2790/379646.

4. Perkins T. K., Kern L. R. Widths of hydraulic fractures // J. Petrol. Technol. -1961. - №. 13.

5. Шубин В.П. К вопросу об исследовании физико-механических свойств некоторых пород каменного угля шахт Кузбасса // Известия ТПИ. –1951. - т.8. - вып. 1. – С.130-170.

6. Курленя М.В., Сердюков С.В., Патутин А.В., Шилова Т.В. Интенсификация подземной дегазации угольных пластов методом гидроразрыва // ФТПРПИ. – 2017. – № 6. – С.3-9.

7. Сердюков С.В., Дегтярева Н.В., Патутин А.В., Шилова Т.В. Технический комплекс для множественного локального гидроразрыва породного массива в необсаженных скважинах // ФТПРПИ. – 2016. – № 6. – С. 180–186.

8. Седиментация. Уравнение Стокса. Седиментационный анализ суспензий. [Электронный ресурс]. – Режим доступа: https://lektsia.com/7x9b46.html (дата обращения: 25.12.2017).

9. Bokane, A., Jain, S., Deshpande, Y., and Crespo, F. 2013b. Transport and Distribution of Proppant in Multistage Fractured Horizontal Wells: A CFD Stimulation Approach / Paper SPE 166096 presented at the Annual Technical Conference and Exhibition, New Orleans, Louisiana, USA, 30 September-2 October. doi: 0.2118/166096-MS.

10. Сердюков С.В., Курленя М.В., Патутин А.В. К вопросу об измерении напряжений в породном массиве методом гидроразрыва //ФТПРПИ. -2016. -№6. –С.6-14.

11. Burra, Agi, Esterle, Joan S., Golding, Suzanne D., Horizontal stress anisotropy and effective stress as regulator of coal seam gas zonation in the Sydney Basin, Australia // International Journal of Coal Geology /2014. doi: 10.1016/j.coal.2014.08.008.

12. Liu C. Distribution laws of in-situ stress in deep undegraund coal mines // Procedia Engineering. -2011. -26. –pp.909-917.

13. Патентная заявка РФ №2017143340. Проппант для гидравлического разрыва низкотемпературных горных пород /Сердюков С.В., Шилова Т.В., Патутин А.В. – дата поступл. 12.12.2017.

14. Алюмосиликатные микросферы. [Электронный ресурс]. – Режим доступа: http://ors.by/alyumosilikatnye-mikrosfery.html (дата обращения: 25.12.2017).

15. Губский. А. Технология концевого экранирования на месторождениях Западной Сибири. [Электронный ресурс]. Режим доступа: https://www.slb.com/~/media/Files/resources/oilfield_review/russia00/aut00/tip_screenout.pdf

УДК 539.3

О РАСПРЕДЕЛЕНИИ НАПРЯЖЕНИЙ В ПОРОДНОМ МАССИВЕ ВБЛИЗИ ДИЗЪЮНКТИВНОГО НАРУШЕНИЯ

д.ф-м.н. Лавриков С.В., к.ф.-м.н. Микенина О.А., д.ф.-м.н. Ревуженко А.Ф.
Институт горного дела им. Н.А.Чинакала СО РАН, г. Новосибирск, Россия

Аннотация. В работе использована математическая модель структурно-неоднородной геосреды, описывающая свойство запасать и высвобождать упругую энергию. Численно решена задача о деформировании породного массива за фронтом очистного забоя. Показано, что наличие в массиве дизъюнктивного нарушения приводит к высвобождению накопленной энергии и оказывает влияние на характер распределения напряжений.

Ключевые слова: горная порода, структура, самоуравновешенные напряжения, дизъюнктивное нарушение, численное моделирование.

Введение. Задача о расчете напряжений и деформаций в окрестности выработанного пространства является одной из ключевых в механике горных пород. В различных постановках она рассматривалась разными авторами, а ее решение в той или иной степени используется во всех технологиях добычи полезных ископаемых подземным способом [1-6].

Хорошо известно, что напряженно-деформированное состояние породного массива и устойчивость выработок существенным образом зависят от наличия внутренней структуры геосреды. Наличие неоднородности предопределяет фундаментальные свойства массива – внутреннее трение, сцепление, дилатансию. Наряду с этим, одним из важных свойств структурно-неоднородного массива является свойство аккумулировать энергию внешних воздействий в виде внутренних самоуравновешенных напряжений. Оно связано с тем, что реальный массив представляет собой иерархическую блочную структуру, обладающую множественностью форм равновесного состояния. Отдельные области массива могут запасать энергию, а в будущем при определенных условиях высвобождать ее, т.е. выступать в роли потенциальных источников энергии [7-13]. В работах [14-16] приведены некоторые данные лабораторных экспериментов и натурных наблюдений, указывающие на это свойство.

Аккумулирование энергии, как правило, происходит на границах между блоками или в разломных зонах, когда сдвиговые напряжения на берегах разлома уравновешиваются трением между берегами. При определенных условиях равновесие нарушается и происходит высвобождение накопленной энергии. Причем этот процесс может носить как устойчивый релаксационный, так и неустойчивый катастрофический характер [17-20]. Особенно опасными подобные явления становятся вблизи выработанного пространства.

Учет иерархического строения и внутренних самоуравновешенных напряжений в массиве возможен в рамках различных подходов. В работах [21-24] развивается математический аппарат и модели, содержащие внутренние переменные, в [25,26] применяется подход, основанный на использовании методов неархимедового математического анализа, в [27-30] используется численный метод дискретных элементов. В настоящей работе воспользуемся построениями [22] и рассмотрим математическую модель [23] для численного анализа процессов деформирования породного массива при наличии в нем дизъюнктивного нарушения в окрестности очистного забоя.

Математическая модель. Примем двухмасштабную модель самонапряженного массива [23] (деформация плоская). На микромасштабном уровне упругие частицы (зерна) находятся в узлах квадратной решетки. Поровое пространство заполнено связующим материалом с отличными от зерен упругими характеристиками (рис. 1).

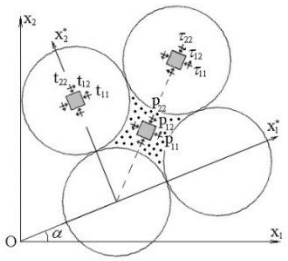


Рис. 1. Внутренняя микроструктура среды

Между частицами реализуются пластические сдвиги, развивающиеся по нелинейному закону с учетом стадий упрочнения, разупрочнения и остаточной прочности. Диаграмма межзеренного микропроскальзывания, связывающая касательные усилия t_{12} со сдвигами ε_{ij}^R (в общем случае предполагается $\varepsilon_{12}^R \neq \varepsilon_{21}^R$), показана на рис. 2 (кусочно-линейная аппроксимация). Внешнее нагружение вызывает деформацию зерен и сдвиги между ними. Это, в свою очередь, приводит к деформированию поровой среды. Упругие напряжения в зернах и поровой среде уравновешиваются касательными усилиями на межзеренных контактах и, таким образом, элемент среды обладает определенным запасом упругой энергии. Даже при отсутствии внешних напряжений внутренние самоуравновешенные напряжения могут быть значительными.

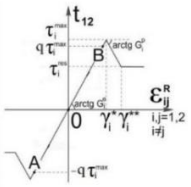


Рис. 2. Диаграмма межзеренного проскальзывания

Условия проскальзывания между зернами аппроксимированы кусочно-линейной диаграммой (см. рис. 2). В этом случае приращения микронапряжений и микросдвигов связаны соотношениями

$$\Delta\varepsilon_{12}^R = \Delta t_{12} / G_1^s, \quad \Delta\varepsilon_{21}^R = \Delta t_{12} / G_2^s, \tag{1.1}$$

где G_1^s, G_2^s – заданные модули контактного проскальзывания вдоль каждого из семейств контактов. Величины G_i^s определяются заданными константами $\gamma_i^*, \gamma_i^{**}, \tau_i^{\max}, \tau_i^{res}$, где $i = 1,2$ – номер семейства контактов

$$G_i^s = \begin{cases} G_i^e, & 0 \le \gamma_i < \gamma_i^* \\ -G_i^p, & \gamma_i^* \le \gamma_i < \gamma_i^{**} \\ 0, & \gamma_i^{**} \le \gamma_i \end{cases}.$$

Определяющие соотношения модели на макромасштабном уровне представляют собой связь приращений макронапряжений $\Delta\sigma_{ij}$ с приращениями макродеформаций $\Delta\varepsilon_{ij}$ вида

$$\begin{pmatrix} \Delta\varepsilon_{11} \\ \Delta\varepsilon_{22} \\ \Delta\varepsilon_{12} \end{pmatrix} = W \cdot \left((T+R)^{-1} + 2(T+P)^{-1} \right) \cdot W^{-1} \cdot \begin{pmatrix} \Delta\sigma_{11} \\ \Delta\sigma_{22} \\ \Delta\sigma_{12} \end{pmatrix}. \tag{1.2}$$

Коэффициенты уравнений (1.2) зависят от микросвойств зерен (матрица T), порового материала (матрица P), модулей контактного проскальзывания между зернами (матрица R), а также от угла α, отвечающего за ориентацию регулярной упаковки зерен относительно осей декартовой системы координат (матрица $W = W(\alpha)$). В свою очередь, макронапряжения σ_{ij} и микронапряжения зерен t_{ij} и порового материала p_{ij} не являются между собой независимыми, они удовлетворяют условиям совместности [22], которые имеют вид

$$\sigma_{ij}^* = t_{ij} + 2m \cdot p_{ij}, \qquad i, j = 1,2, \tag{1.3}$$

здесь σ_{ij}^* (макронапряжения в проекциях на оси регулярной упаковки зерен, см. рис. 1), безразмерная величина $0 < m < 1$ имеет смысл параметра просветности [22].

Условия (1.3) означают, что одним и тем же макронапряжениям σ_{ij}^{*} может соответствовать множество различных напряженных состояний зерен t_{ij} и поровой среды p_{ij}. Причем, отсутствие макронапряжений не означает, что внутренние микронапряжения также отсутствуют. В зернах и поровом материале могут действовать различные по знаку и полностью компенсирующие друг друга микронапряжения.

Система определяющих соотношений (1.2) вкупе с соотношениями Коши, связывающими деформации и смещения, замыкается уравнениями равновесия (для приращений)

$$\frac{\partial \Delta\sigma_{11}}{\partial x_1}+\frac{\partial \Delta\sigma_{12}}{\partial x_2}+\Delta X_1=0,\quad \frac{\partial \Delta\sigma_{12}}{\partial x_1}+\frac{\partial \Delta\sigma_{22}}{\partial x_2}+\Delta X_2=0. \tag{1.4}$$

где $\Delta X_1, \Delta X_2$ – приращения объемных сил.

В силу нелинейности диаграммы контактного взаимодействия зерен задача формулируется в приращениях. Общее решение строится по шагам нагружения с учетом изменяющихся свойств среды в процессе деформирования: $\sigma_{ij}^{k+1}=\sigma_{ij}^{k}+\Delta\sigma_{ij}^{k}$, $\varepsilon_{ij}^{k+1}=\varepsilon_{ij}^{k}+\Delta\varepsilon_{ij}^{k}$, где верхний индекс k – номер итерации.

Анализ типа системы уравнений (1.2), (1.4) показывает, что существует критическое значение наклона ниспадающей ветви диаграммы микропроскальзываний на межзеренных контактах G_i^p, которое зависит от модулей сдвига и коэффициентов Пуассона соответственно зерен μ^t, ν^t и поровой среды μ^p, ν^p. Если параметр G_i^p меньше критического, то система относится к эллиптическому типу. В этом случае деформирование осуществляется устойчиво. В случае, когда наклон превышает критическое значение, процесс деформирования становится неустойчивым и в среде могут происходить динамические скачки разупрочнения. В данной работе ограничимся рассмотрением параметров, обеспечивающих устойчивый режим деформирования.

На основе модели (1.2), (1.4) разработан численный конечно-элементный алгоритм и компьютерная программа, позволяющая решать плоские краевые задачи в квазистатической постановке. Ниже рассмотрим примеры численных расчетов.

2. Результаты численного моделирования. Пусть задана расчетная область, моделирующая очистной забой (рис. 3). Начальное макронапряженное состояние выберем в виде линейного распределения $\sigma_{22}^0=-\gamma(H-x_2)$, $\sigma_{11}^0=\xi\sigma_{22}^0$, $\sigma_{12}^0=0$ где γ – удельный вес среды, H – глубина ведения очистных, ξ – коэффициент бокового распора. Наряду с макронапряжениями необходимо также определить начальное распределение микронапряжений, удовлетворяющие соотношениям (1.3). Выберем следующие распределения микронапряжений в зависимости от параметра q: $t_{11}^0=0.5\sigma_{11}^0$, $t_{22}^0=0.5\sigma_{22}^0$, $t_{12}^0=\pm q\tau_i^{\max}$, $p_{ij}^0=(\sigma_{ij}^0-t_{ij}^0)/2m$, $i,j=1,2$ и рассмотрим две задачи. В первой задаче предположим, что во всей расчетной области касательные микронапряжений зерен, а, следовательно, и поровой среды, отсутствуют, т.е. $q=0$. На сдвиговой диаграмме (см. рис. 2) это состояние соответствует точке O (начало координат). Во второй задаче рассмотрим наличие дизъюнктивного нарушения вблизи очистного забоя (показано серым цветом на рис. 3) и будем считать, что в нем касательные микронапряжения зерен составляют определенную долю от критических, например, $q=0.9$, при этом в окружающем массиве, по-прежнему, $q=0$. На сдвиговой диаграмме состояние на разломе соответствует точкам A или B в зависимости от знака касательного микронапряжения. Таким образом, в обеих задачах заданы одни и те же начальные макронапряжения, отличие состоит лишь в том, каким образом они распределены между микронапряжениями структурных элементов.

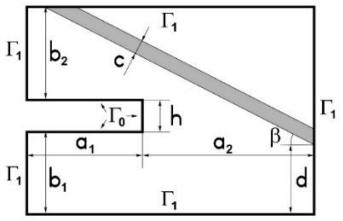


Рис. 3. Расчетная область, дизъюнктивное нарушение показано серым цветом

Краевые условия зададим в виде последовательного уменьшения давления в кровле и почве выработанного пространства, а также во фронте очистного забоя: $\Delta\sigma_n\big|_{\Gamma_0} = -\Delta d^k \cdot \sigma_n^0$, $\Delta\tau_n\big|_{\Gamma_0} = -\Delta d^k \cdot \tau_n^0$, где σ_n^0, τ_n^0 – нормальные и касательные макронапряжения в начальный момент времени (нулевая итерация), $\Delta\sigma_n, \Delta\tau_n$ – приращения нормального и касательного макронапряжений, , Γ_0 – граница выработанного пространства, $0 \le \Delta d^k \le 1$ – приращение параметра нагружения на k-ом шаге. Условие $\sum_k \Delta d^k = 1$ означает полную разгрузку (отсутствие макронапряжений) на контуре выработанного пространства. На внешнем контуре Γ_1 зададим условия $\Delta u_n\big|_{\Gamma_1} = 0$, $\Delta\tau_n\big|_{\Gamma_1} = 0$, где Δu_n – приращение нормальной компоненты вектора смещений.

Примем следующие безразмерные значения параметров (все величины размерности напряжений отнесены к величине максимального касательного напряжения $\tau_1^{\max}$ на пике диаграммы, см. рис. 2, величины размерности длины – к мощности пласта полезного ископаемого h, см. рис. 3): $\mu^t = 2.5\cdot10^3$, $\nu^t = 0.2$, $\mu^p = 0.7\cdot10^3$, $\nu^p = 0.3$, $\gamma_1^* = \gamma_2^* = 5\cdot10^{-4}$, $\gamma_1^{**} = \gamma_2^{**} = 10^{-3}$, $\tau_1^{\max} = \tau_2^{\max} = 1$, $\tau_1^{res} = \tau_2^{res} = 0.4$, $\gamma H = 32.5$, $\Delta X_1 = \Delta X_2 = 0$, $\xi = 0.4$, $m = 0.5$, $\alpha = 0$, $h = 1$, $a_1 = 3.3$, $a_2 = 5$, $b_1 = 2.3$, $b_2 = 2.7$, $c = 0.4$, $d = 2$, $\beta = 27^0$, $H = 300$ и проведем расчеты до полной разгрузки контура выработанного пространства.

На рис. 4 показаны результаты расчета первой задачи при отсутствии разломной зоны. На рис. 4 а приведена эволюция развития зон пластической деформации (светло-серый цвет показывает зоны локального разупрочнения, что соответствует ниспадающему участку диаграммы на межзеренных контактах, темно-серый цвет – зоны остаточной прочности, что соответствует горизонтальному участку диаграммы (см. рис. 2). На рис. 4 б,в показаны, соответственно, изолинии величин максимального касательного напряжения $\tau_0 = 0.5\sqrt{(\sigma_{11}-\sigma_{22})^2 + 4\sigma_{12}^2}$ и максимального сдвига $\gamma_0 = \sqrt{(\varepsilon_{11}-\varepsilon_{22})^2 + 4\varepsilon_{12}^2}$. Изолинии компонент тензора макронапряжений σ_{11}, σ_{22}, σ_{12} показаны соответственно на рис. 4 г-е.

Видно, что пластические сдвиги развиваются от естественных концентраторов напряжений на контуре выработанного пространства и далее продвигаются вглубь массива преимущественно в вертикальном направлении.

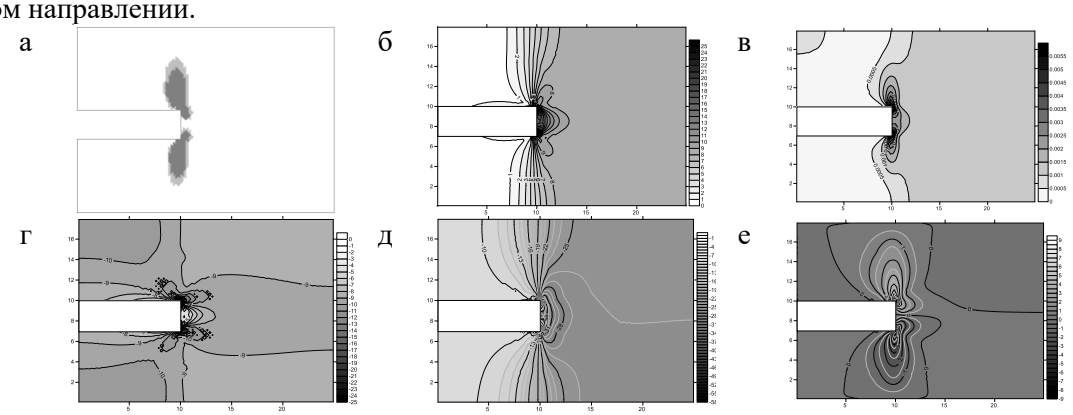


Рис. 4. Результаты расчета первой задачи без учета разлома: а) – развитие зон пластической деформации, б) – изолинии максимального касательного напряжения τ_0, в) – изолинии максимального сдвига γ_0, г), д), е) – изолинии напряжений σ_{11}, σ_{22}, σ_{12} соответственно

На рис. 5 показаны результаты расчета второй задачи с учетом влияния дизъюнктивного нарушения. Видно (см. рис. 5а), что в процессе деформирования материал внутри полосы нарушения, расположенный непосредственно над фронтом очистного забоя, сравнительно быстро переходит в пластическое состояние и оказывает влияние на напряженно-деформированное состояние окружающего массива (см. рис. 5б-е). Особенно заметное влияние проскальзывания берегов разломной зоны оказывают на распределение тектонических (σ_{11}) и касательных (σ_{12}) напряжений в массиве.

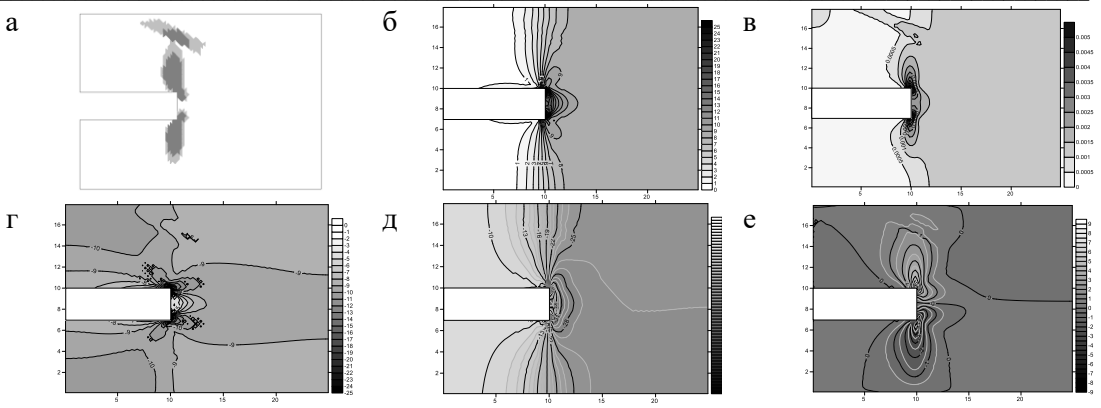


Рис. 5. Результаты расчета второй задачи с учетом влияния разлома: *а* – развитие зон пластической деформации, *б* – изолинии максимального касательного напряжения τ_0, *в* – изолинии максимального сдвига γ_0, *г, д, е* – изолинии напряжений σ_{11}, σ_{22}, σ_{12} соответственно

В целом, при одних и тех же начальных макронапряжениях высвобождение запасенной энергии на достаточно узком участке дизъюнктивного нарушения, спровоцированное продвижением очистного забоя, приводит к макросдвигу берегов разлома и влечет изменение макронапряженного состояния окружающего массива.

Можно ожидать, что влияние дизъюнктивного нарушения еще более усилится в случае неустойчивого деформирования, когда процесс высвобождения накопленной упругой энергии будет носить неконтролируемый динамический характер.

Выводы. Разработанный подход позволяет решать задачи деформирования структурно-неоднородных геоматериалов с учетом внутренних самоуравновешенных напряжений.

Очистные работы вблизи дизъюнктивного нарушения могут привести к высвобождению внутренних самоуравновешенных напряжений и, тем самым, оказать влияние на напряженно-деформированное состояние окружающего массива.

Работа выполнена за счет средств Российского научного фонда (проект № 16-17-10121)

Библиографический список

1. Фрянов В.Н., Павлова Л.Д., Гордеев С.Н. Моделирование геомеханических процессов при подземной разработке угольных пластов с неустойчивыми вмещающими породами // Фундаментальные и прикладные вопросы горных наук. – 2015. – № 2. – С. 162-167.

2. Дорджиев Д.Ю., Протосеня А.Г. Моделирование формирования напряженно-деформированного состояния вокруг горизонтальной выработки тектонически нарушенного массива // Известия ТулГУ. Науки о Земле. – 2010. – вып. 2. – С. 225-230.

3. Kolymbas D. Tunneling and Tunnel Mechanics. A Rational Approach to Tunneling. 2005, Springer-Verlag, Berlin, Heidelberg, 437 p.

4. Колимбас Д., Лавриков С.В., Ревуженко А.Ф. О деформировании анизотропного горного массива в окрестности горизонтальной протяженной выработки // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. – 2012. – № 6. – С. 3-18.

5. Лавриков С.В. О возможном способе повышения несущей способности горного массива вокруг выработки // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. – 2003. – № 5. – С. 30-38.

6. Klishin S.V., Lavrikov A.F., Revuzhenko A.F. Numerical simulation of abutment pressure redistribution during face advance / AIP Conference Proceedings 1909, 020086 (2017); doi 10.1063/1.5013767

7. Кочарян Г.Г. Геомеханика разломов. М.: Геос, 2016. - 424 с.

8. Деструкция земной коры и процессы самоорганизации в областях сильного техногенного воздействия. Отв. ред. академик Н.Н.Мельников. Новосибирск, изд-во СО РАН, 2012. – 631 с.

9. Пономарев В.С. Проблемы изучения энергетически активной геологической среды // Геотектоника. – 2011. – № 2. – С. 66-75.

10. Мороз А.И. Самонапряженное состояние горных пород. – М.: Изд-во МГГУ, 2004. – 288 с.

11. Ревуженко А.Ф. Горная порода – среда с внутренними источниками и стоками энергии. Сообщение 1 // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. – 1990. – № 4. – С. 14-21.

12. Лавриков С.В. О расчете напряженно-деформированного состояния разупрочняющегося блочного массива вблизи выработки // Физическая мезомеханика. – 2010. – т. 13. – № 4. – С. 53–63.

13. Курленя М.В., Адушкин В.В., Гарнов В.В., Опарин В.Н., Ревуженко А.Ф., Спивак А.А. Знакопеременная реакция горных пород на динамическое воздействие // Доклады академии наук РФ. – 1992. – том 323. – № 2. – С. 263-265.

14. Горяинов П.М., Давиденко И.В. Тектоно-кессонный эффект в массивах горных пород и рудных месторождений – важное явление геодинамики // Доклады академии наук СССР. – 1979. – т. 247. - № 5. – С. 1212-1215.

15. Ставрогин А.Н., Ширкес О.А. Явление последействия в горных породах, вызванное предшествующей необратимой деформацией // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. – 1986. – № 4. – С. 16-27.

16. Бобряков А.П, Косых В.П., Ревуженко А.Ф. Триггерное инициирование разрядки упругой энергии в напряженной геосреде // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. – 2015. – № 1. – С. 14-22.

17. Кочарян Г.Г., Золотухин С.Р., Калинин Э.В., Панасьян Л.Л., Спунгин В.Г. Напряженно-деформированное состояние массива горных пород Коробковского железнорудного месторождения на участке зоны тектонических нарушений // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. – 2018. – № 1. – С. 16-24.

18. Соболев Г.А., Пономарев А.В. Физика землетрясений и предвестники. М: Наука, 2003. – 270 с.

19. Риб С.В., Басов В.В., Никитина А.М. Исследование влияния дизъюнктивных нарушений на состояние массива горных пород в окрестности подготовительной выработки // Вестник Сибирского государственного индустриального университета. – 2016. – № 1 (15). – С. 17-20.

20. Бобряков А.П. Моделирование триггерных эффектов в разломных зонах горных пород. Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. – 2013. – № 6. – С. 35-44.

21. Новожилов В.В., Кадашевич Ю.И. Микронапряжения в конструкционных материалах. – Л.: Машиностроение, 1990. – 223 с.

22. Ревуженко А.Ф. Механика упругопластических сред и нестандартный анализ. Новосибирск: изд-во госуниверситета, 2000. - 428 с.

23. Лавриков С.В., Ревуженко А.Ф. Моделирование процессов деформирования самонапряженных образцов горных пород // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. – 2017. – № 1. – С. 15-24.

24. Lavrikov S.V., Revuzhenko A.F. Deformation of geo-medium with considering for internal self-balancing stresses // AIP Conference Proceedings 1783, 020130 (2016), doi: 10.1063/1.4966423

25. Ревуженко А.Ф. Математический анализ функций неархимедовой переменной. Специализированный математический аппарат для описания структурных уровней геосреды. Новосибирск: Наука, 2012. – 327 с.

26. Lavrikov S.V., Mikenina O.A., Revuzhenko A.F. A non-Archimedean number system to characterize the structurally inhomogeneous rock behavior nearby a tunnel // Journal of Rock Mechanics and Geotechnical Engineering, 2011, 3 (2): p. 153-160.

27. Klishin S.V., Revuzhenko A.F. Spatial discrete element analysis of problem on floor bucking in underground openings // IOP Conference Series: Earth and Environmental Science 53, 012012 (2017); doi: 10.1088/1755-1315/53/1/012012

28. Klishin, S.V., Revuzhenko, A.F. 3D discrete element approach to the problem on abutment pressure in a gently dipping coal seam. IOP Conference Series: Earth and Environmental Science 84, 012003 (2017); doi: 10.1088/1755-1315/84/1/012003

29. Lavrikov S.V., Revuzhenko A.F. DEM Code-Based Modeling of Energy Accumulation and Release in Structurally Heterogeneous Rock Masses // AIP Conference Proceedings 1683, 020121 (2015); doi: 10.1063/1.4932811

30. Лавриков С.В., Ревуженко А.Ф. Численное моделирование процесса накопления и высвобождения упругой энергии в структурно-неоднородных геоматериалах // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. – 2016. – № 4. – С. 22-28.

УДК 622.02

ИССЛЕДОВАНИЕ СКОРОСТИ РАСПРОСТРАНЕНИЯ УПРГИХ ВОЛН В ОБРАЗЦАХ ИЗ ЭКВИВАЛЕНТНЫХ ГЕОМАТЕРИАЛОВ ПРИ ОДНООСНОМ СЖАТИИ

к.т.н. Косых В.П., Косых П.В. д.ф.-м.н. Ревуженко А.Ф.
Институт горного дела им. Н.А. Чинакала СО РАН, г. Новосибирск, Россия

Аннотация. Разработан стенд для испытаний образцов геоматериалов при нагружении продольным сжатием с одновременным воздействием слабыми ударами. Проведены эксперименты по измерению скорости прохождения упругих волн в сжатых трубчатых образцах из эквивалентных геоматериалов. Показана связь скорости упругих волн с касательным модулем деформации.

Ключевые слова: сжатие, механические свойства геоматериалов, испытание образцов, динамические нагрузки, скорость распространения упругих волн.

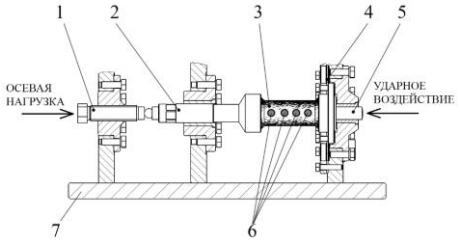
В естественных условиях массивы горных пород находятся под воздействием постоянных или медленно изменяющихся статических нагрузок, на фоне которых действуют многократно повторяющиеся переменные нагрузки слабой интенсивности (приливные, нагрузки от изменения атмосферных условий, транспортные вибрации и др.). В качестве примера можно привести горные выработки, плотины и напорные тоннели гидроэлектростанций, основания фундаментов турбоагрегатов и тяжелого промышленного оборудования, подземные хранилища нефти и газа [1, 2].

Лабораторными и натурными исследованиями установлено, что под влиянием периодических нагрузок геоматериалы способны менять свои механические свойства [3 – 8]. Как правило, такие исследования проводятся при уровне изменения напряжений, сравнимых с пределом прочности образцов геоматериалов [3]. Работ по изучению влияния слабых периодических воздействий, продолжающихся достаточно долго, на изменение механических свойств геоматериалов известно сравнительно мало.

Горные породы представляют собой среду с внутренней структурой на различных масштабных уровнях. При деформировании они способны накапливать энергию, запасенную в виде внутренних самоуравновешенных напряжений. Образец, “заряженный” такими напряжениями, при определенных условиях может высвобождать накопленную энергию [9, 10]. Роль триггера в этом процессе могут играть слабые динамические воздействия.

В настоящее время исследуется скорость прохождения упругих волн в образцах из эквивалентных геоматериалов в зависимости от фонового уровня статических напряжений сжатия. Эксперименты проводились на стенде, позволяющем исследовать эволюцию деформационно-прочностных характеристик образцов геоматериалов под влиянием слабых ударов, действующих на фоне заданной статической нагрузки.

Конструкция узла нагружения стенда показана на рис. 1. Образец геоматериала 3 закрепляется в зажимах 2 и 5. Правый зажим 5 укреплен на вертикальной плите через мембрану 4, а своим хвостовиком центрируется горизонтально с помощью фторопластовой втулки. Левый зажим 2 также центрируется фторопластовой втулкой и через шарик передает сжимающую нагрузку от винта 1 на образец. Вертикальные плиты жестко закреплены на массивном основании 7. Кроме статической осевой нагрузки на образец в ходе экспериментов оказывается динамическое воздействие, которое создается ударами по хвостовику зажима 5. Более подробно конструкция стенда описана в [11].



1 — нагружающий винт; *2* — левый зажим; *3* — образец геоматериала; *4* — мембрана; 5 — подвижный зажим; 6 — тензорезисторы

Рис. 1. Стенд для испытаний

Образцы имели форму полого цилиндра и изготавливались из смеси калиброванного кварцевого песка с размером частиц 0.3 мм и пластикрита p-Filler в весовом отношении 1:1. Плотность

образцов составляла 2.26 г/см^3. Длина рабочей части — 80 мм, внешний диаметр — 36 мм, внутренний — 16 мм. Затвердевшие образцы просушивались при температуре 60 – 70°С и после наклейки тензодатчиков закреплялись в зажимах стенда.

В ходе эксперимента образец медленно нагружался до заданного значения осевой сжимающей силой. При этом записывались зависимости продольных и поперечных деформаций от приложенной нагрузки. Затем с помощью физического маятника по хвостовику правого зажима наносилась серия ударов. Удары в системе стенд-образец возбуждают колебания, частота и скорость затухания которых зависит от свойств образца. Исследование волновых процессов проводилось с помощью четырех полупроводниковых тензодатчиков с коэффициентом преобразования деформаций равным 150, которые размещались вдоль оси образца на расстоянии 21 мм друг от друга. В опытах записывались осциллограммы продольных динамических деформаций образцов после нанесения удара. Измерительная система стенда представляет собой 8-канальную крейтовую систему LTR-EU-8-2 фирмы L-Card (г. Москва), в состав которой входят 8 измерительных модулей. Система позволяет вести непрерывный сбор информации с 16 тензометрических датчиков, а также записывать высокочастотные (до 10 МГц) сигналы одновременно по четырем каналам.

На рис. 2 приведена диаграмма «сжимающее напряжение – продольная деформация», полученная в эксперименте. Маркерами показаны моменты нанесения ударов для измерения скорости прохождения упругих волн. Образец до разрушения не доводился.

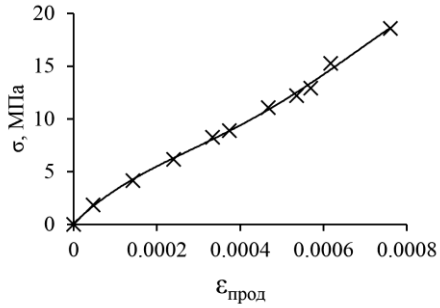


Рис. 2. Диаграмма «сжимающее напряжение – продольная деформация» образца эквивалентного геоматериала

По результатам этих испытаний средний модуль деформации материала составил 2,31·10^4 МПа, а коэффициент Пуассона 0,35.

При ударе в системе возникает колебательный процесс, в который вовлекаются подвижные части стенда. В результате испытуемый образец материала оказывается нагруженным переменными нагрузками различных частот.

На рис. 3 представлены типичные осциллограммы продольных динамических деформаций образца, записанные двумя датчиками при ударе. Из рис. 3 следует, что образец испытывает периодические затухающие деформации, которые являются суперпозицией колебаний с несколькими частотами, имеющими затухающий характер.

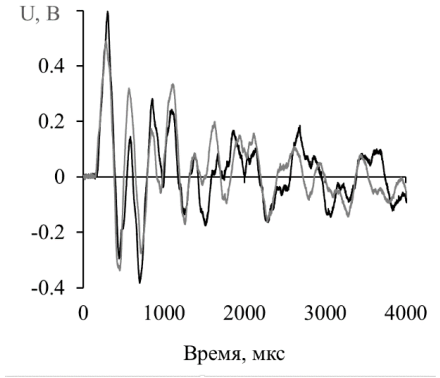


Рис. 3. Осциллограммы продольных деформаций, возникающих в образце при ударе

Определение скорости прохождения упругих волн через образец проводили путем сопоставления осциллограмм, полученных с различных датчиков. На рис. 4 приведены начальные участки нормализованных осциллограмм продольных деформаций, возникающих в образце после удара.

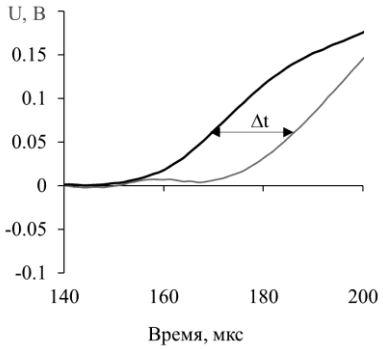


Рис. 4. Определение времени задержки при прохождении упругой волны через образец

Видно, что сигнал на втором датчике возникает с задержкой Δ*t* по сравнению с первым датчиком. Эта задержка определяется скоростью распространения упругой волны в образце. Учитывая, что расстояние *l* между первым и вторым датчиком известно, легко определить скорость распространения упругой волны $v=l/\Delta t$.

Найденная по приведенной методике скорость распространения упругих волн в образце в зависимости от сжимающего усилия приведена на рис. 5*а*.

Из рисунка видно, что скорость прохождения волн зависит от напряжения сжатия. При возрастании напряжений она сначала уменьшается, а затем проходя через минимум возрастает. Такое поведение связано с изменением касательного модуля деформации при росте сжимающих напряжений (рис. 5*б*).

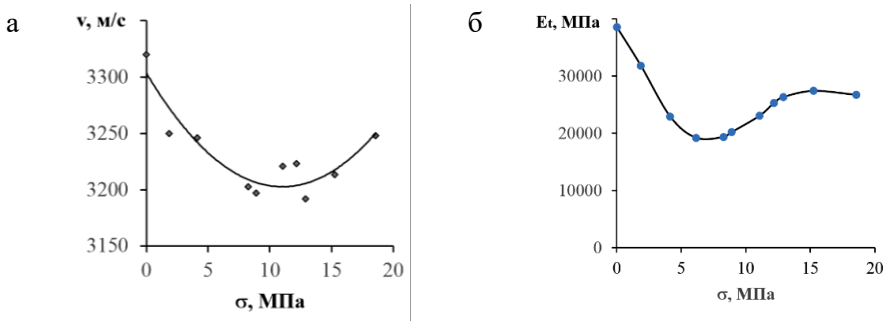


Рис. 5. Зависимость от сжимающего напряжения: *а* – скорости прохождения упругой волны; *б* – касательного модуля

Вывод. Предложена методика для исследования скорости прохождения упругих волн в образцах из геоматериалов при их одноосном сжатии. Установлено, что с ростом напряжений сжатия скорость упругих волн вначале уменьшается, а затем, проходя через минимум, увеличивается. Это связано с изменением касательного модуля деформации с ростом сжимающих напряжений.

Работа выполнена за счет средств Российского научного фонда (проект № 16-17-10121)

Библиографический список

1. Вознесенский Е.А. Динамическая неустойчивость грунтов. — М.: Эдиториал УРСС, 1999. — 264 с.

2. Шейнин В.И., Блохин Д.И., Максимович И.Б., Сарана Е.П. Экспериментальное исследование проявлений термомеханических эффектов на линейной и нелинейной стадиях деформирования образцов каменной соли в режиме циклического нагружения // ФТПРПИ. — 2016. — № 6. — С. 15 – 22.

3. Мохначев М.П. Усталость горных пород. — М.: Наука, 1979. — 152 с.

4. Fuenkajorn K., Phueakphum D. Fatigue and dynamic energy behavior of rock subjected to cyclical loading, Int. J. Rock Mech. & Min. Sci., 2009, Vol. 46. — P. 200 – 209.

5. Кочарян Г.Г., Костюченко В.Н., Павлов Д.В. Инициирование деформационных процессов в земной коре слабыми возмущениями // Физ. мезомеханика. — 2004. — Т. 1. — № 7. — С. 5 – 22.

6. Курленя М.В., Адушкин В.В., Гарнов В.В., Опарин В.Н., Ревуженко А.Ф., Спивак А.А. Знакопеременная реакция горных пород на динамическое воздействие // ДАН. — 1992. — Т. 323. — № 2. — С. 263 – 265.

7. Kazantsev A.A., Kosykh V.P., Revuzhenko A.F. Spectral analysis of granular material reaction to long-term weak dynamic effect, IOP Conf. Series: Materials Science and Engineering, 2015, Vol. 91, 012089. doi: 10.1088/1757-899X/91/1/012089.

8. Klishin S.V., Revuzhenko A.F. 3D Discrete element approach to the problem on abutment pressure in a gently dipping coal seam. IOP Conf. Series: Earth and Environmental Science 84 (2017) 012003.

9. Лавриков С.В., Ревуженко А.Ф. Моделирование процессов деформирования самонапряженных образцов горных пород // ФТПРПИ. — 2017. — № 1. — С. 15 – 24.

10. Lavrikov S.V., Revuzhenko A.F. DEM code-based modeling of energy accumulation and release in structurally heterogeneous rock masses, AIP Conference Proceedings, 2015, 1683, 020121. doi: 10.1063/1.4932811.

11. Косых В.П., Косых П.В., Ревуженко А.Ф. Испытательный стенд для исследования эволюции сложного напряженно-деформированного состояния геоматериалов при слабых динамических воздействиях // ФТПРПИ. — 2017. — № 6. — С. 198 – 203.

УДК 622.023.23

ОБ ОДНОМ ПОДХОДЕ К РАСЧЁТУ НАПРЯЖЁННОГО СОСТОЯНИЯ УГЛЕПОРОДНОГО МАССИВА, ВМЕЩАЮЩЕГО ПЛАСТОВУЮ ВЫРАБОТКУ И ТЕКТОНИЧЕСКОЕ НАРУШЕНИЕ

д.т.н. Черданцев Н.В.

Федеральный исследовательский центр угля и углехимии СО РАН, г. Кемерово, Россия

Аннотация. Разработана модель геомеханического состояния углепородного массива, вмещающего пластовую выработку и тектоническое нарушение, которое представлено узкой щелью, заполненной упругим материалом с заданными характеристиками жёсткости на сжатие и сдвиг. Проведён анализ влияния нарушения для ряда его характеристик жёсткости на напряжённое состояние массива около выработки.

***Ключевые слова*:** массив горных пород, угольный пласт, пластовая выработка, предельно напряжённое состояние, критерии прочности горных пород.

Введение. Прогноз напряжённо-деформированного состояния массива, вмещающего угольный пласт и проводимую по нему выработку, в краевых частях которой образуются предельно-напряжённые зоны с неупругими деформациями, является важной и актуальной научной и производственной задачей, поскольку параметры этих зон определяют степень опасности различных геодинамических явлений [1 - 4].

Наличие в массиве геологических нарушений существенно изменяет параметры опорного давления (размер предельно напряжённой зоны L_{OT} и коэффициент концентрации напряжений k_σ) в краевых зонах угольного пласта.

В этой связи разработка модели геомеханического состояния породного массива, вмещающего геологическое нарушение и близкорасположенную к нему пластовую выработку, является актуальной научно-производственной задачей.

Постановка задачи и её решение. В массиве горных пород с регулярными поверхностями ослабления имеются геологическое нарушение (в дальнейшем щель) и выработка прямоугольного сечения размерами $b\times h$, пройденная на глубине H по пласту мощностью $m=h$. В левом и правом боках образуются предельно напряжённые зоны размером $L_{OT.Л}$, $L_{OT.П}$.

Массив моделируется невесомой плоскостью, нагруженной гравитационным давлением γH (γ – средневзвешенный объёмный вес налегающих пород), а по бокам – давлением $\lambda\gamma H$ (λ – коэффициент бокового давления).

Тектоническое нарушение моделируется щелью шириной b_n, наклоненной к горизонту под углом α_n. Щель заполнена упругим материалом с коэффициентами нормальной K_n и сдвиговой

жёсткости K_s. Координаты центра тяжести щели 0_n в системе координат $0yz$, расположенной в центре тяжести выработки, обозначены через y_n и z_n.

В процессе решения задачи полагается:

1) трасса выработки и направление щели параллельны, а их размеры вдоль оси x значительно превосходят размеры в плоскости $0yz$, в силу чего, можно считать, что породы в окрестности выработки и щели находятся в условиях плоской деформации;

2) прочность пласта значительно ниже прочности вмещающих его пород;

3) сжимающие напряжения положительны, а растягивающие отрицательны.

Таким образом, данная задача учитывает и наличие нарушения, и появление неупругих деформаций в предельно напряжённой краевой зоне угольного пласта.

Особенность задачи о массиве с пластовой выработкой заключается в том, что прочность окружающих горных пород, как правило, существенно выше прочности пласта, по которому пройдена выработка. Поэтому, если горные породы деформируются упруго, то краевые части пласта шириной $L_{OT.Л}+L_{OT.П}$ уже находятся в предельном состоянии.

В сформулированной задаче необходимо учесть влияние на предельно напряжённое состояние краевой части пласта ещё и геологического нарушения.

При разработке модели массива с пластовой выработкой и геологическим нарушением использовалась базовая модель геомеханического состояния анизотропного по прочности массива, вмещающего горные выработки [5]. Результаты, полученные в рамках этой модели, успешно применялись к расчётам массива [6 - 12]

Так в работе [11] показано, что решение задачи о нахождении параметров опорного давления в боках пластовой выработки сводится к решению упругопластической задачи, которая в свою очередь сведена к решению второй внешней задачи теории упругости. Зная характер распределения линий скольжения в предельно напряжённой зоне пласта и напряжений на них, можно определить напряжения в любой точке предельно напряжённой зоны пласта, в том числе и на границе (контакте) пласта с окружающим массивом. В этой связи замена краевой части пласта, находящейся в предельном состоянии, действующими на контакте пласта с массивом нормальными и касательными напряжениями$\sigma_{p.y}$, $\sigma_{p.z}$, $\tau_{p.yz}$, $\tau_{p.zy}$, позволяет сформулированную задачу свести к краевой задаче теории упругости. В отличие от классической задачи граничные условия формулируются не по контуру выработки, а по замкнутому контуру, включающему кровлю, почву выработки и контакт пласта с боковыми породами на участке предельной зоны. Так, по горизонтальным участкам этого контура проекции p_z, p_y полного напряжения соответственно равны напряжениям σ_z и τ_{yz}. Тогда в граничном интегральном уравнении краевой задачи теории упругости [13, 14] интегрирование производится по замкнутому контуру, охватывающему кровлю, почву выработки и контур предельно напряжённой зоны.

Полученное граничное интегральное уравнение решается численно, т.е. это уравнение заменяется системой линейных алгебраических уравнений относительно проекций фиктивной нагрузки, приложенной в центрах конечных областей (граничных элементов), которыми заменяется поверхность (контур) выработки. Напряжения в произвольной точке расчетной области определяются путём суммирования напряжений от действия фиктивной нагрузки, разрывов смещений и напряжений естественного поля напряжений, обусловленного гравитационной нагрузкой. Изложенный подход к построению поля напряжений в твёрдом теле называется методом граничных элементов [15].

При наличии в массиве и выработки, и нарушения граничные условия на контуре выработки выражаются через фиктивную нагрузку, а условия на контуре нарушения через разрывы смещений [12, 16]. При этом следует учитывать, что полные напряжения по граничному элементу, относящемуся к нарушению, а, следовательно, и его деформации, и смещения состоят из двух частей: начальных и дополнительных. К начальным напряжениям относится исходное поле нетронутого горными работами массива. Как правило, начальные смещения и начальные деформации в таком массиве отсутствуют. Дополнительные напряжения, смещения и деформации возникают на поверхности нарушения в результате ведения горных работ, в частности, сооружения выработки [16].

В зависимости от наличия или отсутствия в геологическом нарушении начальных деформаций различают два типа нарушений.

К первому типу относятся нарушения с нулевыми начальными деформациями и поэтому по их контактным элементам отсутствуют и начальные напряжения. Эти элементы испытывают только дополнительные деформации. Такого типа нарушениями являются, например, «перемятые» пород-

ные слои с более низкими упругими характеристиками по сравнению с характеристиками остального массива. Напряжения по таким нарушениям, как и в остальном массиве (в отсутствии выработки) равны исходным напряжениям.

Ко второму типу относятся нарушения с ненулевыми начальными деформациями в предположении, что начальное поле напряжений искажено за геологические эпохи влиянием гравитационного поля напряжений. К этому типу нарушения относится дизъюнктивные нарушения.

Граничные уравнения на поверхностях выработки и геологического нарушения представляется системой алгебраических уравнений, имеющей порядок $2(N_b+ N_n)\times 2(N_b+ N_n)$. ($N_b$ – число граничных элементов на контуре выработки, включая и предельно напряжённые зоны, N_n – число граничных элементов на контуре нарушения) относительно неизвестных координат векторов фиктивной нагрузки на контуре выработки и разрывов смещений. Напряжения в произвольной точке расчетной области определяются путём суммирования напряжений от действия фиктивной нагрузки, разрывов смещений и естественного поля напряжений, обусловленного гравитационной нагрузкой [13 - 16].

Анализ полученных результатов. В качестве исходных данных приняты следующие параметры массива и выработки: H=800 м, λ=1, γ=25 кН/м^3, угол внутреннего трения угольного пласта φ=20°, предел прочности пласта на одноосное сжатие σ_0=10 МПа, коэффициент сцепления и угол внутреннего трения по контакту плата и боковых пород K'=0, φ'=10°, b=5 м, h=3 м, b_n=50 м, α_n=0°, K_s=0.4 K_n. Диаграмма условных напряжений деформирования пласта не имеет участков разупрочнения и соответствует диаграмме Прандтля. Значения K_n в ходе вычислительного эксперимента менялись. Нарушение относится к первому типу (с нулевыми начальными деформациями), расположено в кровле пласта над выработкой горизонтально и симметрично относительно вертикальной оси z.

Поскольку α_n=0° и y_n=0, то расчётная схема задачи симметрична относительно вертикальной оси и, следовательно, $L_{OT1}=L_{OT2}=L_{OT}$.

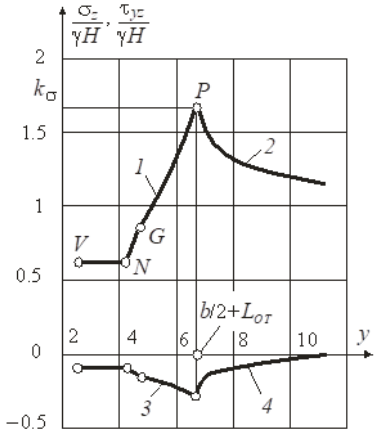
На рис. 1 показаны результаты решения упругопластической задачи о состоянии краевой зоны пласта в отсутствии и при наличии нарушения. На нём приведены эпюры напряжений вдоль кровли пласта.

Из рис. 1 *а* определена максимальная величина опорного давления, которая составляет 1,657 γH. Отношение этого напряжения к γH называется коэффициентом концентрации напряжений k_σ. Размер предельно напряжённой зоны L_{OT} получился равным 4,172 м.

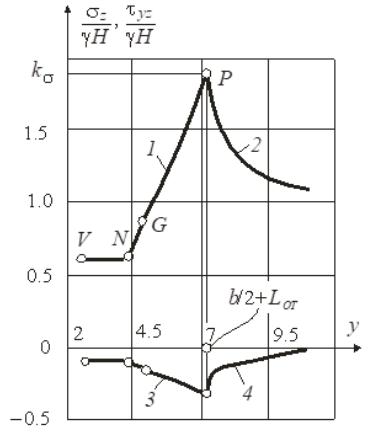
На рис. 1 *б* эпюры σ_z, τ_{yz} построены при наличии в массиве нарушения. Оно находится на расстоянии $z_n=\delta$=6,5м (рис. 1). Коэффициент жёсткости заполнителя K_n=500 МПа/м. Из рис. 2 *б* определён коэффициент концентрации напряжений k_σ, который составляет 1,89 единицы, и вычислен размер предельно напряжённой зоны L_{OT}=4,565м.

Из сравнительного анализа приведённых на рис. 1 *а* и рис. 1 *б* результатов следует, что наличие в массиве нарушения, расположенного вблизи выработки, увеличивает параметры опорного давления в краевых частях пласта.

а



б



1, 2 – эпюры напряжений σ_z в предельной зоне и упругой части пласта, соответственно;
3, 4 – эпюры напряжений τ_{yz}; *VN* – *у*частоk, соответствующий деформированию пласта с постоянными напряжениями; *NG* – участок, соответствующий зоне Прандтля; *GP* – участок, соответствующий пластическим деформациям краевой части пласта

Рис. 1. Эпюры напряжений в предельной зоне и упругой частях пласта: а - в отсутствии нарушения; б – при наличии нарушения

В этой связи проведён анализ влияния на напряжённое состояние массива горизонтального симметричного нарушения для ряда характеристик жёсткости заполнителя и различных расстояниях z_n. Его результаты представлены в виде графиков на рис. 2.

а б

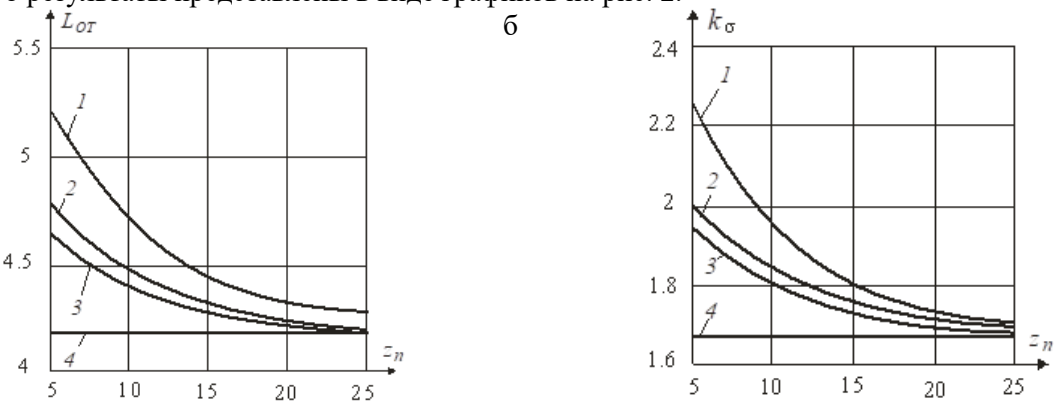


Рис. 2. Графики зависимости предельной зоны (а) и коэффициента концентрации напряжений (б) в зависимости от расстояния до нарушения

На рис. 2 *а* показана серия графиков зависимости размера предельно напряжённых зон L_{OT} от расстояния z_n между осью *y* и нарушением, а серия графиков зависимости коэффициента концентрации k_σ от δ построена на рис. 2 *б*. Причём, график 1 построен при K_n=100 МПа/м, график 2 – K_n=200 МПа/м, график 3 – K_n=500 МПа/м, линия 4 соответствует напряжению σ_y в кровле выработки в отсутствии нарушения.

Графики представляют собой вид асимптотически убывающих вогнутых кривых. Их асимптота соответствуют параметрам опорного давления в отсутствии нарушения.

Из графиков хорошо видно, что уменьшение коэффициента жёсткости заполнителя и расстояния до нарушения значительно повышают параметры опорного давления по сравнению с одиночной выработкой. На исследуемом диапазоне изменения характеристик нарушения максимальное отклонение размера L_{OT} составляет 25.1%, а k_σ на 35.9%.

Выводы. Разработанная модель геомеханического состояния массива, вмещающего пластовую выработку и геологическое нарушение, обеспечивает оценку напряжённого состояния угольного пласта для всего диапазона возможных вариантов изменения параметров нарушения.

Параметры опорного давления при наличии в кровле выработки нарушения возрастают: и тем значительнее, чем ближе оно расположено к выработке и чем меньше характеристики жёсткости его заполнителя. Графики изменения параметров опорного давления, построенные по результатам проведённого вычислительного эксперимента, являются асимптотически убывающими функциями.

Библиографический список

1. Петухов И.М. Механика горных ударов и выбросов / И.М. Петухов, А.М. Линьков.–М.: Недра, 1983. – 280 с.

2. Козырева Е.Н. Особенности газогеомеханических процессов на выемочном участке шахты / Е.Н. Козырева, М.В. Шинкевич // Вестник Научного центра по безопасности работ в угольной промышленности. – 2010. – № 2. - С. 28 – 35.

3. Чернов О.И. Прогноз внезапных выбросов угля и газа / О.И. Чернов, В.Н. Пузырев. – М.: Недра, 1979. – 296 с.

4. Фисенко Г.Л. Предельные состояния горных пород вокруг выработок. М.: Недра, 1976. – 272 с.

5. Черданцев Н.В. Граничные интегральные уравнения в задачах механики подземных сооружений / Н.В. Черданцев, В.А. Шаламанов // Известия вузов «Горный журнал». – 2004. – № 5. – С. 50–54.

6. Черданцев Н.В. Зоны нарушения сплошности в области сопряжения двух горных выработок / Н.В. Черданцев, С.В. Черданцев // ПМТФ. – 2004. – № 4. – С. 137–139.

7. Черданцев С.В. О влиянии предварительно обжатой пружины на зону нарушения сплошности вокруг цилиндрической полости / С.В. Черданцев, Н.В. Черданцев // ПМТФ. – 2005. – № 3. – С. 141–148.

8. Черданцев Н.В. Устойчивость целиков в окрестности системы выработок, сооружаемых в анизотропном по прочности массиве горных пород // Вестник КузГТУ. – 2012. – № 1. – С. 15–19.

9. Черданцев Н.В. Моделирование геомеханического состояния анизотропного по прочности неоднородного массива горных пород / Н.В. Черданцев, В.Т. Преслер // Вестник КузГТУ. – 2011. – № 3. – С. 15–22.

10. Черданцев Н.В. Влияние анкерной крепи на устойчивость породного массива, вмещающего одиночную выработку // Вестник КузГТУ. – 2012. – № 4. – С. 3–7.

11. Черданцев Н.В. Разработка модели геомеханического состояния углепородного массива, вмещающего пластовую выработку / Н.В. Черданцев, С.В. Черданцев // Безопасность труда в промышленности. – 2014. – № 11. – С. 41–45.

12. Черданцев Н.В. Анализ геомеханического состояния массива горных пород в окрестности выработки, пройденной вблизи геологического нарушения // Безопасность труда в промышленности.–2015.–№ 8.–С. 38–42.

13. Лурье А.И. Теория упругости. М.: Наука, 1970.–940 с.

14. Партон В.З. Методы математической теории упругости / В.З. Партон, П.И. Перлин. - М.: Наука, 1981. – 688 с.

15. Бреббия К. Методы граничных элементов / К. Бреббия, Ж. Теллес, Л. Вроубел. – М.: Мир, 1987.–525 с.

16. Крауч С. Методы граничных элементов в механике твёрдого тела / С. Крауч, А. Старфилд. – М.: Мир, 1987. 328 с.

УДК 622.023.23

РАСЧЁТ ТРАЕКТОРИИ ТРЕЩИНЫ, РАСПРОСТРАНЯЮЩЕЙСЯ В КРОВЛЕ ПЛАСТОВОЙ ВЫРАБОТКИ ПОД ДЕЙСТВИЕМ ВНУТРЕННЕГО ДАВЛЕНИЯ

д.т.н. Черданцев Н.В.

Федеральный исследовательский центр угля и углехимии СО РАН, г. Кемерово, Россия

Аннотация. Представлены результаты решения задачи о распространении в прочных и хрупких породах кровли пластовой выработки трещины под действием внутреннего давления. Массив нагружен неравно компонентным литологическим полем напряжений и находится в условиях плоской деформации.

Ключевые слова: углепородный массив, угольный пласт, пластовая выработка, метод граничных элементов, коэффициенты интенсивности напряжений, трещина, теория Гриффитса – Ирвина.

Введение.Наличие предельно напряжённых зон, образующихся в краевых приконтурных областях пласта, может быть причиной значительного поступления метана в горные выработки и приводить к различным геодинамическим явлениям [1 - 5]. Это обстоятельство необходимо учитывать при проектировании горных предприятий и при их эксплуатации [6]. В этой связи расчёт напряжённого состояния углепородного массива около выработок, пройденных по угольному пласту, является важной научной и производственной задачей.

Образование предельно напряжённых зон в первую очередь связано с зависанием прочных пород кровли пласта над выработанным пространством значительных размеров и часто сопровождается различными геодинамическими явлениями [1, 2, 7, 8]. Для уменьшения размеров зависания основной кровли наиболее эффективным способом является метод направленного гидроразрыва [8]. Суть его состоит в принудительном обрушении пород кровли пласта посредством искусственного инициирования трещины и её развития в породах за счёт закачки в неё жидкости под большим давлением.

Основная проблема рационального применения способа гидроразрыва в угольной отрасли состоит в том, чтобы установить оптимальные параметры начальной («зародышевой») трещины для создания наиболее благоприятных условий обрушения кровли растущей трещиной. К настоящему времени в решениях большинства подобных задач влияние выработки на траекторию трещины не учитывается [8].

Постановка задачи и её решение. В данной статье приведены результаты решения задачи о распространении трещины, нагруженной внутренним давлением (гидротрещины), в кровле пластовой выработки в плоской постановке. При её решении поле напряжений в углепородном массиве определяется в рамках разработанной ранее модели геомеханического состояния массива, вмещающего горные выработки, и успешно применяемой к расчётам массива [9 – 15].

Задача формулируется следующим образом. В массиве горных пород, моделируемом невесомой плоскостью, имеется выработка прямоугольного сечения размерами $b \times h$, пройденная на глубине H по угольному пласту на всю его мощность. Характеристики прочности угольного пласта меньше, чем характеристики прочности пород вмещающего массива, но больше, чем по контактам пласта с остальным массивом, который нагружен гравитационным давлением сверху и снизу γH (γ – средневзвешенный объёмный вес налегающих пород), а с боков – $\lambda\gamma H$ (λ – коэффициент бокового давления). В краевых частях пласта образуются зоны неупругого деформирования шириной L_{OT}. В кровле выработки имеется узкий разрез длиной $2l$, имитирующий трещину, нагруженный на участке длиной $2l_0$ давлением p. Длина разреза мала по сравнению с размерами выработки. Система координат $y0z$ совпадает с центральными осями выработки.

Известно, что при теоретическом анализе проблемы прочности и распространения сильных разрывов перемещений в твёрдых деформируемых телах используется универсальное уравнение термодинамики, которое может быть применено к телу с трещиной к двум смежным его состояниям: до и после прорастания трещины на некоторую величину Δl. В квазистатических процессах это уравнение имеет вид [16 – 18]

$$k_I^2 + k_{II}^2 = \frac{E \cdot \gamma_t}{1-\mu^2}, \tag{1}$$

где k_I – коэффициент интенсивности напряжений, обусловленный действием нормальной (расклинивающей) нагрузки p_I на берегах трещины, k_{II} – коэффициент интенсивности напряжений от действия касательной нагрузки p_{II} также на берегах трещины, E – модуль упругости первого рода, μ – коэффициент Пуассона пород массива, γ_t – плотность поверхностной энергии, необходимой для образования единицы поверхности.

Если гидротрещина распространяется в однородном поле напряжений, то p_I, p_{II} определяются напряжениями на «удалённой» границе и в данном случае они связаны с напряжениями γH и $\lambda\gamma H$ следующим образом

$$p_I = \frac{\gamma H}{2}\left[1+\lambda+(1-\lambda)\cdot\cos 2\alpha_t\right], \quad p_{II} = \frac{\gamma H}{2}\left[(1-\lambda)\cdot\sin 2\alpha_t\right], \tag{2}$$

коэффициенты k_I и k_{II} определяются следующим образом

$$k_I = (p - p_I)\sqrt{\pi l_0}, \qquad k_{II} = p_{II}\sqrt{\pi l_0}. \tag{3}$$

Подстановка выражений (2), (3) в уравнение (1) позволяет определить давление жидкости, называемое первым критическим давлением

$$p_{kp} = p_I + \sqrt{\frac{E\gamma_t}{\pi l_0\left(1-\mu^2\right)} - p_{II}^2}. \tag{4}$$

Формула (4) определяет значение давления жидкости в трещине, соответствующее её «страгиванию», но она не определяет давления при росте трещины на заданную величину.

Значение второго критического давления p^*_{kp}, соответствующее её устойчивому росту, определяется по формуле [16]

$$p^*_{kp} = \frac{\pi}{2\operatorname{arctg}\dfrac{l_0}{\sqrt{l^2-l_0^2}}}\left(p_I + \sqrt{\frac{E\gamma_t}{\pi l\left(1-\mu^2\right)} - p_{II}^2}\right). \tag{5}$$

В теории Гриффитса, относящейся к чисто упругим материалам, характеристика γ_t одна и та же по всем направлениям и для всех типов деформации трещины и её отклонения от начального направления следует ожидать при $k_{II} \neq 0$. В этой связи направление продвижения трещины происходит под углом $\theta = \theta_c$, при котором левая часть условия (1) имеет максимальное значение из всех возможных при заданной внешней нагрузке. Это направление совпадает с площадкой максимального напряжения σ_1. Тогда направление движения трещины составляет угол θ_c с исходным (предыдущим) направлением трещины. Этот угол определяется в ходе решения следующего тригонометрического уравнения относительно угла θ, отсчитываемого от направления трещины в момент её страгивания [18]

$$k_I\left(\sin\frac{\theta}{2}+\sin\frac{3\theta}{2}\right)+k_{II}\left(\cos\frac{\theta}{2}+3\cos\frac{3\theta}{2}\right)=0\cdot \qquad (6)$$

Чтобы решить уравнение (6) необходимо знать величины k_I и k_{II}.

Существует несколько методов определения коэффициентов интенсивности напряжений на концах трещины, находящейся в плоскости с «удалёнными» границами, в которой поле напряжений неоднородное [18].

Если трещина мала по сравнению с размерами плоскости и располагается внутри неё, то в качестве одного из вариантов вычисления коэффициента интенсивности напряжений может быть взято соотношение (3). В нём функция p_I равна напряжению, которое было бы перпендикулярным плоскости трещины, если бы она была закрыта; следовательно, напряжение находится аналитически или численно для тела без трещины. Аналогично может быть изучен тип *II*.

В этом случае напряжения на берегах трещины, в том числе и в начальном её положении, могут быть определены в рамках модели геомеханического состояния массива с пластовой выработкой [5]. После этого нормальная и касательная нагрузки, действующие на берегах трещины, определяются по формулам преобразования компонент напряжений при повороте координатных осей следующим образом

$$p_{I\,j}=\frac{\sigma_{z\,j}+\sigma_{y\,j}}{2}+\left(\frac{\sigma_{z\,j}-\sigma_{y\,j}}{2}\right)\cos 2\theta_j+\tau_{yz\,j}\sin 2\theta_j;$$

$$p_{II\,j}=\left(\frac{\sigma_{z\,j}-\sigma_{y\,j}}{2}\right)\sin 2\theta_j+\tau_{yz\,j}\cos 2\theta_j\cdot \qquad (7)$$

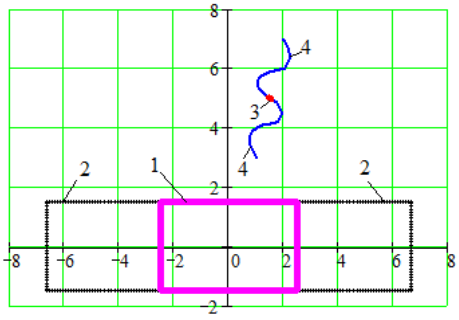
В выражениях (7) j – номер шага (участка), увеличивающего длину трещины (j=1 для исходной трещины), σ_{yj}, σ_{zj}, τ_{yzj} – компоненты напряжений, определяемые из решения краевой задачи о состоянии массива, вмещающего пластовую выработку, θ_j – угол наклона участка к горизонту. Механизм развития трещины следующий. При достижении нагнетаемой жидкостью давления p_{kp}, определяемое формулой (4), трещина находится в неустойчивом равновесии и для её прорастания на Δl_1 необходимо повысить давление до значения p^*_{kp}, вычисляемого по формуле (5), и тогда её край скачком переместится в соседнюю точку. Новое направление трещины составит с горизонтом угол $\theta_2=\alpha_t+\theta_c$. При скачкообразном увеличении длины трещины, жидкость распространяется по увеличивающемуся объёму при пониженном давлении. В этой связи в новом её положении оба критических давления также уменьшаются. Для следующего этапа прорастания на заданную величину к первому критическому давлению, соответствующему новому положению трещины, необходимо дополнительное давление жидкости. Процесс распространения трещины продолжается до полного её прорастания с числом скачков n_t.

Вычислительный эксперимент и анализ полученных результатов. Ниже приведены результаты вычислительного эксперимента. За исходные данные в нём приняты следующие параметры массива: γ=25 кН/м^3, H=800 м, λ=0,7, q=0, b=5 м, h=3 м, коэффициент крепости пласта f_p=1, γ_t=0,0087 МПа м, l_0=0,1 м, конечная полудлина l_k=3,1м. Остальные данные в ходе эксперимента менялись.

По результатам решения упругопластической задачи о состоянии краевой зоны пласта оказалось, что максимальная величина опорного давления составляет 1,657γH, а размер предельно напряжённой зоны L_{OT} равен 4,17 м.

На рис. 1 построена траектория движения трещины для некоторого начального её положения относительно выработки. На рис. 1 *а* цифрой 1 – обозначен контур поперечного сечения выработки, 2 – контуры предельной зоны, 3 – начальная трещина, 4 – траектории движения трещины.

а



б

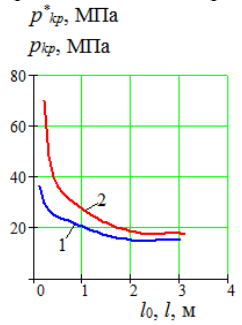


Рис. 1 – Траектория исходной трещины с отрицательным углом наклона для ряда её начального положения (а) и графики критических давлений, соответствующие ему (б)

Расчёты выполнены при следующих параметрах трещины: y_t=1,5 м, z_t=5 м и угле α_t=–30°.

На рис. 1 *б* построены графики критических давлений, соответствующие растущей трещине. Все расчёты проведены при постоянном приращении Δl=0,1 м. Кривая 1 соответствует p_{kp}, а кривая 2 – p^*_{kp}.

Из анализа рисунков можно отметить следующее.

Во-первых, траектория трещины в основном представляет собой волнистую линию, причём, при отрицательном угле исходной трещины её криволинейный характер проявляется более отчётливо, чем при угле положительном.

Во-вторых, в ходе вычислительного эксперимента установлено, что при отрицательном угле α_t не существует прямолинейной траектории трещины.

Выводы. Разработанная модель распространения в кровле пластовой выработки трещины под действием внутреннего давления обеспечивает проведение расчёта траектории трещины при заданных характеристиках среды и трещины.

В породах кровли пластовой выработки трещина в общем случае распространяется криволинейно. Её характер зависит от её начальных параметров.

Исследование выполнено за счёт гранта Российского научного фонда (проект №17-17-01143)

Библиографический список

1. Петухов И.М. Механика горных ударов и выбросов / И.М. Петухов, А.М. Линьков.–М.: Недра, 1983. – 280 с.

2. Фисенко Г.Л. Предельные состояния горных пород вокруг выработок. М.: Недра, 1976. – 272 с.

3. Чернов О.И. Прогноз внезапных выбросов угля и газа / О.И. Чернов, В.Н. Пузырев. – М.: Недра, 1979. – 296 с.

4. Козырева Е.Н. Особенности газогеомеханических процессов на выемочном участке шахты / Е.Н. Козырева, М.В. Шинкевич // Вестник Научного центра по безопасности работ в угольной промышленности. – 2010. – № 2. - С. 28 – 35.

5. Плаксин М.С. Особенности развития динамических газопроявлнений при проведении подготовительной выработки / М.С. Плаксин, А.А. Рябцев // Наукоемкие технологии разработки и использования минеральных ресурсов. – 2017. – № 3. – С. 67–73.

6. Варфоломеев Е.Л. Технология разработки мощного пласта системой параллельных камер шириной до 6,0 м по каждому слою с погашением межкамерных целиков / Е.Л. Варфоломеев, И.Л. Борисов // Вестн. КузГТУ. – Кемерово. – 2014. - № 5. – С. 40-43.

7. Черданцев Н.В. О некоторых условиях наступления предельного состояния кровли угольного пласта при его отработке очистной выработкой // Безопасность труда в промышленности. - 2017.- № 5. - С. 17–22.

8. Клишин В.И. Проблемы безопасности и новые технологии подземной разработки угольных месторождений / В.И. Клишин, Л.В. Зворыгин, А.В. Лебедев, А.В. Савченко. – Новосибирск: Новосибирский писатель, 2011. – 524 с.

9. Черданцев Н.В. Разработка модели геомеханического состояния углепородного массива, вмещающего пластовую выработку / Н.В. Черданцев, С.В. Черданцев // Безопасность труда в промышленности. – 2014. – № 11. – С. 41–45.

10. Черданцев Н.В. Вопросы методического и инструментального обеспечения мониторинга горных выработок /Н.В Черданцев, В.Т. Преслер, В.Е. Ануфриев. – Кемерово, ИУ СО РАН, 2012. – 222 с.

11. Черданцев Н.В. Влияние анкерной крепи на устойчивость породного массива, вмещающего одиночную выработку // Вестник КузГТУ. – 2012. – № 4. – С. 3–7.

12. Черданцев Н.В. Обоснование геомеханической модели разрушения многосвязного массива горных пород с прочностной анизотропией / Н.В. Черданцев, В.Т. Преслер, В.Ю. Изаксон // Горный информационно-аналитический бюллетень. - 2009. - Отдельный выпуск № 7. - С. 122 – 125.

13. Черданцев Н.В. Построение областей неустойчивости двухсвязного массива горных пород с прочностной анизотропией / Н.В. Черданцев, В.Т. Преслер, В.Ю. Изаксон // Горный информационно-аналитический бюллетень. - 2009. - № 8. - С. 313 – 320.

14. Черданцев Н.В. Геомеханическое состояние массива горных пород с поверхностями ослабления в окрестности комплекса протяжённых горизонтальных выработок /Н.В. Черданцев, В.А. Федорин //Вестник КузГТУ. – 2006. – № 1. – С. 17–19.

15. Черданцев Н.В. Классификация вырезов по степени их влияния на окружающий массив /Н.В. Черданцев, В.Т. Преслер, В.Ю. Изаксон // Вестник КузГТУ. – 2006. – № 5. – С. 3–7.

16. Седов Л.И. Механика сплошной среды. – М.: Наука, 1984. – 560 с.

17. Качанов Л.М. Основы механики разрушения. – М.: Наука, 1974. – 312 с.

18. Хеллан К. Введение в механику разрушения. – М.: Мир, 1988. – 364 с.

УДК 622.272:516.02

ИССЛЕДОВАНИЕ ТЕМПЕРАТУРНОГО ПОЛЯ В ПОРОДОУГОЛЬНОМ СКОПЛЕНИИ В ОКРЕСТНОСТИ ОЧАГА САМОНАГРЕВАНИЯ

д.т.н. Черданцев С.В., Шлапаков П.А., Ерастов А.Ю., Хаймин С.А., Лебедев К.С., Колыхалов В.В., Шлапаков Е.А.

Научный центр ВостНИИ по промышленной и экологической безопасности в горной отрасли», г. Кемерово, Россия

Аннотация. Сформулирована смешанная краевая задача для одномерного нестационарного уравнения, описывающая температурного поле в породоугольном скоплении при наличии в нем очага самонагревания. Получена формула, определяющая температуру породоугольного скопления, и произведены вычисления, на основе которых выявлены закономерности температурного поля в породоугольных скоплениях.

Ключевые слова: очистные выработки, породоугольные скопления, смешанная краевая задача, уравнение теплопроводности, метод разделения переменных, коэффициент температуропроводности, температурное поле.

Введение. Любой очаг самонагревания, образующийся в угольных целиках или породоугольных скоплениях, представляет собой тепловой «источник», являющийся причиной процесса распространения теплового поля, что неизбежно приводит к повышению температуры пород, окружающих очистные выработки, а затем и температуры воздушной атмосферы выработок. Это приводит не только к ухудшению условий работы в очистных выработках, но и значительно увеличивает вероятность воспламенения и горения пылегазовоздушных смесей в горных выработках [1]. В процессе движения фронта пламени мелкодисперсные частицы угля поднимаются со стен, кровли и почвы выработок, смешиваются с газом и создаются критические условия горения, переходящие при определенных условиях во взрыв, который в условиях шахты носит катастрофический характер. Наиболее крупные катастрофы с человеческими жертвами произошли на шахтах Кузнецкого угольного бассейна. Так, в катастрофе, произошедшей 19 марта 2007 года на шахте Ульяновской (г. Новокузнецк) погибли 110 человек, а на шахте Распадской (г. Междуреченск) 8 — 9 мая 2010 года катастрофа унесла жизни 91 человека.

В связи со сказанным, нам представляется актуальным исследование температурного поля в угольных целиках и породоугольных скоплениях при наличии очагов самонагревания.

Изменение температурного поля в условиях угольных шахт представляет собой сложный нестационарный физический процесс [2]. Сложность его описания определяется, во-первых, область занятая породоугольным скоплением, является трехмерной, во-вторых, породоугольное скопление и массив горных пород представляют собой неоднородную и анизотропную среду, в связи с чем, теплофизические коэффициенты являются функциями координат. В-третьих, в силу технологических мероприятий массив горных пород «изрезан» выработками различного назначения, которые существенно искажают температурные поля в массиве и вызывают сложности задания граничных условий на границах рассматриваемых областей.

Постановка задачи. Исходя из сказанного, построить точное решение задачи о нестационарном температурном поле не представляется возможным. Поэтому, мы будем обсуждать эту задачу при следующих упрощающих допущениях:

– в пределах рассматриваемых участков породоугольное скопление будем полагать однородным и изотропным, в связи с чем, теплофизические коэффициенты будем считать постоянными и одинаковыми во всех направлениях;

– за начальную температуру породоугольного скопления примем температуру пород $T_{\text{п}}$ в очаге самонагревания, но сам очаг, представляющий собой тепловой источник, будем полагать находящимся за пределами расчетной области;

– будем рассматривать породоугольное скопление, как совокупность «балок-полосок», процесс распространения температурного поля в которых происходит только вдоль их длины, а соседние «балки-полоски» обмениваются теплотой по своим боковым поверхностям.

На основании принятых допущений рассмотрим задачу о нестационарном температурном поле в породоугольном скоплении лавы 21-1-9 шахты «Ольжерасская-Новая» (рис. 1). Задачу сформулируем следующим образом.

Имеется ограниченная «балка-полоска» (на рис. 1 показана пунктиром в окрестности оси x) длиной l и квадратного поперечного сечения, размер которого b равен мощности угольного пласта. Между боковой поверхностью «балки-полоски» и окружающей средой происходит теплообмен по закону Ньютона. Температура среды, окружающая боковую поверхность «балки-полоски», принимается постоянной и равной начальной его температуре T_0, а на левом и правом торцах «балки-полоски» происходит теплообмен с окружающей средой. Причем левый ее торец соприкасается с очагом самонагревания, температура в котором $T_{\text{п}}$, а правый — с очистной выработкой (рис. 2), температура стенок которой $T_{\text{ст}}$. Требуется найти распределение температуры по длине «балки-полоски» в любой момент времени.

Поскольку размер b поперечного сечения «балки-полоски» мал по сравнению с ее длиной l, то можно считать, что перепад температуры в поперечном сечении «балки-полоски» незначительным [3, 4] и им можно пренебречь

$$\frac{\partial T}{\partial y} = \frac{\partial T}{\partial z} = 0,$$

в силу чего, рассматриваемая задача вырождается в одномерную задачу.

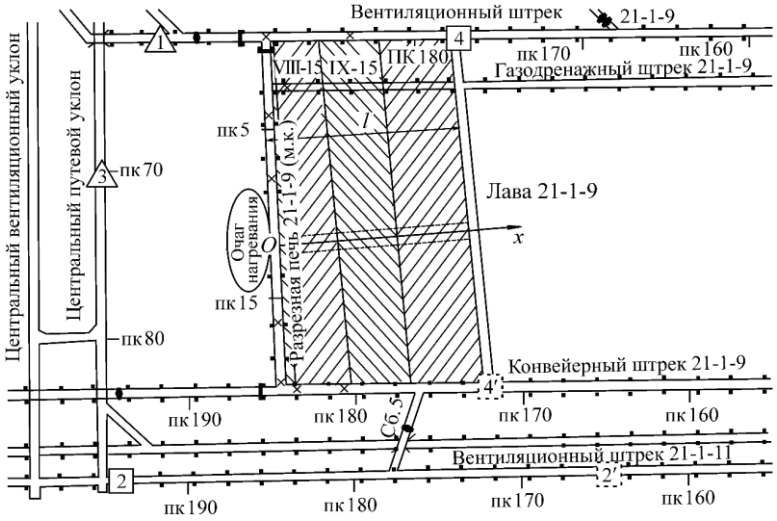


Рис. 1. План горных работ лавы 21-1-9 шахты «Ольжерасская-Новая»

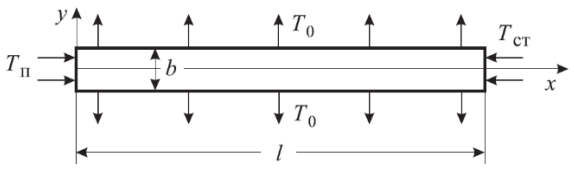


Рис. 2. Схема теплообмена «балки-полоски» с окружающей средой

Теплоотдачу с боковой поверхности «балки-полоски» в окружающую среду мы будем полагать отрицательным источником теплоты q, величину которого в соответствии с законом Ньютона определим следующим образом [3, 4]

$$q = -\frac{\alpha_1}{Sl}\left[T(x,t) - T_0\right]Pl = -\frac{\alpha_1}{h}\left[T(x,t) - T_0\right], \qquad (1)$$

где α_1 — коэффициент теплообмена между боковой поверхностью «балки-полоски» и окружающим породоугольным скоплением, $h = S/P$ — отношение площади поперечного сечения «балки-полоски» к периметру сечения, которое для квадратного сечения составляет $h = 1/4b$.

Таким образом, уравнение теплопроводности в рассматриваемой одномерной задаче представляется в виде

$$c_p\rho\frac{\partial T(x,t)}{\partial t} = \lambda\frac{\partial^2 T(x,t)}{\partial x^2} - \frac{\alpha_1}{h}\left[T(x,t) - T_0\right], \tag{2}$$

где c_p — удельная теплоемкость породоугольного скопления, ρ, λ — соответственно его плотность и коэффициент теплопроводности.

Выполним в уравнении (2) сначала замену

$$W = T(x,t) - T_0, \quad \nu = \frac{\alpha_1}{c_p\rho h}, \tag{3}$$

что позволяет нам переписать его следующим образом

$$\frac{\partial W}{\partial t} = a\frac{\partial^2 W}{\partial x^2} - \nu W, \tag{4}$$

а вторая замена

$$W = e^{-\nu t}u, \tag{5}$$

приводит неоднородное уравнение (4) к однородному уравнению

$$\frac{\partial u}{\partial t} = a\frac{\partial^2 u}{\partial x^2}, \tag{6}$$

где $a = \lambda/(c_p\rho)$ — коэффициент температуропроводности.

Для уравнения (6) сформулируем смешанную задачу, добавив к нему начальное условие

$$u\big|_{t=0} = \psi(x). \tag{7}$$

и два граничных условия

$$\frac{\partial u}{\partial x} - \frac{\alpha_2}{\lambda}u\bigg|_{x=0} = 0, \quad \frac{\partial u}{\partial x} + \frac{\alpha_2}{\lambda}u\bigg|_{x=l} = 0, \tag{8}$$

где α_2 — коэффициент теплообмена между окружающей средой и торцевыми сечениями «балки-полоски», который отличен от α_1.

Таким образом, смешанная краевая задача описывает процесс распространения температуры в «балке-полоске» при условии, что она помещена в среду с температурой T_0 и обменивается с ней теплотой по всей своей длине. На концах «балки-полоски» происходит теплообмен очага самонагревания с «балкой-полоской» на одном ее торце и атмосферой очистной выработки — на другом.

Решение задачи. Для построения смешанной задачи воспользуемся методом Фурье, в силу которого частные решения уравнения (6) представим, как произведение двух функций [5 — 7]

$$u(x,t) = u_n(x)u_n(t). \tag{9}$$

После подстановки (9) в (6) получаем два обыкновенных дифференциальных уравнения

$$\frac{du_n(t)}{dt} = -a\Theta_n^2 u_n(t), \quad \frac{d^2u_n(x)}{dx^2} + \Theta_n^2 u_n(x) = 0,$$

интегрируя которые, находим их частные решения [8, 9]

$$u_n(t) = a_n e^{-\Theta_n^2 at}, \tag{10}$$

$$u_n(x) = c_{1n}\cos(\Theta_n x) + c_{2n}\sin(\Theta_n x), \tag{11}$$

содержащие собственные значения Θ_n и постоянные интегрирования a_n, c_{1n}, c_{2n}, определяемые из начального и граничных условий.

Подставив вначале граничные условия (8) в (11), получим однородную систему уравнений

$$Hc_{1n} - \Theta_n c_{2n} = 0,$$

$$[H\cos(\Theta_n l) - \Theta_n\sin(\Theta_n l)]c_{1n} + [H\sin(\Theta_n l) + \Theta_n\cos(\Theta_n l)]c_{2n} = 0, \tag{12}$$

которая, согласно теореме Кронекера — Капели [10], имеет, хотя бы одно, отличное от нуля решение, если определитель системы равен нулю, т.е.

$$\begin{vmatrix} H & -\Theta_n \\ H\cos(\Theta_n l) - \Theta_n\sin(\Theta_n l) & H\sin(\Theta_n l) + \Theta_n\cos(\Theta_n l) \end{vmatrix} = 0,$$

где $H = \alpha_2/\lambda$.

Раскрывая определитель и выполняя преобразования, получаем характеристическое уравнение

$$2\mathrm{ctg}(\mu_n) = \frac{\mu_n}{p} - \frac{p}{\mu_n}, \tag{13}$$

в котором

$$\mu_n = \Theta_n l, \quad p = Hl = \frac{\alpha_2}{\lambda} l. \tag{14}$$

Уравнение (13) является трансцендентным и поэтому имеет бесчисленное множество корней, первые десять из которых найдены нами с помощью программы MathCAD.

Вначале из первой формулы (14) мы находим собственные значения

$$\Theta_n = \frac{\mu_n}{l}, \tag{15}$$

затем, принимая $c_{1n} = 1$, из первого уравнения системы (12) найдем $c_{2n} = H/\Theta_n$ и, используя соотношения (14), получаем $c_{2n} = p/\mu_n$. В силу этого, каждому собственному значению соответствует собственная функция

$$u_n(x) = \cos\frac{\mu_n x}{l} + \frac{p}{\mu_n}\sin\frac{\mu_n x}{l}, \tag{16}$$

вытекающая из формулы (11).

Подставляя формулы (16) и (10) с учетом (15) в равенство (9), находим частные решения рассматриваемой задачи

$$u_n(x,t) = a_n e^{\frac{-\mu_n^2 a}{l^2}t}\left(\cos\frac{\mu_n x}{l} + \frac{p}{\mu_n}\sin\frac{\mu_n x}{l}\right)$$

и строим общее решение

$$u(x,t) = \sum_{n=1}^{\infty} a_n e^{\frac{-\mu_n^2 a}{l^2}t}\left(\cos\frac{\mu_n x}{l} + \frac{p}{\mu_n}\sin\frac{\mu_n x}{l}\right). \tag{17}$$

Подставив затем (17) в начальное условие (7), получим равенство

$$\psi(x) = \sum_{n=1}^{\infty} a_n\left(\cos\frac{\mu_n x}{l} + \frac{p}{\mu_n}\sin\frac{\mu_n x}{l}\right), \tag{18}$$

умножив которое на функцию $u_m(x)$, а затем интегрируя его и учитывая, что функции $u_n(x)$, $u_m(x)$ ортогональны [5 — 9], находим a_n

$$a_n = \frac{1}{B_n}\int_0^l \psi(x)u_n(x)dx, \tag{19}$$

где

$$B_n = \int_0^l u_n^2(x)dx = \int_0^l\left(\cos\frac{\mu_n x}{l} + \frac{p}{\mu_n}\sin\frac{\mu_n x}{l}\right)^2 dx =$$

$$= \frac{l}{2}\frac{\left[(\mu_n^2 - p^2)\cos\mu_n\sin\mu_n + p(p+2)\mu_n + (\mu_n^2 - 2p^2\cos^2\mu_n)\mu_n\right]}{\mu_n^3}. \tag{20}$$

Интеграл в (19) мы найдем, приняв функцию $\psi(x)$ постоянной величиной, равной T_0

$$I_n = \int_0^l \psi(x)u_n(x)dx = \int_0^l T_0\left(\cos\frac{\mu_n x}{l} + \frac{p}{\mu_n}\sin\frac{\mu_n x}{l}\right)dx = \frac{T_0 l}{\mu_n^2}(\mu_n\sin\mu_n - p\cos\mu_n + p). \tag{21}$$

Учитывая тригонометрические соотношения

$$\sin\mu_n = \frac{1}{\sqrt{1+\mathrm{ctg}^2\mu_n}}, \quad \cos\mu_n = \frac{\mathrm{ctg}\,\mu_n}{\sqrt{1+\mathrm{ctg}^2\mu_n}}$$

и формулу (13), находим соотношения

$$\sin\mu_n = \frac{2p\mu_n}{\mu_n^2 + p^2}, \quad \cos\mu_n = \frac{\mu_n^2 - p^2}{\mu_n^2 + p^2},$$

подставив которые в формулы (20) и (21), найдем вначале

$$B_n = \frac{l}{2}\frac{p(p+2) + \mu_n^2}{\mu_n^2}, \quad I_n = \frac{2pl}{\mu_n^2}T_0,$$

затем по формуле (19) найдем

$$a_n = \frac{2T_0 p}{p(p+2)+\mu_n^2}$$

и подставив a_n в формулу (17), получаем функцию

$$u(x,t) = 4T_0 \sum_{n=1}^{\infty} \frac{p}{p(p+2)+\mu_n^2}\left(\cos\frac{\mu_n x}{l} + \frac{p}{\mu_n}\sin\frac{\mu_n x}{l}\right) e^{\frac{-\mu_n^2 a}{l^2}t}.$$

Наконец, возвращаясь с помощью формул (3), (5) к искомой переменной $T(x,t)$, получаем формулу

$$T(x,t) = T_0\left[1 + 4e^{-\nu t}\sum_{n=1}^{\infty} \frac{p}{p(p+2)+\mu_n^2}\left(\cos\frac{\mu_n x}{l} + \frac{p}{\mu_n}\sin\frac{\mu_n x}{l}\right) e^{\frac{-\mu_n^2 a}{l^2}t}\right], \quad (22)$$

представляющую собой решение рассматриваемой смешанной краевой задачи.

Анализ полученных результатов. На базе полученного решения выполнены вычисления и построены графики (рис. 3 — 6), на которых величина $\overline{T}$ представляет собой искомую температуру, отнесенную к начальной температуре T_0.

Вычисления выполнены при следующих исходных данных породоугольного скопления [11]: $T_0 = 287$ К; $\rho = 1400$ кг/м^3; $c_p = 0{,}835\cdot10^3$ Дж/(кг К); $\lambda = 46{,}5\cdot10^{-2}$ Вт/(м·К); $\alpha_1 = 1{,}5\cdot10^{-3}$ Вт/(м^2·К); $\alpha_2 = 2\cdot10^{-3}$ Вт/(м^2·К); $l = 130$ м, $b = 3$ м. Остальные параметры мы вычислили по ранее полученным формулам $h = 0{,}75$ м, $p = 0{,}559$, $\nu = 17{,}11\cdot10^{-9}$ с$^{-1}$, $a = 0{,}39\cdot10^{-6}$ м^2/с. Поскольку при вычислении искомой температуры были найдены десять собственных значений μ_n, то в формуле (22) удержаны десять первых членов, причем разница в найденных значениях температуры с девятью и десятью удержанными членами составила всего 0,17%.

Анализируя график на рис. 3, отмечаем, что по мере удаления от очага самонагревания температура породоугольного скопления уменьшается практически линейно. Так, в непосредственной близости от очага самонагревания температура составила $\overline{T}_{\text{П}} = 2{,}2$, что соответствует $T_{\text{п}} = 623$ К или 350^{0}С, а в окрестности очистной выработки $T_{\text{ст}} = 484$ К или 211^{0}С.

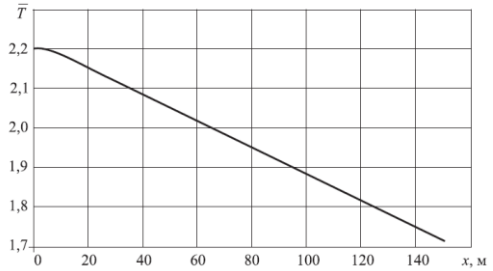


Рис. 3. Зависимость относительной температуры породоугольного скопления от расстояния до очага самонагревания

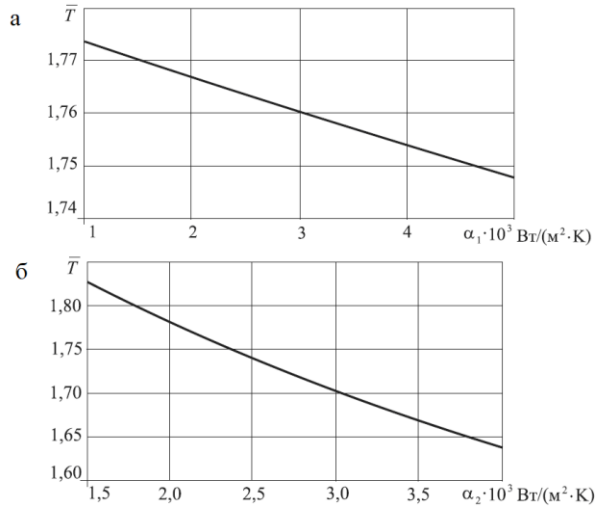


Рис. 4. Зависимость относительной температуры от коэффициентов теплообмена α_1 и α_2

Из графиков на рис. 4а и 4б следует, что с увеличением коэффициентов теплообмена α_1 и α_2 температура в породоугольном скоплении уменьшается, причем в большей степени при увеличении

α_2. При этом график функции $T(\alpha_2)$ представляет собой слабовогнутую кривую, в то время как график функции $T(\alpha_1)$ является практически прямой линией.

Наоборот, с увеличением удельной теплоемкости c_p и коэффициента теплопроводности λ температура породоугольного скопления нелинейно увеличивается, а графики функций $T(c_p)$, $T(\lambda)$, представляют собой выпуклые кривые (рис. 5, 6).

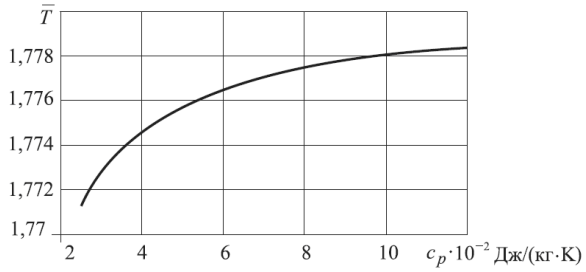


Рис. 5. Зависимость относительной температуры от удельной теплоемкости

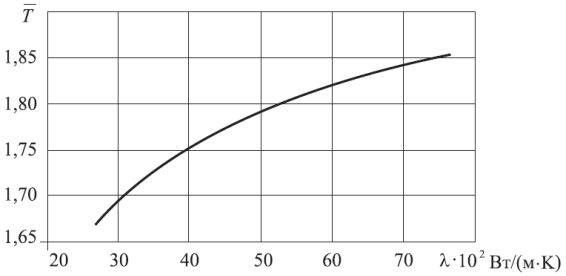


Рис. 6. Зависимость относительной температуры от коэффициента теплопроводности

Вместе с тем отметим, что влияние коэффициента теплопроводности λ на изменение температуры породоугольного скопления гораздо более существенно, чем влияние удельной теплоемкости c_p, что наглядно иллюстрируют графики на рис. 5, рис. 6.

Выводы. Сформулирована смешанная краевая задача для одномерного уравнения параболического типа, описывающая температурное поле в породоугольном скоплении при наличии очага самонагревания.

С помощью метода разделения переменных построено решение смешанной задачи, на базе которого получена формула, позволяющая вычислить температуру породоугольного скопления на любом расстоянии от очага самонагревания и в любой момент времени.

В процессе анализа полученной формулы установлено:

а) по мере удаления от очага самонагревания температура породоугольного скопления уменьшается практически линейно;

б) с увеличением коэффициентов теплообмена температура породоугольного скопления уменьшается, а с ростом удельной теплоемкости и особенно коэффициента теплопроводности – нелинейно увеличивается.

Библиографический список

1. Амельчугов С. П., Быков В. И., Цыбенова С. Б. Самовозгорание пыли бурого угля. Эксперимент, определение кинетических параметров и численное моделирование // Физика горения и взрыва. — 2002. — № 3. — С. 48 — 54.

2. Кремнев О. А., Журавленко В. Я. Тепломассоперенос в горном массиве и подземных сооружениях. — Киев: Наукова думка, 1986. — 344 с.

3. Лыков А. В. Тепломассообмен. — М.: Энергия, 1978. — 480 с.

4. Кутателадзе С. С. Основы теории теплообмена. — М: Атомиздат, 1979. — 416 с.

5. Кошляков Н. С., Глинер Э. Б., Смирнов М. М. Уравнения в частных производных математической физики. — М.: Высш. школа, 1970. — 712 с.

6. Тихонов А. Н., Самарский А. А. Уравнения математической физики. — М.: МГУ, 1999. — 798 с.

7. Владимиров В. С., Жаринов В. В. Уравнения математической физики. — М.: Физматлит, 2004. — 400 с.

8. Степанов В. В. Курс дифференциальных уравнений. — М.: URSS, 2016. — 512 с.

9. Понтрягин Л. С. Обыкновенные дифференциальные уравнения. — Ижевск: Регулярная и хаотическая динамика, 2001. — 400 с.

10. Ильин В. А., Позняк Э. Г. Линейная алгебра. Изд. 6-е, стер. — М.: Физматлит, 2005. — 280 с.

11. Ржевский В. В., Новик Г. Я. Основы физики горных пород. Изд. 4-е, перераб. и доп. — М.: Недра, 1984. — 359 с.

УДК 622.26.016.34

ПЕРСПЕКТИВЫ ИСПОЛЬЗОВАНИЯ КАМУФЛЕТНОГО ВЗРЫВА ПРИ ПРОХОДКЕ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК

к.т.н. Лабутин В.Н.
Институт горного дела им. Н.А.Чинакала СОРАН, г. Новосибирск, Россия

Аннотация. Предлагается буровзрывная технология проведения горных выработок с камуфлетным взрыванием удлиненных зарядов ВВ. Разупрочненный таким образом горный массив можно разрабатывать известными механическими способами: ударным разрушением и резанием. Новая технология позволит существенно повысить скорость буровзрывной проходки за счет увеличения ухода забоя за один цикл.

Ключевые слова: горная порода, бурение, скважина, камуфлетный взрыв, горная выработка, горный комбайн, погружной пневмоударник.

Несмотря на совершенствование современной буровзрывной технологии проведения горных выработок, при малых уходах забоя за один цикл (3.0 – 3.5м), не удается решить задачу значительного ускорения проходки горных выработок и заметного снижения ее стоимости. Трудность заключается в малом уходе забоя при шпуровом способе проходки, и, как следствие этого, вынужденные потери времени на вспомогательные работы: вывод оборудования из зоны взрыва, проветривание и т.д.

Улучшение технико-экономических показателей на проходке горных выработок может быть достигнуто путем существенного увеличения ухода забоя за цикл, если отказаться от выброса при взрыве породы в свободное пространство, а перейти на сотрясательное взрывание горного массива камуфлетным взрыванием с последующей механической разработкой, ослабленной взрывом породы существующими средствами. При этом уходы за цикл удастся значительно увеличить. Идея создания технологии проведения горных выработок с удлиненным циклом возникла в Институте горного дела СО РАН в конце прошлого века. Основания для создания новой технологии были заложены тогда, когда были получены первые результаты экспериментальных исследований разрушения массива горных пород камуфлетными взрывами удлиненных зарядов ВВ, размещаемых в глубоких скважинах. При взрыве каждого из этих зарядов, произведенных в условиях достаточного камуфлета, вокруг скважины образуется зона интенсивной трещиноватости, радиус которой для крепких пород достигает, согласно экспериментальным данным [1], величины десятикратного размера диаметра заряда.

При камуфлетном взрывании удлиненного заряда разрушение окружающего массива не локализуется на каком-либо одном интервале его длины, а происходит более или менее равномерно по всей длине заряда, причем масштаб этого разрушения, т.е. радиус зоны интенсивного трещинообразования, не зависит от длины заряда. Следовательно, с помощью камуфлетного взрывания комплекта скважинных зарядов возможно получить уход забоя горной выработки теоретически любой длины за один цикл. Практически же величина ухода забоя за одно взрывание (т.е. протяженность зоны камуфлетного разрушения массива) будет ограничиваться только техническими возможностями бурения глубоких скважин малого диаметра с соблюдением достаточной их параллельности. Если располагать взрывные скважины равномерно по площади забоя выработки на расстоянии между собой, не превышающим величину диаметра зоны интенсивного трещинообразования для данного диаметра заряда, типа ВВ и крепости породы, и взрывать их заряды в условиях более или менее полного камуфлета, то зоны интенсивного трещинообразования сливаются в одну зону, охватывающую всю площадь сечения выработки. При этом образованные трещины, многократно пересекаясь между собой, настолько разупрочняют горный массив, что создается возможность разрабатывать такую породу, разрушенную камуфлетными взрывами, известными механическими способами: ударным разрушением и резанием.

Проведем приближенное сравнение темпов проходки с удлиненным циклом и обычной технологией проходки. В качестве оценки мирового уровня современного состояния буровзрывной технологии проходки горных выработок воспользуемся результатами экспериментальных исследований скоростной проходки, проведенных компанией «Рино Тинто» в Канаде на руднике «Дьявик Дайамонд» [2]. Темпы, полученные в процессе исследований по трем вариантам скоростной проходки выработки сечением 25 - 30 м^2 по крепким породам с использованием традиционной технологии, колебались в районе значения 4.5 - 6 м/сутки, а максимальный темп составил 8 м/сутки, что оказалось на уровне одного из лучших мировых аналогов в горнодобывающей отрасли.

За темп проходки принимается отношение пройденных метров за один цикл к общему времени цикла. Структура рабочего цикла буровзрывной проходки горной выработки условно выражается как:

$$T_ц = T_р + T_в, \quad (1)$$

где $T_р$ – рабочее время, связанное с непосредственным производством горной выработки, т.е. время эффективного использования забоя: бурение, заряжание, выемка, крепление; $T_в$ – вспомогательное время, связанное с подготовкой оборудования и организацией его работы.

$$T_в = T_п + T_э, \quad (2)$$

где $T_п$ – подготовительное время: доставка оборудования в забой и удаление из забоя, подключение его к инженерным линиям; $T_э$ – организационно- эксплуатационные мероприятия: простои оборудования, пересмена, время ожидания подготовки забоя, бурения и т.д.

Очевидно, что для повышения темпа проходки горной выработки необходимо снижать затраты времени на вспомогательные операции. Согласно данным, полученным вышеупомянутыми исследованиями канадской скоростной проходки [2], которые можно с определенным допуском считать временным эталоном оценки современной горнодобывающей техники в реализации проведения горных выработок по крепким породам, структура цикла составляла в среднем: $T_р$ = 57%, $T_в$=43% ($T_п$ = 28%, $T_э$ = 15%). Увеличить долю эффективного использования рабочего времени в забое в цикле проходки можно, используя камуфлетное взрывание удлиненных зарядов.

Для определения времени бурения удлиненного цикла ориентируемся на последние достижения в области буровзрывной проходки. Достигнутая на практике чистая скорость бурения в гранитах гидроперфораторами составляет $V_ч$=3,5 – 4,0 м/мин [3], а скорость бурения скважин погружными пневмоударниками «Атлас Копко» на давлении сжатого воздуха 2,5 МПа по породам прочностью 220 МПа около 1 м/мин [4]. Время вспомогательных операций при бурении, отнесенных к 1м шпура, при средней глубине шпуров 3,5 м статистически можно принять - $t_{всп}$=0,2 мин/м, подготовительно-заключительных - $t_{п-з}$=0,2 – 0,25 мин/м [3]. В нашем случае бурение будет осуществляться погружными пневмоударниками на глубину скважин значительно большую, чем 3,5 м, поэтому принимаем $V_ч$=1,0 м/мин, $t_{всп}$=0,2 мин/м, $t_{п-з}$=0,2 мин/м. Эксплуатационная скорость бурения с учетом затрат времени на вспомогательные операции определится по формуле [3]:

$$Vэ=(Vч-1+tвсп +tп-з)-1 \quad (3)$$

и составит $V_э$=0,7 м/мин. При глубине скважин 20 м время бурения одной скважины – 28,5 мин, а время бурения горной выработки сечением 25 м^2 (30 скважин) при работе одновременно 2-х бурильных машин – 7,1 ч. Время необходимое для операций по зарядке скважин, проводимое механизированным способом с помощью зарядных машин и механизмов, с учетом существующих показателей проведения этого процесса, можно принять – 5 ч.

Учитывая предполагаемую степень разрушения горного массива камуфлетным взрывом и опыт безвзрывной проходки горных выработок с помощью отбойно-погрузочного агрегата типа ITC-120F6 с ударным исполнительным органом [5] и его технические характеристики, производительность выемки разрушенного массива можно ориентировочно принять – 40 м^3/ч. Тогда время выемки – 12,5 ч. Крепление выработки производится по технологии скоростной проходки, изложенной в [2], с помощью анкероустановщика Boltec MC с установкой анкерных болтов вместе с крепежной сеткой со средней скоростью 1п.м/ч. Время крепления – 20ч. Суммарное рабочее время $T_р$=44,6 ч. Вспомогательное время принимаем как в [2] $T_п + T_э$=8,7 ч. Время удлиненного цикла: $T_ц$=53,3 ч., скорость проходки – 9,0 м/сутки.

Сравнение основных технологических показателей буровзрывной проходки горной выработки обычной технологии с применением камуфлетного взрывания представлено в таблице.

В приведенных данных таблицы с возрастанием глубины скважин рабочее время цикла и его эффективное использование в забое (в %) увеличиваются, а вспомогательное время *($T_в$)* остается постоянным в абсолютном выражении и уменьшается относительно общего времени цикла. Темп проходки по предлагаемой технологии с увеличением глубины скважин до 20 м возрастает в два

раза. Приведенные в таблице показатели рабочего времени определялись по скоростным характеристикам, полученным в вышеупомянутых исследований [2] и данным [3]. Затраты времени на вспомогательные операции одного цикла приняты постоянными для каждой из рассматриваемых выработок независимо от их протяженности и принимались равными их средней величине, полученной в данной скоростной проходке. Можно согласиться с тем, что сегодня вспомогательное время достигло почти своего предела, сократить которое становится все сложнее и сложнее. Существенное повышение темпа проходки можно получить как за счет увеличения доли эффективного использования рабочего времени в забое, так и повышения производительности всех операций производственного процесса проходки горной выработки. Наибольший темп роста скорости проходки технологии с камуфлетным взрыванием по сравнению с обычной буровзрывной технологией наблюдается при увеличении глубины выработки до 15м. При дальнейшем повышении длины выработки величины $V_п$ и $K_э$ стремятся к константе. Объясняется это снижением доли вспомогательного времени в суммарном времени цикла по мере роста длины выработки.

Таблица

Основные технологические показатели буровзрывной проходки горной выработки

Показатель	Глубина выработки, пройденной за один цикл, м			
	Обычная технология [5]	Технология с камуфлетным взрыванием		
	3,7	10	15	20
Рабочее время ($T_р$), ч.:	11,3	22,4	33,6	44,6
бурение, ч. -	2,6	3,6	5,4	7,1
заряжание, ч. -	1,5	2,5	3,8	5,0
выемка, ч. -	2,4	6,3	9,4	12,5
крепление, ч. –	4,8	10,0	15,0	20,0
вспомогательное время ($T_в$), ч-	8,7	8,7	8,7	8,7
Время цикла проходки ($T_ц$), ч.	20,0	31,1	42,3	53,3
Коэффициент эффективности использования рабочего времени в забое ($K_э$) -	0,57	0,72	0,79	0,84
Скорость проходки ($V_п$), м/сутки	4,4	7,7	8,5	9,0

Рассмотрим перспективы повышения эффективного использования рабочего времени в забое. Эта задача решается в основном увеличением скорости бурения скважин, повышением производительности выемки разрушенной породы и снижением затрат времени на крепление горной выработки. Наиболее эффективным способом бурения удлиненных скважин в массиве горных пород является ударно-вращательный с погружными гидро- и пневмоударными бурильными машинами, у которых, в отличие от выносных ударных машин, передача энергии удара от бойка буровой коронке происходит в непосредственной близости от забоя независимо от глубины скважины, что снижает потери энергии удара, передаваемой разрушаемому массиву. Подводимая к породоразрушающему инструменту мощность при ударно-вращательным способе бурения (а также интенсивность разрушения породы на забое) всегда больше, чем при вращательном или только ударно-поворотном бурении. Этот способ обеспечивает бурение с повышенной скоростью и минимальной удельной энергоемкостью.

На горных предприятиях в России и за рубежом, получили широкое распространение погружные пневмоударники, которые позволяют свести к минимуму отклонение скважин от первоначально заданного направления независимо от его глубины. Конструкции пневмоударников постоянно совершенствуются. С переходом на сжатый воздух повышенного давления ведущими зарубежными фирмами удалось значительно повысить их мощность. Так шведская фирма «Атлас Копко» демонстрирует на мировом рынке семейство погружных пневмоударников серии COP на давлении сжатого воздуха 1,5- 2,5 МПа, отличающихся высокими технико-экономическими показателями бурения [4]. Руководствуясь поставленными задачами импортозамещения в нашей стране, Институт горного дела СО РАН, являясь пионером в создании и внедрении в горнодобывающую промышленность погружных пневмоударников, в последнее время, активно занимается совершенствованием их конструкции с целью повышения мощности, экономичности, износостойкости буровых коронок и срока службы машины в целом [6, 7].

Эффективность зоны камуфлетного разрушения массива горной выработки зависит от параллельности пробуриваемых скважин, которая обеспечивается соблюдением двух условий: а) точным забуриванием скважин, т.е. приданием им с самого начала забуривания предусмотренного направления и б) достижением минимального их искривления в процессе бурения. Точность забуривания скважин должна и может быть достигнута путем жесткой фиксации всех включенных в работу буровых станков с ориентировкой осей всех их шпинделей в пространстве строго в одном направлении, т.е. параллельно между собой. Буровой станок должен обеспечивать бурение скважин диаметром 50…110 мм погружными пневмоударниками, работающими на давлении сжатого воздуха до 2,5 МПа. В зависимости от величины поперечного сечения горной выработки на установке должно быть два и более бурильных станка, что создает возможность многостаночного обслуживания буровых станков, благодаря чему обеспечиваются условия высокопроизводительной работы.

Для зарядки скважин необходимо применять производительные зарядные устройства существующих типов. Выбор взрывчатых веществ, техники и технологии зарядки скважин, а также порядок их взрывания выполняются при разработке рабочего проекта технологии скоростного выполнения проходческих работ конкретной горной выработки. В целях снижения вредных сейсмических воздействий на окружающий выработку горный массив необходимо применять короткозамедленное (или просто раздельное) взрывание при максимальном количестве ступеней замедления, что дает возможность снизить суммарный вес одновременно взрываемых зарядов ВВ.

Разборка, погрузка и транспортировка горной породы после ее разрушения камуфлетным взрыванием в контуре сечения горной выработки в зависимости от ее размеров может осуществляться разными вариантами с разным набором горнодобывающего оборудования. Обязательным условием успешного исполнения операции по разборке взорванного массива должно быть наличие ударных исполнительных органов в горной машине. Так, например, при разборке транспортного тоннеля сечением 60 м^2 можно использовать экскаватор с ковшом активного действия [8, 9] с автосамосвалами, а в горной выработке сечением до 20 м^2 можно применять специализированный комбайн с ударным исполнительным органом. В качестве прототипа такой машины можно использовать один из типоразмеров отбойно-погрузочной машины типа JTC120 F2 американской фирмы «Terex» [5]. Эта машина на гусеничном ходу многофункционального назначения может выполнять три операции проходческого цикла: отделение от забоя транспортабельных кусков породы, погрузки отбитой массы в транспортное средство и оборки пройденного участка. Для реализации указанных функций машина снабжена многозвенным стреловидным манипулятором, на свободном конце которого подвижно закреплены гидравлический молот - для отбойки породы от забоя и ковш – для погрузки отбитой породы на погрузочный транспортер.

Возведение крепи в капитальных и подготовительных горных выработках является одним из наиболее трудоемких процессов. Ограниченные размеры выработок, насыщенных оборудованием, а также неприспособленность некоторых элементов крепи, например, рамных конструкций для механизированного возведения во многом затрудняют процесс механизации крепления. Наибольшая степень механизации достигается при анкерном креплении с навешиванием стальной сетки с последующим торкретированием поверхности выработки с использованием анкеровочных машин и торкрет установок [10-11].

Выводы. Таким образом, существенное повышение скорости буровзрывной проходки горных выработок может быть достигнуто за счет увеличения доли рабочего времени цикла, непосредственно связанного с производством горной выработки и соответственно уменьшения доли вспомогательного времени, необходимого для наладки, подготовки и организации работы оборудования. Это можно осуществить, используя технологию проведения горных выработок с камуфлетным взрывом удлиненных зарядов. Применение такой технологии в настоящее время стало возможным благодаря техническому совершенствованию бурения шпуров и скважин и созданию мощных ударных и режущих исполнительных органов проходческих комбайнов, способных эффективно разрушать и производить погрузку горных пород. Наибольший темп роста скорости проходки технологии с камуфлетным взрыванием по сравнению с обычной буровзрывной технологией наблюдается при увеличении глубины выработки до 15 – 20 м.

Библиографический список

1. Трегубов Б.Г. Экспериментальные исследования камуфлетного взрыва удлиненных зарядов / Б.Г.Трегубов и др. // - ФТПРПИ, 1981 – №6.

2. Вольграм Д. Повышение темпов проходки подготовительных выработок на основе оптимизации цикла проходки / Д, Вольграм, К.Панидис (Канада), А. Мосс (Австралия). // Горное дело №2(4), 2015. - С. 24-35.

3. Лыхин П.А. Тонелестроение и бурение шпуров и скважин в XIX и XXвв / П.А. Лыхин //Екатеринбург: УрО РАН, 2002. - 305с.

4. Горно-шахтное и строительное оборудование / Каталог фирмы Атлас Копко. - 2007.

5. Бексалов Е.Б. Безвзрывная технология проходки выработок по крепким породам и ее технико-экономические показатели / Бексалов Е.Б., Абсаматов Э.Н., Бексалов И.Е., Гарипов Ф.Р.// - Новосибирск: ИГД СО РАН. - Фундаментальные проблемы формирования техногенной геосреды. – 2010. – Т.3. – С.30-35.

6. Кондратенко А.С. Перспективы направленного бурения прочных горных пород / Кондратенко А.С., Тимонин В.В., Патутин А.В. //ФТПРПИ, 2016. - № 1. С. 124 – 131.

7. Тимонин В.В. Средства прямолинейно направленного бурения в условиях угольных шахт / Тимонин В.В., Кокоулин Д. И., Алексеев С.Е., Кубанычбек Б.// Новосибирск: ИГД СО РАН. - Фундаментальные и прикладные вопросы горных наук. – 2016. - Т.2. - №3. - С.168-171.

8. Экскаваторы с ковшом активного действия / Маттис А.Р. и др. - Новосибирск: Наука. Сибирская издательская фирма РАН, 1996. – 176с.

9. Безвзрывные технологии открытой добычи твердых полезных ископаемых: монография / А.Р. Маттис и др; отв. ред. В.Н. Опарин. - Новосибирск: Изд-во СО РАН, 2007. - 337с.

10. Чавкин А.И. Обоснование параметров анкерной крепи для конкретных условий эксплуатации // Записки Горного института. - СПб: 2013.- Т.205.- С.119-124.

11. Белоусов В.В. Крепление горных выработок на глубоких горизонтах подземных рудников АО «Апатит» в условиях повышенного горного давления / Белоусов В.В., Остапенко А.В., Сахаров А.Н. // Горный журнал. – 2014. - №10. – С.33-37.

УДК 622.83

ОЦЕНКА УДАРООПАСНОСТИ МЕСТОРОЖДЕНИЯ ПО ДАННЫМ ГЕОДИНАМИЧЕСКОГО ПОЛИГОНА И МИКРОСЕЙСМИЧЕСКОГО МОНИТОРИНГА

д.т.н. Лобанова Т.В., к.т.н. Линдин Г.Л., Лобанов С.А.
Сибирский государственный индустриальный университет, г. Новокузнецк, Россия

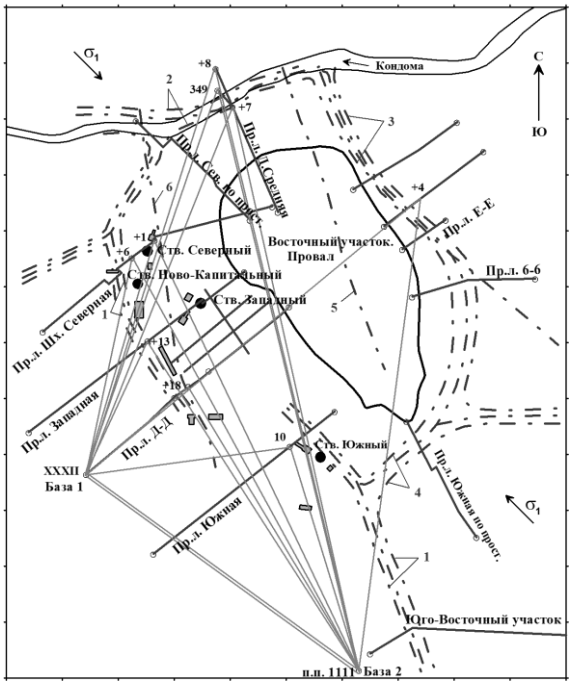
Аннотация. Приведены результаты расчетов тектонических коэффициентов поля напряжений Таштагольского месторождения. Установлена причинно-следственная зависимость тектонических напряжений, сдвижений горных пород и мощности массовых взрывов. Определены факторы, обусловливающие рост сейсмической активности, энергии толчков и удароопасности при разработке месторождения.

Ключевые слова: геодинамический полигон, сдвижение горных пород, тектонические коэффициенты, мощность массовых взрывов, микросейсмический мониторинг, сейсмическая активность.

Методы оценки удароопасности месторождений по данным геодинамического полигона и микросейсмического мониторинга определены [1, 2] в качестве региональных методов прогноза удароопасности массива горных пород на месторождениях, склонных и опасных по горным ударам. На Таштагольском месторождении в Горной Шории эти методы применяются с 80-х годов прошлого века [3], где в 1987 г. заработала сейсмостанция контроля сейсмической активности массива горных пород. В настоящее время этот подход является эффективным средством непрерывного отслеживания изменений напряженного состояния месторождения и признаков подготовки и возможности крупномасштабного хрупкого разрушения – горного удара.

На базе наблюдательной станции за сдвижением земной поверхности [4] создан техногенный геодинамический полигон [5], на котором по два – три раза в год выполняются приуроченные к массовым взрывам (МВ) наблюдения сдвижений характерных реперов профильных линий на границах разломов и тектонических нарушений в различных структурных блоках месторождения (рис. 1) с использованием спутниковых технологий. Наблюдения на каждом пункте полигона проводятся независимо от двух базовых станций: База 1 – репер XXXII профильной линии «Д – Д» и База 2 –

пункт полигонометрии (п.п.) 1111. Эти станции расположены на участках «Восточный» (репер XXXII) и «Юго-Восточный» (п.п. 1111) за границами зоны влияниями горных разработок.



1 – 5 – разломы Холодный, Кондомский, Нагорный, Шахтерский, Диагональный соответственно;
6 – субмеридианальное тектоническое нарушение

Рис. 1. Геодинамический полигон на базе наблюдательной станции за сдвижением земной поверхности Таштагольского месторождения

С помощью полученных данных исследовано поле тектонических напряжений, наведенных техногенной активностью Таштагольского месторождения начиная с 2005 по 2016 г. Обнаружены периоды тектонической и сейсмической активности, запускающие целый ряд процессов в разломных зонах месторождения, напрямую определяющих его ударопасность.

Рассмотрим подробнее, как горизонтальные и вертикальные сдвижения реперов, расположенных по простиранию и вкрест простирания рудных тел Восточного участка месторождения, определяют согласно методике [6] тектонические напряжения на участке. За исходные тектонические коэффициенты $w_x(0)$, $w_y(0)$ в момент времени $t = 0$ образования выработанного пространства приняты коэффициенты природного тектонического поля горизонтальных напряжений, установленные исследованиями [7]: $\sigma_1 = 3{,}0\sigma_3$; $\sigma_2 = 1{,}8\sigma_3$, а $\sigma_3 = -\gamma H$ – литосферное давление (напряжения считаются отрицательными при сжатии), а γ – объемный вес среды. Азимут действия максимального σ_1 вне зоны влияния горных работ ориентирован по простиранию рудной зоны месторождения.

Сначала о том, как выражается тектонический коэффициент w_x через горизонтальные и вертикальные сдвижения в точках A(x_0, 0), B(x_1, 0) расположения реперов +8, +7 профильной линии «Д. Средняя» по простиранию рудного тела. На рис. 2 представлено проходящее через точки A, B вертикальное сечение массива, сжимаемого напряжениями $\sigma_z = -\gamma H$, $\sigma_x = -w_x \gamma H$.

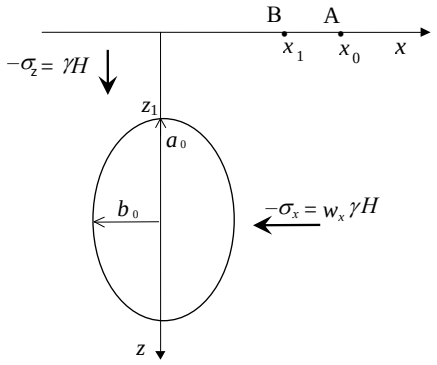


Рис. 2. Постановка задачи

В качестве глубины действия этих напряжений $H = (z_1 + a_0) / 2$ выбирается половина глубины разработки выработанного пространства. Вертикальные и горизонтальные движения $V_z(x_0, 0)$, $V_x(x_0, 0)$ в точке А(x_0, 0) и $V_z(x_1, 0)$, $V_x(x_1, 0)$ в точке В(x_1, 0) земной поверхности измеряются в системе координат рис. 2 по отношению к неподвижному удаленному реперу. Тектонический коэффициент в момент времени $t = 0$ образования выработанного пространства считается известным $w_x(0) = 3$. Затем рассчитывается приращение этого коэффициента в момент времени $t = 1$ в каждой точке размещения репера с учетом приращений деформаций земной поверхности в этот момент времени. С этой целью сначала рассчитываются приращения деформаций в точке В расположения репера +7

$$\Delta\varepsilon_x(1) = \frac{V_x(x_0,0) - V_x(x_1,0)}{x_0 - x_1},$$

$$\Delta\varepsilon_z(1) = -\frac{V_z(x_1,0)}{H}.$$

Поскольку вертикальное напряжение не меняется, то приращения напряжений σ_x, σ_y и деформаций ε_x, ε_z связаны согласно закону Гука модулем Юнга E и коэффициентом Пуассона ν

$$\begin{cases} \Delta\varepsilon_x = \frac{1}{E}\left(\Delta\sigma_x - \nu\Delta\sigma_y\right), \\ \Delta\varepsilon_z = \frac{1}{E}\left(-\nu\Delta\sigma_x - \nu\Delta\sigma_y\right). \end{cases}$$

Вычитая из первого выражения второе, получим выражение для приращения напряжения в точке В расположения репера +7 через приращения деформаций или сдвижения точек А и В

$$\Delta\sigma_x(1) = \frac{E}{1+\nu}\left(\Delta\varepsilon_x - \Delta\varepsilon_z\right) = \frac{E}{1+\nu}\left(\frac{V_x(x_0,0) - V_x(x_1,0)}{x_0 - x_1} + \frac{V_z(x_1,0)}{H}\right).$$

Приращение и полное значение тектонического коэффициента в момент времени $t = 1$ имеет вид

$$w_x(1) = w_x(0) + \Delta w_x, \quad \Delta w_x = \frac{\Delta\sigma_x}{-\gamma H}.$$

Таким образом, окончательно получается выражение

$$w_x(1) = w_x(0) + \frac{E}{(1+\nu)\gamma H}\left(\frac{V_x(x_1,0) - V_x(x_0,0)}{x_0 - x_1} - \frac{V_z(x_1,0)}{H}\right).$$

Аналогично рассматривается тектонический коэффициент w_y через горизонтальные и вертикальные сдвижения в точках С(0, y_0) , D(0, y_1) расположения реперов +18, +4 профильной линии «Д – Д», ориентированной вкрест простирания

$$w_y(1) = w_y(0) + \frac{E}{(1+\nu)\gamma H}\left(\frac{V_y(0,y_1) - V_y(0,y_0)}{y_0 - y_1} - \frac{V_z(0,y_1)}{H}\right),$$

где тектонический коэффициент в момент времени $t = 0$ считается известным $w_y(0) = 1{,}8$.

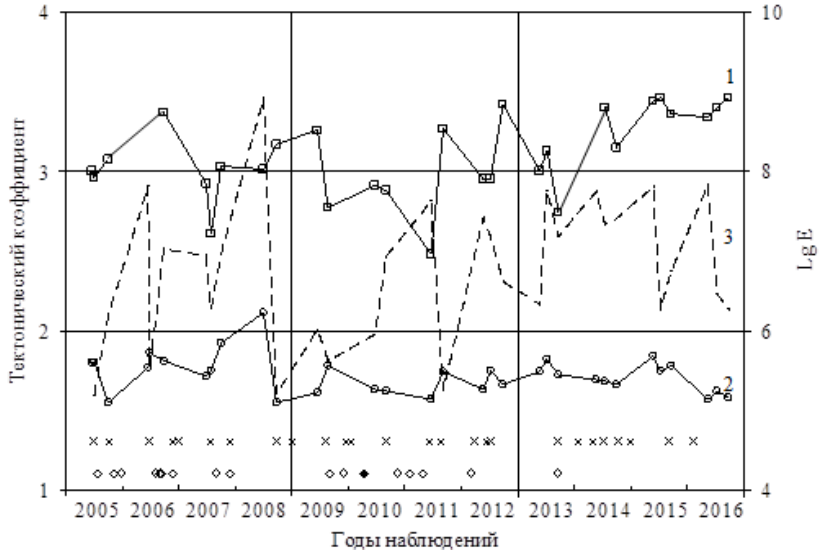
Для расчета использованы следующие значения параметров массива: $E = 1{,}25\times10^4$ МПа, $\nu = 0{,}25$, $\gamma = 0{,}027$ МПа/м. В расчете тектонического коэффициента w_x учитываются сдвижения реперов +7, 349, +8 профильной линии «Д. Средняя» и 10 профильной линии «Южная», а коэффициента w_y – сдвижения реперов 10, +18, +13, +6, +1, +4.

На рис. 3 представлены зависимости изменения во времени тектонических коэффициентов по простиранию w_1 и вкрест простирания w_2 месторождения, построенные по средним значениям в соответствующих направлениях. Для анализа причин изменения тектонических напряжений во времени на графики нанесены массовые взрывы и крупные сейсмособытия: микроудары (МУ) и горный удар (ГУ).

Анализ [8] изменения тектонических напряжений на Таштагольском месторождении в зависимости от проводимых МВ показал, что из 14-ти периодов перераспределения напряжений в шахтном поле эти процессы происходили после проведения массовых взрывов в 8-ми случаях на Восточном участке и в 4-х – на Юго-Восточном. Это подтверждает вывод о том, что именно массовые взрывы инициируют перераспределение напряжений.

Следует отметить, что в условиях такого инициирования из 18-ти зафиксированных крупных сейсмособытий в период 2005–2016 гг. произошло только 4 (3 МУ и 1 ГУ 10.04.2010). Наиболее высокий уровень удароопасности наступает, когда район ведения горных работ одновременно пригружен напряжениями, действующими как по простиранию, так и вкрест простирания месторождения. В эти периоды зафиксирована максимальная суммарная сейсмическая энергия наблюдаемых сейсмособытий и максимальная средняя энергия одного события. Периоды всесторонней пригрузки

массива в районе ведения горных разработок отличаются ограниченным объемом сейсмически активной зоны, в отличие от периодов разгрузки этого района и пригрузки боковых пород, в которых объем этой зоны возрастает в несколько раз. В тех случаях, когда этого не происходит и зона влияния очистных работ становится областью сейсмического затишья, сейсмособытия проявляются в форме микроударов, несмотря на уменьшение напряжений, как по простиранию, так и вкрест простирания месторождения.



1, 2 – тектонический коэффициент по простиранию и вкрест простирания соответственно;
3 – десятичный логарифм сейсмической энергии E; × – МВ; ◊ – МУ; ♦ – ГУ

Рис. 3. Изменения во времени напряженного состояния массива горных пород, отвечающие техногенной и сейсмической активности Таштагольского месторождения

Проявление сейсмической активности в тектонических блоках, граничащих с Восточным участком, в условиях роста тектонических напряжений в них, приводит к перераспределению напряжений на другие участки массива, то есть всесторонней пригрузке района ведения горных работ. Такое перераспределение неоднократно наблюдалось в период 2005–2016 гг. на геодинамическом полигоне месторождения и периодически фиксируется станциями контурных реперов в горных выработках шахты.

Наблюдается хорошее соответствие роста тектонических напряжений и энергии сейсмических событий, фиксируемых сейсмостанцией Таштагольского рудника. Изменчивость тектонического коэффициента вкрест простирания заключена в пределах 0,5, а по простиранию она в 2 раза больше и составляет около 1,0. Наблюдается стабилизация тектонического коэффициента вкрест простирания месторождения на уровне 1,7 в последние пять лет, а коэффициента по простиранию на уровне 3,4 в последние два года. После проведения МВ происходит резкое возрастание последнего от 2,5 до 3,5. Означает ли это, что существует четко выраженная причинно-следственной зависимость тектонических напряжений в районе месторождения от техногенной активности при разработке, то есть возрастание сдвижений после проведения техногенных взрывов (ТВ) приводит к активизации региональных тектонических процессов в направлении Ю – С?

Для ответа на этот вопрос рассмотрим связь между наклоном кривых на каждом прямолинейном участке рис. 3 и массой ВВ при проведении наиболее мощного техногенного взрыва в соответствующем периоде наблюдения. Пусть случайная величина X – наклон кривой 1 по простиранию, а $У$ – масса ВВ при проведении наиболее мощного ТВ в соответствующий наклону период наблюдения. Проверим статистическую гипотезу об отсутствии корреляционной связи между этими величинами с помощью двумерной выборки объема $n = 27$ наблюдаемых значений X и $У$, полученной с помощью рис. 3. Объем выборки не позволяет использовать методы классической корреляции, поэтому применим непараметрические методы проверки гипотезы, свободной от условия нормальности закона распределения величин X и $У$.

В табл. 1 указаны ранги X_i и $У_i$ значений выборки X и У. Ранг $X_1 = 1$ соответствует самому крутому подъему кривой 1 в период между 2011,2 и 2011,7 годом, а ранг $X_{27} = 27$ – самому крутому падению кривой в период между 2013,5 и 2013,7 годом. Ранг $У_1 = 1$ соответствует самой большой массе 247 т ВВ при МВ блока № 9 от 18.06.2006, а ранг $У_{27} = 27$ – самой маленькой на Восточном участке массе 45 т ВВ при МВ блока № 34 от 07.07.2012 в период между 11.06.2012 и 15.09.2013.

Таблица 1

Упорядоченные по возрастанию ранги X_i значения наклона изменения тектонического коэффициента по простиранию рудного тела и соответствующие ранги $У_i$ массы ВВ

X_i	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14
$У_i$	7	4	10	11	14	9	21	3	2	5	15	12	6	13
X_i	15	16	17	18	19	20	21	22	23	24	25	26	27	
$У_i$	21	21	21	8	21	21	21	21	1	21	21	27	21	

Применим сначала статистический критерий Спирмена по следующей схеме: с помощью табл. 1 вычисляется наблюдаемое значение коэффициента R ранговой корреляции Спирмена по формуле [9]

$$R = 1 - \frac{6\sum_{i=1}^{n}(X_i - У_i)^2}{n(n^2-1)},$$

затем с помощью соответствующей таблицы критических значений $R_{кр}$ [9] определяется критическое значение коэффициента для 27-ми степеней свободы и уровня значимости критерия $\alpha = 0{,}01$, равного вероятности ошибки 1-го рода, при которой отвергается истинная гипотеза.

Если абсолютная величина наблюдаемого значения не превосходит критического, то нет оснований отвергнуть проверяемую гипотезу. В противном случае наблюдения противоречат гипотезе и поэтому она отвергается.

Согласно расчетам по данным табл. 1 наблюдаемое значение $R = 0{,}609$, а критическое $R_{кр}$ (27; 0,01) = 0,505. Другими словами, в 99-ти случаях из 100-а между рассматриваемыми величинами имеет место корреляционная зависимость, согласно которой возрастание массы ВВ при МВ на Таштагольском месторождении вызывает возрастание тектонических напряжений по простиранию рудного тела.

Пусть случайная величина X – наклон кривой 2 вкрест простирания, а $У$ – масса ВВ при проведении наиболее мощного ТВ в соответствующий наклону период наблюдения. Проверим аналогичную гипотезу об отсутствии корреляционной связи между этими величинами. В табл. 2 указаны ранги X_i и $У_i$ выборки 30-ти пар значений величин X и $У$.

Таблица 2

Упорядоченные по возрастанию ранги X_i значения наклона изменения тектонического коэффициента вкрест простирания рудного тела и соответствующие ранги $У_i$ массы ВВ

X_i	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15
$У_i$	4	14,5	23,5	23,5	12	23,5	10	14,5	23,5	8	23,5	23,5	12	17	23,5
X_i	16	17	18	19	20	21	22	23	24	25	26	27	28	29	30
$У_i$	11	30	23,5	9	23,5	1	23,5	2	5	23,5	7	23,5	6	3	16

Первый ранг X_1 соответствует самому крутому подъему кривой 2 в период между 2007,5 и 2007,7 годом, а последний X_{30} – самому крутому падению кривой в первый период между 2005,5 и 2005,7 годами.

Проверка гипотезы показала отсутствие корреляционной зависимости напряжения вкрест простирания от массы ВВ проводимых ТВ, поскольку наблюдаемое и критическое значения коэффициента R по данным табл. 2 $R = -0{,}083$ и $R_{кр}$ (30; 0,01) = 0,364.

Другой непараметрический критерий Кендалла [9] приводит к тому же результату: для тектонических напряжений по простиранию месторождения наблюдаемое значение коэффициента ранговой корреляции Кендалла $\tau = 0{,}486$, а критическое $T_{кр}$ (27; 0,01) = = 0,353; в случае напряжений вкрест простирания месторождения наблюдается отсутствие корреляционной зависимости напряжений от массы ВВ.

Следует отметить, что проявление тектонических напряжений по простиранию Таштагольского месторождения согласно экспериментальным исследованиям [10], является следствием глобальных тектонических процессов, связанных с Индо-Евразийской коллизией: Индо-Австралийская тектоническая плита надвигается в стык Евразийской в направлении Ю–С со скоростью примерно 50 мм/год. По этой причине в точках последней возникают тектонические напряжения и сдвижения земной поверхности, приведшие к образованию самых высоких вершин Гималаев и возникновению серии мощных землетрясений. Достаточно вспомнить последнее из них, произошедшее в Китае

(провинция Сычуань, 2008 г.) и приведшее к катастрофическим разрушениям и многочисленным человеческим жертвам.

Литосфера Земли очень неоднородна. Она состоит из пород с разными упругими и прочностными свойствами, а также разбита линеаментами на подвижные геоблоки. Поэтому тектонические напряжения в таком блочном массиве тоже неоднородны. Изменяясь, они вызывают сдвижения земной поверхности, которые усиливаются вблизи пустот, возникающих в результате массовых обрушений пород при активной разработке месторождений. Этим, по-видимому, объясняется зависимость тектонических напряжений по простиранию месторождения от массы ВВ при проведении МВ. Другими словами, МВ являются триггером региональных тектонических процессов вблизи рудников, протекающих на фоне глобальных тектонических процессов, согласно которым все большая доля действующих тектонических сил переориентируется в сторону рудника. Именно такая ситуация согласно рис. 3 сложилась на Таштагольском руднике в 2015–2016 гг., когда после каждого ТВ даже с относительно небольшой массой ВВ возникает сейсмически активная зона в массиве около центра взрыва.

Рассмотрим подробнее распределение сейсмособытий на Восточном участке в 2015–2016 гг. В этот период на северном торце участка разрабатывались очистные блоки № 1–6. Масса ВВ почти всех ТВ не превышала 17 т за исключением единственного МВ блока № 4 от 31.08.2015, в котором масса ВВ составила 167,8 т. На рис. 4 в системе координат рудника точками представлены сейсмособытия, светлыми квадратами – блоки № 4, 6, а кривыми со стрелками – линии тока тектонической энергии [11].

Около блоков № 1–3 образовался эллиптический участок концентрации эпицентров сейсмособытий (УКЭС), отмеченный повернутым эллипсом. В этом УКЭС и вокруг него произошло 2038 толчков, среди которых треугольниками отмечены 18 крупных 5,5–7,5 энергетического класса. На фоне высоких тектонических напряжений по простиранию рудного тела наблюдается рост сейсмической активности и сейсмической энергии толчков даже после относительно слабых ТВ. Эти толчки, очевидно, вызваны разрушением участков массива вблизи ТВ, нарушением равновесия массива и последующим перераспределением напряжений и потенциальной энергии на соседние участки.

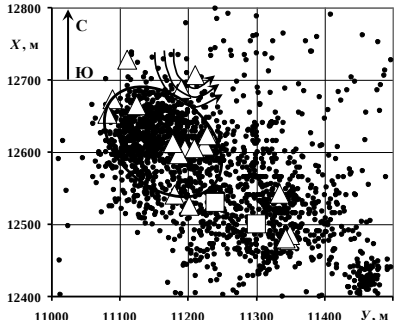


Рис. 4. Распределение сейсмособытий в северном торце Восточного участка Таштагольского месторождения в 2015 – 2016 гг.

Следует отметить, что в сейсмически активных зонах Восточного участка включается целый ряд структурообразующих процессов, напрямую определяющих удароопасность участка. Одним из них является дилатансия горных пород на участках активного трещинообразования, приводящая к милонитизации горных пород [12]. Этот процесс связан не столько с механическим перетиранием пород и ростом объема внутрипорового пространства, сколько с миграцией флюида, который становится активным участником структурных преобразований в этих зонах. Действительно, переходя в более тонкодисперсное состояние, горные породы становятся химически более активными и способными к метаморфическим превращениям при более низкой температуре и давлении, чем в обычных условиях [13]. В результате запускается реакция дегидратации, приводящая к взрывному росту порового давления флюида, поскольку скорость реакции уже не связана с ростом температуры, а с прямым переходом механической энергии в химическую [14]. Этот рост происходит волновым образом из-за сверхбыстрого протекания метаморфических процессов. В свою очередь, он снижает эффективное обжатие бортов трещин [15], способствуя снижению поверхностного трения и увеличению скорости прорастания трещин во все новые исходно прочные участки. В результате реализуется хрупкое разрушение разломной зоны с возрастающей скоростью распространения очага разрушения, обгоняющего даже продольные волны со скоростью $v_p \approx 2{,}5$ км/с, и кинетической энергии бортов разлома. Это обстоятельство, в конечном итоге, обеспечивает беспрепятственный переход с

минимальными энергозатратами кинетической энергии очага разрушения в сейсмическую энергию горного удара.

Выводы. Проведенный анализ позволяет сделать следующие выводы.

1 Согласно спутниковым наблюдениям сдвижений и тектонической активности на Таштагольском руднике в 2015–2016 гг. произошла стабилизация тектонического коэффициента по простиранию рудного тела на довольно высоком уровне 3,4. Поэтому в этот период большая часть сильных толчков сосредоточена в пределах шахтного поля. В результате вокруг разрабатываемых блоков формируются участки концентрации эпицентров сейсмособытий, содержащие более двух тысяч сейсмособытий.

2 Энергетический класс толчков возрастает даже после относительно слабых технологических взрывов. Это связано с разрушением участков массива после взрывов, дилатансией горных пород на этих участках и милонитизацией горных пород. В результате запускается реакция дегидратации, приводящая к взрывному росту порового давления флюида, поскольку скорость реакции уже не связана с ростом температуры, а с прямым переходом механической энергии в химическую. В свою очередь, он снижает эффективное обжатие бортов трещин, способствуя снижению поверхностного трения и увеличению скорости прорастания трещин во все новые исходно прочные участки. В конечном итоге наступает хрупкое разрушение разломной зоны с возрастающей скоростью распространения его очага. Рост кинетической энергии очага разрушения способствует преобразованию энергии в сейсмическую с минимальными энергозатратами, существенно повышая удароопасность месторождения.

3 Сейсмическая активность на Таштагольском руднике зависит как от природных, так и техногенных факторов. К природным относятся глобальные тектонические процессы, связанные с коллизией Индо-Австралийской и Евразийской тектонических плит. Она определяет общую тенденцию роста тектонических напряжений и сдвижений в направлении Ю–С. Техногенными факторами являются технологические и массовые взрывы, а также рост объема выработанного пространства. Последние формируют дополнительные сдвижения и переориентируют тектонические напряжения в сторону шахтного поля рудника.

Библиографический список

1 Федеральные нормы и правила в области промышленной безопасности "Положение по безопасному ведению горных работ на месторождениях, склонных и опасных по горным ударам": утв. Приказом Федеральной службы по экологическому, технологическому и атомному надзору от 2 декабря 2013 г. № 576; зарегистр. Минюстом России 4 апреля 2014 г., регистрационный № 31822; ввод. в действие с 03.09.2014. – М.: НТЦ исслед. проблем пром. безопасности, 2014. – 80 с.

2 Указания по безопасному ведению горных работ на месторождениях Горной Шории, склонных и опасных по горным ударам / Колл. авторов : ввод. в действие взамен Указаний 2001 г. – Новосибирск-Новокузнецк, 2015. – 73 с.

3 Лобанова Т.В. Прогноз горных ударов при отработке месторождений в геодинамически активных зонах (на примере Таштагольского рудника): автореф. дисс. … канд. техн. наук : 05.15.11 : защищена 16.04.1992 [Текст] / Лобанова Татьяна Валентиновна. – Кемерово, 1992. – 24 с.

4 Леонтьев А.В. Деформационный мониторинг движений породного массива на железорудных месторождениях Горной Шории / А.В. Леонтьев, Т.В. Лобанова // Интерэкспо ГЕО-Сибирь-2014. X Междунар. науч. конгр. : Междунар. науч. конф. "Недропользование. Горное дело. Направления и технологии поиска, разведки и разработки месторождений полезных ископаемых. Геоэкология" (Новосибирск, 8–18 апреля 2014 г.) : сб. материалов в 4 т. – Новосибирск: СГГА, 2014. Т. 4. – С. 133 – 138.

5 Мазуров Б.Т. Геодинамика и геодезические методы её изучения: учеб. пособие / Б.Т. Мазуров, И.Е. Дорогова. – Новосибирск : СГГА, 2014. – 175 с.

6 Лобанова Т.В. Оценка региональной напряженности Шерегешевского месторождения по величинам сдвижения земной поверхности / Т.В. Лобанова, Г.Л. Линдин, С.А. Лобанов // Фундаментальные и прикладные вопросы горных наук. – 2014. – № 1. В 2 т., Т. 1. – С. 201 – 209.

7 Шрепп Б.В. Управление геомеханическими процессами при разработке мощных удароопасных железорудных месторождений изменением геометрии и формы выработанного пространства : автореф. дис. … д-ра техн. наук : 05.15.02, 05.15.11 : защищена 15.10.1996 / Шрепп Борис Валентинович. – Новосибирск, 1996. – 48 с.

8 Леонтьев А.В. Использование результатов геодинамического мониторинга для оценки напряженности шахтных полей / А.В. Леонтьев, Т.В. Лобанова, Г.Л. Линдин, С.А. Лобанов // Интерэкспо ГЕО-Сибирь-2017. XIII Междунар. науч. конгр., 17–21 апреля 2017 г., Новосибирск : Междунар. науч. конф. "Недропользование. Горное дело. Направления и технологии поиска, разведки и разработки месторождений полезных ископаемых. Экономика. Геоэкология" : сб. материалов в 4 т. Т. 2. – Новосибирск : СГУГиТ, 2017. – С. 220 – 225.

9 Джонсон Н. Статистика и планирование эксперимента в технике и науке. Методы обработки данных / Н. Джонсон, Ф. Лион. – М. : Мир, 1980. – 510 с.

10 Леонтьев А.В. Прогнозная оценка напряженно-деформированного состояния Нижнеканского породного массива / А.В. Леонтьев, Р.М. Лобацкая, О.А. Кучай // Деструкция земной коры и процессы самоорганизации в областях сильного техногенного воздействия / В.Н. Опарин и др.; отв. ред. Н.Н. Мельников; Рос. акад. наук, Сиб. отд-ние, Ин-т горного дела и др. – Новосибирск: изд-во СО РАН, 2012. – С. 331 – 366.

11 Линдин Г.Л. Энергетические источники горных ударов / Г.Л. Линдин, Т.В. Лобанова // ФТПРПИ. – № 1. – 2013. – С. 42–50.

12 Паталаха, Е.И. Тектонофации мезозоны / Е.И. Паталаха, А.И. Лукиенко, В.А. Дербенев. – Алма-Ата: Изд. Наука Казах. ССР, 1987. – 181 с.

13 Чиков Б.М. Об основах теоретической концепции стресс-метаморфизма (применительно к линеаментным зонам земной коры) / Б.М. Чиков // Структура линеаментных зон стресс-метаморфизма: сб. науч. ст. – Новосибирск: Наука Сиб. отд., 1990. – С. 6 – 32.

14 Ениколопян Н.С. Критические явления при взрыве твердых веществ при высоком давлении / Н.С. Ениколопян, А.А. Мхитрян, А.С. Карагезян, А.А. Хзарджян // ДАН СССР, 1987. – Т. 29. – № 3. – С. 887 – 890.

15 Терцаги К. Теория механики грунтов / К. Терцаги. – М.: Госстройиздат, 1961. – 507 с.

УДК 622.271

ПРОГРЕССИВНАЯ ТЕХНОЛОГИЯ ОТСЫПКИ ВНЕШНЕГО ОТВАЛА ВСКРЫШНЫХ ПОРОД ПРИ МИНИМИЗАЦИИ ЗЕМЛЕЕМКОСТИ ОТКРЫТОЙ УГЛЕДОБЫЧИ

к.т.н. Селюков А.В.
Кузбасский государственный технический университет им. Т.Ф. Горбачева, г. Кемерово, Россия

Аннотация. При современном состоянии систем открытой разработки вся порода вывозится за пределы карьерного поля, значительную долю нарушаемых земель занимает внешний многоярусный отвал (до 42%), при этом снижается оборот сельскохозяйственных земель. Предлагается отсыпать внешние отвалы вскрышных пород, представляющие благоприятную ландшафтную единицу с последующим использованием равнинного рельефа поверхности.

Ключевые слова: открытая угледобыча, низкопрофильные отвалы вскрышных пород, эффективность.

Доминирующим способом отвалообразования на разрезах Кемеровской области является внешнее с преобладающей долей автомобильного транспорта на доставке вскрышной породы из забоя в отвал. Предлагается усовершенствовать внешнее отвалообразование с позиции формирования низкопрофильных отвалов [1-3]. Следует пояснить термин «низкопрофильный», за основу принято геометрическое сечение внешнего отвала вскрышных пород. В распространенном понимании внешний автомобильный отвал представляет собой усеченную фигуру пирамидального типа, слагаемую отвальными ярусами. В предлагаемой же технологической схеме, низкопрофильный отвал представляет собой пирамидальную форму, слагаемую из нескольких отвальных ярусов, высоты которых приняты согласно рекомендуемым значениям по устойчивости и по данным практического опыта отсыпки внешних отвалов в части обеспечения баланса удерживающих и сдвигающих сил.

На основе технико-экономических расчетов получаем несколько моделей при различных вариантах размещения отвала, сравнивая показатели этих моделей выбираем наилучший вариант размещения.

В качестве объекта проектирования формирования низкопрофильного внешнего отвала предложен перспективный «Терсинский» геолого-промышленный район Кемеровской области.

Поверхность поля представлена гористым рельефом с весьма большим перепадом высотных отметок: от +280 м до +460 м. На рис.1 показана 3D модель поверхности поля «Терсинского» геолого-промышленного района вблизи проектируемого объекта.

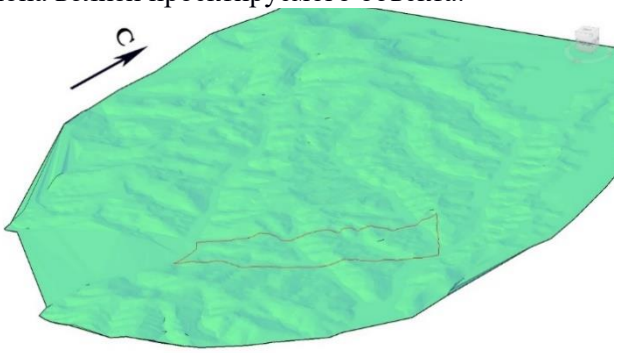
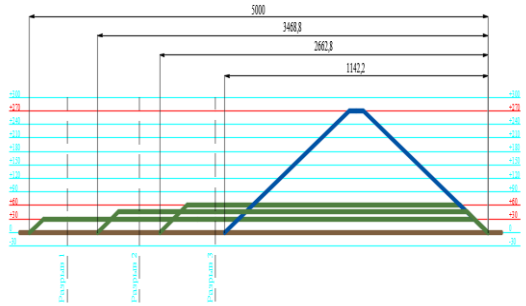


Рис.1. 3D модель поверхности поля «Терсинского» геолого-экономического района вблизи проектируемого объекта

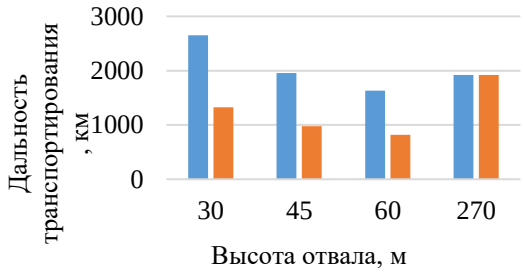
Карьерное поле проектируемого разреза простирается с юго-запада на северо-восток. Его площадь составляет 510,7 га при длине 4,5 км и ширине равной 1,5 км, а его максимальная глубина изменяется от 260 м до 180 м в зависимости от рельефа поверхности. Учитывая, что объем горной массы, извлекаемой из карьера, составляет около 800 млн. м^3, а средний коэффициент вскрыши равен 10, следует вывод, что запасы в границах лицензии варьируются в диапазоне 60-80 млн.т. Карьер с таким количеством запасов можно отнести к среднему – с производственной мощностью 3-5 млн. т/год.

Возможность поэтапной планировки низкопрофильного отвала также дает нам возможность начать отсыпку с максимально удаленной точки проектируемого отвала (рис.2) и сокращать плечо транспортирования по мере углубления карьерной выемки, тем самым сохраняя баланс и помогая регулировать технико-экономические показатели на протяжении всего срока службы карьера (табл. 1).

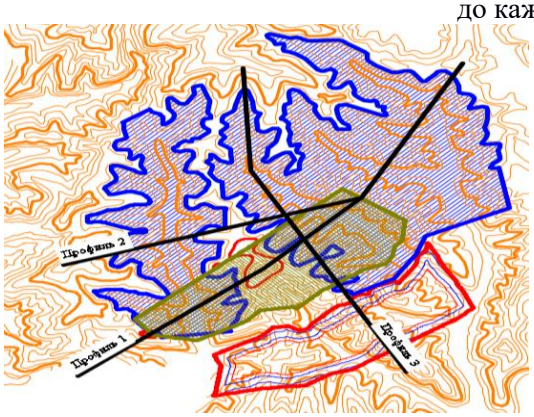
Профили проектируемого низкопрофильного и пирамидального отвалов



Зависимость дальности транспортирования от высоты отвала



План распределения частей отсыпки низкопрофильного отвала по годам с трассировкой до каждого участка



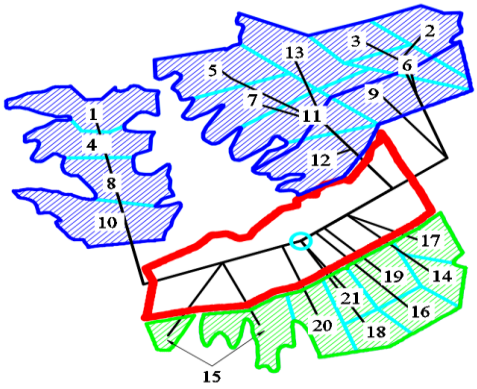


Рис. 2. Графическое моделирование параметров низкопрофильного отвала

Таблица 1

Параметры низкопрофильного отвала

Год отсыпки	Объем вмещающей вскрыши			Площадь, занимаемая частью отвала			Дальность транспортирования		
	млн. м^3			га			км		
	Тело			Тело			Тело		
	1	2	3	1	2	3	1	2	3
1	34,9			102,5			5,5		
2		36,6			82,5			5,2	
3		36			58,7			5,1	
4	34,6			86,7			5		
5		37,1			105,1			4,9	
6		35,7			106,1			4,4	
7		35			60,2			4,3	
8	35,4			101,8			4,3		
9		40,2			89,9			4,3	
10	37,2			108,9			4		
11		32,2			134			3,5	
12		36,5			111			3,4	
13		31,1			113,3			3,1	
14			30,4			45,6			2,5
15			27,5			110,5			2,5
16			29			49,3			2,2
17			27,6			48,5			2,1
18			28,2			43,3			1,9
19			29,9			67,7			1,6
20			28,4			71,1			1,6
21			28,9			40,5			1,4
∑	142,1	320,4	229,9	399,9	860,8	476,5	Средняя = 3,5		
	692,4			1737,2					

При проведении экономической оценки способов отвалообразования использовались следующие показатели:

- затраты на транспортировку вскрышной массы;
- затраты на планировочные работы;
- затраты на аренду земель;
- затраты на рекультивацию.

Затраты на отвалообразование

$$Z^{уд}_{отв}=C_{транс}+C_{планир}. \quad (1)$$

Удельные затраты на транспортировку вскрышной массы

$$C_{транс}=L_{тр}*V_{вскр}*\rho*Z_{т/км}, \quad (2)$$

где $L_{тр}$ - дальность транспортирования, км; $V_{вскр}$ - объем вскрышной породы, м^3; ρ - плотность породы, кг/м^3; $Z_{т/км}$ - стоимость, т/км.

Удельные затраты на планировочные работы

$$C_{планир}=(V_{вскр}/P_{см})*T_{см}*Z_{смены}, \quad (3)$$

где $V_{вскр}$ – объем вскрышной породы; $P_{см}$ – сменная производительность бульдозера; $T_{см}$ – продолжительность смены, час; $Z_{смены}$ – эксплуатационные затраты бульдозера, тыс.руб/маш.час.

Затраты на аренду земель

$$Z_{аренда}=Z_{зем}*S*n, \quad (4)$$

где $Z_{зем}$ – стоимость аренды 1 гектара земли; S – площадь арендуемых земель, га; n – срок аренды, лет.

Затраты на рекультивацию

$$Z_{рекульт}=S*C_{рекульт}, \quad (5)$$

где S – площадь арендуемых земель, га; $C_{рекульт}$ – стоимость рекультивации 1 гектара нарушенной земли.

С помощью математических вычислений, графического анализа и моделирования в программе AutoCad Civil 3D определяем оптимальное соотношение дальности транспортирования, площади и высоты отвала с учетом рационального размещения объема вскрышных пород. С помощью программы Microsoft Office Excel 2007 проводим технико-экономический анализ несколько экономических моделей при различных вариантах размещения отвала и расчетные затраты при разных вариантах отвалообразования.

Для экономических расчетов затрат при разной высоте отвала, использовались показатели: зависимость высоты отвала от его параметров, параметров отвалов при различных высотах, зависимость дальности транспортирования от высоты отвала (табл. 2-5).

Таблица 2

Экономический расчет затрат при разной высоте отвала

Высота отвала	Площадь отсыпки	Объем отсыпки	Дальность транспортирования	Аренда	Транспортировка вскрыши	Планировка отвала	Рекультивация	Сумма затрат
м	га	млн. м^3	км	руб.	руб.	руб.	руб.	руб.
+30	2000	584	2,65	1000000000	27083000000	3369230769	1000000000	32,45223077
+45	1318	592	1,96	659000000	20305600000	3415384615	659000000	25,03898462
+60	1065	594	1,63	532500000	16943850000	3426923077	532500000	21,43577308
+270	457	589	1,92	228500000	19790400000	3398076923	228500000	23,64547692

Таблица 3

Параметры низкопрофильного отвала

Год отсыпки	Объем вмещающей вскрыши			Площадь, занимаемая частью отвала			Дальность транспортирования		
	млн. м^3			га			км		
	тело			тело			тело		
	1	2	3	1	2	3	1	2	3
1	34,9			102,5			5,5		
2		36,6			82,5			5,2	
3		36			58,7			5,1	
4	34,6			86,7			5		
5		37,1			105,1			4,9	
6		35,7			106,1			4,4	
7		35			60,2			4,3	
8	35,4			101,8			4,3		
9		40,2			89,9			4,3	
10	37,2			108,9			4		
11		32,2			134			3,5	
12		36,5			111			3,4	
13		31,1			113,3			3,1	
14			30,4			45,6			2,5
15			27,5			110,5			2,5
16			29			49,3			2,2
17			27,6			48,5			2,1
18			28,2			43,3			1,9
19			29,9			67,7			1,6
20			28,4			71,1			1,6
21			28,9			40,5			1,4
∑	142,1	320,4	229,9	399,9	860,8	476,5	Средняя = 3,5		
	692,4			1737,2					

Таблица 4

Экономический расчет затрат на отсыпку низкопрофильного отвала

Год отсыпки	Площадь отсыпки	Объем отсыпки	Дальность транспортирования	Аренда	Транспортировка вскрыши	Планировка отвала	Рекультивация
	га	млн. м^3	км	руб.	руб.	руб.	руб.
1	102,5	34,9	5,5	51250000	3359125000	201346153,8	51250000
2	82,5	36,6	5,2	41250000	3330600000	211153846,2	41250000
3	58,7	36	5,1	29350000	3213000000	207692307,7	29350000
4	86,7	34,6	5	43350000	3027500000	199615384,6	43350000
5	105,1	37,1	4,9	52550000	3181325000	214038461,5	52550000
6	106,1	35,7	4,4	53050000	2748900000	205961538,5	53050000
7	60,2	35	4,3	30100000	2633750000	201923076,9	30100000
8	101,8	35,4	4,3	50900000	2663850000	204230769,2	50900000
9	89,9	40,2	4,3	44950000	3025050000	231923076,9	44950000
10	108,9	37,2	4	54450000	2604000000	214615384,6	54450000
11	134	32,2	3,5	67000000	1972250000	185769230,8	67000000
12	111	36,5	3,4	55500000	2171750000	210576923,1	55500000
13	113,3	31,1	3,1	56650000	1687175000	179423076,9	56650000
14	45,6	30,4	2,5	22800000	1330000000	175384615,4	22800000
15	110,5	27,5	2,5	55250000	1203125000	158653846,2	55250000
16	49,3	29	2,2	24650000	1116500000	167307692,3	24650000
17	48,5	27,6	2,1	24250000	1014300000	159230769,2	24250000
18	43,3	28,2	1,9	21650000	937650000	162692307,7	21650000
19	67,7	29,9	1,6	33850000	837200000	172500000	33850000
20	71,1	28,4	1,6	35550000	795200000	163846153,8	35550000
21	40,5	28,9	1,4	20250000	708050000	166730769,2	20250000
∑	1737,2	692,4	3,5	868600000	43560300000	3994615385	868600000
Сумма затрат = 49,292 млрд. руб							
Примечание: 1) Аренда земель с/х назначения = 100000 руб/га 2) Транспортирование вскрыши автосамосвалами БелАЗ 75131 = 7 руб/т.км. 3) Планировка отвала бульдозером CAT-D9R= 2500 руб/час (с учетом сменной Qсм = 5200 м3/см) 4) Рекультивация нарушенных поверхностей = 500000 руб/га							

Таблица 5

Сводная таблица затрат на отвалообразование

Затраты	Пирамидальный отвал	Низкопрофильный отвал
	млн. руб	млн. руб
Аренда	728	868,6
Транспортировка	46320,75	43560,3
Планировка	3992,3	3994,6
Рекультивация	291,2	868,6
∑	51332	49292

Установлено, что затраты на транспортировку вскрышных пород в отвал играют более существенную роль и несут высокие затраты на реализацию: примерно 90,2% затрат в случае отсыпки пирамидального отвала и 91,4% при отсыпке низкопрофильного. Стоимости аренды земель состав-

ляет 1,7% от всех затрат на отвалообразования. Увеличение показателей геомеханической устойчивости при формировании низкопрофильного отвалообразования уменьшает риск возникновения техногенных катастроф, снижая затраты на их ликвидацию.

Выводы. Низкопрофильное отвалообразование позволяет получать прибыль с арендуемых земель, так как оно включает поэтапную сдачу отвальных земель в фонд государства. Годовая прибыль со 100 га земли, в среднем по России, составляет 1 680 000 руб., таким образом за 26 лет можно получить прибыль примерно равную 346,2 млн. руб.

Библиографический список

1. Селюков А.В., Ермолаев В.А. Геоморфологическая перепланировка прикарьерного пространства отсыпкой низкопрофильных отвалов вскрышных пород Кузбасса: образование, наука, инновации: материалы Инновационного конвента. – Новокузнецк, СибГИУ, 2016. - С. 52-56.

2. Селюков А.В., Ермолаев В.А. Экологосберегающая технология отсыпки внешнего вскрышного отвала при открытой угледобыче. Экологические проблемы промышленно развитых и ресурсодобывающих регионов: пути решения: сборник трудов Всероссийской научно-практической конференции 22 декабря 2016 г., Кемерово [Электронный ресурс], 2016.

3. Selyukov A, Ermolaev V., Kostinez I. Efficiency of Low-Profile External Dumping at Open Pit Coal Mining in Kemerovo Region / 10 November 2017, №01027 2nd International Innovative Mining Symposium, IIMS 2017; Kemerovo; Russian Federation; 20-22 November 2017.

УДК 622.271

АДАПТИВНОСТЬ МОДЕРНИЗИРОВАННЫХ СИСТЕМ ОТКРЫТОЙ РАЗРАБОТКИ НАКЛОННЫХ И КРУТОПАДАЮЩИХ ПЛАСТОВ К УСЛОВИЯМ ДЕЙСТВУЮЩИХ РАЗРЕЗОВ КЕМЕРОВСКОЙ ОБЛАСТИ

к.т.н. Селюков А.В.
Кузбасский государственный технический университет им. Т.Ф. Горбачева, г. Кемерово, Россия

Аннотация. Развитие масштабов открытой угледобычи привлекает повышенное внимание к разрезам Кемеровской области при ограничении земель сельскохозяйственного назначения. Применяемые системы разработки не всегда соответсвуют требованиям к охране природной среды, и необходимо изыскивать более совершенные технологические решения.

Ключевые слова: открытая угледобыча, внутреннее отвалообразование, эффективность.

Основными предпосылками к порядку формированию систем и технологий разработки месторождений Кемеровской области являются горно-геологические условия залегания угольных пластов. В практике производства открытой угледобычи в Кемеровской области, начиная с момента ввода в эксплуатацию первых угольных разрезов «Бачатский», «Краснобродский» и других до настоящего времени, преимущественно имела и имеет место углубочная продольная одно или двух бортовая система разработки по классификации, предложенной академиком В.В. Ржевским [1].

Однако в последнее десятилетие в проектной документации стали появляться технологические решения [2-5], направленные на снижение некоторых негативных последствий производства открытой угледобычи. К числу таких решений можно отнести внедрение блоковых технологий отработки карьерного поля [6]. Сущность технологии состоит в делении карьерного пространства на блоки, из которых первоначальный отрабатывается до проектной глубины с размещением вскрышных пород на внешнем отвале, а затем по мере образования выработанного пространства последующие блоки отрабатываются с размещением вскрыши в образовавшемся пространстве предыдущего.

Целесообразность внедрения систем разработки и технологий с размещением вскрышных пород в выработанном пространстве карьерного поля рассматривалась в трудах ученых-горняков нашей страны [7-14]. Исследователь Повилейко Р.П. [15] предложил метод функционально-структурного решения инженерных задач под названием «Десятичные матрицы поиска (ДМП)». В горизонтальном ряду матрицы (таблицы с иллюстрационным материалом) приведены качественные показатели, учитываемые при конструировании и проектировании различных систем, а в столбцах типовые приемы решения задач.

Применительно к изучаемому вопросу исходную базу также можно представить в виде иллюстрационного материала для аккумулирования и последовательной обработки данных при числовом оценивании технологического процесса преобразования систем разработки.

Следовательно, по аналогии с ДМП назовем иллюстрационный материал как «Матрица синхронизации углубочных продольных и поперечных сплошных систем открытой разработки наклонных и крутопадающих залежей» (рис.1).

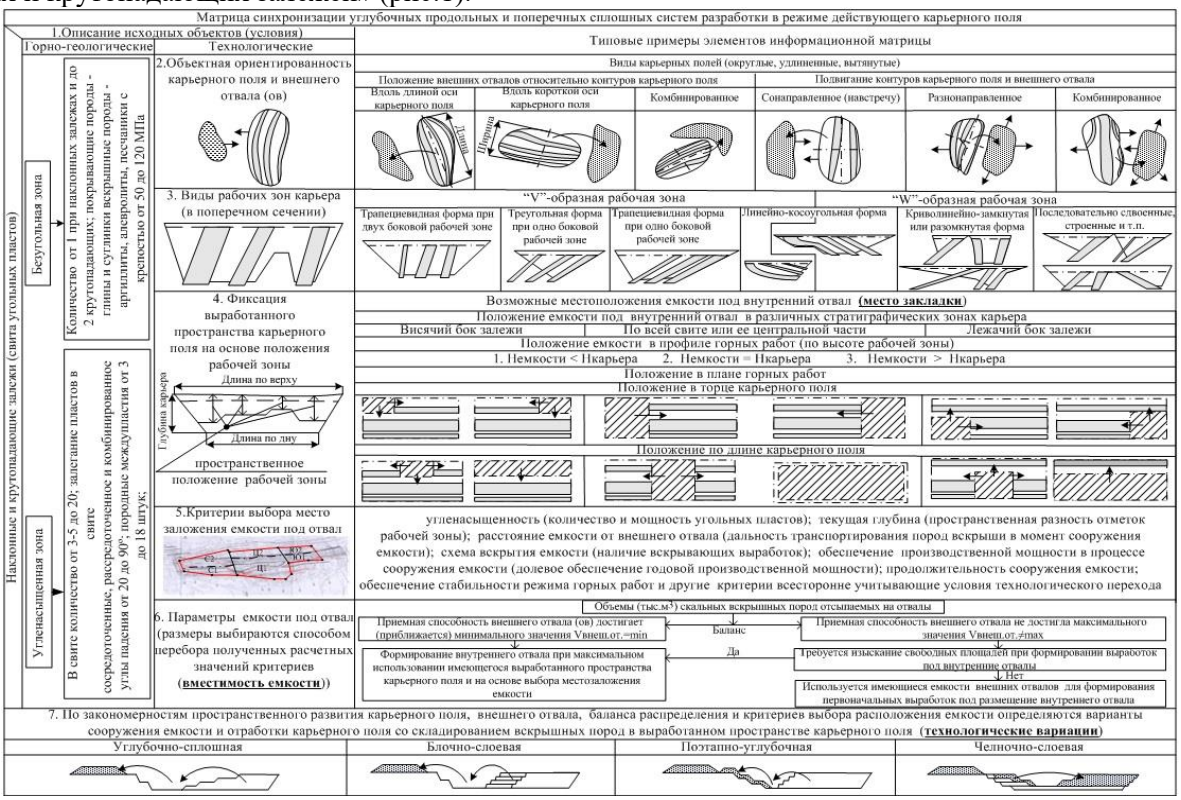


Рис. 1. Десятичная матрица синхронизации углубочных продольных и поперечных сплошных систем разработки наклонных и крутопадающих залежей

Следует пояснить, что в разнообразных источниках научно-технической литературы синхронизация - это приведение двух или нескольких процессов к такому их протеканию, когда одинаковые или соответствующие элементы процессов совершаются с неизменным сдвигом во времени либо одновременно. Матричный способ должен основываться только на фактическом состоянии горных работ - пространственно-временном развитие двух объектов горного производства «карьерное поле» и «внешний отвал вскрышных пород» основывающийся на их статике и динамике.

Матрица включает следующие ключевые элементы (типовые примеры решения задач).

Элемент 1- описание исходных объектов - горно-геологические и технологические условия.

Элемент 2 - объектная ориентированность карьерного поля и внешнего отвала (фактическое состояние горных работ) - положение внешних отвалов относительно карьерного поля и соответствующее этому подвигание, как контуров карьерного поля, так и внешнего отвала.

Элемент 3 - виды рабочих зон карьера (выработанного пространства) (в поперечном сечении) "V" (трапециевидная форма при двух боковой рабочей зоне, треугольная форма при одно боковой рабочей зоне, трапециевидная форма при одно боковой рабочей зоне, линейно-косоугольная) или "W" образные (линейно-косоугольная, криволинейно-замкнутая или разомкнутая форма, последовательно сдвоенные, строенные и т.п.).

Элемент 4 - фиксация выработанного пространства карьерного поля на основе положения рабочей зоны - возможные местоположения емкости под внутренний отвал (место закладки), положение емкости под внутренний отвал в различных стратиграфических зонах карьера (по глубине и в плане) и критерии выбора место заложения емкости под отвал.

Элемент 5 - параметры емкости под отвал (размеры выбираются способом перебора расчетных значение критериев).

Элемент 6 - вместимость емкости на основе баланса распределения пород вскрыши по внешним и внутреннему отвалу (ам) и в соответствии с видом рабочей зоны карьера в поперечном сечении.

Элемент 7 - по пространственному развитию карьерного поля, внешнего отвала, баланса распределения и критериев выбора расположения емкости определяются варианты сооружения емкости и отработки карьерного поля со складированием вскрышных пород в выработанном пространстве карьерного поля (технологические вариации) – разновидности конструкций систем открытой разработки.

В целом же комплексная применимость элементов матрицы на примере действующего разреза не рассматривалась.

Рассмотрим пример использования элементов матрицы (рис. 2) для условий разреза ЗАО «Разрез Прокопьевский» (Кемеровская область, Прокопьевско-Киселевский геолого-промышленный район). Отдельные позиции применимости элементов представлены в работах [2-5,16,17].

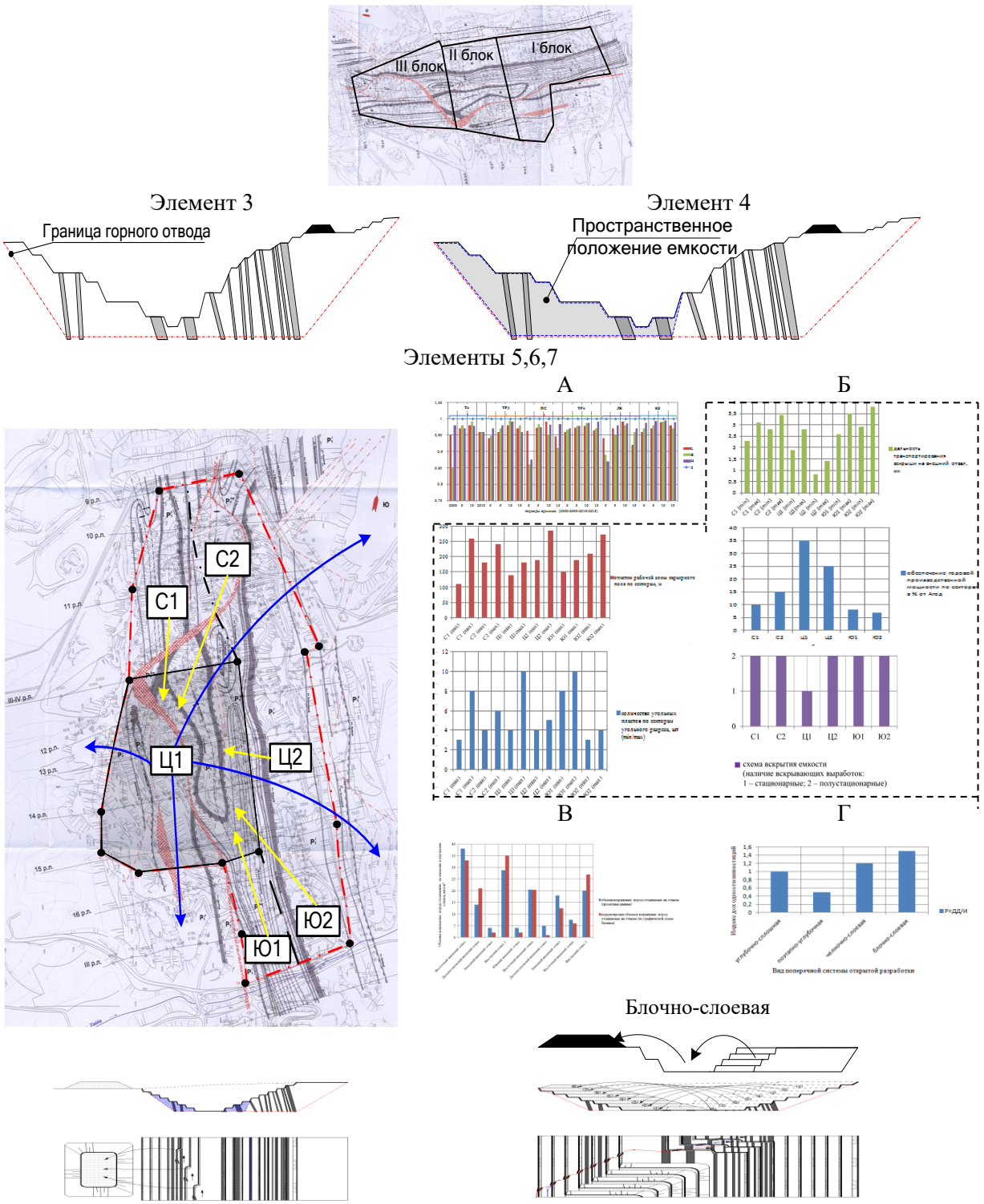


Рис. 2. Матрица синхронизации для условий ЗАО «Разрез Прокопьевский» (Прокопьевско-Киселевский геолого-промышленный район, Кемеровская область)

Элементы 1,2. Разрез осуществляет свою деятельность на основании лицензии на право пользования недрами КЕМ 14778 ТЭ от 16.10.2009 года и горноотводного акта №1852 от 26.11.09г. на участке Киселевского каменноугольного месторождения Границами участка недр согласно лицензии КЕМ 14778 ТЭ являются: на севере - русло реки Чикманачиха; на востоке - выход пласта VIII Внутреннего под наносы; на юге - по восточному крылу I Тырганской антиклинали - русло реки Калзыгай, по западному крылу - 4 промежуточная разведочная линия; на западе - Тырганский надвиг; нижней границей участка являются: на Восточном крыле I Тырганской антиклинали - горизонт +112 м (абс.); в центральной части Западного крыла I Тырганской антиклинали - горизонт + 176 м (абс); в западной части Западного крыла I Тырганской антиклинали: от северной границы участка недр до 16 р.л. - горизонт +250м (абс); от 16 р.л. до южной границы участка недр - горизонт +240м (абс). Площадь горного отвода составляет 795га. Размеры участка недр (поля разреза): длина (по простиранию) - до 5050 м: ширина (вкрест простирания) - до 2000 м. Фактическое состояние горных работ характеризуется следующими данными. Восточное крыло, отрабатываемое единым полем, вскрыто северной и южной въездными траншеями внутреннего заложения и системой временных автомобильных заездов на обособленные участки и горизонты. Северной траншеей поле Восточного крыла вскрыто до гор + 192м, южной - до гор. +160м. Через северную траншею осуществляется автотранспортная связь добычных горизонтов с угольными складами №1 и №2, через южную - связь с угольным складом №1 и Дальнегоровским отвалом, Центральный блок Западного крыла (между 9 и 12 р.л.) вскрыт до гор. +230м центральной въездной траншеей внутреннего заложения. Южная часть Западного блока вскрыта до гор +320м транспортной бермой с выработанного пространства северной части блока. С учетом залегания пластов и установленной мощности разреза (2 000 тыс.т./год.) проектом определена углубочно-сплошная двухбортовая продольная система разработки с блоковым порядком отработки с развитием горных работ от юга к северу и использованием в качестве основного транспортного средства автомобилей БелАЗ7555, 75570, 7513, 75170.

Элемент 2. На угольном разрезе несколько породных отвалов. Согласно данным по проекту, отработка карьерного поля предусматривается тремя блоками: первый блок – размещение пород предусматривается только на внешних автоотвалах (Восточный, Дальнегоровский, Западный); второй блок – размещение пород вскрыши как на внешних, так и внутреннем автоотвалах (Внутренний отвал 1, Южный внешний отвал; Восточный внешний отвал; Дальнегоровский внешний отвал); третий блок – Западный внешний отвал, Восточный внешний отвал, Внутренний отвал 2. Внешние отвалы расположены по периметру и в торцах карьерного поля, пространственное развитие в сторону карьерного поля

Элемент 3. При использовании углубочной продольной системы разработки, основное направление горных работ ориентировано в основном на наиболее мощный (е) пласт (ы) свиты. Исходя из этого, пространственно формируется объемная геометрическая фигура карьерного поля, а вместе с ней и выработанное пространство. В промежуточном или конечном положении представляет собой объем, заключенный между двумя топографическими поверхностями, одна из них действующая и относится к рабочей зоне, возникает и перемещается в пространстве в результате производства горных работ, а другая природная характеризующая рельеф поверхности. Тогда пространственное положение бортов образует в поперечном сечении карьерного поля пространственные конфигурации выработанного пространства и его следует отождествлять с позиции геометрической формы поперечного сечения. К примеру, выработанное пространство построенное по 14 р.л. это рабочая зона тип “V” (трапециевидная при двухбоковой рабочей зоне).

В дальнейшем наполняемость выработанного пространства учитывается на основе типа рабочей зоны. Параметрические данные расчетов пространственной геометрической формы, представленных в элементах 5, 6, 7 позиция А., которые показывают, что по другим разведочным линиям и длине карьерного поля эта форма не меняет своей пространственной конфигурации.

Элемент 4. В практике проектирования карьеров главное направление развития горных работ в карьере при углубочных продольных системах разработки выбирается, как правило, в привязке к наиболее мощному пласту свиты и формируется так называемая ось привязки, которая условно делит разрез на две части по простиранию залежи. Затем условно по направлению от севера к югу карьерное поле в плане делится на участки или сектора, которым присваивается маркировка: С1, С2, Ц1, Ц2, Ю1, Ю2. В дальнейшем эти сектора будут использоваться для детализированного выбора места закладки емкости под внутренний отвал. В проектной документации размеры первоначального блока под внутренний отвал, рекомендуется принимать по-другому (см. элемент 1).

Элемент 5. Секционное деление карьерного пространства и последовательность отработки (заштрихованные сечения иллюстрируют емкость в плане и профиле карьерного поля). Применительно к условиям разреза "Прокопьевский" сектором в карьерном поле, который потенциально будет являться емкостью для складирования вскрышных пород будет являться сектор "Ц1", что поясняется следующими расчетными критериями: количество угольных пластов в секторе 10 шт (угленасыщенность); наибольшая текущая глубина +140 м (большая вместимость выработанного пространства и наименьшее углубление до проектных контуров); средневзвешенная дальность транспортирования вскрыши на внешний отвал 800 м и наличие стационарной вскрывающей выработки (капитальная траншея), долевое обеспечение годовой производственной мощности 35 %. Геометрические параметры сектора по простиранию залежи от 3–4 до 16 разведочной линии, вкрест простирания от лицензионных границ в выранном секторе до кровли пл. Внутреннего II. (данные расчетов проиллюстрированы в элементе 5,6,7 позиция Б). Такое деление карьерного поля на сектора является инструментарием с необходимым и достаточным условием для интенсификации процесса формирования емкости под внутренний отвал и последующего ускорения складирования вскрышных пород в выработанном пространстве карьерного поля.

Элемент 6. Выбор баланса распределения, как при создании емкости под отвал, так и при заполнении карьерной выемки вскрышными породами. Совместный анализ проектной документации и практической деятельности угольного разреза по распределению объемов вскрыши, отсыпаемых на отвалы, через предлагаемый инструмент корректировки позволяет регулировать складируемые объемы с использованием больших аккумулирующих возможностей выработанного пространства карьера - показано синими (внешние отвалы) и желтыми стрелками (внутренний отвал). В частности, по угольному разрезу «Прокопьевский», не нарушая технологические и геомеханические решения, заложенные в проекте в части отсыпки отвалов вскрышных пород, по совокупности можно снизить эксплуатационную землеемкость до 21 %, за счет раскройки карьерного поля на сектора (данные расчетов проиллюстрированы в элементе 5, 6, 7 позиция В).

Элемент 7. По закономерностям пространственного развития карьерного поля, внешнего отвала, баланса распределения и критериев выбора расположения емкости определяются варианты сооружения емкости и отработки карьерного поля со складированием вскрышных пород в выработанном пространстве карьерного поля (технологические вариации). При окончательном выборе технологических вариантов производится оценка того или иного варианта отработки карьерного поля с использованием современной системы оценочных критериев экономической эффективности - чистого дисконтированного дохода (ЧДД). Чистый дисконтированный доход определяется как сумма текущих эффектов за весь расчетный период, приведенная к начальному шагу, или это превышение интегральных результатов над интегральными затратами. Расчетами определено (элемент 5,6,7 позиция Г), что для ЗАО «Разрез Прокопьевский» при использовании углубочно-сплошной системы разработки ЧДД=0,99, поэтапно-углубочной 0,49, челночно-слоевой 1,2 и блочно-слоевой 1,48. Таким образом, наиболее подходящим для условий разреза является применение поперечной блочно-слоевой системы разработки.

Библиографический список

1. Ржевский В. В. Открытые горные работы. Ч. 2. Технология и комплексная механизация. М.: Недра, 1985. - 549 с.

2. Селюков А.В. Воздействие объектного функционирования внутреннего отвалообразования на знакопеременность производственной мощности угольного разреза // Известия высших учебных заведений. Горный журнал. - № 5. - 2016. - С. 11-16.

3. Селюков А. В. Оценка численного моделирования процесса адаптации внутреннего отвалообразования к режиму действующих карьерных полей Кемеровской области // Известия Томского политехнического университета. Инжиниринг георесурсов. - № 12. - 2015. - С. 60-71.

4. Селюков А. В. Контурное развитие карьерного поля и внешнего отвала в задачах сокращения избыточного выработанного пространства разрезов с автотранспортной технологией // Вестник КузГТУ. - 2016. - №4. - С. 43-45.

5. Селюков А.В. Проработка базисов технологического дефицита внутреннего отвалообразования на разрезах Кузбасса // Матер. XVI Межд. науч.-практ. конф. «Природные и интеллектуальные ресурсы Сибири. Сибресурс 2016». Кемерово, 2016. [Электронный ресурс], URL: http://science.kuzstu.ru/wpcontent/Events/Conference/Sibresource/2016/materials/pages/Articles/obogawenie_i_pererabotka_poleznyh_iskopaemyh/147.pdf (дата обращения 10.02.2017)

6. Рутковский Б.Т. Блоковый способ отработки месторождений открытым способом // Сб. науч. труд. «Открытая разработка месторождений полезных ископаемых». Кемерово, 1972. - С. 81-87.

7.Барабанов В.Ф., Томаков П.И. Дергачев И.И. Разработка крутых и наклонных пластов открытым способом с размещением пустых пород в выработанном пространстве // Уголь. - № 12. - 1959. - С. 12-15.

8. Томаков П.И., Коваленко В.С. Вовлечение в производство ресурса выработанного пространства – основное направление в снижении ресурсоемкости и улучшения экологических показателей угледобычи на разрезах Кузбасса // ГИАБ. - №3. - 1998. - С.37-44.

9. Михальченко В.В., Прокопенко С.А. Экологически чистые технологии - будущее открытой угледобычи в Кузбассе // Уголь. - № 1. - 1992. - С. 11-14.

10.Рутковский Б.Г. Блоковый способ отработки карьерных полей с большим простиранием // Уголь. - № 12. - 1959. - С. 12-15.

11.Томаков П.И., Коваленко В.С. Природоохранные технологии открытой разработки крутых и наклонных угольных месторождений Кузбасса // Уголь. - № 1. - 1992. - С. 16-20.

12. Трубецкой К.Н., Пешков А.А., Мацко Н.А. Определение области применения способов разработки крутопадающих залежей с использованием заранее сформированного выработанного пространства карьера // Горный журнал. - №1. - 1994. - С. 51-59.

13. Фролов С.В. Анализ научных исследований по вопросам внутреннего отвалообразования // ГИАБ. - № 12. - 2009. - С. 392-396.

14. Корякин А. И. Пути создания малоземлеемких технологий открытой угледобычи в Кузбассе // Вестник КузГТУ. - № 1. - 1991. - С. 60−62.

15. Повилейко Р.П. Десятичная матрица поиска. : Рига, Знание, 1978. - 96 с.

16. Селюков А. В. Гистограммный способ определения местоположения емкости для внутреннего отвала при открытой угледобыче в Кемеровской области // Вестник Мурманского государственного технического университета. Труды МГТУ. - Том 19. - №1. - 2016. - С. 18-25.

17.Селюков А.В. Инструмент корректировки распределения объемов вскрыши по отвалам действующего разреза // Записки горного института. - Т. 219. - 2016. - С. 387-391.

18. Проектная документация расширения производства ЗАО «Прокопьевский угольный разрез» (13-2010/П-Г) // ООО «Сибгеопроект», г. Кемерово.

УДК 622.831

УТОЧНЕНИЕ ПРИРОДНОЙ ГАЗОНОСНОСТИ ПЛАСТА ДЛЯ ЕГО ПРЕДВАРИТЕЛЬНОЙ ДЕГАЗАЦИИ (НА ПРИМЕРЕ ВЫЕМОЧНОГО УЧАСТКА № 449 ШАХТЫ «ЧЕРТИНСКАЯ-КОКСОВАЯ»)

к.т.н. Козырева Е.Н., к.т.н. Шинкевич М.В.
Федеральный исследовательский центр угля и углехимии СО РАН, г. Кемерово, Россия

Аннотация. Достоверная информация о газокинетических характеристиках отрабатываемых угольных пластов необходима при реализации комплексной схемы управления газовыделением на выемочном участке. В результате экспериментальных исследований установлено снижение природной газоносности пласта отрабатываемого выемочного столба и разработаны рекомендации по применению предварительной пластовой дегазации.

Ключевые слова: угольный пласт, газоносность, геомеханическая структуризация массива, шахтный и лабораторный эксперимент, проба угля, дегазация.

При решении задач безопасной отработки угольных пластов по газовому фактору и, в частности, по применению комплексной схемы управления газовыделением на выемочном участке, включающей средства вентиляции и дегазации, основным фактором является получение достоверной информации о газокинетических характеристиках угольных пластов и их природной газоносности. В соответствии с требованиями документов [1] и [2], необходимо применять дегазацию угольного пласта на участках ведения горных работ при газоносности пласта 13 м^3/т с.б.м. и более. Предотвращение опасных газовых ситуаций возможно только при заблаговременном выборе

средств управления газовыделением. Принятию эффективных инженерных решений при планировании горных работ способствуют новые научные знания о процессах выделения метана из угольных пластов в условиях изменения напряженно-деформированного состояния массива горных пород, а также, о процессах, возникающих в массиве горных пород при выемке пласта угля [3–7].

Объект исследования – выемочный блок лавы № 449, расположенный в северо-западной части поля шахты «Чертинская-Коксовая», и находящийся в целиках, так как это первый выемочный участок в порядке отработки столбов по пласту 4. Длина выемочного столба по простиранию – 2200 м, длина лавы по падению – 228 м. Пласт 4 мощностью около 1,5 м залегает на глубине от дневной поверхности – 150÷320 м. Пласт опасен по внезапным выбросам угля и газа с глубины 300 м, опасен по взрывчатости угольной пыли, с глубины 200 м угрожаемый по горным ударам, не склонен к самовозгоранию.

С целью обоснования необходимости применения предварительной дегазации отрабатываемого пласта выполнены следующие горно-экспериментальные работы и аналитические исследования.

Оценка горно-геологических условий залегания пласта 4 выполнена на участке горного отвода шахты по геологоразведочным данным с применением методов пространственного моделирования, что позволяет учесть объемную изменчивость газокинетических свойств массива, в том числе в пределах выемочных столбов, и существенно повысить точность прогноза газопроявлений при ведении горных работ. Построены электронные карты природной газоносности, глубины залегания пласта, его природной газодинамической активности, выхода летучих веществ и мощности междупластий (рис. 1). Мощность пород междупластья, с учетом угла разгрузки по [1], влияет на снижение газоносности пласта в результате его подработки горными работами. Предварительно установлено, что в пределах рассматриваемого столба природная газоносность пласта 4 (до начала ведения горных работ по пласту 5) превышала 13 м^3/т с.б.м. Однако учитывая, что на шахте выполняется опережающая отработка пласта 5, то на момент подготовки лавы № 449 потребовалось выполнить геомеханическое обоснование снижения газоносности пласта 4 в результате изменения напряженного состояния горного массива.

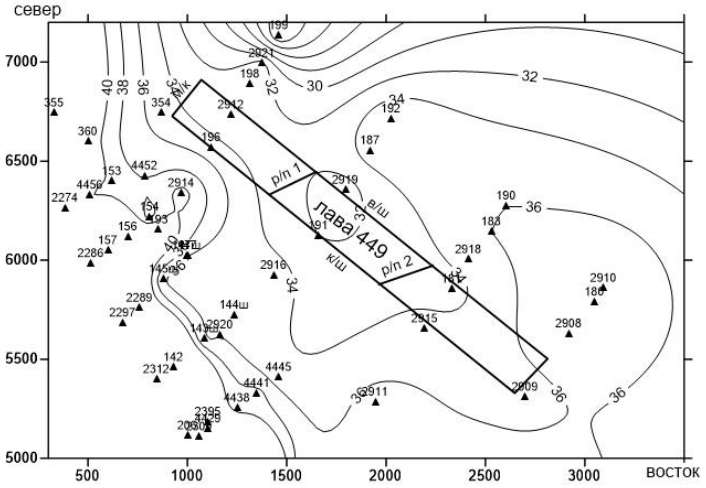


Рис. 1. Карта мощности междупластья пластов 4 и 5

Ранее, по фактическим данным метанообильности и по давлению в стойках механизированной крепи определено, что геомеханические процессы в массиве горных пород при отработке длинного выемочного столба характеризуются волнообразностью [8]. Для расчета параметров процессов сдвижений и разгрузки вмещающего массива при отработке выемочных участков физической основой послужила параметрическая модель структуризации вмещающего массива по геомеханическим слоям [9, 10]. Применение этой модели для проектирования параметров выемочных участков и расчетов параметров скважин для дегазации сближенных пластов для условий шахты «Чертинская-Коксовая» доказало ее адаптивность к конкретным горно-технологическим условиям [11]. Модель основана на современных достижениях нелинейной геомеханики [12] и уточняет закономерности классической геомеханики.

Так как реализация упругой энергии пород начинается от отрабатываемого угольного пласта к дневной поверхности, то процесс разгрузки ближайших к отрабатываемому пласту геомеханических слоев в начальной стадии будет носить относительно хаотичный характер. По мере вертикального развития фронта разгрузки к границе свода, сформированного длиной лавы, он приобретет

системный характер. В результате, внутри свода лавы формируется иерархия вложенных сводов с параметрами, кратными длине очистного забоя. Следствием структуризации массива при отработке выемочного участка на пласте 5 является частичная разгрузка от горного давления и снижение газоносности пласта 4.

Исходя из рассмотренной геомеханической ситуации, можно утверждать о снижении природной газоносности пласта 4 в результате предварительной отработки выемочных участков на нижележащем пласте. Но в местах, где пласт 5 не отработан (целики под железную дорогу, охранные целики у уклонов, бремсбергов и др.) возможно повышенное метановыделение при проходе лавы № 449. Поэтому для принятия решения о необходимости применения предварительной пластовой дегазации выполнено уточнение газоносности пласта 4 по горно-экспериментальным данным. С этой целью были проведены шахтные эксперименты по отбору проб угля, лабораторные и численные эксперименты с учетом рекомендаций нормативных документов [13, 14].

Горными выработками, из которых выполнялось бурение скважин и отбор угольных проб, были выбраны: вентиляционный штрек 449, разрезная печь 449-1, конвейерный штрек 449. Способ отбора проб заключался в бурении скважин из горной выработки в угольный пласт за зону разгрузки пласта от геостатического давления, выбуривании из угольного пласта штыба, его отбора в специальный пробоотборник – термобарометрическую колбу [15], оснащенную электронной системой непрерывного контроля давления и температуры газа, выделяющегося в замкнутый объем (рис. 2). Дешифровка показаний датчиков для анализа термобарических характеристик процесса газовыделения выполнялась по специальной программе.

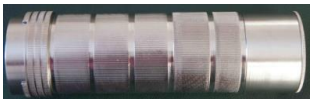
а) б) 

Рис. 2. Термобарометрическая колба: а) в разборе; б) в сборе

После заполнения колбы углем, она герметизировалась, доставлялась в лабораторию, помещалась в термостат и выдерживалась при температуре 20 ^{0}С. Всего было отобрано 55 проб.

Лабораторные эксперименты с пробами выполнялись путем измерения давления газа в колбах и объемов выделившегося газа, проведения технического анализа и определения гранулометрического состава угля.

В результате проведенных аналитических исследований получены зависимости динамики выделения метана из угля. Рассчитаны упущенные при отборе проб объемы газа, начальная скорость газоотдачи, остаточная газоносность и уточнена природная газоносность пласта 4 в местах отбора проб углей.

Основные данные о характеристиках пласта 4 для пяти серий шахтных экспериментов по отбору проб на выемочном участке № 449 шахты «Чертинская-Коксовая» приведены в табл. 1.

Таблица 1

Характеристики пласта 4 в местах отбора проб угля

Характеристика пласта 4 в месте отбора проб	№ шахтного эксперимента				
	I	II	III	IV	V
Глубина залегания от дневной поверхности, м	210	225	325	320	220
Природная газоносность до начала ведения горных работ, м^3/т с.б.м.	18	20	24	24	20
В зоне/вне зоны (+/–) влияния горных работ по пласту 5	+	–	+	+	–
Максимальная глубина бурения скважин, м: * - в плоскость движущегося забоя подготовительной выработки; ** - в тело выемочного столба	6*	5,5*	17**	15,6**	16,2**
Количество отобранных проб угля, шт.	11	12	10	11	11
Уточненная природная газоносность (максимальное значение из серии проб), м^3/т с.б.м.	7,7 (9,9)	9,9 (10,4)	9,8 (11,6)	9,6 (10,0)	9,9 (10,6)

Причина снижения природной газоносности пласта 4 более чем в 2 раза по сравнению с периодом до начала ведения горных работ заключается в его подработке выемочными участками

по пласту 5. В местах отбора проб III и IV пласт 4 был полностью подработан лавой № 567, коэффициент снижения газоносности в них наибольший – 0,6 и 0,59, соответственно. В местах отбора проб II, V (частичная подработка пластом 5) коэффициент снижения газоносности составляет 0,51. Причиной снижения газоносности пласта 4 в частично подработанной зоне, расположенной над межлавным целиком (шириной 150 м) пласта 5, является наличие существенных зон разгрузки над лавами № 507 и № 511 в совокупности с временным фактором (период после отработки лав более 20 лет), которое привело к значительному дегазационному эффекту.

В результате выполненных аналитических исследований газокинетических процессов по экспериментальным данным уточнена природная газоносность пласта 4. Методом интерполяции этих значений построена карта уточненной природной газоносности пласта в пределах выемочного участка № 449 (ри. 3), на основе которой были разработаны рекомендации по применению пластовой дегазации на выемочном участке № 449 шахты «Чертинская-Коксовая»

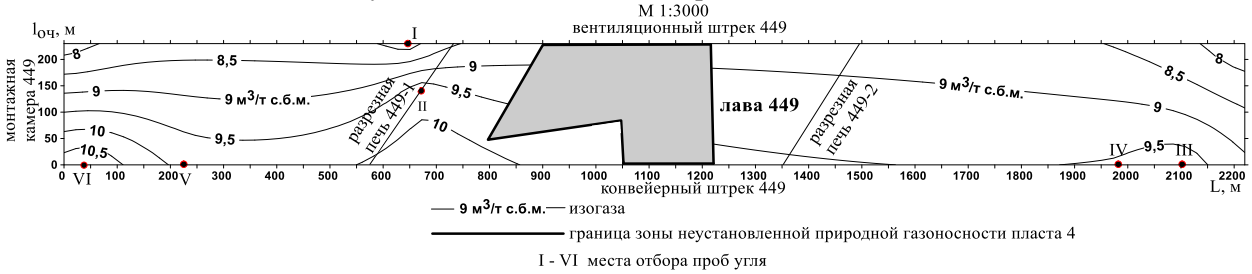


Рис. 3. Карта уточненной природной газоносности пласта в пределах выемочного участка № 449 по его длине L

На выемочном участке № 449 было рекомендовано проводить пластовую дегазацию только в зоне, указанной на рисунке 3 и выделенной серым цветом в пределах границы зоны неустановленной природной газоносности отрабатываемого пласта, по следующим причинам. Во-первых, возможно сохранение природной газоносности пласта 4 над целиком Т-образные формы на пласте 5, поскольку в этой зоне пласт 4 не подвергся процессу разгрузки; во-вторых, отбор проб на уточнение природной газоносности в этой зоне не выполнялся. На остальной части выемочного участка проведение пластовой дегазации нецелесообразно, так как природная газоносность отрабатываемого пласта не превышает 13 м^3/т с.б.м.

Вывод. Предложенное решение по применению пластовой дегазации на выемочном участке № 449 согласуется с принятыми проектными решениями, изложенными в соответствующем проекте, разработанном ООО «Научно-проектным центром ВостНИИ», и соответствует требованиям законодательства Российской Федерации – федеральным законам «О промышленной безопасности опасных производственных объектов», «О недрах», «Об основах охраны труда в Российской Федерации» и др.

Библиографический список

1. Инструкция по дегазации угольных шахт. Серия 05. Выпуск 22. – М.: Закрытое акционерное общество «Научно-технический центр исследований проблем промышленной безопасности», 2015. – 250 с.

2. Федеральные нормы и правила в области промышленной безопасности «Правила безопасности в угольных шахтах». Серия 05. Выпуск 40. – М.: Закрытое акционерное общество «Научно-технический центр исследований проблем промышленной безопасности», 2014. – 200 с.

3. Тайлаков, О.В. Определение газоносности угольных пластов на основе исследования процессов фильтрации и диффузии метана / О.В. Тайлаков, А.Н. Кормин, Д.Н. Застрелов, Е.А. Уткаев // Уголь. – 2015. – № 1. – С. 74–77.

4. Черданцев, Н.В. О некоторых условиях наступления предельного состояния кровли угольного пласта при его отработке очистной выработкой / Н.В. Черданцев // Безопасность труда в промышленности. – 2017. – № 5. – С. 17–23.

5. Шадрин, А.В. Совершенствование методов автоматизированного прогноза опасности проявления динамических явлений в процессе разупрочнения кровли и профилактической гидрообработки угольных пластов / А.В. Шадрин, В.И. Клишин // Вестник Научного центра ВостНИИ по промышленной и экологической безопасности. – 2017. – № 3. – С. 31–35.

6. Klishin, V.I. Technology and means of a coal seam interval hydraulic fracturing for the seam degassing intensification / Klishin V.I., Opruk G.Y., Tatsienko A.L. // В сборнике: IOP Conference Series:

Earth and Environmental Science Cep. "All-Russian Conference on Challenges for Development in Mining Science and Mining Industry Devoted to the 85th Anniversary of Academician Mikhail Kurlenya" 2017. С. 012019.

7. Портола, В.А. Способы обнаружения и локации очагов подземных пожаров / В.А. Портола, А.А. Дружинин, В.И. Храмцов // Вестник Научного центра по безопасности работ в угольной промышленности. – 2014. – № 1. - С. 103–108.

8. Полевщиков, Г.Я. Нелинейные изменения метанообильности высокопроизводительного выемочного участка / Г.Я. Полевщиков, Е.Н. Козырева, М.В. Шинкевич // Безопасность труда в промышленности. – 2014. – № 6. – С. 50–54.

9. Козырева, Е.Н. Параметрическая модель техногенного развития иерархии геоструктур в массиве горных пород / Е.Н. Козырева, М.В. Шинкевич, Е.В. Леонтьева // Наукоемкие технологии разработки и использования минеральных ресурсов: сб. науч. статей / Сиб. Гос индустр. Ун-т; под общей ред. В.Н. Фрянова. – Новокузнецк, 2015. – С. 143–148.

10. Шинкевич, М.В. Взаимосвязи основных особенностей процессов разгрузки и сдвижения вмещающих пород с динамикой выделения метана из разрабатываемого пласта при его отработке длинными выемочными столбами / М.В. Шинкевич, Е.Н. Козырева // Вестник Кузбасского государственного технического университета. – 2006. – № 6. – С. 17–19.

11. Козырева, Е.Н. Определение параметров скважин дегазации с учетом структуризации вмещающего массива (на примере лавы № 560 шахты «Чертинская-Коксовая») / Е.Н. Козырева, Е.В. Леонтьева, С.П. Буланчиков, С.Ф. Ослаповский // Вестник научного центра по безопасности работ в угольной промышленности. − 2016. − № 4. − С. 22−28.

12. Шемякин, Е.И. Открытие № 400. Явление зональной дезинтеграции горных пород вокруг подземных выработок. / Е.И. Шемякин, М.В. Курленя, В.Н. Опарин, В.Н. Рева, Ф.П. Глушихин, М.А. Розенбаум // Боспорские исследования. – 1992. – № 1.

13. Инструкция по определению и прогнозу газоносности угольных пластов и вмещающих пород при геологоразведочных работах (Утв. Министерством геологии СССР ГКЗПИ при Совете Министров СССР). – М: Недра, 1977. – 96 с.

14. Руководство по определению безопасных технологических параметров проведения подготовительных выработок по выбросоопасным зонам угольных пластов, Кемерово, ВостНИИ, 1978. – 24 с.

15. Патент RU 2526962 C1, E21F7/00 (2006/01) «Способ определения газокинетических характеристик угольного пласта» / Г.Я. Полевщиков, А.А. Рябцев, Е.С. Непеина, Е.М. Цуран, В.П. Титов, Е.А. Ванин, М.С. Мельгунов, Л.А. Назарова, Л.А. Назаров; Заявлено 18.06.2013; Опубл. 27.08.2014, Бюл. № 24; Приоритет 18.06.2013.

УДК 622.273:274; 539.3

МАТЕМАТИЧЕСКОЕ МОДЕЛИРОВАНИЕ ГРАВИТАЦИОННОГО ДВИЖЕНИЯ РАЗУПРОЧНЕННОЙ ГОРНОЙ МАССЫ В ТЕХНОЛОГИИ С ВЫПУСКОМ ПОДКРОВЕЛЬНОЙ ТОЛЩИ

[1]к.т.н. Клишин С.В., [2]чл.-корр. РАН, д.т.н. Клишин В.И.,[2] к.т.н. Опрук Г.Ю.
1 - Институт горного дела им. Н.А. Чинакала СО РАН, г. Новосибирск, Россия
2 – Федеральный исследовательский центр угля и углехимии СО РАН, г. Кемерово, Россия

Аннотация. На основе метода дискретных элементов в трехмерной постановке выполнено численное моделирование процесса выпуска угля и его взаимодействие с элементами секции механизированной крепи при подземной разработке мощных угольных пластов в технологии подэтажного обрушения. Показано различие силового взаимодействия элементов секции механизированной крепи с раздробленной горной массой при использовании питателей различной геометрии. Продемонстрирован массовый расход угля в процессе выпуска.

Ключевые слова: подземная добыча угля, технология, механизированная крепь, выпуск, гравитационное движение, питатель, сыпучий материал, численная модель, метод дискретных элементов.

Введение.Новые технологии отработки мощных пологих и крутых угольных пластов, в которых заложен физический эффект разрушения угольной толщи, основаны на использовании сил горного давления, что позволяет в перспективе придать разрабатываемым механизированным комплексам дополнительные функции. Это открывает новые направления создания технологий и конструкции секций механизированных крепей. Современное состояние изученности технологии и развития средств механизации выемки мощных пологих и крутых пластов с выпуском угля показало, что дальнейшее совершенствование таких технологий и развитие механизированных крепей направлено на поиск и реализацию новых технологических решений по управлению выпуском угля. Данные технологии объединены общей идеей управления процессом перемещения горной массы за счет принудительно-управляемого выпуска питателями, установленными в секции крепи, на забойный конвейер. Для реализации таких технологий ранее обоснованы оптимальные направления воздействия на межслоевую (подкровельную) толщу для обеспечения физической возможности выпуска угольного массива: метод вибросейсмовоздействия на угольный пласт и метод поинтервального гидроразрыва угольного массива через пробуренные с промежуточного или подэтажного штреков скважины.

Предложенная конструкция механизированной крепи с устройством регулируемого выпуска угля на забойный конвейер разработана с учетом геомеханических процессов, происходящих в угольном пласте и породах кровли, содержит достоинства известных вариантов и исключает их недостатки (рис. 1) [1, 2].

Применение питателей на выпуске и погрузке подкровельной (межслоевой) толщи в механизированных крепях с выпуском самообрушающегося угля является новым направлением в создании высокопроизводительных технологий в угольной отрасли. Поэтому проведение исследований по изучению основных зависимостей и закономерностей, определяющих рациональные параметры механизированной крепи с принудительно-управляемым выпуском угля, является весьма важным как в практическом, так и фундаментальном плане.

В представленной работе приведены результаты численных экспериментов по моделированию гравитационного движения предварительно раздробленной горной массы, направленные на выявление закономерностей взаимодействия элементов секции механизированной крепи с сыпучим материалом в процессе выпуска.

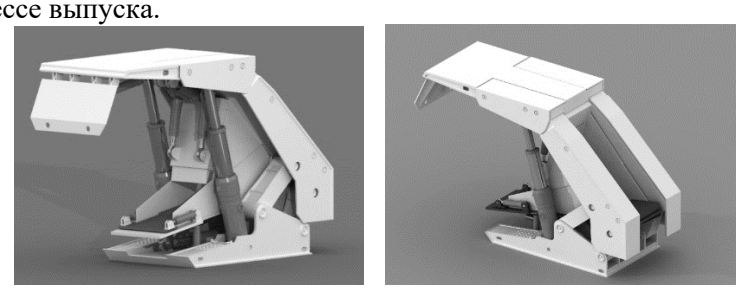


Рис. 1. Общий вид секции механизированной крепи с регулируемым выпуском угля подкровельной толщи на забойный конвейер

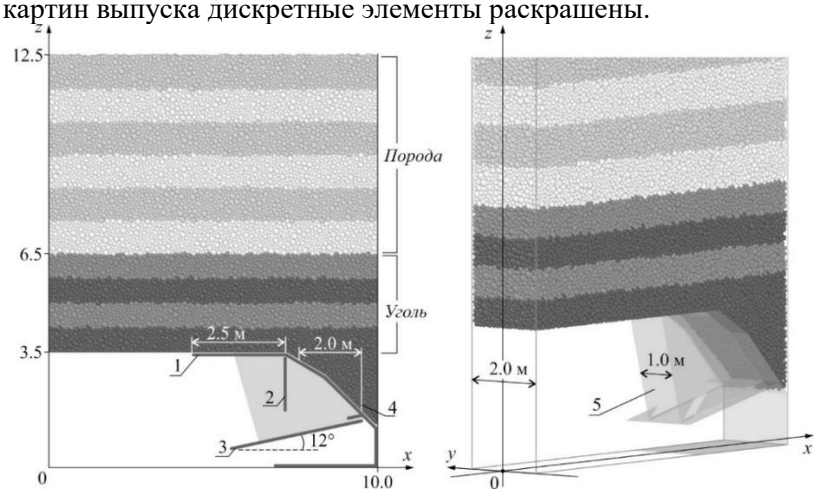
В настоящее время одним из наиболее перспективных методов моделирования процессов деформирования геоматериалов является метод дискретных элементов (МДЭ) [3]. Связано это с тем, что в современной механике горных пород и сыпучих сред значительное внимание уделяется исследованию роли внутренней структуры среды. Сыпучие материалы обладают такими фундаментальными свойствами, как дилатансия, внутреннее трение, сцепление, которые приводят к нелинейности поведения и анизотропии. В МДЭ исследуемая область моделируется набором дискретных элементов (частиц), как правило, сферической формы. Сами частицы предполагаются недеформируемыми, а степень их деформации описывается величиной перекрытия между ними. Перемещение частиц в пространстве описывается уравнениями движения Ньютона. Силы, возникающие в процессе соударения частиц, рассчитываются на основе моделей контактной механики с учетом нормальной и касательной составляющих. В рамках указанного подхода с помощью выбора потенциала взаимодействия между частицами можно описать движение твердых частиц в жидкости, процессы теплообмена, адгезию, полидисперсные среды и др. [4–8].

Численный эксперимент методом дискретных элементов. Рассмотрим следующую трехмерную постановку задачи. Пусть в пространстве *Oxyz* задана область — параллелепипед, ограниченный плоскостями, ориентированными вдоль координатных осей; верхняя граница свободна от напряжений (рис. 2). Длина емкости составляет 10 м, ширина 2 м, а высота засыпки 12,5 м. Вектор

силы тяжести g = (0; 0; – 9.81) направлен вдоль оси *Oz* вертикально вниз. Передняя и задняя стенки абсолютно гладкие, т.е. выполняется условие, близкое к условию плоской деформации в направлении оси *Oy*. Мощность угольного пласта — 3 м, высота секции механизированной крепи — 3,5 м.

На рис. 2 цифрами представлены основные элементы модели секции механизированной крепи: верхняк (1) длиной 2,5 м; неподвижная вертикальная заслонка (2) высотой 1,75 м, ограничивающая скорость и объем потока сыпучего материала; питатель (3) длиной 3,575 м, расположенный под углом 12° к горизонтальной плоскости; выпускное отверстие (4) шириной 1 м, закрытое на этапе создания первоначальной конфигурации области; боковые ограждения (5), расстояние между которыми составляет 1 м. Параметры частиц угля и пустой породы приведены табл. 1. При расчете сил, действующих на контактах между элементами, учитываются сухое трение, сопротивление качению и вязкость.

Одна из первоначальных проблем при решении задач с помощью МДЭ заключается в формировании начальных равновесных упаковок частиц. В представленной работе заполнение области дискретными элементами осуществлялось с использованием динамического алгоритма, заключающемся в имитации движения частиц под действием заданной внешней силы (силы тяжести). Начальное распределение не контактирующих друг с другом частиц, имеющих заданный размер, движется под воздействием силы тяжести в заданной ограниченной области, после чего находится их равновесное состояние с учетом контактного взаимодействия друг с другом и границей. Для достижения максимальной плотности упаковки трение между частицами, а также между частицами и границами емкости на данном этапе моделирования предполагалось отсутствующим. По окончанию создания равновесной упаковки сыпучий материал представлен совокупностью 127 000 дискретных элементов общей массой частиц угля 58 т, породы — 195 т. Далее фиксировались угол контактного трения скольжения φ_{ij} = 30° и угол сопротивления качению ψ_{ij} = 30° между частицами. Для визуализации кинематических картин выпуска дискретные элементы раскрашены.



1 - верхняк; 2 - неподвижная заслонка; 3 - питатель; 4 - выпускное отверстие; 5 - боковые ограждения

Рис. 2. Схема численного эксперимента

Таблица 1

Физические параметры частиц

	Уголь	Горный массив
Модуль упругости, МПа	$5{,}4\cdot10^3$	$1{,}5\cdot10^4$
Коэффициент Пуассона	0,16	0,21
Плотность, кг/м^3	1350	2500

Для исследования влияния конструкции питателя на характер выпуска было проведено два эксперимента. В первом эксперименте поверхность питателя задавалась гладкой, во втором на поверхности питателя размещались рифления в виде ступенек длиной 0.15 м, ориентированные параллельно горизонтальной плоскости. Угол наклона питателя составлял 12° во всех экспериментах. Трехмерная модель секции крепи с рифленым питателем, используемая в численном счете, представлена на рис. 3*а*.

По достижению раздробленной горной массой равновесного состояния выпускное отверстие открывалось и материал приходил в движение до достижения следующего состояния равнове-

сия. Данное состояние обеспечивается неподвижной вертикальной заслонкой и выключенным питателем (рис. 3*б*). При этом фиксировались давление на заслонку P_d и на питатель P_f, эпюры которых представлены на рис. 4.

Затем питатель приводился в движение, совершая поступательно-возвратное движение по закону

$$\boldsymbol{X}_f = \boldsymbol{A}(1-cos\omega t), \quad (1)$$

где $\boldsymbol{X_f} = (x_f, y_f, z_f)$ — радиус-вектор его центра тяжести; $\boldsymbol{A} = -0.15\cdot(\cos 12°; 0; \sin 12°)$ — амплитуда; $\omega = 0.5$ — частота колебаний. Таким образом, полный ход питателя составил 0.3 м, а период его колебаний — 2 секунды.

а б

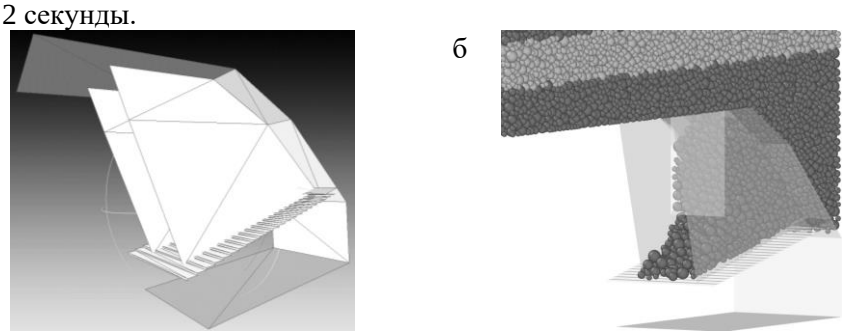


Рис. 3. Трехмерная модель секции механизированной крепи с выпуском, оборудованной рифленым питателем (*а*); равновесное состояние материала при выключенном питателе (*б*)

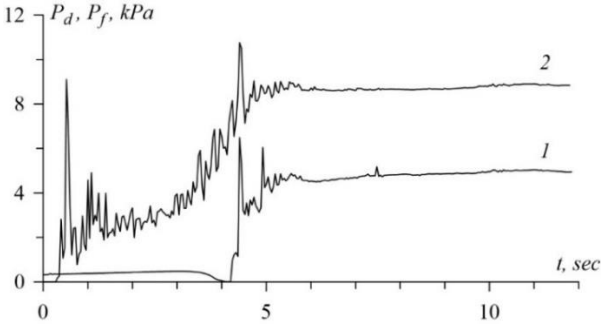


Рис. 4. Давление со стороны сыпучего материала на заслонку (*1*) и неподвижный питатель (*2*)

За счет трения на контактах между частицами и питателем материал вовлекался в движение. Через некоторое время процесс течения раздробленного материала приобретал установившийся характер. Массовый расход угля M_c при таком режиме выпуска за 45 секунд эксперимента продемонстрирован на рис. 5. В случае гладкого питателя среднее значение показателя M_c составило 47 кг/с, общая масса выпущенного угля — 2 193 кг (рис. 5*а*). В случае, когда питатель имеет на поверхности рифления, данные показатели составили 32 кг/с и 1 500 кг соответственно, что является довольно неожиданным результатом, тем более, что заранее он не предполагался (рис. 5*б*).

а б

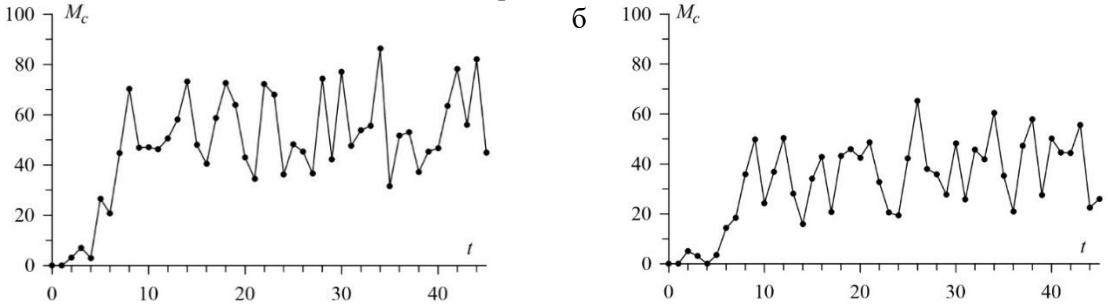


Рис. 5. Массовый расход угля при выпуске с работающим гладким (*а*) и рифленым (*б*) питателем

В отличие от натурных испытаний, в численном эксперименте не составляет проблем фиксировать силовые нагрузки со стороны сыпучего материала на элементы крепи на всем протяжении расчета. Силовое взаимодействие движущейся горной массы и элементов крепи представлено на рис. 6. На рис. 6*а, б* представлен график изменения давления P_d (кПа) на неподвижную вертикальную заслонку в случаях гладкого и рифленого питателя соответственно. Видно, что характер изменения давления сыпучего материала на заслонку носит ярко выраженный периодический характер

и достигает экстремумов в точках, соответствующих крайним положениям питателя. При этом пиковое давление на заслонку в случае питателя, оборудованного треугольными рифлениями, выше, чем у гладкого.

Изменение со временем горизонтальной (рис. 6*в, г*) и вертикальной (рис. 6*д, е*) компонент суммарной силы, действующей со стороны материала на питатель, также имеет периодический характер. Также следует отметить, что пиковая вертикальная нагрузка на питатель, не оборудованный рифлениями, на порядок ниже, чем у рифленого питателя (см. рис. 6*д, е*).

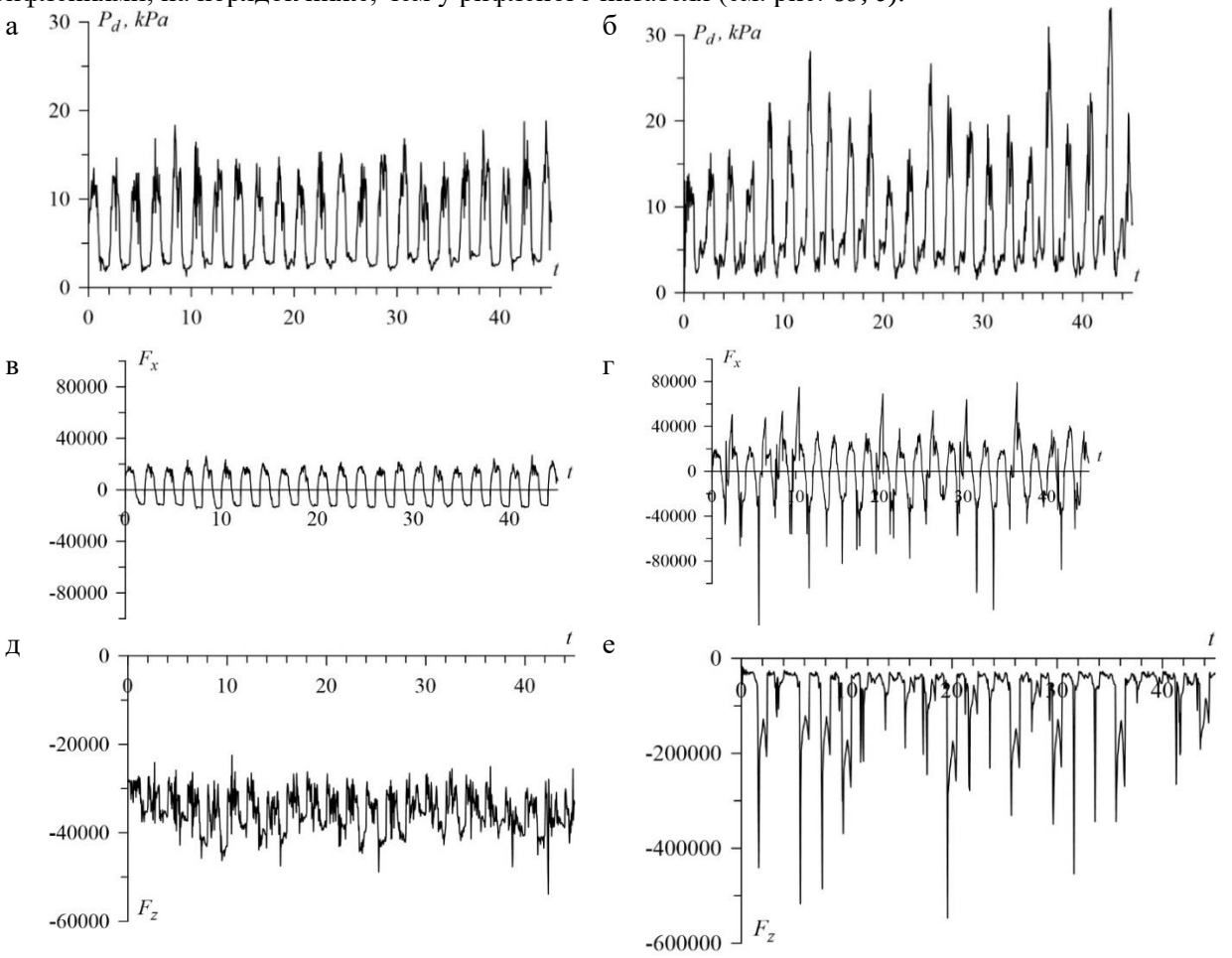


Рис. 6. Давление раздробленной горной массы на заслонку (*а, б*) крепи; горизонтальная (*в, г*) и вертикальная (*д, е*) компоненты суммарной силы на питателе (в случае гладкого и рифленого питателей соответственно)

Выводы. Представленная на основе метода дискретных элементов модель гравитационного движения раздробленной горной массы при добыче полезных ископаемых с выпуском подкровельной толщи учитывает основные технологические этапы: создание начального равновесного состояния горной массы; выпуск полезного ископаемого на питатель секции механизированной крепи; функционирование питателя и дальнейший выпуск в соответствии с технологической схемой функционирования крепи.

Продемонстрирован периодических характер массового расхода полезного ископаемого, а также изменения нагрузки со стороны движущейся горной массы на элементы механизированной крепи в процессе выпуска. Показано влияние конфигурации поверхности питателя на исследуемые характеристики.

Статья подготовлена при финансовой поддержке Министерства образования и науки Российской Федерации в рамках Федеральной целевой программы «Исследования и разработки по приоритетным направлениям развития научно-технологического комплекса России на 2014–2020 годы» по теме «Разработка технологии эффективного освоения угольных месторождений роботизированным комплексом с управляемым выпуском подкровельной толщи» (Соглашение № 14.604.21.0173)

Библиографический список

1. Клишин В.И., Шундулиди И.А., Ермаков А.Ю., Соловьев А.С. Технология разработки запасов мощных пологих пластов с выпуском угля. Новосибирск: Наука, 2013. – 248 с.

2. Клишин В.И., Фокин Ю.С., Кокоулин Д.И., Кубанычбек Б. Разработка мощных пластов механизированными крепями с регулируемым выпуском угля. Новосибирск: Наука, 2007. – 135 с.

3. Cundall P.A., Strack O.D.L. A distinct element model for granular assemblies. Géotechnique, 1979, vol. 29 no. 1, pp. 47–65.

4. Стажевский С.Б., Хан Г.Н. О связи повышенных тектонических напряжений с эндогенными кольцевыми структурами // ФТПРПИ. – 2017. – №6. – С. 50–60.

5. Лавриков С.В., Ревуженко А.Ф. Численное моделирование процесса накопления и высвобождения упругой энергии в структурно-неоднородных геоматериалах // ФТПРПИ. – 2016. – № 4. – С. 22–28.

6. Клишин С.В., Ревуженко А.Ф. Пространственный дискретно-элементный анализ задачи о пучении почвы горных выработок / Наукоемкие технологии разработки и использования минеральных ресурсов: науч. журнал / Сиб. гос. индустр. ун-т; под общей ред. В.Н. Фрянова. – Новокузнецк, 2016. – №2. – С. 39–46.

7. Клишин С.В., Клишин В.И., Опрук Г.Ю. Моделирование процесса выпуска угля при механизированной отработке мощных крутопадающих угольных пластов // ФТПРПИ. – 2013. – № 6. – С. 105–116.

8. Клишин С.В., Ревуженко А.Ф. О вихревом течении сыпучей среды за щитовым перекрытием // Фундаментальные и прикладные вопросы горных наук. – 2015. – № 2. – С. 235–239.

УДК 622.83; 539.3

РАЗРАБОТКА МАТЕМАТИЧЕСКОЙ МОДЕЛИ ГРАВИТАЦИОННОГО ДВИЖЕНИЯ ГОРНОЙ МАССЫ В ТЕХНОЛОГИИ С ВЫПУСКОМ ПОДКРОВЕЛЬНОЙ ТОЛЩИ

[1]к.т.н. Клишин С.В., [2]чл.-корр. РАН, д.т.н. Клишин В.И.
1 - Институт горного дела им. Н.А. Чинакала СО РАН, г. Новосибирск, Россия
2 – Федеральный исследовательский центр угля и углехимии СО РАН, г. Кемерово, Россия

Аннотация. На основе метода дискретных элементов в трехмерной постановке выполнено численное моделирование процесса выпуска угля при подземной разработке мощных угольных пластов. Приведены кинематические картины течения, рассмотрено силовое взаимодействие элементов секции механизированной крепи с раздробленной горной массой, показан массовый расход угля и пустой породы в процессе выпуска.

Ключевые слова: подземная добыча угля, технология, механизированная крепь, выпуск, гравитационное движение, сыпучий материал, численная модель, метод дискретных элементов.

Введение. В основе технологии разработки мощных угольных пластов на полную мощность с применением механизированных крепей, обеспечивающих выпуск угля из подкровельной толщи, заложен физический эффект разрушения горного массива с использованием сил горного давления. При этом такая технология позволяет придать механизированным комплексам дополнительные функции, связанные с управлением процессом извлечения угля, находящегося над крепью или обрушающегося позади нее [1–3]. Преимущества использования данной технологии заключаются в значительном сокращении объемов подготовительных работ, капитальных и эксплуатационных затрат, энергоемкости системы, снижении опасности самовозгорания угля, а также в дополнительной возможности разработки пластов в сложных горно-геологических условиях. Это позволяет повысить эффективность и безопасность отработки пластов, повысить нагрузку на пласт и концентрацию горных работ [1].

Научные исследования технологии отработки мощных пластов одним слоем с управляемым выпуском разрыхленного угля подработанной подкровельной толщи интенсивно проводятся в КНР, Индии, Польше, Чехии, Германии, России [4–9]. Поэтому предлагаемая технология отработки мощных угольных пластов требует изучения процесса выпуска и более точного его описания для обоснования параметров технических решений. Целью представленной работы является численное ис-

следование динамических режимов гравитационного движения и оценка напряженно-деформированного состояния предварительно разрушенного угольного массива при применении технологии с выпуском.

Современный уровень развития вычислительных технологий привел к развитию новых подходов к моделированию процессов деформирования геоматериалов. Прежде всего, это связано с развитием методов молекулярной динамики, которые в последние десятилетия приобретают все большую популярность во всем мире [10–12]. Они позволяют решать задачи, опираясь непосредственно на представление о дискретном строении реальных твердых тел, причем временная эволюция системы взаимодействующих частиц, составляющих тело, отслеживается путем интегрирования их уравнений движения. Данный подход снимает ряд трудностей, возникающих в рамках континуального подхода. Так, в методах молекулярной динамики не возникает принципиальных проблем, связанных с моделированием больших (конечных) деформаций, с учетом перехода среды в предельное состояние, ее разупрочнением, локализацией сдвигов и пр. Это позволяет в рамках единого подхода исследовать как малые, так и конечные деформации твердых тел, проследить зарождение и развитие дефектов структуры, воспроизвести процессы разрушения и т. д. Кроме того, здесь появляются возможности учета нелинейных и динамических эффектов.

Одной из модификаций метода молекулярной динамики является метод дискретных элементов (МДЭ), впервые представленный в [13], весьма эффективно описывающий поведение гранулированных сред, состоящих из частиц произвольного размера и формы. Известно, что поведение горных пород имеет глубокие аналогии с поведением гранулированных материалов и сыпучих сред, и поэтому в настоящее время МДЭ получил широкое распространение при исследованиях процессов деформирования горных пород. Высокая эффективность данного метода обусловлена его универсальностью и относительно невысокой стоимостью вычислительных экспериментов по сравнению с натурными. В настоящее время метод применяется в широком диапазоне исследований.

Суть МДЭ состоит в том, что реальная среда заменяется некоторой упаковкой дискретных частиц, между которыми постулируются те или иные законы взаимодействия. Форма частиц также представляет собой свободный многомерный параметр, который должен быть выбран из дополнительных соображений. В рамках данного метода не возникает дополнительных трудностей при решении задач с большими деформациями и поворотами. Кроме того, можно без принципиальных усложнений описывать локализацию сдвигов и физически нелинейные эффекты. При этом никаких данных о континуальных определяющих уравнениях среды не требуется. Таким образом, этот метод является принципиальной альтернативой классическим методам, основанным на традиционных представлениях механики сплошных сред.

Метод дискретных элементов. В соответствии с МДЭ сыпучий материал представляется в виде совокупности из N сферических частиц (дискретных элементов). Каждый i-й элемент характеризуется радиусом r_i и известным набором физических свойств: плотностью, упругими и вязкими модулями, а также контактных свойств: трением, сцеплением и т. п. ($i = 1, \ldots, N$). Движение отдельного i-го дискретного элемента с радиус-вектором центра тяжести $\boldsymbol{x}_i$ состоит из поступательного и вращательного и описывается следующими уравнениями:

$$m_i \frac{d^2 \boldsymbol{x}_i}{dt^2} = \sum_j \boldsymbol{f}_{ij} + m_i \boldsymbol{g} \tag{1}$$

$$I_i \frac{d^2 \boldsymbol{\theta}_i}{dt^2} = \sum_j (\boldsymbol{r}_{ic} \times \boldsymbol{f}_{ij} + \boldsymbol{M}_{r,ij}), \tag{2}$$

где $\boldsymbol{\theta}_i$ — поворот i-й частицы относительно координатных осей; m_i — масса; I_i — момент инерции; $\boldsymbol{g}$ — ускорение свободного падения; $\boldsymbol{r}_{ic}$ – вектор, направленный из центра частицы в точку контакта. Контактная сила $\boldsymbol{f}_{ij}$ действует на частицу с номером i со стороны частицы (или границы) с номером j, зависит от величины их перекрытия, а также от упругих и вязких модулей; $\boldsymbol{M}_{r,ij}$ — момент сопротивления качению частиц друг по другу или по границе.

Суммирование в (1) и (2) проводится по всем элементам и границам, находящимся в контакте с текущей i-й частицей. Поскольку форма дискретных элементов на протяжении всего времени контакта предполагается неизменной, то степень их деформации описывается величиной перекрытия между контактирующими частицами.

Силовое взаимодействие в точке контакта между сферическими частицами с номерами i и j представляется в векторной форме следующим образом (на основе вязкоупругой модели Кельвина-Фойгта) с учетом нормальной и касательной составляющих:

$$\boldsymbol{f}_{ij} = f_{n,ij} \boldsymbol{n}_{ij} + f_{t,ij} \boldsymbol{t}_{ij}, \tag{3}$$

где $f_{n,ij}$ и $f_{t,ij}$ – вязко-упругие нормальная и касательная компоненты контактной силы соответственно, $\boldsymbol{n}_{ij}$ – единичный вектор, определяющий плоскость контакта между двумя сферами (вектор нормали к плоскости пересечения сфер, направленный вдоль линии, соединяющей их центры); $\boldsymbol{t}_{ij}$ – единичный вектор, принадлежащий плоскости контакта. Схема такого взаимодействия представлена на рис. 1.

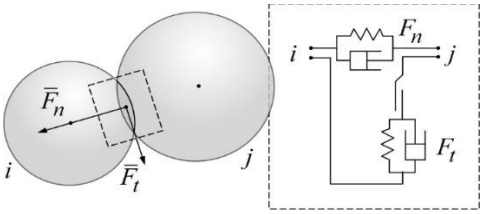


Рис. 1. Схема контактного взаимодействия сферических частиц на основе реологической модели Кельвина-Фойгта

Выражение (3) можно записать в виде

$$\boldsymbol{f}_{ij} = (k_{n,ij}\delta_{n,ij} - \gamma_{n,ij}v_{n,ij})\boldsymbol{n}_{ij} + (k_{t,ij}\delta_{t,ij} - \gamma_{t,ij}v_{t,ij})\boldsymbol{t}_{ij}, \quad (4)$$

где $v_{n,ij}$ и $v_{t,ij}$ - проекции относительной скорости точки соударения на оси $\boldsymbol{n}_{ij}$ и $\boldsymbol{t}_{ij}$; $\delta_{n,ij}$ и $\delta_{t,ij}$ - перекрытия в нормальном и касательном направлениях.

Перекрытие по нормали $\delta_{n,ij}$ определяется по формуле

$$\delta_{n,ij} = (r_i + r_j) - l_{ij} > 0, \quad (5)$$

где l_{ij} – расстояние между центрами частиц.

В отличие от нормальной, касательная составляющая $\delta_{t,ij}$ определяется в терминах приращений следующим образом. Когда контакт впервые сформирован, $\delta_{t,ij}$ устанавливается равным нулю. Каждое последующее приращение сдвига в плоскости контакта вычисляется как

$$\Delta\delta_{t,ij} = (\Delta u_i - \Delta u_j)\cdot t_{ij},$$

где вектор $\boldsymbol{t}_{ij}$ направлен вдоль вектора относительного смещения частиц в плоскости контакта; $\Delta\boldsymbol{u}_i$ и $\Delta\boldsymbol{u}_j$ – приращения смещений частиц. Таким образом, полное значение касательного перекрытия в момент времени t вычисляется в виде

$$\delta_{t,ij} = \int_{t_0}^{t} v_{t,ij}(\tau)d\tau,$$

где t_0 – время установления контакта.

Для определения величин, представленных в (4), в настоящей работе выбрано вязкоупругое взаимодействие частиц на основе закона Герца [14], для расчета касательной — схема Миндлина-Дересевича [15, 16]. После определения значений нормальной и касательной компоненты силы, действующих на каждом контакте, происходит переход к следующему шагу нагружения, и данная схема повторяется для существующих и вновь образовавшихся контактов. Если в какой-то момент нагружения для нормальной составляющей перекрытия выполняется условие $\delta_{n,ij} \le 0$, то такой контакт считается исчерпанным и в дальнейшем не рассматривается.

Таким образом, располагая данными о законе движения и контактного взаимодействия между частицами, а также начальными и краевыми условиями, можно численно строить решения уравнений движения и определять эволюцию напряженно-деформированного состояния среды.

Создание первоначальной равновесной упаковки отдельных твердых сферических частиц является важным начальным этапом при решении задач методом дискретных элементов и исследуется как отдельная самостоятельная задача во многих работах [17–19]. В настоящее время существует ряд подходов для генерирования первоначальной плотной упаковки, которые разделяются на различные категории в зависимости от того, как достигается конечная конфигурация области, состоящей из отдельных частиц. В представленном исследовании используется динамическая схема, заключающаяся в имитации движения частиц под действием заданной внешней силы (силы тяжести). Здесь начальное распределение не контактирующих друг с другом частиц, имеющих заданный размер, движется под воздействием силы тяжести в заданной ограниченной области, после чего находится их равновесное состояние с учетом контактного взаимодействия элементов друг с другом и границей.

Численный эксперимент. Для представления формы трехмерной модели секции механизированной крепи (рис. 2) использован формат данных STL (от англ. stereolithography) — формат, широко применяемый для хранения трехмерных моделей различных объектов. В представленном

формате информация об объекте хранится как список треугольных граней, которые описывают его поверхность, а также их нормалей. При этом такое представление описывает только геометрию поверхности объекта без представления цвета, текстуры или других атрибутов модели, характерных для систем автоматизированного проектирования.

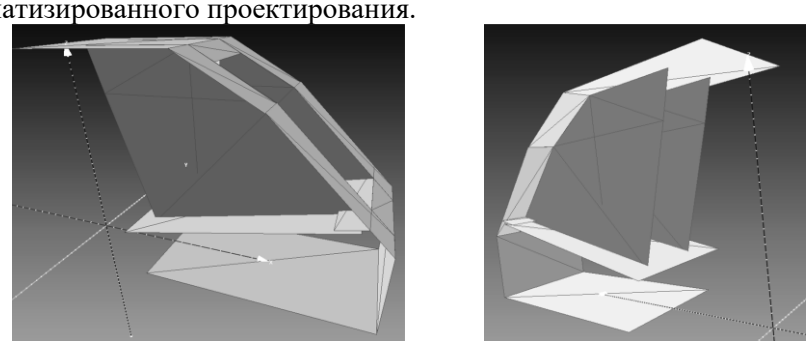
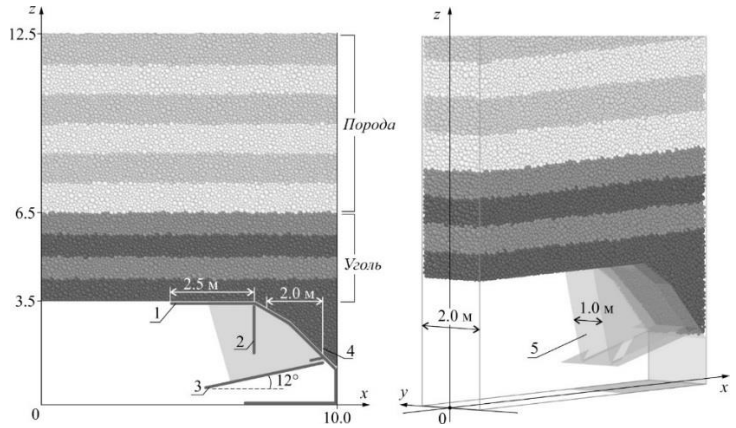


Рис. 2. Трехмерная STL модель секции механизированной крепи с выпуском

В численных расчетах не принимается во внимание силовое взаимодействие элементов секции крепи друг с другом (при их контакте или пересечении). Вычисление сил, действующих между частицами и элементами крепи, производилось в соответствии с формулами (4) и (5). При этом один из радиусов (соответствующий грани, принадлежащей крепи) принимался равным бесконечности.

Рассмотрим следующую трехмерную постановку задачи. Пусть в пространстве *Oxyz* задана область (контейнер для сыпучего материала) — параллелепипед, ограниченный плоскостями, ориентированными вдоль координатных осей; верхняя граница свободна от напряжений (рис. 3). Длина емкости составляет 10 м, ширина 2 м, а высота засыпки 12,5 м. Вектор силы тяжести $\boldsymbol{g} = (0; 0; -9{,}81)$ направлен вдоль оси *Oz* вертикально вниз. Передняя и задняя стенки абсолютно гладкие, т.е. выполняется условие, близкое к условию плоской деформации в направлении оси *Oy*. Физические параметры стенок приняты равными параметрам частиц угля (табл. 1). Мощность угольного пласта — 3 м, высота секции механизированной крепи — 3,5 м.

На рис. 3 цифрами представлены основные элементы модели секции механизированной крепи: верхняк 1 длиной 2,5 м; неподвижная вертикальная заслонка 2 высотой 1,75 м, ограничивающая скорость и объем потока сыпучего материала; питатель 3 длиной 3,575 м, расположенный под углом 12° к горизонтальной плоскости; выпускное отверстие 4 шириной 1 м, закрытое на этапе создания первоначальной конфигурации области; боковые ограждения 5, расстояние между которыми составляет 1 м.



1 - верхняк 1; 2 - неподвижная вертикальная заслонка; 3 - питатель; 4 - выпускное отверстие; 5- боковые ограждения

Рис. 3. Схема численного эксперимента по выпуску угля

Таблица 1

Физические и геометрические параметры частиц

	Уголь	Горный массив
Модуль упругости, МПа	$5{,}4 \cdot 10^3$	$1{,}5 \cdot 10^4$
Коэффициент Пуассона	0,16	0,21
Плотность, кг/м^3	1350	2500
Диаметр, м	0,08 – 0,16	0,08 – 0,16

Заполнение области дискретными элементами осуществлялось с использованием динамического алгоритма упаковывания частиц. Внутри контейнера при $z > 3{,}5$ и $z < 15{,}0$ создавался начальный набор из не контактирующих между собой частиц. Далее под действием силы тяжести дискретные элементы осаждались с учетом контактного взаимодействия как друг с другом, так и STL-моделью секции механизированной крепи, а также с границами контейнера. По достижении равновесного состояния элементы, у которых вертикальная координата центра тяжести не удовлетворяла соотношению $z_i \le 12{,}5$, удалялись. Для достижения максимальной плотности упаковки трение между частицами, а также между частицами и границами емкости на данном этапе моделирования предполагалось отсутствующим. По окончанию создания равновесной упаковки сыпучий материал представлен совокупностью 127 000 дискретных элементов общей массой частиц угля 58 т, породы — 195 т. Далее фиксировались угол контактного трения скольжения $\varphi_{ij} = 30°$ и угол сопротивления качению $\psi_{ij} = 30°$ между частицами. Для визуализации кинематических картин выпуска дискретные элементы раскрашены. В процессе выпуска частицы, координата центра тяжести которых удовлетворяла условию $z_i < 0$, удалялись.

Был проведен численный эксперимент по моделированию гравитационного движения раздробленной горной массы. В данном случае в секции механизированной крепи отсутствовала заслонка, ограничивающая скорость и объем потока сыпучего материала, а питатель случае был неподвижен. На рис. 4 представлены деформационные картины гравитационного выпуска угля и породы в фиксированные моменты времени. Видно, что при отсутствии ограничений на скорость и объем потока горной массы со стороны секции механизированной крепи, частицы породы, превышающие по плотности частицы угля, проникают в зону потока, вызывая разубоживание и большие потери полезного ископаемого.

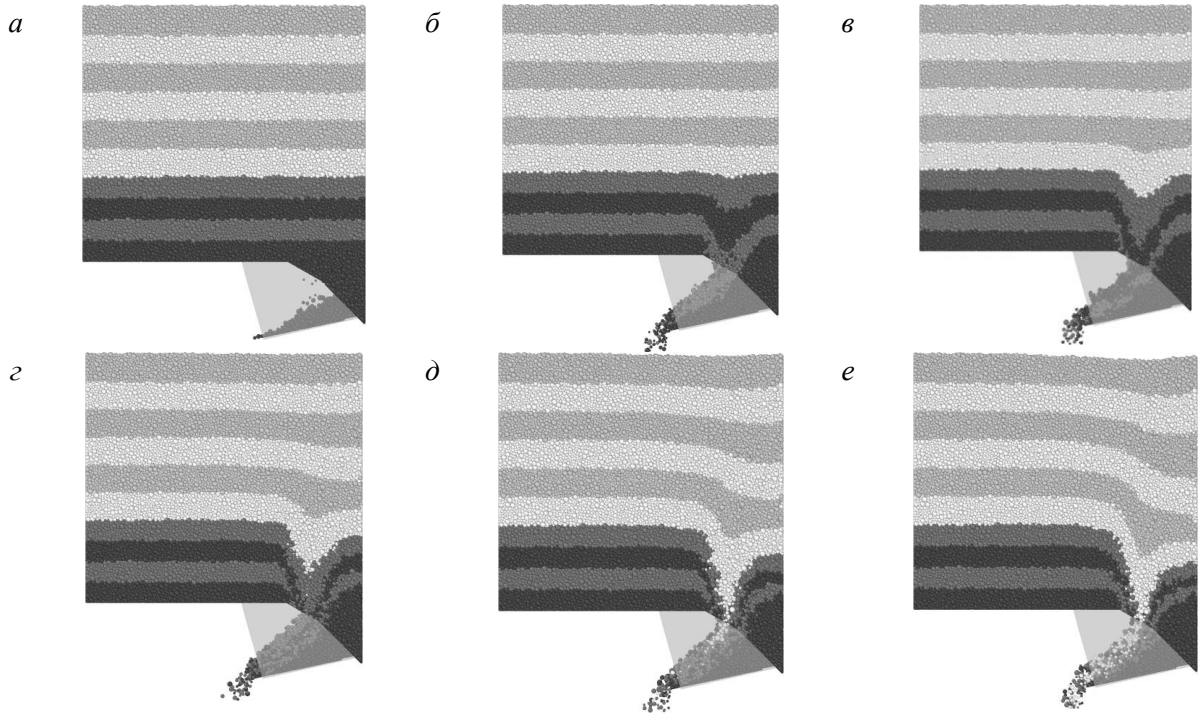


Рис.4. Этапы выпуска угля в фиксированные моменты времени t = 3,6 сек (*а*); 7,2 (*б*); 10,8 (*в*); 14,4 (*г*); 18,0 (*д*); 21,6 (*е*)

Данный факт подтверждается графиками массового расхода угля M_c и породы M_r, представленными на рис. 5. Здесь массовый расход определяется как суммарная масса частиц соответствующего материала, пройденных через плоскость $z = 0$ за единицу времени.

Процесс проявления эллипсоида выпуска [20] и развития зоны потока в раздробленной горной массе над выпускным отверстием показан на рис. 6. Здесь цветом представлены кинематические картины выпуска в фиксированные моменты времени, а именно, распределения абсолютных величин $|\boldsymbol{v}_i|$ векторов скорости каждой частицы. Темным цветом отмечены частицы с низкой скоростью (близкой к нулю), светлым — с высокой (до 5 м/с). Из рис. 4 и 6 хорошо видно зарождение фигуры выпуска над выпускным окном и дальнейшее ее развитие вплоть до свободной поверхности.

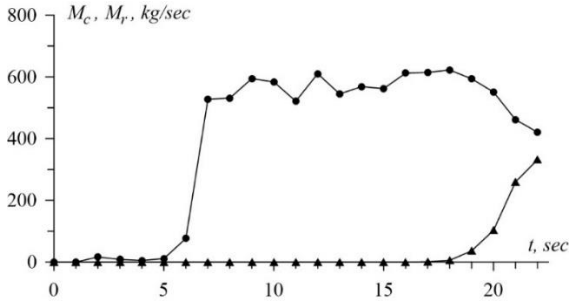


Рис. 5. Массовый расход угля (•) и породы (▲) в процессе выпуска

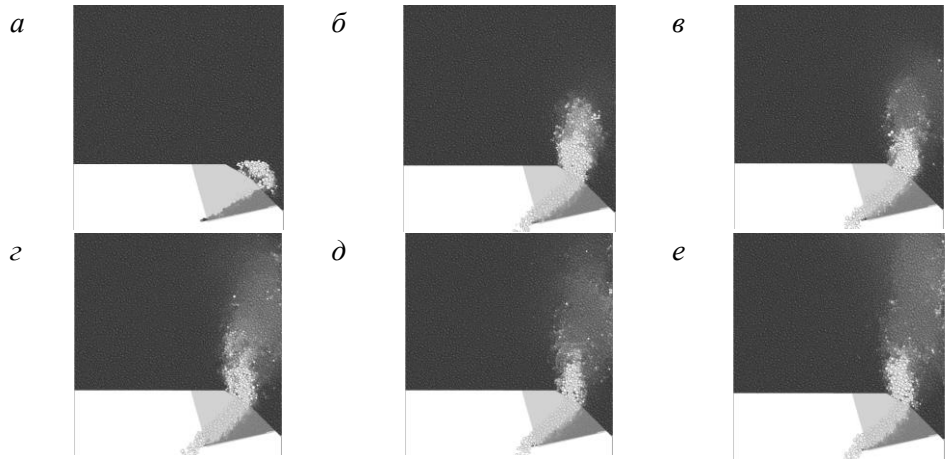


Рис. 6. Распределение абсолютных величин вектора скорости каждой частицы в фиксированные моменты времени t = 3,6 сек (*а*); 7,2 (*б*); 10,8 (*в*); 14,4 (*г*); 18,0 (*д*); 21,6 (*е*)

В отличие от натурных испытаний, в численном эксперименте не составляет проблем фиксировать силовые нагрузки со стороны сыпучего материала на элементы крепи на всем протяжении расчета. На рис. 7 показана эпюра изменения давления P_t на верхняк секции механизированной крепи, а на рис. 8 — эпюра изменения давления P_f, действующего со стороны горной массы на питатель. Видно, что среднее давление на питатель в процессе выпуска выходит на стационарный режим и не превышает 10 – 11 кПа, несмотря на значительный объем вышележащей горной массы, которая удерживается за счет действия касательных напряжений, возникающих на границе раздела зоны потока и неподвижной породы.

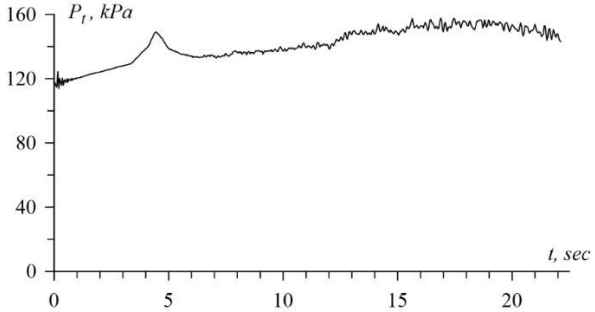


Рис. 7. Давление раздробленной горной массы на верхняк крепи

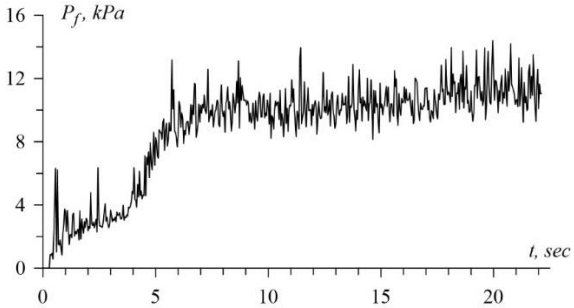


Рис. 8. Давление раздробленной горной массы на питатель крепи

Выводы. На основе метода дискретных элементов разработана математическая модель для численного исследования процессов гравитационного движения раздробленных горных пород. Построен численный алгоритм, разработано программное обеспечение, исследована задача о выпуске угля в трехмерной постановке.

Рассмотрен режим выпуска раздробленной горной массы при отсутствии в секции механизированной крепи заслонки и выключенном питателе. Выявлен процесс развития зоны потока сыпучего материала над выпускным отверстием. Показан характер изменения нормального давления со стороны движущейся горной массы на элементы механизированной крепи в процессе выпуска. Представлен массовый расход полезного ископаемого и пустой породы. Установлено, что отсутствие заслонки вызывает разубоживание и большие потери полезного ископаемого.

Статья подготовлена при финансовой поддержке Министерства образования и науки Российской Федерации в рамках Федеральной целевой программы «Исследования и разработки по приоритетным направлениям развития научно-технологического комплекса России на 2014–2020 годы» по теме «Разработка технологии эффективного освоения угольных месторождений роботизированным комплексом с управляемым выпуском подкровельной толщи» (Соглашение № 14.604.21.0173)

Библиографический список

1. Клишин В.И., Николаев А.В., Егоров А.В., Фрянов В.Н. Перспективные технические решения отработки мощных пологих угольных пластов с выпуском // Уголь. – 2011. – № 12. – С. 6–10.

2. Клишин В.И. Перспективные направления развития подземных горных работ / Перспективы инновационного развития угольных регионов России: сб. тр. V Междунар. науч.-практич. конф. – Прокопьевск: Изд.-во филиала КузГТУ в г. Прокопьевске, 2016. – С. 6–13.

3. Клишин В.И., Клишин С.В. Исследования процессов выпуска угля при отработке мощных пологих и крутых угольных пластов // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. – 2010. – № 2. – С. 68–80.

4. Мельник В.В., Сущев Р.А. Технология отработки мощных пологих угольных пластов с выпуском подкровельной толщи // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). – Москва. – 2009. – С. 198–210.

5. Alireza Jabinpoura, Alireza Yarahmadi Bafghib, Javad Gholamnejad Application of Vibration in Longwall Top Coal Caving Method. International Academic Journal of Science and Engineering. 2016, Vol. 3, No. 2, pp. 102–109.

6. Kumar R., Singh A. K., Mishra A. K. and Singh R. Underground mining of thick coal seams. International Journal of Mining Science and Technology. 2015, Vol. 25, Iss. 6, pp. 885–896.

7. Hebblewhite B.K. Status and Prospects of Underground Thick Coal Seam Mining Methods. The 19th International Mining Congress and Fair of Turkey, IMCET2005, Izmir, Turkey, June 09-12, 2005.

8. Guo J., Ma L., Wang Ye, Wang F. Hanging Wall Pressure Relief Mechanism of Horizontal Section Top-Coal Caving Face and Its Application – A Case Study of the Urumqi Coalfield, China. Energies, 2017, 10 (9), 1371.

9. Unver B., Yasitli N.E. Modelling of strata movement with a special reference to caving mechanism in thick seam coal mining. International Journal of Coal Geology, 2006, Volume 66, Issue 4, pp 227–252.

10. Haile J.M. Molecular dynamics simulation: Elementary Methods. Wiley, 1997. 512 p.

11. Griebel M., Knapek S., Zumbusch G. Numerical Simulation in Molecular Dynamics. Berlin, Heidelberg: Springer, 2007. 476 p.

12. Rapaport D.C. The Art of Molecular Dynamics Simulation. Cambridge University Press, 2004, 2nd edition. 564 p.

13. Cundall P.A., Strack O.D.L. A distinct element model for granular assemblies. Géotechnique, 1979, vol. 29 no. 1, pp. 47–65.

14. Джонсон К. Механика контактного взаимодействия. – М: Мир, 1989. – 510 с.

15. Mindlin R.D. Compliance of elastic bodies in contact, J. Appl. Mech., 1949, Vol. 16. – pp. 259–268.

16. Mindlin R.D., Deresiewicz H. Elastic spheres in contact under varying oblique forces, J. Appl. Mech., 1953, Vol. 20. – pp. 327–344.

17. Guises R., Xiang J., Latham J.-P., Munjiza A. Granular packing: numerical simulation and the characterization of the effect of particle shape. Granular Matter, 2009, Vol. 11, Issue 5, pp. 281–292.

18. Makse H.A., Johnson D.L., Schwartz L.M. Packing of Compressible Granular Materials. Physical Review Letters, 2000, 84, pp. 4160–4163.

19. Ревуженко А.Ф., Клишин С.В., Микенина О.А. Об одном алгоритме синтеза упаковок частиц в рамках аристотелевской механики // Физ. мезомех. – 2014. – Т. 17. – № 5. – С. 51–56.

20. Hustrulid W., Kvapil R. Sublevel caving – past and future / 5th International Conference and Exhibition on Mass Mining, Luleå Sweden, 9–11 June 2008, pp. 107–132.

УДК 622.831

МОДЕЛИРОВАНИЕ ДЕФОРМАЦИОННЫХ ПРОЦЕССОВ В РАЙОНЕ ВЫЕМКИ УГОЛЬНОГО ПЛАСТА ПРИ УЧЕТЕ КОНТАКТНОГО ВЗАИМОДЕЙСТВИЯ ПОРОД В ПОДРАБОТАННОЙ СЛОИСТОЙ ТОЛЩЕ

д.т.н. Серяков В.М.
Институт горного дела им. Н.А. Чинакала СО РАН, г. Новосибирск, Россия

***Аннотация*:** В статье рассматриваются вопросы расчета напряженно-деформированного состояния слоистого массива, вызванного отработкой угольных пластов. Отмечается, что одним из основных факторов, определяющих протекание процесса деформирования налегающей толщи, является межслоевое взаимодействие. Для описания контактного взаимодействия слоев предлагается использовать модель упругопластической среды, в возможности которой входит рассмотрение раскрытия и сдвига берегов контактов. Проведены расчеты, показывающие влияние контактного взаимодействия на напряженно-деформированное состояние слоистого массива, и необходимость его учета при математическом моделировании.

Ключевые слова: Слоистый массив, контактное взаимодействие, математическое моделирование, напряжения, деформации, раскрытие контактов, зоны растяжения, разрушение пород

Определение значений геометрических и физических параметров, определяющих объемы разрушения горных пород над выработанным пространством, является одной из актуальных задач геомеханики. Несмотря на то, что для ее решения предложено достаточно много методов и подходов, определение размеров, времени и места возникновения зон разрушений над отработанными пространствами больших объемов остается до сих пор в полной мере нерешенной проблемой [1, 2]. Необходимость решения задач такого рода постоянно возрастает. В значительной степени это связано с вопросами сохранения подработанной толщи, так как большое число шахтных полей находится непосредственно под промышленными и жилыми объектами. Недостаточно точная оценка деформационных процессов в породном массиве может привести к длительному нарушению ритмичной работы и даже полной остановке шахт и рудников [3, 4]. Рост таких потенциально опасных участков отработки запасов под охраняемыми объектами наблюдается в последнее время, что определяется завершением выемки наиболее богатых и доступных рудных тел и пластов, переходом к освоению слепых рудных тел и запасов в охранных целиках [5].

Имеющийся опыт отработки запасов полезных ископаемых в различных регионах, физическое моделирование на эквивалентных материалах позволили установить характер разрушения подработанного массива и предложить аналитические выражения для определения сдвижений и оседаний точек земной поверхности над отработанным пространством [3, 6].

Однако, в усложняющихся условиях отработки месторождений, при выемке пластов в нетипичной горно-геологической обстановке применение имеющихся методик требует дополнительного обоснования. Здесь определяющую роль играет математическое моделирование напряженно-деформированного состояния массива горных пород. С его помощью можно сравнительно легко изменять условия отработки пластов полезных ископаемых, глубину ведения горных работ, размеры и количество различных выработок. Наибольшими возможностями в этом направлении обладает метод конечных элементов [7, 8].

Вместе с тем, в условиях отработки пластовых месторождений процесс деформирования подработанного массива чрезвычайно сложен и многообразен, поэтому попытки математического

моделирования механического состояния подработанных горных пород наталкиваются на значительные, порой пока непреодолимые трудности. Так в работе [3], обобщающей исследования по механическому состоянию массива горных пород в угольных шахтах во многих странах мира, делается вывод: «Если отношение горизонтального размера выработки к вертикальному размеру большое, то деформирование становится настолько сложным, что для решения задачи нельзя использовать ни один из подходов численного моделирования. Это подтверждается неудовлетворительным характером некоторых лучших подходов аналитического и численного моделирования». Такая сложность процесса деформирования и разрушения массива горных пород над выработанным пространством приводит к выводу, что для адекватного моделирования геомеханического состояния подработанной толщи необходимо установление и учет основных факторов, влияющих на рассматриваемый процесс. Решение таких вопросов можно осуществить только на основе подробного и детального анализа экспериментальных результатов и данных натурных наблюдений.

На рис. 1 приведены результаты измерения оседаний земной поверхности с течением времени при отработке одного из пологих пластов шахты «Котинская» в Кузбассе [3].

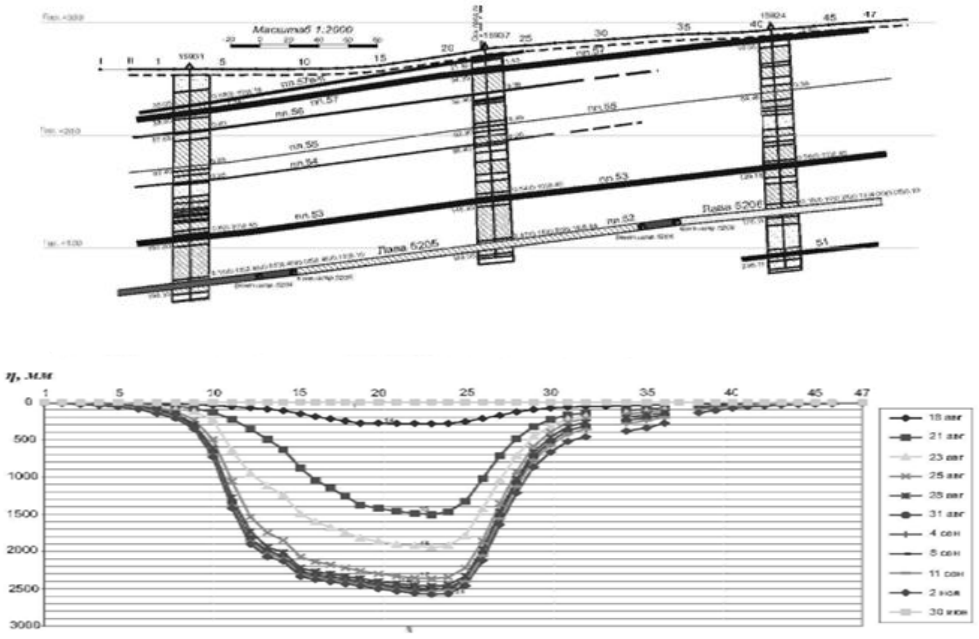


Рис.1. Динамика оседания земной поверхности со временем при работе одной из лав шахты «Котинская» [3]

Видно, что смещения поверхности растут, и максимальные оседания со временем приближаются к мощности отрабатываемого пласта. Детали такого процесса деформирования подработанного массива хорошо изучены экспериментально. Рассмотрим их более подробно, согласно [3,9]. Деформации разрушения начинаются от непосредственной кровли. Самые нижние слои непосредственной кровли при разрушении сильно разрыхляются, поэтому величина опускания всей покрывающей толщи обычно бывает меньше вынимаемой мощности пласта. При увеличении площади обнажения кровли происходит расслоение пород на отдельные слои. В тех пачках слоев, в которых силы связи по контактным поверхностям достаточно велики, расслоений не происходит. Такие пачки работают как единая плита. При большой длине лавы процессы разрушения пород покрывающей толщи доходят до поверхности. При небольшой длине лавы обрушения не доходят до поверхности, они прекращаются у слоя породы, имеющего достаточную мощность и прочность, чтобы противостоять обрушению при данной площади обнажений и данных нагрузках.

В подработанном массиве можно выделить следующие формы сдвижения горных пород.

1) Прогиб пород при подземной выемке пластов. Сдвижение пород над выработанным пространством всегда начинается в форме прогиба отдельных слоев толщи в сторону выработанного пространства по нормали к напластованию. Породы прогибаются без нарушения сплошности слоев или с образованием трещин и разломов. Нарушение сплошности слоев возникает не всегда и не сразу, а лишь после появления некоторых предельных деформаций растяжения, вызванных прогибом.

2) Сдвиг пород по напластованию. Он проявляется одновременно с прогибом слоев при наклонном залегании слоев. Сдвиг пород вызывается деформированием слоев вдоль напластования под действием касательной составляющей веса пород при расслоении толщи.

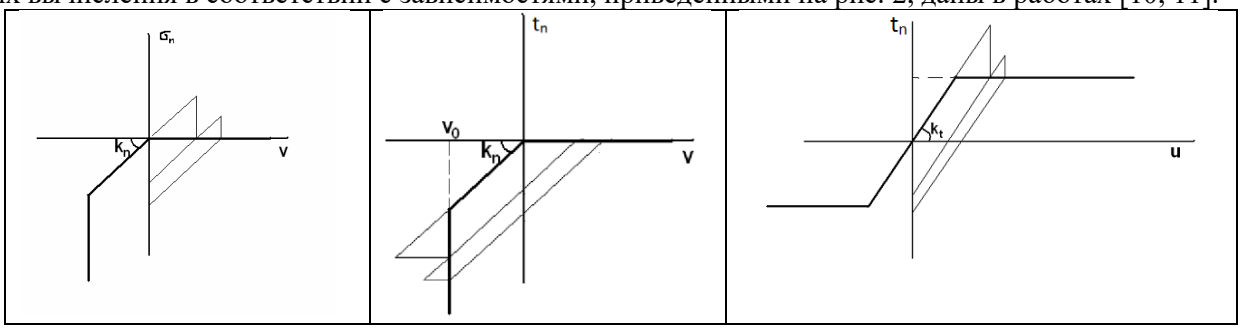
3) Обрушение пород. Оно происходит в слоях подработанной толщи, расположенных непосредственно над выработанным пространством. Обрушению пород всегда предшествует прогиб и образование в слоях трещин и разломов. За обрушением часто происходит разрыхление пород, уменьшающее сдвижение вышележащей толщи.

Таким образом, процесс сдвижения подработанной толщи при выемке пластов с горизонтальным и пологим залеганием протекает в следующей последовательности. По мере увеличения выработанного пространства, вышележащие породы постепенно начинают приходить в движение. Кровля выработанного пространства прогибается по нормали к напластованию. По мере увеличения площади подработки, в движение приходят вышележащие слои пород, последовательно отслаиваясь от вышележащей толщи и прогибаясь вслед за нижними слоями. С увеличением прогиба увеличиваются деформации слоев, и нарушается их сплошность. В слоях близко расположенных к выработанному пространству, образуются трещины и разломы. Если выемка происходит без закладки и первый слой непосредственной кровли после образования трещин и разломов при прогибе не достиг почвы пласта или не поддерживается крепью, происходит обрушение пород. Если свободное пространство значительно, то после обрушения первого слоя может обрушиться второй. Обрушение распространяется в верхние слои до тех пор, пока вышележащие слои при прогибе на величину меньше своей мощности не получат опору на обрушившихся породах.

После завершения процесса сдвижения в подработанной толще может образоваться до трех разных зон: зона обрушения, зона трещин, зона прогиба без разрывов. Зона обрушения характерна тем, что в ней в результате сдвижения нарушается строение толщи. В зоне трещин строение пород и слоистость толщи после сдвижения сохраняются. В зоне прогиба без разрывов сплошность слоев не нарушается.

Таким образом, анализ экспериментальных работ, посвященных изучению закономерностей деформирования подработанного массива, показывает, что поверхности напластования, контакты разномодульных горных пород требуют индивидуального включения их в геомеханическую модель рассматриваемой области. Одним из способов такого включения является представление межслоевых контактов элементами, имеющими нулевую толщину, и рассматривать их деформирование в двух направлениях: по нормали и вдоль плоскости нарушения [7].

Большими возможностями при моделировании напряженно-деформированного состояния слоистого массива обладает модель контакт-элемента, основанная на использовании экспериментальных зависимостей между напряжениями и относительными смещениями берегов контакта [10, 11], которые приведены на рис. 2. На этом же рисунке для различных участков зависимостей «напряжения-относительные смещения берегов контакта» приведены схемы применения итерационных процедур методов начальных напряжений и начальных деформаций. При их реализации происходит однократное формирование матрицы жесткости расчетной системы, не изменяющейся при решении нелинейных задач. Физическая нелинейность при этом учитывается изменением правой части системы уравнений, определяемом векторами начальных узловых сил. Соотношения для их вычисления в соответствии с зависимостями, приведенными на рис. 2, даны в работах [10, 11].



σ_n , τ_n – нормальные и касательные напряжения в контактах, u,v – относительные горизонтальные и вертикальные смещения берегов контактов

Рис.2. Идеализированные зависимости «напряжения-относительные смещения» в межблочных контактах и схемы применения методов начальных напряжений и начальных деформаций

Рассмотрим некоторые результаты расчетов напряженно-деформированного состояния слоистого массива при моделировании взаимодействия между слоями контакт-элементами с физическими зависимостями, приведенными на рис. 2. Массив горных пород представлен горизонтальными чередующимися слоями песчаников, аргиллитов и алевролитов со следующими механическими свойствами:

Порода	Модуль Юнга, МПа	Коэффициент Пуассона	Объемный вес, Мн/м^3
Песчаник	25000	0,25	0,03
Аргиллит	18000	0,30	0,03
Алевролит	25000	0,28	0,03

Осуществляется отработка одиночного угольного пласта мощностью 3 м с модулем Юнга E равным 3000 МПа и коэффициентом Пуассона ν =0,35. Глубина залегания пласта 250 м. Исходное напряженное состояние массива определяется весом пород и описывается гипотезой Динника: $\sigma_y = \gamma y$; $\sigma_x = \nu\sigma_y/(1-\nu)$; $\tau_{xy} = 0$, где σ_x, σ_y, τ_{xy} - вертикальная, горизонтальная и касательная компоненты тензора напряжений в плоскости Oxy (ось Ox направлена по горизонтали, Oy — по вертикали); γ – удельный вес налегающих пород.

Анализ распределения полей напряжений выполнен в дальнейшем для главных σ_1, σ_2 напряжений. Выбор таких компонент продиктован тем, что σ_1 дает возможность установить области массива, в которых действуют растягивающие напряжения. Определение областей растяжения важно с точки зрения разрушения массива, так как вмещающие породы и рудное тело имеют значительно более низкий предел прочности при растяжении, чем на сжатие. С помощью σ_2 определяются места концентрации сжимающих напряжений. На рис.3 приведены изолинии распределений главных напряжений в районе отработки угольного пласта при упругом деформировании горных пород и контакт-элементов. Длина выработанного пространства равна 50 м.

а б

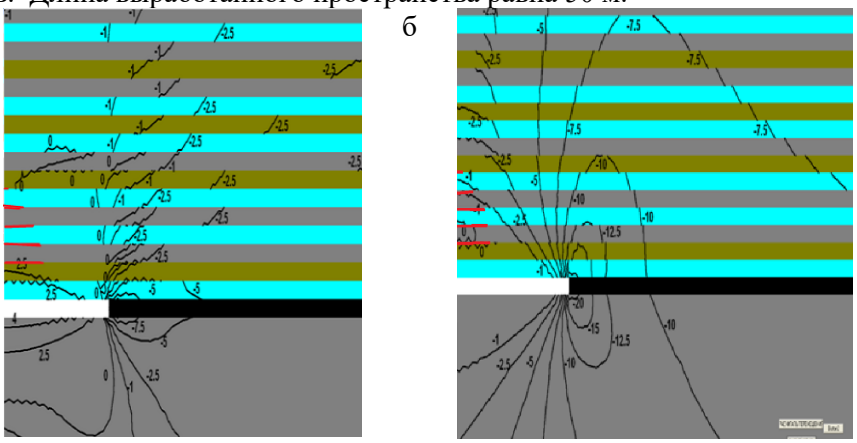


Рис. 3. Распределение первого и второго главных напряжений σ_1(а) и σ_2 (б) в случае упругого деформирования горных пород и межслоевых контактов: выделены области контактов с растягивающими нормальными напряжениями

Несмотря на значительные размеры выработанного пространства, растягивающие нормальные напряжения σ_n в контактах возникают в небольшой зоне подработанных пород. Распределение главных напряжений σ_1, σ_2 в породных слоях соответствуют закономерностям их распределения вокруг прямоугольной выработки. Разрывы напряжений на границах слоев обусловлены введением здесь контакт-элементов.

Рассмотрение упругопластического деформирования в межслоевых контактах приводит к качественным и количественным изменениям напряженного состояния горных пород над выработанным пространством (рис. 4).

В наибольшей степени это относится к распределению нормальных напряжений в контакт-элементах. Учет раскрытия контактов приводит к тому, что площадь области над выработанным пространством, в которой формируются нормальные растягивающие напряжения, увеличивается по сравнению с упругим решением (рис. 3) более чем в два раза. Перераспределение напряжений в породных слоях вследствие раскрытия контактов и появления свободных от усилий поверхностей вызывает появление над выработанным пространством дополнительных областей растяжения. Площадь областей и значения растягивающих напряжений в них определяются размером выработанного пространства и растут вместе с длиной выработки.

Таким образом, упругопластическое деформирование берегов межслоевых контактов в подработанной толще пород вызывает существенный рост величин растягивающих напряжений в слоях, расположенных непосредственно в окрестности выработанного пространства. Это существенно интенсифицирует процесс обрушения пород в выработанное пространство и разрушение массива вне зоны обрушения: в области сдвига и изгиба слоев.

а б

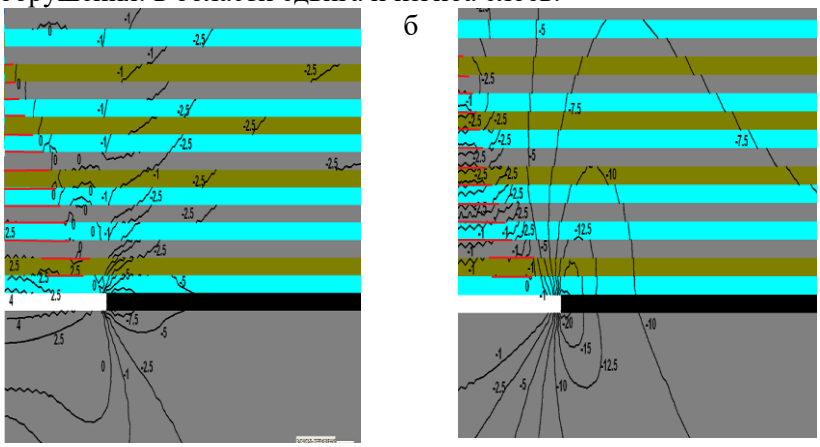


Рис. 4. Распределение первого и второго главных напряжений σ_1(а) и σ_2(б) при упругопластическом деформировании межслоевых контактов: выделены области контактов с растягивающими нормальными напряжениями

Для моделирования обрушения пород использован разработанный в [12] метод, в основе которого лежит условие обращения в ноль всех напряжений в элементах, обрушившихся в выработанное пространство. Для выполнения этого условия построен итерационный процесс, базирующийся на методе начальных напряжений. В тех областях массива, где выполняются условия разрушения за счет действия критических растягивающих напряжений, но которые не попадают в зону обрушения, порода считается разрушенной в направлении предельного растяжения. Здесь применяется модель «среда без растяжения» [7], для численной реализации которой также используется итерационный процесс, основанный на методе начальных напряжений. Это позволяет в рамках однократного формирования матрицы жесткости расчетной системы моделировать все основные этапы разрушения подработанной толщи.

На рис. 5, 6 для разных значений длины выработанного пространства приведены результаты моделирования процесса деформирования и разрушения слоистого массива. На рис. 5 показан вариант расчета напряженно-деформированного состояния пород при длине выработанного пространства, равной 50 м. Для песчаника предел прочности на растяжение был принят 4 МПа, для слоев, состоящих из алевролитов и аргиллитов, эта величина имела значение 3 МПа. Расчетная зона обрушений пород над выработанным пространством распространяется на высоту, равную четырем мощностям вынимаемого пласта, что соответствует натурным данным [4, 9]. Области разрушения за счет действия растягивающих напряжений располагаются выше зоны обрушения и обусловлены прогибом отдельных слоев в выработанное пространство.

а б

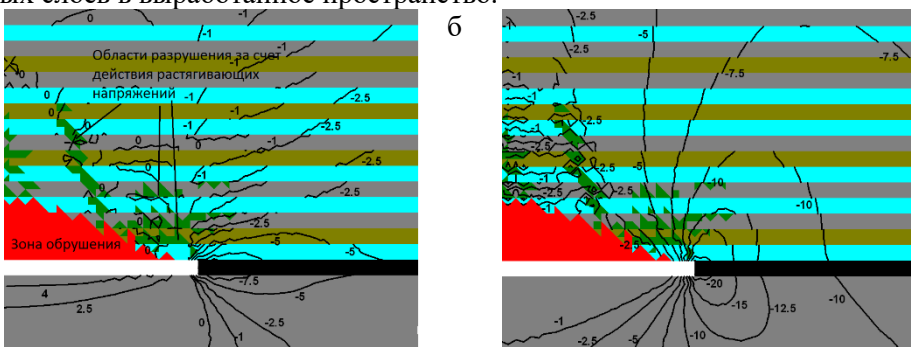


Рис. 5. Область обрушения и распределения главных напряжений σ_1(а) и σ_2(б) при учете контактного взаимодействия между слоями, разрушения в слоях и обрушения пород в выработанное пространство при пределах прочности на растяжение: песчаника − 4 МПа; аргиллита и алевролита − 3 МПа. Длина лавы 50 м

На рис. 6 длина выработанного пространства равна 100 м. При такой длине выработанного пространства и при тех же значениях пределов прочности пород на растяжение максимальная расчетная высота зоны обрушения достигает 50 м. Следует отметить, что в приводимых здесь расчетах не учитывалось разрыхление пород при их обрушении в выработанное пространство, поэтому при меньшей прочности пород на растяжение возможен выход зоны обрушения на дневную поверхность. Соответствующие расчеты подтверждают это предположение.

а б

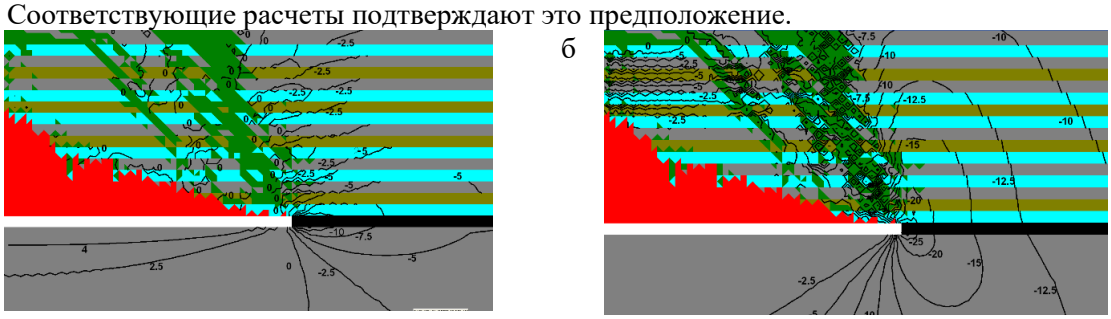


Рис. 6. Область обрушения и распределения главных напряжений σ_1(а) и σ_2 (б) при учете контактного взаимодействия между слоями, разрушения в слоях и обрушения пород в выработанное пространство при пределах прочности на растяжение: песчаника − 4 МПа; аргиллита и алевролита − 3 МПа. Длина лавы 100 м

Расчеты процесса разрушения подработанного слоистого массива при упругом деформировании межслоевых контактов показывают, что зона обрушения распространяется на высоту, не превосходящую двух мощностей отрабатываемого пласта. Такой результат получается и при нулевых значениях пределов прочности пород на растяжение.

Выводы. Упругопластическое деформирование берегов межслоевых контактов в подработанной толще пород вызывает рост величин растягивающих напряжений в слоях, расположенных непосредственно в окрестности выработанного пространства. Это приводит к интенсификации процесса обрушения пород в выработанное пространство, разрушению массива вдали от зоны обрушения: в области сдвига и изгиба слоев.

Задание реальных значений пределов прочности пород при растяжении, моделирование разрушения горных пород в слоях, их обрушения в выработанное пространство при длине выработанного пространства 50 метров дает оценку высоты зоны обрушения в пределах 3-4 мощностей отрабатываемого пласта.

Существуют значения пределов прочности горных пород при растяжении, при которых процесс обрушения подработанной толщи может распространиться до земной поверхности. При длине выработанного пространства 100 метров уменьшение значений пределов прочности пород на растяжение приводит к росту высоты зоны обрушения пород, постепенному ее развитию до земной поверхности.

Библиографический список

1. Викторов С. Д., Иофис М. А., Гончаров С. А. Сдвижение и разрушение горных пород. - М.: Наука, 2005. - 280 с.
2. Фармер Я. Выработки угольных шахт. - М.: Недра, 1990. - 272 с.
3. Ягунов А.С. Динамика деформаций в подрабатываемом массиве. – Кемерово: Кузбассвузиздат, 2010. - 285 с.
4. Комиссаров С.Н. Управление массивом горных пород вокруг очистных выработок. - М.: Недра. - 1983.
5. Курленя М. В., Серяков В. М., Еременко А. А. Техногенные геомеханические поля напряжений. — Новосибирск: Наука, 2005. - 264 с.
6. Турчанинов И. А., Иофис М. А., Каспарьян Э. В. Основы механики горных пород. - Л.: Недра, 1989. - 448 с.
7. Зенкевич О. Метод конечных элементов в технике. - М.: Мир, 1975. - 576 с.
8. Фадеев А. Б. Метод конечных элементов в геомеханике. - М.: Недра, 1987. - 224 с.
9. Сдвижение горных пород и земной поверхности. - М.: Углетехиздат, 1958.
10. Серяков В.М. О деформировании и разрушении вмещающего массива при отработке пластовых месторождений // 2-ая Российско-Китайская научная конференция «Нелинейные геомеханико-геодинамические процессы при отработке месторождений на больших глубинах. – Новосибирск: ИГД СО РАН, 2012. - С. 96-101.

11. Серяков В.М. Моделирование геомеханических процессов в породном массиве при отработке сближенных пластов. Труды XX Всероссийской научной конференции «Геодинамика и напряженное состояние недр Земли». Новосибирск: ИГД СО РАН, 2013. - С. 256-260.

12. Серяков В. М. Об одном подходе к расчету напряженно-деформированного состояния массива горных пород в окрестности выработанного пространства // ФТПРПИ. - 1997. - № 2. - С. 14-21.

УДК 622:519.635.4

КОНЦЕПЦИЯ ПОСТРОЕНИЯ МАТЕМАТИЧЕСКИХ МОДЕЛЕЙ НАПРЯЖЕННО-ДЕФОРМИРОВАННОГО СОСТОЯНИЯ ГЕОМАССИВА ПРИ ВОЗДЕЙСТВИИ ПРИРОДНЫХ И ТЕХНОГЕННЫХ СИЛ

к.т.н. Цветков А.Б., д.т.н. Павлова Л.Д.
Сибирский государственный индустриальный университет, г. Новокузнецк, Россия

Аннотация. В публикации представлена разработанная концепция построения математических моделей напряженно-деформированного состояния геомассива при воздействии природных и техногенных сил, реализация которой основана на иерархическом подходе к декомпозиции изучаемого объекта в рамках предметной области.

Ключевые слова: численное моделирование, математическая модель, геомеханическое состояние, подземные сооружения.

Введение. Геологическая среда - это природный объект, обладающий сложным строением, поэтому ее описание является актуальной задачей. Геоматериалы и геосреды демонстрируют все специфические черты сложного строения и рассматриваются как нелинейные иерархически организованные многомасштабные системы, к которым относятся не только протяженные в пространстве геосреды, но и все нагружаемые твердые тела [1].

Техногенные воздействия на геосреду приводят к изменению ее состояния, описание которого необходимо выполнять не только с учетом влияния природных сил, но и условий деформирования пород, изменившихся в результате проведения широкого спектра горных работ.

Строительство подземных сооружений, таких как шахты, рудники, туннели, бункеры, подземные хранилища воды, нефти, газа, предусматривает проведение горных выработок и последующее обустройство свободного пространства в соответствии назначением проектируемого объекта.

Методы исследования. Методология описания сложных систем рассмотрена Г. Хакеном [2], который вводит в рассмотрение три уровня описания: микро-, мезо- и макроскопический.

На мезоскопическом и макроскопическом уровнях применяется континуальное, феноменологическое описание геосреды. Микроскопическому уровню соответствует описание системы на уровне элементарных частиц и атомов. Однако описание геосред в этом масштабе затруднительно в силу огромного числа частиц и различия масштабов. Поэтому на микроуровне возникает необходимость введения параметров, которые позволили бы описывать наиболее значимые особенности поведения на мезоуровне.

На мезо- и макроуровне связь между параметрами обеспечивается посредством уравнений, в которых учитываются не сами процессы на микроуровне, а их проявление и влияние на геосреду при воздействии природных и техногенных сил. Мезо- и макроскопическое состояние твердых сред и геоматериалов имеет свои характерные особенности, проявляющиеся при деформациях геоматериалов, которые, в зависимости от действующих напряжений, при сохранении сплошности среды могут быть упругими или пластическими.

Для описания геомеханического состояния геоматериалов предлагается концепция, согласно которой геосреда рассматривается как иерархическая нелинейная система, подверженная воздействию природных и техногенных сил. Реализацию этой концепции предлагается выполнять на основе иерархического подхода, заключающегося в следующем:

- на макроуровне выделяется объект ограниченных размеров;
- в зависимости от задач исследования выполняется его декомпозиция на объекты мезо- и микроуровня;

- определяются интегральные параметры, характеризующие состояние природного объекта;
- устанавливаются связи между установленными параметрами.

Описание геосреды посредством иерархической системы позволяет формировать общие сценарии поведения геомассива, а также является основой для определения посредством математического моделирования его напряженно-деформированного состояния.

Конкретное решение вопроса выбора объекта исследования в рамках предложенного иерархического подхода зависит от рассматриваемой предметной области. Если ставится задача исследования напряженно-деформированного состояния геомассива при воздействии природных и техногенных сил, то можно ограничиться мезоуровнем, считая его представительным. В этом случае результатом декомпозиции макрообъема геосреды на мезоуровне является природный или нарушенный в результате техногенных воздействий геомассив, состоящий из блоков - породных слоев и угольных пластов, деформирующихся под действием приложенных сил. Состояние пород геомассива на микроуровне зависит от действующих в нем сил (рис. 1).

Рис. 1. Концепция отображения объекта исследования на технологию математического моделирования

Для ненарушенного техногенными воздействиями геомассива характерно природное состояние, формирующееся в течении геологических масштабов времени при естественных условиях залегания пород (рис. 1). Существуют теории, в которых при определенных условиях, природное состояние ненарушенного геомассива описывается посредством соотношений теории упругости [3, 4].

В нарушенном состоянии геомассив находится под влиянием техногенных воздействий, которые приводят к локализациям деформаций и формированию вокруг областей нарушения целостности пород разгруженных зон и концентраторов напряжений, существенно изменяющих природное состояние горного массива. В этом случае наблюдаются необратимые деформации и переход пород из упругого в упругопластическое, предельное или запредельное состояния, описание которых необходимо выполнять посредством математических соотношений, построенных на основе законов, соответствующих нелинейному характеру деформирования горных пород.

Ввиду сложности описания геомеханического состояния горного массива, формирующегося при сочетании природных и техногенных сил, моделирование напряженно-деформированного состояния геомассива должно основываться на семействе математических моделей, которые в силу общности связей и иерархической структуры должны предоставлять возможность исследования как нарушенного, так и природного состояния геомассива.

Разрешающая система нелинейных уравнений должна, с одной стороны, отражать состояния пород на микроуровне, а с другой стороны на мезоуровне учитывать результат работы объемных сил, характерных для макроуровня.

Исходя из предложенной концепции, требуется определить основные параметры геомассива, характеризующие его напряженно-деформированное состояние при совместном влиянии природных и техногенных факторов и установить связи между ними посредством уравнений.

Обсуждение результатов. По результатам исследований [5, 6 и др.] установлено, что природное состояние геомассива формируется в результате влияния гравитационных, геотектонических сил и давления флюидов, которые в зависимости от физико-механических свойств горных пород, уравновешиваются напряжениями, возникающими при деформациях геомассива, что обеспечивает его равновесное состояние.

В результате техногенных воздействий изменение природного поля напряжений в зонах влияния горных выработок сопровождается сменой законов деформирования пород и их переходом из упругого в упругопластическое, предельное и запредельное состояния [4, 6 и др.]. Горные породы обладают неодинаковыми пределами прочности при одноосном сжатии или растяжении, поэтому их разносопротивляемость приложенным усилиям требуется учитывать при определении напряженно-деформированного состояния геомассива [7, 8].

Техногенное воздействие на геомассив приводит к перераспределению поля напряжений по отношению к его природному состоянию. Поэтому для построения семейства математических моделей напряженно-деформированного состояния геомассива при совместном влиянии природных и техногенных сил требуется сначала разработать определяющие соотношения, в которых учитывается воздействие природных сил, а затем выполнить обобщение полученных моделей для определения техногенных воздействий.

При построении семейства математических моделей напряженно-деформированного состояния горного массива предлагается иерархический подход, который предусматривает технологию разработки моделей по принципу снизу вверх в порядке учета природных и техногенных факторов.

Математические модели напряженно-деформированного состояния геомассива строятся в виде краевых задач теории деформируемого твердого тела. Для установления связей между параметрами моделей, при сохранении сплошности геомассива, можно использовать уравнения равновесия, соотношения Коши, граничные условия, определяющие соотношения.

На нижнем иерархическом уровне разрабатываются математические модели, предназначенные для исследования деформирования пород геомассива, напряженно-деформированное состояние которого определяется воздействием природных сил – гравитационных, геотектонических и внутреннего давления природного газа. Иерархическая структура семейства разрабатываемых математических моделей напряженно-деформированного состояния геомассива приведена на рис. 2.

Закон деформирования горных пород при совместном воздействии сил гравитации и давления природного газа должен учитываться в определяющих соотношениях математической модели, а действующие силы в уравнениях равновесия.

Так как воздействие вмещающей толщи на изучаемый участок геомассива приводит к формированию в нем гравитационного или геотектонического поля напряжений, то необходимо в математической модели нижнего уровня предусмотреть возможность определять соотношение вертикальной и горизонтальной компонент тензора напряжений. Для учета влияния внешних воздействий на исследуемый участок геомассива требуется осуществить переход от внешних сил, действующих на поверхности, к внутренним силам возле границы, посредством разработки или модификации граничных условий краевой задачи, которые связывают воздействия внешних и внутренних сил. Следовательно, необходимо определить для краевой задачи граничные условия, соответствующие гравитационному или геотектоническому полям напряжений (рис. 2).

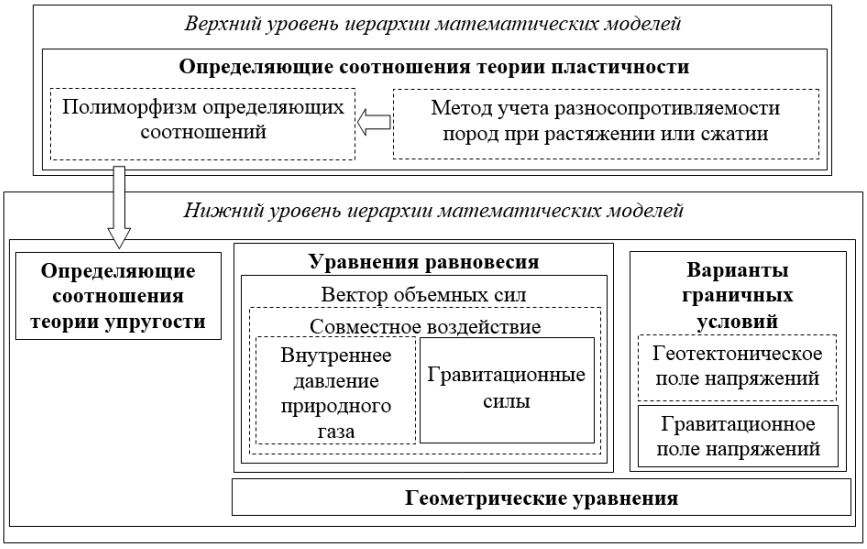


Рис. 2. Иерархическая структура семейства математических моделей напряженно-деформированного состояния геомассива

Таким образом, математические модели напряженно-деформированного состояния геомассива нижнего уровня иерархии должны предусматривать механизмы учета в одной краевой задаче

эффекта от совместного воздействия гравитационных, геотектонических сил и внутреннего давления газа.

Совместное воздействие природных и техногенных сил на массив горных пород приводит к формированию нового геомеханического состояния, для исследования которого разрабатываются математические модели напряженно-деформированного состояния геомассива верхнего иерархического уровня.

Многочисленными исследованиями [4, 6, 9 и др.] установлено, что при техногенном воздействии на геомассив в зоне влияния горной выработки наблюдается перераспределение напряжений относительно природного состояния геомассива и формирование вокруг выработанного пространства зон растяжения и сжатия пород. Поэтому в моделях верхнего иерархического уровня необходимо предусмотреть в определяющих соотношениях механизм учета различной сопротивляемости горных пород растягивающим и сжимающим усилиям (рис. 2).

Следует отметить, что подземная отработка угольного пласта приводит к нелинейному деформированию горных пород, которые под действием природных и техногенных сил переходят из упругого в упругопластическое, предельное или запредельное состояния. Поэтому в моделях верхнего уровня необходимо учитывать законы деформирования пород, которые характерны для соответствующих зон влияния горной выработки, и разработать метод их сопряжения посредством разработки способа совместного использования в одной краевой задаче определяющих соотношений теорий упругости и пластичности.

Для построения такого класса неоднородных краевых задач с системой нелинейных уравнений необходимо, чтобы определяющие соотношения математических моделей деформирования пород верхнего уровня обладали полиморфизмом для перехода к определяющим соотношениям моделей нижнего уровня. Так как статические уравнения и геометрические уравнения в теории пластичности и упругости имеют один и тот же вид, то наследование свойств моделей между уровнями иерархии обеспечивается общей структурой дифференциальных уравнений разрабатываемых математических моделей, которые могут строиться как в двух, так и в трехмерной постановке

Разработанная концепция реализована в семействе математических моделей напряженно-деформированного состояния геомассива, представленных в работах [10-15].

Вывод. Таким образом, разработана концепция исследования напряженно-деформированного состояния геомассива при воздействии природных и техногенных сил. Согласно предложенной концепции, параметры, определяющие геомеханическое состояние горного массива и механизмы их взаимосвязи, устанавливаются в процессе декомпозиции геосреды посредством иерархического подхода. Описание напряженно-деформированного состояния геомассива выполняется с использованием разных законов деформирования пород в зонах влияния горных выработок, что требует сопряжения теории упругости, описывающей обратимые деформации в ненарушенном геомассиве, и теории пластичности, позволяющей учитывать неупругие деформации, возникающие при техногенных воздействиях.

Библиографический список

1. Нелинейная механика геоматериалов и геосред [Текст] // П. В. Макаров [и др.]. – Новосибирск : Гео, 2007. – 235 с.

2. Хакен, Г. Информация и самоорганизация. Макроскопический подход к сложным системам [Текст] / Г. Хакен. – Москва : Мир, 1991 – 240 с.

3. Динник, А. Н. Распределение напряжений вокруг подземных горных выработок [Текст] / А. Н. Динник, А. В. Моргаевский, Г. Н. Савин // Труды совещания по управлению горным давлением. – Москва : Изд-во АН СССР, 1938. – С. 176–185.

4. Борисов, А. А. Механика горных пород и массивов [Текст] / А. А. Борисов. – Москва : Недра, 1980. – 360 с.

5. Жуков, В. В. Напряженно-деформированное состояние слоистого массива [Текст] / В. В. Жуков, Е. В. Чернов, Г. Н. Довченко. – Ленинград : Наука, 1973. – 132 с.

6. Турчанинов, И. А. Основы механики горных пород [Текст] / И. А. Турчанинов, М. А. Иофис, Э. В. Каспарьян. – Ленинград : Недра, 1989. – 488 с.

7. Свойства горных пород и методы их определения [Текст] / Е. И. Ильницкая [и др.]. – Москва : Недра, 1969. – 392 с.

8. Физико-технические свойства горных пород и углей Кузнецкого бассейна [Текст] : справочник / Г. Г. Штумпф [и др.]. – Москва : Недра, 1994 – 447 с.

9. Певзнер, М. Е. Геомеханика [Текст] / М. Е. Певзнер, М. А. Иофис, В. Н. Попов. – Москва : Изд-во МГУ, 2005. – 438 с.

10. Цветков, А. Б. Математическое моделирование напряженно-деформированного состояния геомассива в условиях интегрального воздействия гравитационных и геотектонических сил [Текст] / А. Б. Цветков, Л. Д. Павлова // Научно-технический вестник Поволжья. – Казань, 2013. – № 6. – С. 485–488.

11. Цветков, А. Б. Моделирование геомеханического состояния с учетом нелинейных свойств горных пород [Текст] / А. Б. Цветков // Научное обозрение. – 2014. – № 8 (Часть 2). – С. 599–603.

12. Цветков, А. Б. Нелинейная математическая модель геомеханического состояния углепородного массива [Текст] / А. Б. Цветков, Л. Д. Павлова, В. Н. Фрянов // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2015. – № 1. – С. 365–370.

13.Tsvetkov, A. B. Construction of the approximant of complete diagram for rock deformation [Electronic resource] / A. B. Tsvetkov, L. D. Pavlova, V. N. Fryanov // IOP Conference Series: Earth and Environmental Science. – 2016. – Vol. 45 (012009). – Indexed in Scopus. – URL: http://iop-science.iop.org/article/10.1088/1755-1315/45/1/012009/pdf.

14. Tsvetkov, A. B. Numerical simulation of geomechanical state of coal massif in the vicinity of underground workings in the superimposed seams [Electronic resource] / A. B. Tsvetkov, L. D. Pavlova, V. N. Fryanov // IOP Conference Series: Earth and Environmental Science. – 2017. – Vol. 84 (012005). – Indexed in Scopus. – URL: http://iopscience.iop.org/article/10.1088/1755-1315/84/1/012005/pdf.

15. Tsvetkov, A. B. Detection of regularities in variation in geomechanical behavior of rock mass during multi-roadway preparation and mining of an extraction panel [Electronic resource] / A. B. Tsvetkov, L. D. Pavlova, V. N. Fryanov // IOP Conference Series: Earth and Environmental Science. – 2018. – Vol. 134 (012067). – Indexed in Scopus. – URL: http://iopscience.iop.org/article/10.1088/1755-1315/134/1/012067/pdf.

УДК 622.817.49:519.62:512.644

ПРОГНОЗ МЕТАНОВЫДЕЛЕНИЯ С ПОВЕРХНОСТИ ОЧИСТНОГО ЗАБОЯ УГОЛЬНОЙ ШАХТЫ

[1]Поздеев И.А., [2]д.т.н. Фрянов В.Н.

1 - ООО «Распадская угольная компания» ООО «Шахта «Есаульская», г. Новокузнецк, Россия

2 - Сибирский государственный индустриальный университет, г. Новокузнецк, Россия

Аннотация. Обозначена актуальная научно-практическая задача разработки алгоритма прогноза метановыделения с поверхности очистного забоя с учетом изменения фильтрационных свойств углепородного массива в процессе ведения очистных работ и предложен вариант ее решения. Решение задачи состоит в синтезе известных алгоритмов прогноза метанообильности очистного забоя и результатов численного моделирования.

Ключевые слова: очистной забой, метанообильность, численное моделирование, фильтрационные свойства углепородного массива, деформации, давление газа, зона фильтрации, шахтный эксперимент.

По результатам анализа действующих нормативных документов [1, 2] установлено, что при расчете метанообильности выемочных участков используются идеализированные алгоритмы расчета метановыделения с поверхности очистного забоя с постоянными фильтрационными свойствами угольного массива, что не соответствует фактической ситуации. Для прогноза метанообильности используется лишь один фактор - степень метаморфизма углей.

Однако, на практике, при анализе трендов, характеризующих изменение величины концентраций метана, фиксируемых аппаратурой системы АГК, установленной на исходящей из очистного забоя струе воздуха, следует, что метановыделение с отрабатываемого пласта в процессе выемки угля происходит неравномерно.

Таким образом обоснована актуальная научно-практическая задача, которая заключается в разработке алгоритма расчета метанообильности очистного забоя с учетом изменения фильтрационных свойств угля отрабатываемого пласта под действием геомеханических процессов.

Обозначенную задачу предлагается решить в два этапа:

1) Численное моделирование параметров напряженно-деформированного состояния (НДС) углепородного массива в окрестности очистного забоя.

2) Создание алгоритма расчета абсолютной метаообильности очистного забоя, в котором учитывается изменение фильтрационных свойств массива.

Моделирование параметров НДС геомассива в окрестности очистного забоя осуществлялось с использованием пакета компьютерных программ, разработанных на кафедре геотехнологии в Сибирском государственном индустриальном университете. Комплекс программ адаптирован для решения двумерных задач геомеханики [3-8].

В качестве объекта исследования принят массив горных пород Байдаевского месторождения в пределах шахтного поля ООО «Шахта «Есаульская», Кузбасс. Исследования проведены в период отработки выемочного столба 26-28 по пласту 26^{a}.

Средняя глубина ведения горных работ составляет 490 м, вынимаемая мощность разрабатываемого пласта - 2,1 м, угол падения – от 1 до 10^{0}. Горный массив представлен алевролитами и песчаниками, а также включает 7 угольных пластов, ближайший из которых пласт 29^{a} залегает в 130-150 м выше отрабатываемого пласта 26^{a}. Шахта отнесена к сверхкатегорной по газу метану.

Система разработки столбовая, с полным обрушением пород кровли, подвиганием очистного забоя длиной 300 м по восстанию. Схема выемки угля в лаве – челноковая, снизу вверх по ходу струи свежего воздуха.

При моделировании определялись следующие параметры НДС геомассива: полный вектор напряжений и деформаций массива пород; вертикальные и горизонтальные смещения; величина дезинтеграции угольного массива.

Выбор этих параметров обусловлен возможностью их использования для обоснования технологических решений при проектировании выемочных участков.

Метанообильность очистного забоя определяет метановыделение с поверхности забоя и из транспортируемой по забойному скребковому конвейеру горной массы. Таким образом составлено следующее уравнение:

$$I_{\text{оч.з}} = I_{\text{пл}} + I_{\text{т.г.м.}}\,, \tag{1}$$

где $I_{\text{оч.з}}$ – метанообильность очистного забоя, м^3/мин; $I_{\text{пл}}$ – метанообильность отрабатываемого пласта, м^3/мин; $I_{\text{т.г.м.}}$ – метанообильность транспортируемой по забойному конвейеру горной массы, м^3/мин.

Для определения дебита метана, выделившегося с поверхности очистного забоя, возможно применение закона Дарси, который характеризует скорость фильтрации газа в направлении к свободной поверхности отрабатываемого пласта [9]:

$$\vartheta = \frac{k}{\mu} \cdot \frac{dP(x)}{dx}, \tag{2}$$

где ϑ – скорость фильтрации газа, м/с; k – коэффициент проницаемости массива; μ – динамическая вязкость газа, Па·с; P – давление газа, МПа; x – расстояние до поверхности очистного забоя, м.

Однако, в реальных условиях проницаемость угольного массива и давление газа не постоянны, а меняются в процессе ведения очистных работ. С целью учета меняющихся фильтрационых свойств массива предлагается использовать формулу, предложенную Б.Г. Тарасовым [10]:

$$k = 2{,}08 \cdot d^2 \cdot \frac{m_0 + {du}/{dx}}{1 + {du}/{dx}}, \tag{3}$$

где k – коэффициент проницаемости массива; d – эквивалентный диаметр породообразующего зерна; m_0 – природная пористость массива; ${du}/{dx}$ –деформация массива.

По результатам численного моделирования параметров НДС массива установлено, что величина и зона распространения деформаций угольного массива зависят от горно-геологических и горнотехнических условий ведения горных работ. Для расчета проницаемости отрабатываемого пласта предлагается использовать результаты моделирования изменения вертикальных и горизонтальных деформаций.

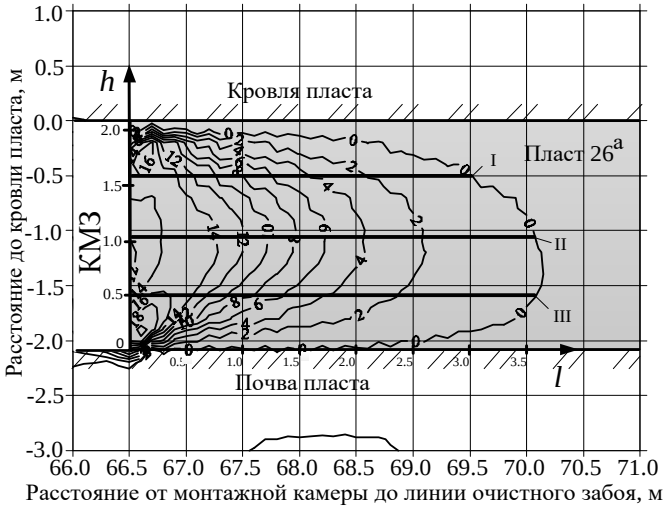
Принято условие, что в краевой части отрабатываемого пласта, где проявляются растягивающие деформации, повышена проницаемость угольного массива.

Из результатов исследования параметров НДС массива следует, что в отрабатываемом пласте впереди очистного забоя преобладают сжимающие вертикальные и растягивающие горизонтальные деформации. В этой связи, за основу расчета проницаемости предлагается использовать растягивающие горизонтальные деформации. Суммарную величину деформаций в краевой части угольного пласта в процессе ведения очистных работ предлагается определить по формуле:

$$\varepsilon_{об} = \int_0^l \varepsilon(x)dx, \quad (4)$$

где $\varepsilon_{об}$ – суммарные деформации в краевой части угольного пласта; ε – распределение деформации в краевой части пласта по направлению x; l – зона активной фильтрации газа, м.

Для применения формул (3) и (4) необходимо установить функциональную зависимость между деформациями и зоной активной фильтрации газа. Для этого, предлагается использовать результаты моделирования изменения горизонтальных деформаций массива (рис. 1).



0-18 – изолинии горизонтальных деформаций; I, II, III – характерные линии изменения деформаций

Рис. 1. Вариант результатов моделирования изменения горизонтальных деформаций угольного массива впереди очистного забоя для заданных условий ведения горных работ ($\varepsilon \cdot 10^{-3}$)

Введем локальную систему координат Olh с началом координат на пересечении линии очистного забоя и почвы отрабатываемого пласта (рис. 1). Ось абсцисс указывает расстояние до поверхности очистного забоя, ось ординат – расстояние до почвы пласта. Согласно проведенным исследованиям, деформации угольного массива изменяются не только в горизонтальной плоскости, но и в вертикальной (рис. 1). В этой связи определены функции, описывающие зависимость деформаций от расстояния до очистного забоя в следующих характерных горизонтальных линиях: у кровли пласта (линия с цифрой I, см. рис. 1); в центральной части мощности пласта (линия с цифрой II, см. рисунок 2); у почвы отрабатываемого пласта (линия с цифрой III, см. рисунок 1). Общий вид зависимостей:

$$\varepsilon_к = al^2 + a_1 l + a_2; \quad (5)$$

$$\varepsilon_{ср} = bl^2 + b_1 l + b_2; \quad (6)$$

$$\varepsilon_п = cl^2 + c_1 l + c_2, \quad (7)$$

где $\varepsilon_к$, $\varepsilon_{ср}$, $\varepsilon_п$ – изменение деформаций по характерным линиям у кровли пласта, в центральной части мощности пласта и у почвы пласта соответственно; l – зона активной фильтрации газа, м; a_i, b_i, c_i – коэффициенты эмпирических зависимостей по отдельным плоскостям.

Из функций (5) – (7), описывающих изменение деформаций по отдельным плоскостям, получена обобщенная зависимость изменения деформаций в пределах всей зоны активной фильтрации газа в краевой части пласта:

$$\varepsilon_{об} = (yh^2 + y_1 h + y_2)l^2 + (eh^2 + e_1 h + e_2)l + (gh^2 + g_1 h + g_2), \quad (8)$$

где y_i, e_i, g_i – коэффициенты эмпирической зависимости.

С учетом полученных зависимостей функция (4) примет следующий вид:

$$\varepsilon_{об} = \int_0^l \int_0^h (yh^2 + y_1 h + y_2)l^2 + (eh^2 + e_1 h + e_2)l + (gh^2 + g_1 h + g_2)\, dldh. \quad (9)$$

Градиент газового давления, используемого в формуле (2), предлагается вычислить по зависимости, предложенной В.А. Колмаковым [9]:

$$P_x = P_0 + (P_1 - P_0) \cdot e^{-\frac{x^2}{2l^2(t)}}, \quad (10)$$

где P_x, P_0 – соответственно давление газа на любом расстоянии от обнаженной поверхности пласта и начальное давление в пласте, МПа; P_1 – давление газа на обнаженной поверхности пласта, МПа; x – расстояние до поверхности пласта; $l(t)$ – глубина зоны разгрузки пласта.

Начальное давление газа в пласте определяется при помощи формулы Г.Д. Лидина [11]:

$$P_0 = 0{,}001(H_г - H_0)^{1,3} + 2, \quad (11)$$

где P_0 – давление газа в пласте на расчетной глубине, МПа; $H_г$, H_0 - соответственно глубина разработки и зоны газового выветривания, м.

Условимся считать, что давление газа на поверхности очистного забоя в течение процесса фильтрации метана с краевой части отрабатываемого пласта равно давлению рудничной атмосферы:

$$P_1 = P_{атм}, \quad (12)$$

Для того, чтобы определить среднее значение градиента газового давления в зоне повышенной фильтрации пласта предлагается следующая формула:

$$P_{ср} = \frac{\int_0^l P_x' dx}{l}, \quad (13)$$

где $P_{ср}$ – среднее значение градиента газового давления, МПа/м; P_x' - первая производная от газового давления, МПа; l – зона активной фильтрации пласта, м.

Интенсивность метановыделения с поверхности очистного забоя зависит от времени его обнажения. Через определенный промежуток времени, после выемки полосы угля, глубина зоны активной фильтрации пласта увеличивается, а давление газа в краевой части отрабатываемого пласта уменьшается, что приводит к снижению дебита выделяющегося метана. Таким образом, формула (10) справедлива для давления газа на вновь обнаженном участке очистного забоя, который соответствует длине полосы угля, вынимаемой очистным комбайном за одну минуту. С целью учета изменения градиента газового давления с течением времени формулу (10) предлагается модернизировать:

$$P_x = P_0 + (P_1 - P_0) \cdot e^{-\frac{x^2}{2\,(l(t)\cdot\varphi_t)^2}}, \quad (14)$$

где φ_t – функция ползучести угля.

Изменение реологических свойств угольного массива с течением времени предлагается определить при помощи формулы Ж.С. Ержанова [12]:

$$\varphi_t = 1 + \frac{\delta \cdot t^{1-\alpha}}{1-\alpha}, \quad (15)$$

где δ, α – параметры ползучести, характеризующие реологические свойства угля; t – время цикла выемки угля, с.

$$\delta = 4{,}73 \cdot 10^{-3} - 6{,}9 \cdot 10^{-9} \cdot E_0, \quad (16)$$

где E_0 – модуль упругости угля, т/м^2 [13].

$$E_0 = 200 \cdot \sigma_{сж}, \quad (17)$$

где $\sigma_{сж}$ – предел прочности угля при сжатии, т/м^2.

В результате подстановки, полученных для конкретных горно-геологических и технико-технологических условий данных, в закон Дарси (2) выявлен удельный дебит метана, выделяющийся с поверхности отрабатываемого пласта в пространство очистного забоя:

$$q = \frac{k_{(\varepsilon)}}{\mu} \cdot P_{ср}, \quad (18)$$

где q – удельный поток метана в угольном пласте в направлении к свободной поверхности забоя, м^3/(м^2·мин); $k_{(\varepsilon)}$ – коэффициент проницаемости с учетом изменения деформаций угольного массива; μ – динамическая вязкость газа, Па·с; $P_{ср}$ – среднее значение градиента газового давления, МПа/м.

Модернизация формулы (2) состоит в следующем:

- для определения коэффициента проницаемости массива используется формула Б.Г. Тарасова (3), при вычислении по которой, используются результаты численного моделирования и функции изменения горизонтальных деформаций угольного массива впереди очистного забоя (5) – (7),

применение которых позволяет учитывать изменение фильтрационных свойств массива под влиянием геомеханических процессов;

- градиент газового давления вычисляется по формуле В.А. Колмакова (10), в которой учитывается изменение давления в зависимости от расстояния до поверхности очистного забоя. Но, она была модернизирована (14) за счет того, что глубина зоны активной фильтрации газа принимается по результатам численного моделирования, а учет влияния фактора времени на градиент газового давления по функции ползучести Ж.С. Ержанова (15). Это позволило частично автоматизировать вычисление градиента давления и снизить трудоемкость расчета;

- синтез уравнений, выявленных известными учеными, и результатов численного моделирования обеспечили вычисление дебита метана, выделившегося с поверхности очистного забоя, с использованием, вместо постоянных параметров, которые не в полной мере соответствуют реальным условиям ведения работ, переменных значений деформаций и пористости массива. Предложенный подход позволил учитывать изменение фильтрационных свойств угля в процессе ведения очистных работ.

С учетом модернизации уравнений Дарси, Б.Г. Тарасова, В.А. Колмакова, общее количество метана, выделившегося с поверхности отрабатываемого пласта в исходящую струю, предлагается определять по формуле:

$$I_{\text{пл}} = I_{\text{в.об.}} + I_{t.\text{об.}}, \tag{19}$$

где $I_{\text{пл}}$ - количество метана, выделившегося в исходящую струю с поверхности отрабатываемого пласта, м^3/мин; $I_{\text{в.об.}}$ - количество метана, выделившегося в исходящую струю с вновь обнаженной поверхности отрабатываемого пласта, м^3/мин; $I_{t.\text{об.}}$ – количество метана выделяющегося с ранее обнаженной поверхности очистного забоя, м^3/мин.

Количество метана, выделившегося в исходящую струю, с вновь обнаженной поверхности отрабатываемого пласта, составит:

$$I_{\text{в.об.}} = q_{\text{в.об.}} \cdot L_{\text{в.об.}} \cdot m, \tag{20}$$

где $q_{\text{в.об.}}$ – удельный дебит метана, выделившийся с вновь обнаженной поверхности очистного забоя м^3/(м^2·мин); $L_{\text{в.об.}}$ – длина вновь обнаженного участка очистного забоя, м; m – мощность отрабатываемого пласта, м.

Количество метана, выделившегося в исходящую струю, с ранее обнаженной поверхности очистного забоя, составит:

$$I_{t.\text{об.}} = q_{t.\text{об.}} \cdot L_{t.\text{об.}} \cdot m, \tag{21}$$

где $q_{t.\text{об.}}$ – удельный дебит метана, выделившийся с поверхности очистного забоя до начала нового цикла выемки угля м^3/(м^2·мин); $L_{t.\text{об.}}$ – длина очистного забоя за вычетом вновь обнаженного участка, м; m – мощность отрабатываемого пласта, м.

С целью учета метановыделения из транспортируемого по забойному скребковому конвейеру угля предлагается использовать поправочный коэффициент $K_{\text{т.у.}}$, который определяется следующим образом [1]:

$$K_{\text{т.у.}} = a_2 \cdot 0{,}6 \cdot \sqrt[4]{\frac{l_{\text{оч}}}{60 \cdot \vartheta_{\text{т.оч.}}} + \frac{l_{\text{птк}}}{60 \cdot \vartheta_{\text{т.птк.}}} + \frac{l_{\text{кш}}}{60 \cdot \vartheta_{\text{т.кш}}}}, \tag{22}$$

где $K_{\text{т.у.}}$ – коэффициент, учитывающий степень дегазации отбитого угля при его транспортировании по выработкам участка; a_2 – коэффициент, характеризующий газоотдачу отбитого угля; a_3 – коэффициент, характеризующий газоотдачу угля в массиве; $l_{\text{оч}}$ – длина забойного скребкового конвейера, м; $\vartheta_{\text{т.оч.}}$ – скорость транспортирования угля по очистному забою, м/с; $l_{\text{птк}}$ – длина подлавного перегружателя, м; $\vartheta_{\text{т.птк.}}$ – скорость транспортирования угля по подлавному перегружателю, м/с; $l_{\text{к.ш}}$ – длина конвейера, расположенного в конвейерном штреке, м; $\vartheta_{\text{т.кш.}}$ – скорость транспортирования угля по конвейерному штреку, м/с.

Коэффициент, характеризующий газоотдачу отбитого угля a_2 равен:

$$a_2 = 0{,}25 \cdot a_3. \tag{23}$$

Таким образом, формула (1) примет следующий вид:

$$I_{\text{оч.заб}} = I_{\text{пл}} \cdot (1 + K_{\text{т.у.}}), \tag{24}$$

где $I_{\text{оч.заб}}$ – метанообильность очистного забоя, м^3/мин; $I_{\text{пл}}$ – метанообильнось отрабатываемого пласта м^3/мин; $K_{\text{т.у.}}$ - коэффициент, учитывающий степень дегазации отбитого угля при его транспортировании по выработкам участка.

Для оценки адекватности предложенного алгоритма расчета ожидаемой метанообильности очистного забоя проведен шахтный эксперимент.

Для исследования аэрогазовой обстановки за основу принят инструментальный метод. В ремонтные и добычные смены в выработке с исходящей струей воздуха, в 20 м выше сопряжения с очистным забоем, при помощи переносного анемометра АПР-2, производились замеры скорости воздуха (рис. 2). Также, использовались показания скорости воздуха, полученные горными мастерами участка вентиляции и техники безопасности (ВТБ). Учет концентрации метана в исходящей струе очистного забоя осуществлялся при помощи стационарного датчика метана (ДМС 01), предназначенного для непрерывного контроля концентрации метана на угольных предприятиях. Таким образом, за период проведения эксперимента, сделано более 100 замеров скорости воздуха и проведен газовый анализ 90 забое-дней.

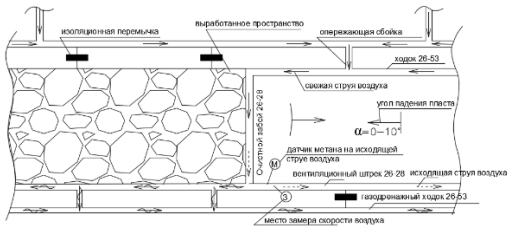


Рис. 2. Схема вентиляции выемочного участка 26-28 ООО «Шахта «Есаульская», Кузбасс

Согласно [14] средний расход газа метана, проходившего в пункте измерения в исходящей струе очистного забоя за определенный период времени, определяется по формуле:

$$I_{\text{м}} = 0{,}01\frac{\sum Q_{\text{уч}}}{n_{\text{в}}} \cdot \frac{\sum C_{\text{м}}}{n_{\text{м}}}, \qquad (25)$$

где $I_{\text{м}}$ – средний расход газа метана, проходившего в пункте измерения, м^3/мин; $Q_{\text{уч}}$ – расход рудничного воздуха в исходящей струе выемочного участка, м^3/мин; $C_{\text{м}}$ – концентрация метана в исходящей струе выемочного участка по данным системы аэрогазового контроля (АГК), %; $n_{\text{в}}$ – количество измерений расхода рудничного воздуха; $n_{\text{м}}$ – количество учитываемых значений метана за исследуемый период по данным системы АГК.

Для выявления зависимости газообильности очистного забоя от скорости движения выемочного комбайна, определялись среднестатистические значения концентрации метана и скорость движения очистного комбайна за рабочую смену. На основе полученных данных, по формуле (25) вычислена фактическая абсолютная метанообильность очистного забоя в зависимости от скорости движения комбайна, а также, по разработанному алгоритму, вычислена ожидаемая абсолютная метанообильность для тех же скоростей.

На рис. 3 изображены результаты расчета фактической и расчетной абсолютной метанообильности очистного забоя 26-28. Из графика, приведенного на рис. 3, следует, что разработанный алгоритм обеспечивает прогноз максимально возможной метанообильности очистного забоя.

Рис. 3. Зависимости фактической и расчетной абсолютной метанообильности очистного забоя от скорости движения очистного комбайна

Вывод. На основе полученных ожидаемых значений метанообильности очистного забоя становится возможным вычисление параметров проветривания выемочного участка, выполнение которых исключит возникновение загазирований выработок и обеспечит устойчивую и безопасную работу комплексно-механизированного забоя.

Библиографический список

1. Инструкция по применению схем проветривания выемочных участков шахт с изолированным отводом метана из выработанного пространства с помощью газоотсасывающих установок. – М.: ЗАО «Научно-технический центр исследований проблем промышленной безопасности», 2012.

2. Руководство по проектированию вентиляции угольных шахт. – Макеевка-Донбасс: МакНИИ, 1989. – 320с.

3. Риб С.В. Разработка комплекса проблемно-ориентированных программ для численного моделирования напряжённо-деформированного состояния неоднородных угольных целиков/ С.В. Риб, В.Н. Фрянов // Горный информационно-аналитический бюллетень. - 2015. - № 3. – С. 367-371.

4. Численное моделирование методом конечных элементов напряжённо-деформированного состояния углепородного массива при переходе очистным забоем передовой выработки/ С.В. Риб, В.А. Волошин, А.А. Максимов, Д.М. Борзых и др. // Горный информационно-аналитический бюллетень. - 2015. - № 3. - С. 414-422.

5. Петрова О.А., Васильев П.В., Фрянова О.В., Фрянов В.Н. Модель формирования напряжений, деформаций и повреждений в углепородном массиве при интеграции гравитационного и геотектонического полей напряжений / Материали за VIII международна научна практична конференция «Новината за напреднали наука – 2012». Т. 26. Технологии. – Бял ГРАД-БГ ООД. София: 2012. – С.10-19.

6. Фрянов В.Н., Петрова О.А., Петрова Т.В. Комплекс проблемно-ориентированных программ для моделирования формирования и распределения опасных зон в газоносном геомассиве: свидетельство о регистрации электронного ресурса. № 21123, дата регистрации 03 августа 2015 года // Хроники объединенного фонда электронных ресурсов «Наука и образование» № 08–09 (75–76) август-сентябрь 2015. – С. 2. Режим доступа: http://ofernio.ru/portal/newspaper05.php.

7. Fryanov V.N. Prospects for application of robotic mechano-hydraulical excavation of gas-bearing coal layers at great depths / V.N. Fryanov, L.D. Pavlova // IOP Conference Series: Earth and Environmental Science. - 2016. – Vol. 45. (012002). Режим доступа: http://iopscience.iop.org/issue/1755-1315/45/1.

8. Tsvetkov A.B. Construction of the approximant of complete diagram for rock deformation / A.B. Tsvetkov, L.D. Pavlova, V.N. Fryanov // IOP Conference Series: Earth and Environmental Science. - 2016. – Vol. 45. (012009). Режим доступа: http://iopscience.iop.org/issue/1755-1315/45/1.

9. Колмаков В.А. Метановыделение и борьба с ним в шахтах / В.А. Колмаков. – М.: Недра, 1981.- 134с.

10. Тарасов Б.Г., Колмаков В.А. Газовый барьер угольных шахт / Б.Г. Тарасов, В.А. Колмаков. – М.: Недра, 1978. – 200 с.

11. Лидин Г.Д. К вопросу о закономерности выделения метана из угля, отторгнутого из массива/ Г.Д. Лидин // Управление газовыделением и пылеподавлением в шахтах. М.: Наука, 1972. - С. 50-52.

12. Ержанов Ж.С. Теория ползучести горных пород и ее приложение / Ж.С Ержанов. - Алмаата: Наука, 1964. - 173 с.

13. Методика выбора рациональных параметров технологических схем очистной выемки пологих угольных пластов гидрошахт Кузбасса / В.Н. Фрянов, А.П. Колесников, А.Н. Златицкий [и др.]. – Новокузнецк: 1988. - 139 с.

14. Инструкция по контролю состава рудничного воздуха, определению газообильности и установлению категорий шахт по метану и/или диоксиду углерода. Утверждена приказом № 704 от 06.12.2012. - – М.: ЗАО «Научно-технический центр исследований проблем промышленной безопасности», 2012.

УДК 622.33:004.896

АНАЛИЗ ПРОИЗВОДСТВЕННОГО ОПЫТА ОТРАБОТКИ КОРОТКИМИ ЗАБОЯМИ СКЛОННОГО К ДИНАМИЧЕСКИМ ЯВЛЕНИЯМ МОЩНОГО УГОЛЬНОГО ПЛАСТА

Черепов А.А.
ООО «Распадская угольная компания», г. Новокузнецк, Россия

Аннотация. Приведены результаты анализа производственного опыта отработки склонного к горным ударам и внезапным выбросам угля и газа мощного угольного пласта короткими забоям на глубине более 300 м. С учётом требований нормативных документов параллельно с горными работами проводится комплекс мероприятий по предотвращению динамических явлений. На основе анализа геомеханической ситуации в пределах выемочного участка выявлена эффективность этих мероприятий, разработаны и реализованы рекомендации по корректировке проектной документации.

Ключевые слова: угольный пласт, короткий забой, угольный целик, камера, динамические явления, мониторинг геомеханических процессов, разгрузка пласта

Введение. По результатам анализа запасов угля установлено, что по состоянию на 2013 г. в недрах Кузбасса до глубины 600 м сконцентрировано 218,5 млрд. т угля. В горной практике принято все балансовые запасы делить на три группы [1]: высокотехнологичные, технологичные и низкотехнологичные. Отработка высокотехнологичных запасов подземным способом осуществляется, как правило, длинными столбами с обрушением (ДСО) с выемкой угля в лавах, оснащённых средствами комплексной механизации (88% от общего объёма подземной добычи). Монопольное применение этой системы разработки при длине выемочных столбов до 4 км и лавы до 400 м привело к выборочной отработке участков угольных пластов с углом падения до 15°, мощностью 1,7-4,5 м, резкому сокращению разведанных балансовых запасов угля в недрах. Значительная часть низкотехнологичных запасов полезных ископаемых в пределах горных отводов действующих шахт законсервирована из-за отсутствия эффективной и безопасной технологии отработки угольных пластов, склонных к газодинамическим явлениям, самовозгоранию, в зонах геологических нарушений, под затопленными водой выработанными пространствами верхних пластов свиты и др. [2].

Одной из причин нерационального недропользования и выборочной отработки участков угольных месторождений является повышенная опасность возникновения газодинамических явлений [3-5]. На пластах, склонных к горным ударам, в настоящее время работают 82% подготовительных забоев и 79% очистных забоев. Действующие нормативные документы по безопасному ведению горных работ на пластах, склонных к динамическим явлениям [6], ограничивают область применения камерной и камерно-столбовой систем разработки.

С увеличением глубины разработки пласты Томь-Усинского угольного месторождения были отнесены к склонным к горным ударам, и область применения систем разработки короткими была ограничена. В этой ситуации в ООО «Распадская угольная компания» было принято решение отработки пласта III в условиях шахты ЗАО «Распадская-Коксовая» короткими забоями по рекомендациям ВНИМИ и АО «НЦ ВостНИИ» [7, 8] (рис. 1).

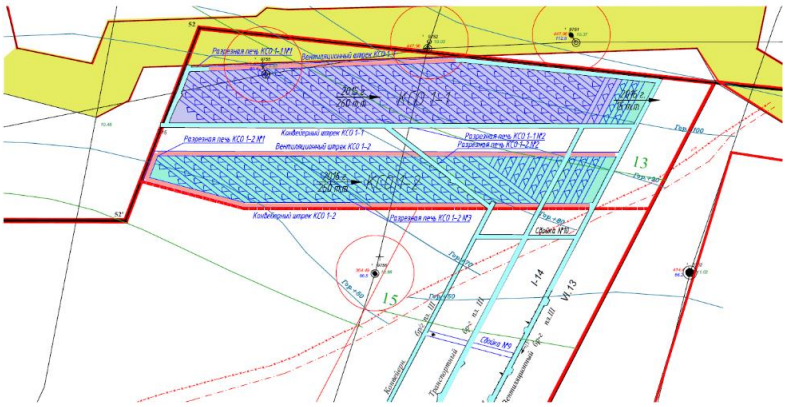


Рис.1. Проект отработки пласта III короткими забоями, выемочные блоки КСО 1-1 и КСО 1-2, шахта ЗАО «Распадская-Коксовая»

Глубина горных работ на участках КСО 1-1 КСО 1-2 составляет 300-370 м. Проектная мощность участка 300 тыс. т в год. Пласт III один из самых мощных на участке «Поле шахты №2», выдержанный, строение от простого до очень сложного. Содержит более 8 прослоев породы мощностью 0,05-0,40 м, представленных аргиллитами и алевролитами. Мощность пласта от 7,86 до 13,03 м, в среднем 10,64 м. Выше пласта на расстоянии 38-40 м залегает пласт I. Ложная кровля представлена аргиллитами. Непосредственная кровля пласта мощностью 17,4 м представлена алевролитами крупно- и мелкозернистыми. На границе непосредственной и основной кровли залегает угольный пласт мощностью 0,1-0,4 м. Основная кровля представлена песчаниками светло-серыми, мелкозернистыми, характеризуется как труднообрушающаяся. Непосредственная почва представлена алевролитами мелкозернистыми с переслаиванием алевролитов с песчаниками, местами трещиноватая.

Природная метаноносность угольного пласта III на выемочном участке составляет 13,5-14,6 м3/т. Шахта «Распадская-Коксовая» отнесена к сверхкатегоной по газу метану. Схема дегазации при проведении выемочных камер разрабатываемого пласта предусматривается барьерными скважинами.

Учитывая, что условия залегания пласта и технология отработки его короткими забоями не соответствовали требованиям нормативных документов был разработан «Технологический регламент по безопасной отработке запасов пласта III, склонного к газодинамическим явлениям, системой разработки короткими забоями, в условиях ЗАО «Распадская-Коксовая» Ольжерасского каменноугольного месторождения» (далее по тексту «Регламент…»). В «Регламент…» в виде приложений включены следующие основные разделы:

- варианты технологических схем с пространственно-временным расположением системы очистных и подготовительных забоев;
- результаты расчётов геометрических параметров выемочных блоков; ширины междублоковых, междукамерных и барьерных угольных целиков;
- результаты расчётов параметров крепи оконтуривающих выработок, выемочных камер и их сопряжений;
- методы и результаты прогноза удароопасности и выбросоопасности;
- мероприятия по профилактике горных ударов и внезапных выбросов угля, породы и газа;
- программу и графики проведения научно-исследовательских работ при внедрении системы разработки короткими забоями;
- научное сопровождение технологии отработки мощного пласта по программам ВНИМИ и АО «НЦ ВостНИИ».

«Регламент…» согласован и утверждён в установленном порядке со всеми участниками опытно-промышленных испытаний системы разработки короткими забоями.

Реализация и внедрение системы разработки короткими забоями на пласте III в условиях ЗАО «Распадская-Коксовая» осуществлялось поэтапно.

Первый этап – ведение горных работ по камерно-столбовой системе разработки в соответствии с исходной проектной документацией (2014-2015 гг.). Применялась послойная камерно-столбовая система разработки (рис. 2). По верхнему слою проводилась камера длиной 100 м и шириной 6 м. Между камерами оставлялся целик шириной 7 м, который обратным ходом комбайна частично извлекался в заходках шириной 6 м. Крепление кровли выемочных камер осуществлялось шестью анкерами длиной 2,8 м с шагом установки анкеров один метр по длине камеры. В боках камер (междукамерных целиков) устанавливались три анкера длиной 1,8 м с расстоянием между рядами 2.1 м. Бока камеры по нижнему третьему слою не крепились. Крепление сопряжений камер и очистных заходок осуществлялось тремя канатными анкерами АК01 длиной 4,0 м. Для крепления сопряжений выемочных камер с подготовительными выработками и применялись канатные анкера АК01 длиной 4,6 м, три анкера в ряду, всего 33 анкера на сопряжении. Текущий прогноз удароопасности проводился через каждые 75 м, а прогноз выбросоопасности через 4 метра.

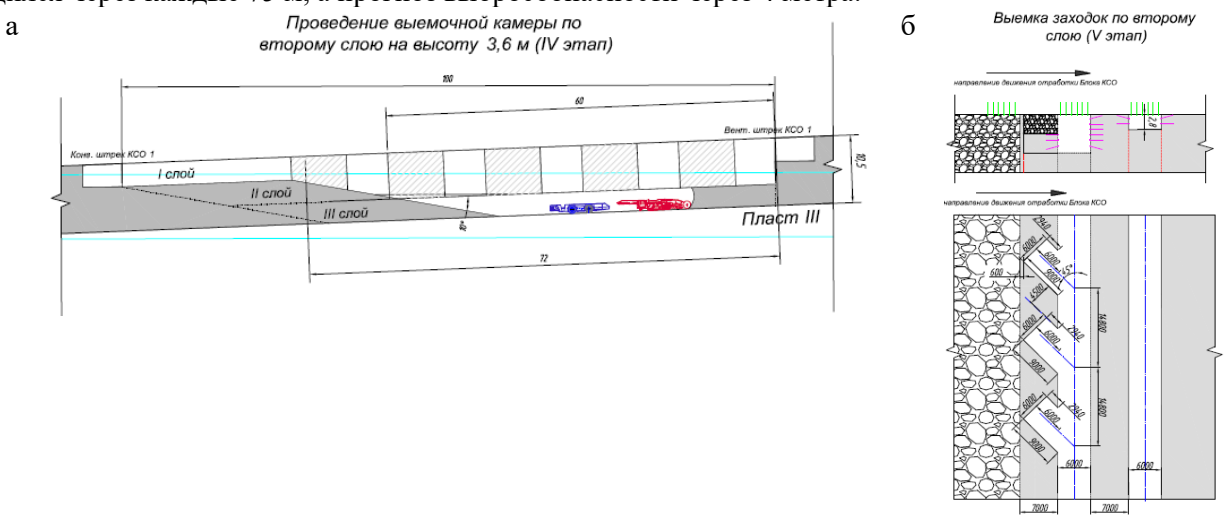


Рис. 2. Схема отработки пласта III камерно-столбовой системой разработки, выемочные блоки КСО 1-1 и КСО 1-2, шахта ЗАО «Распадская-Коксовая»: а-вертикальное сечение по оси камеры; б-поперечный разрез и план камер и заходок

Результаты опытно-промышленных испытаний технологии камерно-столбовой системы разработки на первом этапе:

- в конвейерном штреке КСО 1-1 произошёл разлом угольной толщи в почве штрека. Комиссия установила причину разлома: появление растягивающих деформаций угля, разгрузка угольного

массива от сжимающих напряжений, повышение коэффициента фильтрации угля под влиянием деформаций и давления метана почве выработки;

- не обеспечивалась устойчивость столбчатых угольных целиков между очистными заходками и выемочными камерами, что привело к обрушению пород непосредственной кровли;

- принято решение региональной комиссии по горным ударам о несоответствии параметров камерно-столбовой системы разработки горно-геологическим и горнотехническим условиям пласта III.

Второй этап – корректировка проектной документации и методики научного сопровождения опытно-промышленных испытаний (2015-2016 гг.).

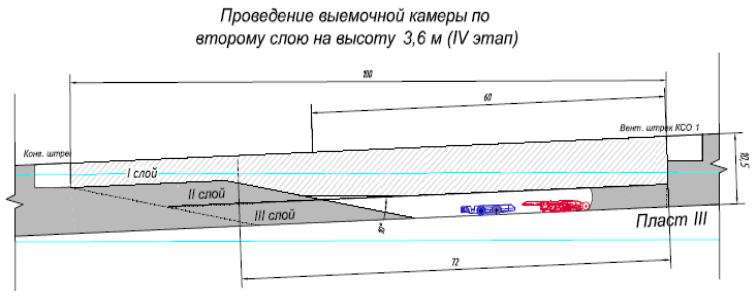
По итогам второго этапа совместно с ВНИМИ были разработаны:

- «Дополнение к рекомендациям по параметрам отработки запасов в блоке №2 участков КСО 1-1, КСО 1-2 в условиях пласта III ЗАО «Распадская-Коксовая», в соответствии с которыми предложено применить камерную систему разработки с шириной выемочных камер и междукамерных целиков 7 м.

- «Рекомендации по безопасной отработке участков КСО 3-11 системой разработки короткими забоями в условиях пласта III, блока №2 ЗАО «Распадская-Коксовая», в которых предложены следующие параметры системы разработки короткими забоями: ширина выемочных камер и междукамерных целиков 7 м, длина выемочных камер 78 м, оставление междублоковых целиков шириной 21 м через каждые 6 выемочных камер. Крепление кровли выемочных камер 7 анкерами длиной 3,2 м, расстояние между рядами 1 м. Крепление боков камер: тремя анкерами длиной 2,8 м, шаг установки крепи 1,5 м, бока камер нижнего слоя не крепились. Крепление сопряжений выемочных камер с подготовительными выработками канатными анкерами АК01 длиной 6,5 м, три анкера в ряду, всего 51 анкер. Рекомендовано ориентировать оси выемочных камер перпендикулярно направлению плоскостей главной системы трещин.

Третий этап – ведение горных работ по камерной системе разработки в блоках 1-2 и 3-1-1 (параметры для блока 3-1-1 указаны в тексте в скобках) согласно скорректированной проектной документации и «Регламента…» (2016-2018 гг.). На этом этапе применялась послойная камерная система разработки (рис. 3). По верхнему слою проводилась камера длиной 78-90 м и шириной 7 м. Между камерами оставлялся целик шириной 7 м. Крепление кровли выемочных камер осуществлялось 7 анкерами длиной 2,6 (3,2) м с шагом установки анкеров 1,1 (1,0) м по длине камеры. В боках камер (междукамерных целиков) устанавливались три анкера длиной 3,2 (2,8) м с расстоянием между рядами 1.5 м. Бока камеры по нижнему третьему слою не крепились. Для крепления сопряжений выемочных камер с подготовительными выработками и применялись канатные анкера АК01 длиной 4,8 (6,5) м, три анкера в ряду, всего 49 (51) анкера на сопряжении. Междублоковый целик шириной 21 м оставлялся после отработки 6 выемочных камер.

а



б

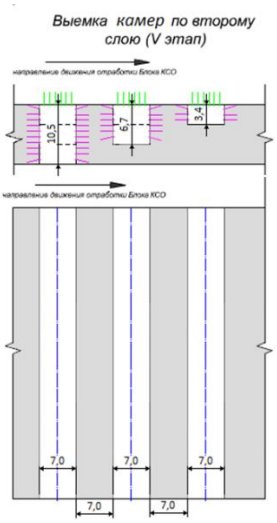


Рис. 3. Схема отработки пласта III камерной системой разработки, выемочные блоки КСО 1-1 и КСО 1-2, шахта ЗАО «Распадская-Коксовая»: а - вертикальное сечение по оси камеры; б- поперечный разрез и план камер

Текущий прогноз удароопасности проводился через каждые 18 м, а прогноз выбросоопасности через 4 метра. Через каждые 12 м проводились мероприятия по предотвращению выделений газа при разломе почвы, а контроль эффективности этих мероприятий через каждые 6 м.

Результаты опытно-промышленных испытаний технологии камерной системы разработки подтвердили высокую её адаптивность к горно-геологическим и горнотехническим условиям пласта III шахта ЗАО «Распадская-Коксовая».

По результатам опытно-промышленной эксплуатации в коротких очистных забоях добыто 410 тыс. т угля в пределах трёх выемочных участков при суточной добыче до 3000 т, производительности труда по очистному забою до 88 т/выход. Фактический экономический эффект составил 227 млн. руб.

Выводы. Результаты опытно-промышленных экспериментов по внедрению систем разработки с короткими забоями на склонных к динамическим явлениям мощных угольных пластах могут быть успешными при выполнении следующих мероприятий: пространственно-временное расположение системы очистных и подготовительных забоев, исключающее наложение их взаимного влияния; обоснование по результатам расчётов геометрических параметров выемочных блоков; ширины междублоковых, междукамерных и барьерных угольных целиков, параметров крепи оконтуривающих выработок, выемочных камер и их сопряжений; проведение оперативного прогноза удароопасности и выбросоопасности; реализация мероприятий по профилактике горных ударов и внезапных выбросов угля, породы и газа; проведение научно-исследовательских работ при внедрении системы разработки короткими забоями; научное сопровождение технологии отработки мощного пласта по программам ВНИМИ и АО «НЦ ВостНИИ».

Библиографический список

1. Методическое руководство по выбору геомеханических параметров технологии разработки угольных пластов короткими забоями / Кол. авторов. – СПб.: ВНИМИ, 2003. – 30 с.

2. Динамические формы проявлений горного давления / В.Б. Артемьев, Г.И. Коршунов, А.К. Логинов, В.М. Шик. - СПб.: Наука, 2009. - 347 с.

3. Fryanov V.N. Prospects for application of robotic mechano-hydraulical excavation of gas-bearing coal layers at great depths / V.N. Fryanov, L.D. Pavlova // IOP Conference Series: Earth and Environmental Science. - 2016. – Vol. 45. (012002) (Режим доступа: http://iopscience.iop.org/issue/1755-1315/45/1)

4. 6. Павлова Л.Д. Обоснование геомеханических параметров роботизированной выемки угольных пластов на больших глубинах по результатам численного моделирования / Л.Д. Павлова, В.Н. Фрянов // Горный журнал. – 2018. - №2. – С. 48-52.

5. Черепов А.А., Павлова Л.Д. Оценка соответствия результатов численного моделирования и шахтных исследований параметров напряжённо-деформированного состояния массива горных пород // Вестник КузГТУ, 2017. - № 6. - С. 61-68.

6. Федеральные нормы и правила в области промышленной безопасности «Инструкция по прогнозу динамических явлений и мониторингу массива горных пород при отработке угольных месторождений». Колл. авт.- М.: ГУП «НТЦ «Промышленная безопасность», 2016. – 135 с.

7. К вопросу отработки удароопасных угольных пластов короткими забоями / Д.В. Яковлев, В.П. Баскаков, М.А. Розенбаум, С.И. Калинин // Уголь. – 2015. - №7. – С. 13-16.

8. Отработка мощных угольных пластов, опасных по газодинамическим явлениям, системой коротких забоев / В.П. Баскаков, М.А. Розенбаум, С.И Калинин, В.В. Семенцов, М.С. Добровольский // Уголь, 2015. - №11 (1076). - С. 17-20.

УДК 622.831

ВЫБОР МЕСТА ЗАЛОЖЕНИЯ НАКЛОННОГО СТВОЛА И ПАРАМЕТРОВ ПОЭТАПНОГО СТРОИТЕЛЬСТВА В УСЛОВИЯХ ТЕРСИНСКОГО УГЛЕНОСНОГО РАЙОНА

[1]к.т.н. Волошин В.А., [1]Риб С.В., [1]к.т.н. Петрова О.А., [2]Беляев А.В.
1 - Сибирский государственный индустриальный университет, г. Новокузнецк, Россия
2 - АО «УК Сибирская», г. Новокузнецк, Россия

Аннотация. В работе обозначена проблема строительства наклонных стволов в условиях угольных шахт Терсинского геолого-экономического района Кузбасса. Выполнено обоснование варианта технологии строительства флангового наклонного ствола пласта 67 в сложных горно-геологических условиях шахты. Представлены рекомендации по мониторингу состояния выработки и

разработке мероприятий, обеспечивающих снижение негативных проявлений горного давления в период строительства и эксплуатации наклонного ствола с учетом совокупного влияния системы ранее пройденных выработок и сезонного повышенного водопритока.

Ключевые слова: наклонный ствол, методика, напряжения, крепь, мониторинг, проходка, исследование, шахта, комплекс программ.

Строительство и поддержание вскрывающих выработок в сложных горно-геологических условиях является весьма актуальной задачей шахтостроителей [1, 2]. Ежегодно в условиях Кузбасса осуществляется строительство более 7 км вскрывающих наклонных выработок, около 4 км капитальных выработок нуждаются в капитальном и текущем ремонте. Усиление крепи и ремонт за весь срок эксплуатации требуется почти в 35% случаев на всем протяжении срока службы выработок.

В ходе выполнения работы по строительству флангового наклонного вентиляционного ствола пласта 67 филиала «Шахта «Увальная» АО «УК Сибирская» в сложных горно-геологических условиях проведён анализ результатов инженерно-геологических, гидрогеологических и геофизических изысканий в зоне строительства выработки.

По результатам анализа горно-геологической ситуации и пространственного положения ранее проведённых выработок обоснованы следующие альтернативные варианты расположения и технологии проведения флангового наклонного вентиляционного ствола (рис. 1):

1) Проведение вскрышных работ, строительство остова флангового вентиляционного ствола, бетонировка выработки и засыпка до существующего уровня земной поверхности.

2) Проведение флангового наклонного вентиляционного ствола под ранее законсервированной выработкой до вертикального ствола.

3) Проведение флангового наклонного вентиляционного ствола от сопряжения с ранее пройденной выработкой на расстоянии от «законсервированной» части 8 м по горизонтали и 10 м по вертикали.

4) Проведение флангового наклонного вентиляционного ствола от сопряжения с ранее пройденной выработкой на расстоянии от «законсервированной» части 8 м по горизонтали и 18 м по вертикали (ниже уровня пласта 66).

Рассматриваемые четыре варианта выбора места строительства флангового вентиляционного ствола пласта 67 представлены на рис. 1.

Расчёт параметров напряжённо-деформированного состояния (НДС) углепородного массива в окрестности вновь проводимого флангового наклонного вентиляционного ствола представлен на основе численного решения методом конечных элементов дифференциальных уравнений механики сплошной среды с использованием пакета компьютерных программ [3-5].

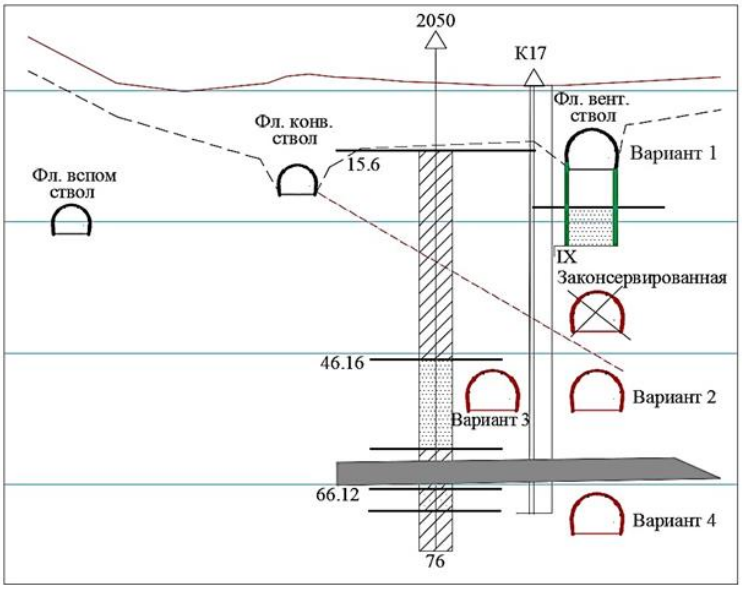


Рис.1. Пространственное положение вариантов флангового наклонного вентиляционного ствола

При обосновании формы и размеров зон разрушения угля и пород в окрестности проводимого вентиляционного ствола использовались результаты шахтных наблюдений и лабораторных

исследований свойств горных пород и диаграмм их деформирования. В качестве входных параметров использованы следующие источники информации:

- геологические разрезы по скважинам;
- размеры зоны сдвижения горного массива согласно прогнозу;
- высота свода естественного равновесия и несущая способность элементов рамной крепи, расчет параметров крепления капитальных выработок рамной и бетонной крепью в соответствии с действующими инструкциями.

Для расчета принята следующая геометрическая модель углепородного массива:

- длина вертикального разреза по оси вентиляционного ствола пласта 67 - 300 м;
- глубина разработки до пласта 67 в зоне проведения вентиляционного ствола пласта 67 - 62 м;
- ширина вентиляционного конвейерного и вспомогательных стволов с учетом расчетных рекомендаций и фактического отжима боковых пород по натурным наблюдениям 7,0 – 8,0м;
- высота выработок по максимально извлечённому объему вынимаемой горной массы 5,0 – 5,5м;
- начало координат на вертикальном разрезе, на пересечении кровли пласта 67 (вертикальная ось ординат) и левого бока ранее пройденного и «законсервированного» участка флангового вентиляционного ствола пл.67 (горизонтальная ось абсцисс).

Из результатов анализа распределения смещений пород в окрестности вентиляционного ствола следует, что характер деформирования и направления векторов смещений существенно не изменились по сравнению со смещениями при проведении выработки под ранее пройденной выработкой (рис. 2). Величины смещений пород кровли уменьшились почти на 15%, в почве выработки вероятность пучения увеличилась на 20%. Горизонтальные смещения в почве выработки увеличились, что свидетельствует о повышении вероятности разрушения пород на контакте почвы и боков выработки, особенно в случае повышенного притока воды в породах, весьма склонных к размоканию.

Следует отметить, что при проведении флангового вентиляционного ствола на участке, где отсутствует сближенная ранее пройденная выработка, существенно снизились вертикальные напряжения и ожидаемые смещения пород кровли и боков, в среднем на 25%.

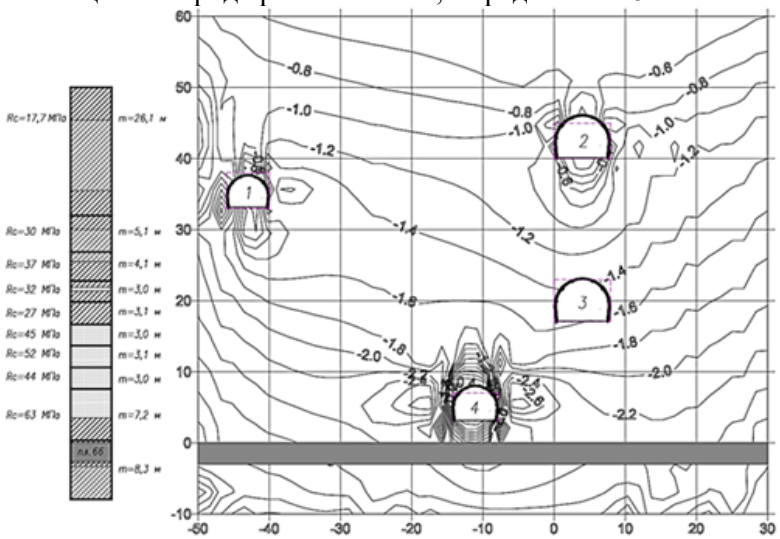


Рис.2. Изолинии распределения вертикальных напряжений (МПа) по варианту 3 проведения флангового вентиляционного ствола при максимальном приближении к пласту 66

Проведенный анализ вариантов места заложения флангового наклонного вентиляционного ствола по отношению к ранее проведенным выработкам технологической площадки позволил сделать выводы о целесообразности принятия третьего варианта строительства.

Для обеспечения устойчивости флангового наклонного вентиляционного ствола на протяжении строительства и поддержания на весь период эксплуатации необходимо учесть ряд факторов.

В *первую* очередь это крепление выработки, а точнее - этапы крепления. Очевидно, что при проведении флангового наклонного вентиляционного ствола наибольшие напряжения наблюдаются в местах приближения к ранее пройденной и законсервированной выработке. Устойчивость

боковых пород будет снижена, поэтому на этапе проведения флангового наклонного вентиляционного ствола рядом с ранее пройденной выработкой рекомендуется применять проколоты перед установкой рамной металлической крепи в правый бок и кровлю выработки.

Вторым фактором обеспечения устойчивости вскрывающей выработки является технология проведения (выбор сечения при проходке и последующее расширение). Расчет различных вариантов проведения выработки показывает значительное преимущество строительства выработки в два этапа. Первоначальное проведение выработки узким сечением с последующим расширением до проектного сечения. Проведение выработки узким сечением снизит вероятность повышенных напряжений со стороны массива горных пород и обеспечит надежное крепление выработки. Расширение выработки будет сопровождаться перераспределением НДС массива горных пород и позволит существенно снизить вероятность пучения пород почвы и деформирование элементов крепи флангового наклонного вентиляционного ствола.

Выявленные закономерности распределения изолиний остаточной прочности вмещающих пород по результатам численных расчетов показали, что при проведении выработки полным сечением зона пучащих пород в почве выработки составит в сечении до 6 м^2, то есть следует ожидать активное давление со стороны почвы до 5-7 м^3 пород на метр погонный выработки. Разрушение пород в кровле ожидается на высоту более 2 м, наибольшее давление ожидаются с боков выработки. Для обеспечения устойчивости выработки рекомендуется при проведении разработать мероприятия по установке проколотов в бока.

При проведении выработки на неполное сечение существенно меняется НДС в окрестности проводимого вентиляционного ствола: зона пучащих пород в почве выработки составит менее 1м^3 пород. Разрушение пород в кровле ожидается на высоту до 1,5 м, наибольшее давление ожидается с боков выработки, что существенно меньше, чем при проведении выработки широким сечением. Наиболее опасной является зона у кровли, в местах концентрации напряжений. Следует отметить, что выбор сводчатой формы выработки осуществлён правильно, однако с правого бока выработки можно рекомендовать мероприятия по установке проколотов при проходке сразу после выемки горной массы.

В связи с ожидаемыми большими смещениями и разрушениями пород в боках выработки предлагается рассмотреть возможность поэтапного проведения выработки. На первом этапе выработка проводится узким сечением 16 м^2, на втором этапе расширяется до проектного сечения 22 м^2.

На рис. 3 и 4 представлены графики распределения изолиний остаточной прочности пород при проведении флангового наклонного вентиляционного ствола пласта 67 полным и узким сечением.

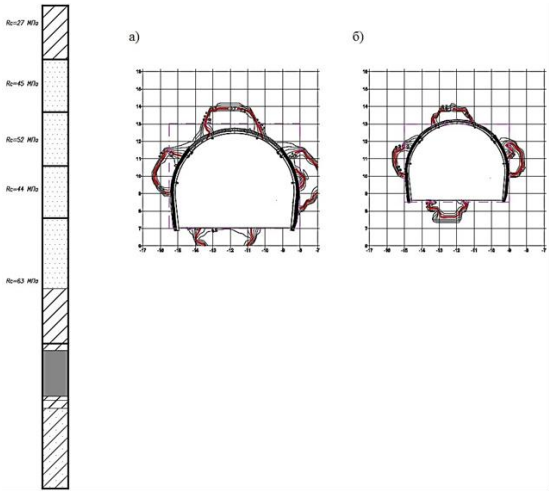


Рис.3. Изолинии распределения отношения остаточной прочности пород к исходной при проведении флангового наклонного вентиляционного ствола полным сечением (а) и узким сечением (б)

Снижение интенсивности конвергенции пород кровли и почвы на 30% существенно повышает устойчивость выработки и снижает риск негативного влияния на условия проведения и поддержания флангового вентиляционного ствола пласта 67. Ожидаемые смещения при проведении выработки малым сечением компенсируются в полном объеме прочностными характеристиками возводимой крепи.

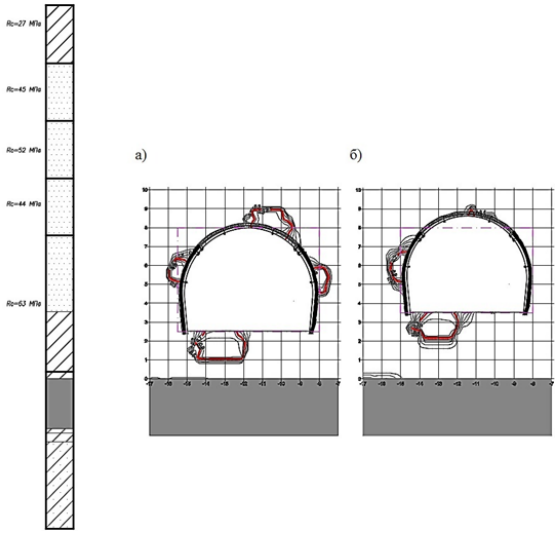


Рис.4. Изолинии распределения отношения остаточной прочности пород к исходной при проведении флангового наклонного вентиляционного ствола на участке максимального приближения к пласту 66; а) проведение полным сечением; б) проведение узким сечением

Из сравнения графиков изолиний на рис.4 следует, что вертикальная нагрузка под воздействием пород кровли снижена на 30%. Проявление пучения при формировании зоны разрушения в слабых породах почвы при интенсивном притоке воды в весенний период рекомендуется избежать путем увеличения сечения выработки при активном поддире ее почвы. Вариант первоначального проведения выработки меньшего сечения с последующим увеличением высоты до проектного сечения методом поддира почвы существенно повысит устойчивость выработки в период ее поддержания.

Негативные проявления повышенной обводненности месторождения, интенсивное давление угля и породы с боков и кровли выработки, пучения пород почвы явились объективными предпосылками для разработки комплекса мер по мониторингу за состоянием крепи и вмещающих пород вокруг наклонных выработок.

Для обеспечения безопасности и эффективности горных работ, а также снижения опасности вывалов и обрушений при проведении наклонных стволов разработана комплексная методика исследований состояния массива горных пород и элементов крепи.

В *методике* рассматриваются следующие положения:

– визуальное обследование приконтурного массива горных выработок;
– визуальное обследование состояния крепи кровли и боков горной выработки;
– визуально-инструментальное обследование пород кровли на наличие процессов расслоения пород;
– инструментальный контроль конвергенции вмещающих пород в окрестности горных выработок;
– наблюдения за сдвижением горных пород и земной поверхности;
– физическое моделирование на эквивалентных материалах;
– численные расчеты методом конечных элементов (МКЭ).

Вывод. Таким образом, разработанные технологические решения по выбору места заложения наклонного ствола и технологии его поэтапного проведения и крепления с использованием мониторинга состояния крепи и вмещающих пород в поддерживаемой выработке позволили существенно сократить расходы на крепление выработки при проходке. Проведенный мониторинг состояния вскрывающей наклонной выработки на протяжении двух лет показал удовлетворительное состояние и отсутствие дополнительных работ по ремонту выработки.

Библиографический список

1. Строительство наклонных горных выработок / Н. Ф. Косарев, А. И. Копытов, В. В. Першин, М. Д. Войтов. – Кемерово : Кузбассвузиздат, 2004. – 347 с.

2. Строительство конвейерного ствола ш. «Костромовская» в сложных горно-геологических условиях / В. В. Першин, О. В. Верхотуров, В. В. Волков, Е. А. Волкова // Вестн. КузГТУ. – № 4. – с. 24–26.

3.Фадеев А.Б. Метод конечных элементов в геомеханике [Текст] / А.Б. Фадеев. – М.: Недра, 1987. – 221 с.

4. Риб С.В. Закономерности формирования зон повышенного горного давления под влиянием угольного целика-штампа при отработке свиты пластов / С.В. Риб, В.А. Волошин, В.Н. Фрянов, А.А. Черепов // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2015. – №7. – С. 23–29.

5.Риб С.В. Численное моделирование методом конечных элементов напряжённо-деформированного состояния углепородного массива при переходе очистным забоем передовой выработки / С.В. Риб, В.А. Волошин, В.Н. Фрянов, А.А. Максимов, Д.М. Борзых, А.М. Никитина // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2015. – №3. – С. 414–422.

УДК 622.831.22; 622.268.13

ГЕОМЕХАНИЧЕСКОЕ ОБОСНОВАНИЕ ПАРАМЕТРОВ СОПРЯЖЕНИЙ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК С УЧЕТОМ ВЛИЯНИЯ ДИНАМИЧЕСКОГО ОПОРНОГО ДАВЛЕНИЯ

[1]Басов В.В., [2]Серг А.Г.

1 - Сибирский государственный индустриальный университет, г. Новокузнецк, Россия

2 - Шахта «Большевик, г. Новокузнецк, Россия

Аннотация. Предложена методика подготовки исходных данных для геомеханического обоснования параметров сопряжений горных выработок.

Представлены результаты шахтного эксперимента напряженно-деформированного состояния массива горных пород на сопряжении конвейерного штрека с диагональной сбойкой с учётом пространственно-временного расположения очистного забоя.

Проведена сравнительная оценка результатов инструментальных измерений и расчётных смещений пород кровли на сопряжении горных выработок.

Ключевые слова: сопряжение горных выработок, вертикальные смещения, глубинная реперная станция, опорное горное давление, шахтный эксперимент.

Актуальность исследований геомеханических процессов в окрестности сопряжений горных выработок подтверждается сложностью их поддержания вблизи очистных забоев. Это связано с динамическим изменением параметров опорного горного давления, зависящих от расстояния между сопряжением выработок и очистным забоем, а также длины консоли зависания пород активной кровли над выработанным пространством. Поэтому исследования, учитывающие пространственно-временное положение выработок сопряжения, очистного забоя и состояния подработанных пород кровли являются актуальными.

Цель работы - провести шахтный эксперимент и определить параметры напряженно-деформированного состояния (НДС) массива горных пород в окрестности сопряжений очистных и подготовительных выработок с учетом влияния динамического опорного давления.

Задачи исследования:

1) Разработать программу и методику шахтного эксперимента.

2) Прозвести визуальные наблюдения изменения формы, деформации и разрушения пород кровли и боков на сопряжении горных выработок при подвигании очистного забоя к исследуемому участку.

3) Выполнить инструментальные измерения конвергенции и отжима угля с боков выработок в зоне примыкания при разном пространственном расположении очистного забоя.

4) Провести оценку геомеханических параметров массива горных пород в окрестности сопряжений очистных и подготовительных выработок с учетом влияния динамического опорного давления.

5) Сравнить результаты инструментальных измерений и расчётных смещений пород кровли на сопряжении выработок.

Шахтные исследования проведены в соответствии с разработанной методикой, которая включала в себя:

– визуальные наблюдения состояния массива горных пород в окрестности сопряжений горных выработок;

– обследование состояния крепи на сопряжении горных выработок;

– мониторинг смещений глубинных реперных станций (ГРС) на исследуемом участке;
– измерения высоты и ширины выработок на сопряжении с помощью дальномера;
– выполнение зарисовок;
– фотографирование.

Шахтный эксперимент проведен на одной из шахт Кузнецкого угольного бассейна на момент отработки выемочного участка 1-1 (I этап), 1-2 (II этап). Горные работы по отработке пологого угольного пласта 1 мощностью 3,6 м производились на глубине 385м в сложных горно-геологических условиях.

Исследуемый участок находился в месте сопряжения конвейерного штрека 1-2 со сбойкой 1-5 и диагональной сбойкой 1-2-2 (далее штрек, сбойка, диагональная сбойка) подготовленного для следующего выемочного участка 1-2 (рис. 1).

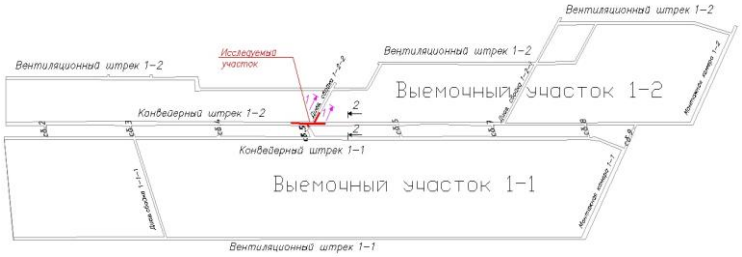


Рис. 1. Выкопировка с плана горных работ

Длина очистного забоя 1-1 составляла 200 м. Длина очистного забоя 1-2 до диагональной сбойки 1-2-1 составляла 200 м, после 120 м и на участке диагональной сбойки 1-2-2 70 м. Штрек, сбойка и диагональная сбойка пройдены шириной 4,9 м, 4,6 м, 4,6 м соответственно, по угольному пласту с анкерным креплением (рис. 2).

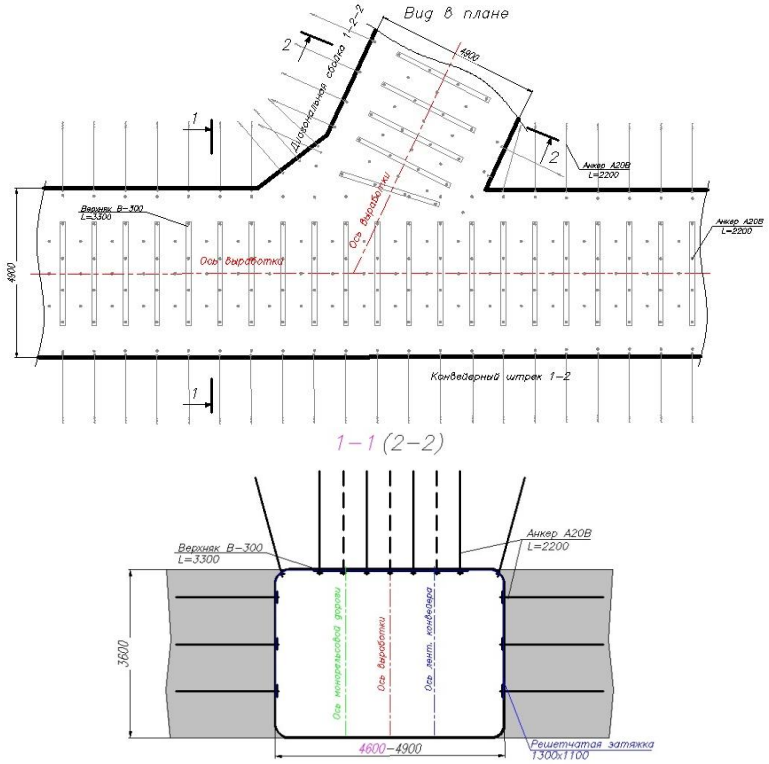


Рис. 2. Сечение диагональной сбойки 1-2-2, конвейерного штрека 1-2, сбойки 1-5

Инструментальные измерения деформации пород на сопряжении горных выработок проводились при помощи шахтного дальномера по предложенной схеме (рис. 3).

Мониторинг смещений пород в своде естественного равновесия исследуемого участка сопряжений проводился по глубинной реперной станции. Схема наблюдательных станций включает горную выработку, вертикальную скважину, закрепленные в скважине реперы, систему изменения смещений реперов (рис. 3,в). По верхнему реперу $R_{П0}$ смещения принимались равными нулю. Смещения нижних реперов $R_{П1}$, $R_{П2}$, определялись относительно верхнего опорного репера $R_{П0}$.

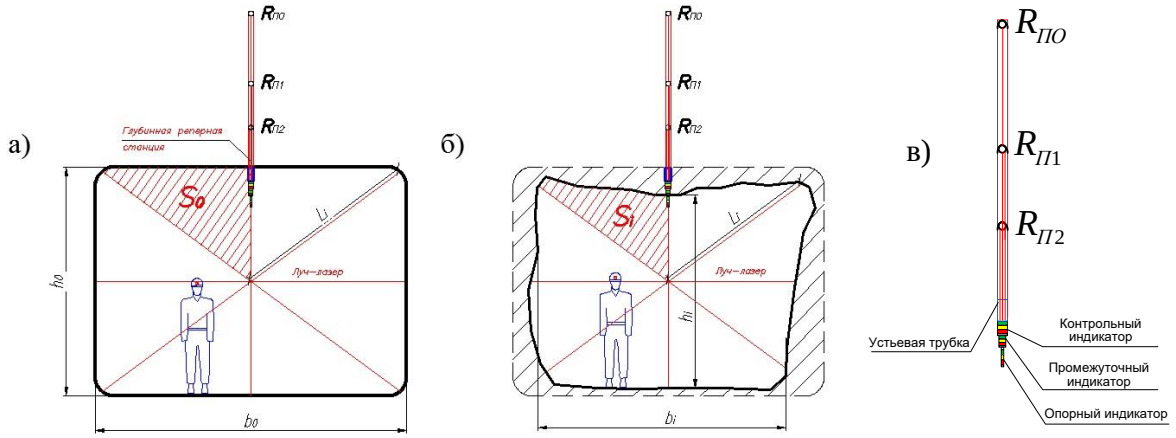


Рис. 3. Схема инструментального измерения деформации на сопряжении выработок при помощи дальномера: а – исходное сечение выработки; б – деформированное сечение выработки; в – конструкция ГРС

На первом этапе при отработке выемочного участка 1-1 проведены визуальное наблюдение состояния массива горных пород в окрестности исследуемого участка и обследование состояния крепи кровли и боков сопряжений горных выработок.

Установлено, что на расстоянии 100-150 м позади очистного забоя наблюдалась деформация опорных элементов крепи на протяжении 40 м от исследуемого участка в сторону выработанного пространства лавы 1-1. На участке примыкания штрека со сбойкой отмечено: интенсивное развитие трещин в кровле на сопряжении, отслоение пород кровли (куполение), отжим угля с последующим порывом решетчатой затяжки со стороны выработанного пространства выемочного участка 1-1 (рис. 4, а).

В результате для приведения штрека 1-2 в эксплуатационное состояние был произведен выпуск горной массы с последующей зачисткой, установкой металлической крепи усиления типа КМПТ-27 с шагом 1 м и забучиванием пустот деревянным брусом (рис. 4, б). Сбойку 1-5 и диагональную сбойку усилили деревянными рудстойками в два ряда по бокам выработки.

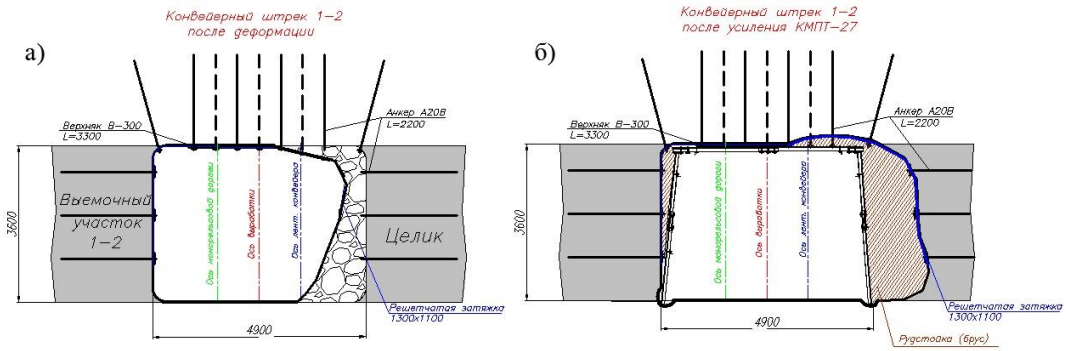


Рис. 4. Конвейерный штрек 1-2 в зоне сопряжения между сбойками: а – после деформирования выработки; б – после усиления металлической крепью типа КМПТ-27

На втором этапе шахтного эксперимента визуальные наблюдения и инструментальные измерения конвергенции пород на сопряжении штрека с диагональной сбойкой проводились при отработке выемочного участка 1-2.

По результатам обработки данных шахтных замеров конвергенции на исследуемом участке и анализа смещений пород кровли сопряжения по ГРС построен график зависимости распределения вертикальных смещений от расстояния до очистного забоя 1-2 (рис. 5).

По результатам обследования крепи на сопряжении выработок была зафиксирована в 300 м от забоя лавы 1-2 повторная деформация крепи в виде выдавливания опорных элементов анкеров по бокам (рис. 5, участок 1) в месте примыкания сбоек со штреком отмечено выдавливание угля с последующим обнажением.

С приближением фронта очистных работ на расстоянии 100 м от очистного забоя в кровле штрека на сопряжении и на протяжении 20 м наблюдался прогиб СВП в замковой части крепи КМПТ-27 (рис. 5, участок 2).

На расстоянии 70 м от очистного забоя зафиксирована повторная конвергенция кровли выработки на сопряжении (рис. 5, участок 3).

При расстоянии 50-30 м от забоя в зоне влияния опорного давления лавы 1-2 наблюдались порывы стоек металлической крепи в местах на сварочных швах в 5 м от сопряжения штрека с диагональной сбойкой. В результате чего по бокам штрека началось выдавливание угольного целика со стороны отработанного выемочного столба 1-1 (рис. 5, участок 4).

При подвигании очистного забоя в 10 м от исследуемого участка зафиксировано интенсивное опускание кровли штрека.

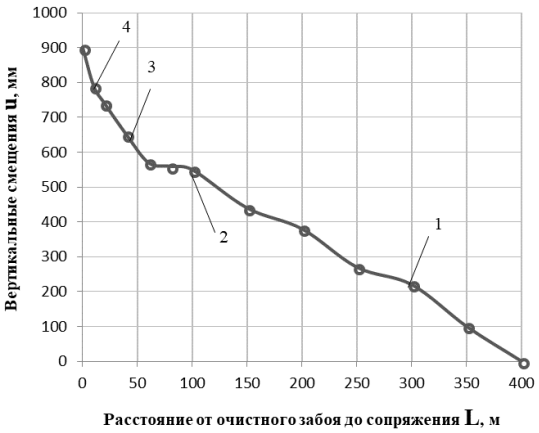


Рис. 5. Зависимость распределения вертикальных смещений от расстояния до очистного забоя 1-2

На момент положения сопряжения в створе с очистным забоем отмечено критическое состояние крепи штрека (рис. 6). Произведен выпуск породы в кровле на сопряжении выработок. Для заполнения пустот куполов в кровле применялись полимерные смолы.

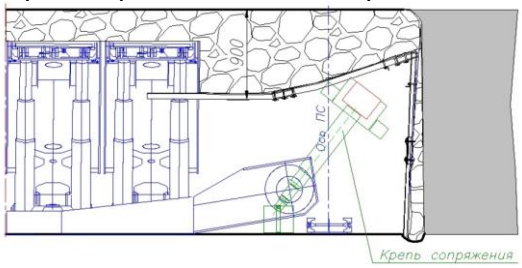


Рис. 6. Сопряжение конвейерного штрека и диагональной сбойки в створе с очистным забоем

В соответствии с задачами исследования проведен расчёт смещений пород кровли на сопряжении горных выработок на основе нормативных документов [1, 2] и инструкций [3,4] для следующих вариантов горно-геологических и горнотехнических условий:

– благоприятные горно-геологические условия;
– вблизи разрывного геологического нарушения;
– в зоне повышенного горного давления, вблизи разрывного нарушения и обводненности пород;
– в зоне повышенного горного давления, вблизи разрывного нарушения и обводненности пород после проведения доразведки.

Для осуществления доразведки были проведены работы по взятию керна на участке влияния опорного давления лавы 1-2. По результатам данных работ выявлено, что на расстоянии 50 м от очистного забоя в кровле сопряжений выработок зафиксирована повышенная трещиноватость пород, что является причиной перераспределения напряжений и, как следствие, уменьшения физико-механических параметров пород кровли, которые были учтены при расчёте смещений.

На рис. 7 представлены результаты расчётных смещений пород в кровле сопряжения штрека и диагональной сбойки для 3 стадий ведения очистных работ (пространственно-временного расположения очистного забоя):

– в зоне опорного горного давления (70 м);
– для участка сопряжения выработок 10 м впереди очистного забоя;
– для участка сопряжения выработок в створе с очистным забоем.

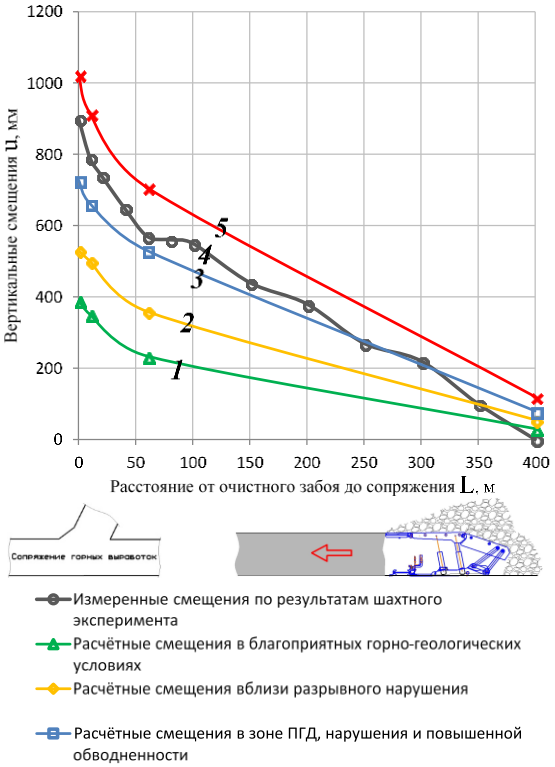


Рис. 7. Графики распределения вертикальных смещений на участке сопряжения горных выработок: 1-4 - по инструкции, 5 – инструментальные измерения

Анализ шахтных измерений позволяет утверждать, что расчётные смещения на исследуемом участке в зоне опорного давления в 10 м и в створе с очистным забоем имеют расхождение порядка 20%.

График 3 смещений при расчётных значениях по инструкции, имеет схожий характер с фактическими данными до зоны влияния очистных работ, однако не в полной мере обеспечивает правильность прогноза геомеханических параметров НДС массива горных пород в зоне влияния опорного давления. Это является причиной необоснованного выбора параметров крепи на сопряжении очистных и подготовительных выработок, так как в большинстве случаев расчётные значения либо завышены, либо меньше фактических.

Выводы. Результаты расчётных смещений пород кровли не в полной степени обеспечивают правильность выбора параметров крепи на участке сопряжения выработок при влиянии динамического опорного давления. Для получения более полного объема информации о смещениях пород предлагается провести численное моделирование геомеханических процессов и определить параметры НДС массива горных пород в окрестности сопряжений очистных и подготовительных выработок с учетом влияния динамического опорного давления с последующей тарировкой математической модели по результатам шахтных измерений.

Библиографический список

1. Федеральные нормы и правила в области промышленной безопасности «Инструкция по расчету и применению анкерной крепи на угольных шахтах» (утв. Приказом Ростехнадзора №610 от 17.12.2013 г.).

2. Федеральные нормы и правила в области промышленной безопасности «Правила безопасности в угольных шахтах», утвержденные приказом Ростехнадзора от 19.11.2013 г. № 550 (Зарегистрированы в Минюсте России 31.12.2013 г. № 30961)

3. Указания по рациональному расположению, охране и поддержанию горных выработок на угольных шахтах СССР [Текст] / Мин-во угольн. пром-сти СССР, ВНИМИ горн. геомех. и маркшейд. дела. – Изд. 4-е, доп. – Ленинград, 1986. – 222 с.

4. Методика расчёта и выбора параметров крепи на сопряжениях горных выработок при одинарной и парной подготовке выемочных столбов: утв. Департаментом угольной промышленности Минэнерго России 16.01.2003 г. / Межотраслевой научн. центр ВНИМИ. – Санкт-Петергбург, 2004. – 84 с.

УДК 622.272

ВЛИЯНИЕ РАСПОЛОЖЕНИЯ ПОРОДНОГО ПРОСЛОЙКА НА НАПРЯЖЁННО-ДЕФОРМИРОВАННОЕ СОСТОЯНИЕ МАССИВА ГОРНЫХ ПОРОД В ОКРЕСТНОСТИ ПОДЗЕМНОЙ ВЫРАБОТКИ

Риб С.В.
Сибирский государственный индустриальный университет, г. Новокузнецк, Россия

Аннотация. Приведены результаты численного исследования деформирования горных пород в окрестности подготовительной горной выработки при подземной отработке угольных пластов сложного строения. Произведена оценка напряжённо-деформированного состояния горных пород при расположении породного прослойка в пределах угольного пласта: в верхней, средней и нижней его частях.

Ключевые слова: угольный пласт сложного строения, численное моделирование, горная выработка, породный прослоек, целик, напряжение.

В пределах угленосных районов шахт юга Кузбасса преобладает разнообразное строение угольных пластов [1]. Наблюдается значительная изменчивость условий залегания пластов даже в пределах одного и того же выемочного участка шахтного поля. Резко меняются механические свойства угля и породных прослойков в пластах, трещиноватость, деформационные и прочностные показатели пород непосредственной кровли и почвы пластов. Например, на шахте «Осинниковская» (Кузбасс) при разработке пласта E_5 наблюдается прочный породный прослоек, повышающий устойчивость краевой части пласта. Под влиянием очистных работ напряженные породы кровли, почвы и уголь в пласте подвергаются дополнительному деформированию, что может привести к негативному проявлению горного давления.

Для установления влияния породных прослойков в пласте на деформируемость пород проведены лабораторные эксперименты на эквивалентных материалах [2]. По результатам экспериментов можно констатировать, что величины вертикальных смещений в окрестности выработки с породным прослойком уменьшились по отношению к величине смещений, в окрестности выработки без прослойка [3].

Оценку влияния породного прослойка в пласте на пареметры напряженно-деформированного состояния (НДС) предлагается проводить с помощью комплекса компьютерных программ CoalPillar [4], предназначенного для моделирования процессов изменения смещений, напряжений и деформаций под влиянием структурной неоднородности пласта, природных полей напряжений и горных выработок в углепородном массиве.

Расчеты параметров НДС массива горных пород в окрестности горной выработки выполнены в условиях плоской деформации. Размеры расчетной области по ширине приняты равными 600 м, по высоте - 485 м; глубина разработки отрабатываемого пласта 350 м. Фрагмент расчётной схемы задачи представлен на рис. 1.

Рис.1. Фрагмент расчётной схемы

На контуре расчетной схемы приняты следующие граничные условия:

- на левой и правой границах расчётной области горизонтальные смещения равны нулю;
- на нижней границе модели вертикальные смещения равны нулю;
- верхняя граница расчётной области свободна от внешней нагрузки.

Для вычислительных экспериментов использованы горно-геологические условия шахты «Осинниковская» (пласт E_5). Мощность пласта составляла 3,25 м. Залегание пласта горизонтальное. Предел прочности угля в пласте 11 МПа, прослоек алевролита мощностью 0,5 м с пределом прочности при сжатии 30 МПа. За начало координат принята точка пересечения от оси правого бока выработки с кровлей разрабатываемого пласта. Горная выработка шириной 5 м, высотой 3,25 м охраняется угольным целиком шириной 30 м от влияния выработанного пространства длиной 210

м. Выполнялось моделирование НДС массива, при этом варьировалось расположение породного прослойка относительно кровли и почвы пласта. Рассмотрено четыре варианта модели (табл. 1).

Таблица 1

Расчётные варианты моделирования

Номер варианта	Наличие породного прослойка в пласте	Расположение прослойка	Расстояние от кровли пласта до породного прослойка, м
1	отсутствует	-	-
2	породный прослоек алевролита мощностью 0,5 м	в верхней части пласта	0,5
3	породный прослоек алевролита мощностью 0,5 м	в средней части пласта	1,5
4	породный прослоек алевролита мощностью 0,5 м	в нижней части пласта	2,25

Для установления влияние породного прослойка на НДС массива пород в окрестности подготовительной выработки обозначены характерные точки (рис. 2), координаты которых указаны в табл. 2.

Рис. 2. Схема расположения характерных точек

Таблица 2

Координаты характерных точек

Координаты точек	Номер характерной точки													
	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14
x, м	0,2	0,2	0,2	0,2	0,2	0,2	0,2	-5,2	-5,2	-5,2	-5,2	-5,2	-5,2	-5,2
y, м	-0,1	-0,6	-1,1	-1,6	-2,1	-2,6	-3,1	-0,1	-0,6	-1,1	-1,6	-2,1	-2,6	-3,1

Качественные отличия обнаружены в распределении горизонтальных напряжений при решении задачи в упругой постановке (рис. 3, табл. 3) в краевых участках целика, т.е. в боках выработки и в краевой части пласта со стороны очистного выработанного пространства.

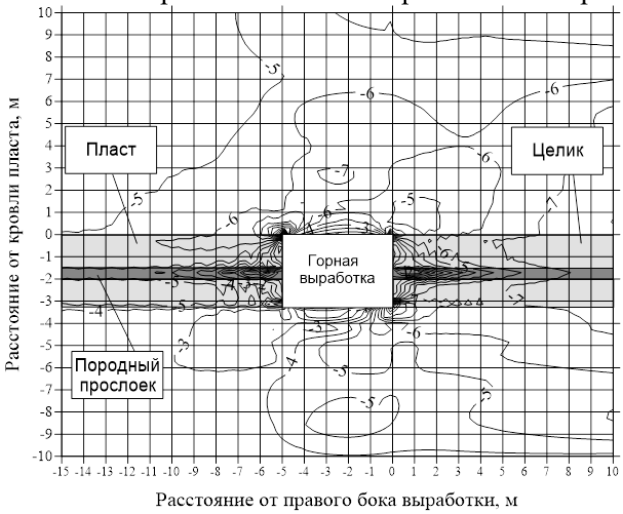


Рис.3. Изолинии распределения горизонтальных напряжений, МПа (вариант 3 с расположением породного прослойка в середине пласта)

На рисунке видно, что наличие породного прослойка в пласте отчётливо изменяет картину изолиний напряжений по сравнению с эксплуатацией выработки на пласте простого строения. В зоне расположения породного прослойка горизонтальные напряжения переходят от сжимающих к растягивающим, что, очевидно, приведёт к выдавливанию пород прослойка в горную выработку.

Таблица 3

Расчетные параметры напряженного состояния массива горных пород в окрестности горной выработки при различных расположениях породного прослойка в пласте

Положение характерной точки расчета	Наименование параметра	Номер точки	Номер варианта			
			1	2	3	4
в правом боку горной выработки	горизонтальные напряжения, МПа	1	-4,8	-4,9	-4,7	-4,7
		2	-0,68	1,7	-0,68	-0,65
		3	-0,18	-1,5	-0,72	-0,19
		4	-0,13	-0,26	0,3	-0,22
		5	-0,28	-0,3	-0,79	1,2
		6	-1,3	-1,4	-1,4	-1,2
		7	-12	-11	-11	-12
в левом боку горной выработки	горизонтальные напряжения, МПа	8	-7,5	-7,7	-7,5	-7,6
		9	-0,082	2,5	-0,26	-0,18
		10	-0,1	-1,8	-0,87	-0,11
		11	-0,037	-0,19	0,31	-0,21
		12	-0,19	-0,22	-0,35	0,72
		13	-0,85	-0,89	-0,93	-0,63
		14	-6,6	-6,5	-6,6	-6,8

Вывод. Предложенная методика оценки напряженно-деформированного состояния массива горных пород в окрестности горной выработки, охраняемой целиком на пластах сложного строения с учетом влияния очистных работ, позволяет прогнозировать ожидаемую конвергенцию кровли и почвы, а также боков выработок в зависимости от горно-геологических условий их эксплуатации и даёт возможность использовать результаты исследований НДС для геомеханического обоснования параметров систем разработки неосвоенных месторождений на стадии проектирования.

Библиографический список

1. Методы оценки свойств угольных пластов сложного строения / М.Ф. Кунтыш, Э.И. Баронская. - М.: Наука. 1980. - 144 с.

2. Лабораторный стенд для определения деформаций горных пород в окрестности выработки на пластах сложного строения / С.В. Риб // Наукоёмкие технологии разработки и использования минеральных ресурсов: науч. журнал / Сиб. гос. индустр. ун-т; под общей ред. В.Н. Фрянова. – Новокузнецк, 2017. – № 3. – С.155-157.

3. Физическое моделирование геомеханических процессов в окрестности горной выработки / С.В. Риб, В.В. Басов // Вестник СибГИУ. – 2017. – № 4 (22). – С. 45-51.

4. Свидетельство о регистрации электронного ресурса. «Комплекс программ для прогноза геомеханических и технологических параметров подземных горных выработок и неоднородных угольных целиков с тестированием численной модели по результатам точечного мониторинга» / С.В. Риб, Д.М. Борзых, В.Н. Фрянов ; Гос. акад. наук, ИНИПИ РАО,–2014.–№ 20629; дата регистрации 09.12.2014.

УДК 622.37, 553.8

ОБОСНОВАНИЕ ТЕХНОЛОГИИ И ПАРАМЕТРОВ КРЕПИ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК, ПРОЙДЕННЫХ В ВЕЧНОМЕРЗЛЫХ ПОРОДАХ С УЧЕТОМ РАСТЕПЛЕНИЯ И ВЛИЯНИЯ БУРОВЗРЫВНЫХ РАБОТ

Айкин А.В., Лысенко М.В., Ковешников П.Ю., Позолотин А.С.
ООО «РАНК 2», г. Кемерово, Россия

Аннотация. В статье отражена проблема поддержания горных выработок и описан опыт её практического решения при помощи усиления крепи кровли анкерами глубокого заложения в горно-геологических условиях рудника «Айхал» Айхальский ГОК АК «АЛРОСА» (ПАО) с учетом осложняющих факторов.

Ключевые слова: анкерная крепь, горная выработка, рудник, растепление, вывалы.

На протяжении десятилетий на горнодобывающих предприятиях всего мира технические специалисты решают комплекс задач, направленных на обеспечение непрерывной и безаварийной работы рудников и шахт. На сегодняшний день одной из наиболее актуальных задач является крепление горных выработок и их сопряжений, обеспечивающее максимальный уровень безопасности ведения горных работ, одновременно совмещающее в себе высокий уровень производительности и надежности с уменьшением доли материальных затрат на возведение и безремонтное поддержании крепи в течение всего срока службы. Данный факт обусловлен ухудшением горно-геологических условий проводимых горных выработок, связанных с увеличением глубины ведения работ.

К числу негативных техногенных факторов, влияющих на устойчивость горных выработок, можно отнести влияние буровзрывных работ при отработке запасов кимберлитовой руды и процесс растепления многолетнемерзлых пород, вследствие чего происходит снижение прочности вмещающих пород. Согласно проведенному анализу и исследованиям было выявлено, что на устойчивость горных выработок влияет применяемые на руднике анкера фрикционного типа. Несущая способность данного типа анкеров напрямую зависит от силы трения между анкером и стенками скважины. По результатам наблюдения было выявлено, что при оттаивании горных пород на стенках скважины образуется конденсат и слой размякших пород, вследствие чего, фактическая несущая способность анкеров данного типа в условиях рудника Айхал может уменьшиться в 2 раза.

Вывалообразования наиболее часто проявляются на сопряжениях горных выработок. По результатам многолетних наблюдений, проводимых техническими специалистами рудника, выявлено, что высота купола в основном соответствует ширине полупролета выработки (рис. 1).

Рис. 1. Сопряжение спирального съезда гор. +100 ÷ ±0,0м с рудоспуском на гор. +50м

В настоящий момент на руднике для крепления выработок применяются анкеры СЗА длиной 1,8м. Согласно фактической ситуации, складывающейся на руднике «Айхал», крепление горных выработок шириной свыше 5,0 м анкерами длиной 1,8м не могут гарантировать удержание массива в устойчивом состоянии, так как анкеры закрепляются в зоне свода естественного равновесия, обладают низкой несущей способностью и не формируют единого монолитного массива. В связи с этим крепление широкопролетных сопряжений на данный момент осуществляется при помощи камерных рам (рис. 2). Однако даже рамная крепь не может в полной мере обеспечить безаварийное поддержание горной выработки на весь срок ее эксплуатации.

Рис. 2. Крепление сопряжений выработок с помощью камерных рам

Поскольку инструкция по креплению горных выработок, имеющаяся на руднике, не учитывает всех факторов, влияющих на устойчивость приконтурного массива, службой геотехнического мониторинга рудника совместно с ООО «РАНК 2» было принято решение разработки новой инструкции по креплению горных выработок с учетом всех осложняющих факторов.

В рамках проведения научно-исследовательской работы по разработке инструкции были проведены:

– опытно-промышленные испытания усиления крепи сопряжения канатными анкерами, проведение мониторинга состояния контура и крепи сопряжения;

– определение фактических горно-геологических условий рудника Айхал:

• отбор образцов пород кровли с определением физико-механических свойств пород кровли горных выработок в естественном состоянии и при положительной температуре;

• видеоэндоскопическое обследование скважин с целью определения расслоений и трещиноватости пород кровли горных выработок до влияния буровзрывных работ и в процессе отработки выемочной камеры;

– оценка устойчивости породных обнажений по рейтингу RMR (Rock Mass Rating), выбор типа крепи горных выработок и сопряжений в зависимости от категории устойчивости;

– разработка порядка расчета параметров крепли горных выработок с учетом осложняющих факторов;

– разработка и оформление «Инструкции по выбору анкерной (штанговой), канатной, торкрет-бетонной и комбинированной крепей на руднике «Айхал».

В декабре 2016 г. были выполнены работы по усилению крепи сопряжения слоевого заезда гор. +60м с камерой перегруза гор. +53м при помощи многофункциональных анкеров АК01-25 длиной 4500 мм. В качестве опорного элемента использовались подхваты ПГК15 и ПГК15А длиной 3200 мм (рис. 3). С декабря 2016 г. за его состоянием ведется непрерывное наблюдение, до настоящего времени сдвижений кровли не зафиксировано.

Рис. 3. Усиление крепи сопряжения слоевого заезда гор. +60м с камерой перегруза гор. +53м с помощью канатных анкеров

Вмещающие горные породы онхойюряхской свиты верхнего кембрия, представленных тонким и средним переслаиванием доломитов, доломитов глинистых, плотных, крепких, тонкокриптозернистых, средней устойчивости и мергелей, мергелей доломитистых, плотных, тонкослоистых, тонкоплитчатых, сильнотрещиноватых по напластованию, неустойчивых до весьма неустойчивых при растеплении, мощность слоев от 0,4 до 1,6 м. Залегание пород субгоризонтальное. Структурные колонки пород кровли, отобранных не нескольких горизонтах, представлены на рис. 4. По результатам проведенных исследований разница в крепости пород в естественном состоянии и при положительной температуре составляет от 10 до 30%.

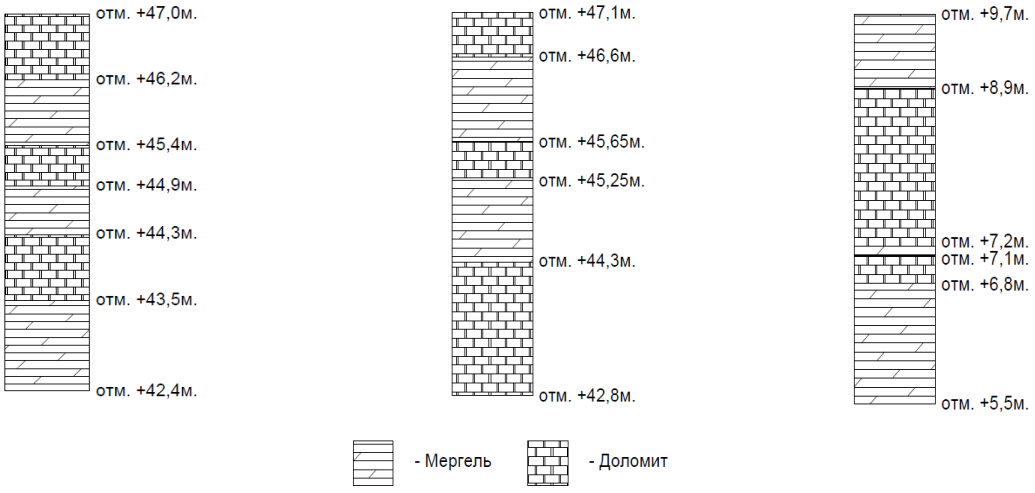


Рис. 4. Структурные колонки пород кровли на горизонтах +40м и ±0м

Результаты видеоэндоскопического обследования показали, что на сопряжении выработок до ведения буровзрывных работ массив представляет собой единую монолитную структуру. После проведения серии взрывов происходит расслоение массива на глубину до 1,5м, а при дальнейшей отработке камеры расслоения распространяются до 2,5м. Согласно проведенным исследованиям, за счет влияния буровзрывных работ трещиноватость массива увеличивается в среднем на 30%.

Рис. 5. Видеоэндоскопическое обследование при отработке выемочной камеры №56

По результатам проведенных исследований для расчета параметров крепи горных выработок вводится коэффициент снижения прочности пород приконтурного массива. Этот коэффициент включает в себя естественную трещиноватость массива, коэффициент увеличения трещиноватости породного массива пород приконтурного массива за счет воздействия буровзрывных работ и снижение прочности пород за счет растепления. Сами коэффициенты получены эмпирическим путем.

$$K_c = k_c \cdot k_{\text{бвр}} \cdot k_{\text{м}},$$

где k_c - коэффициент структурного ослабления; $k_{\text{бвр}}$ - коэффициент снижения прочности горных пород вследствие влияния буровзрывных работ; $k_{\text{м}}$ - коэффициент снижения прочности горных пород, учитывающий растепление многолетнемерзлых пород в зависимости от срока поддержания и назначения выработки.

Для поддержания горных выработок в эксплуатационном состоянии при слоистой структуре пород и повышенной трещиноватости, за счет влияния БВР и растепления массива, необходимо сформировать несущий слой анкерной крепью с предварительным натяжением 200 Н·м. Схема формирования несущего слоя представлена на рис. 6.

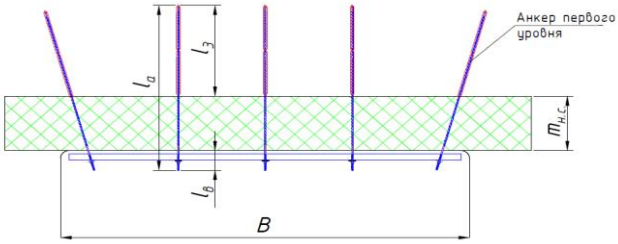


Рис. 6. Схема создания несущего слоя анкерами первого уровня

Для горных выработок шириной более 5м, а также сопряжений необходимо производить усиление крепи (рис. 7). Параметры анкерной крепи усиления (канатных анкеров) определяется по теории свода обрушения, предложенной проф. М.М. Протодьяконовым. Канатные анкеры должны закрепляться за сводом обрушения на величину не менее 1,1м, а количество и шаг установки определяется в зависимости от веса пород свода.

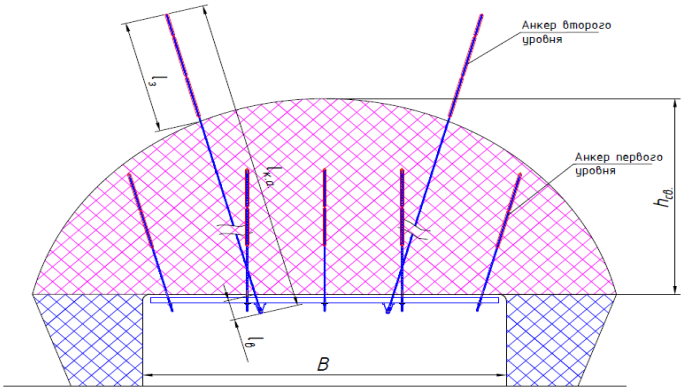


Рис. 7. Схема усиления крепи выработки анкерами второго уровня (канатными анкерами)

Вывод. Внедрение новой инструкции на руднике позволит:

- специалистам рудника самостоятельно рассчитать оптимальные параметры крепи горных выработок с учетом всех осложняющих факторов;
- исключить обрушения пород кровли и отжим боков горных выработок;
- повысить безопасность ведения горных работ;
- снизить затраты на поддержание горных выработок за счет исключения издержек на перекрепление горных выработок и простой технологического оборудования.

Библиографический список

1. СП 91.13330.2012 Свод правил. Подземные горные выработки. (Актуализированная редакция СНиП II-94-80), утвержденный приказом Министерством регионального развития Российской Федерации от 30 июня 2012г №283.
2. Федеральные нормы и правила в области промышленной безопасности «Правила безопасности при ведении горных работ и переработке твердых полезных ископаемых» Серия 03. Выпуск 78. – М. Закрытое акционерное общество «Научно-технический центр исследования проблем промышленной безопасности», 2015г. – 276 с.
3. Широков А.П., Писляков Б.Г. Расчет и выбор крепи сопряжений горных выработок. - М.: Недра, 1978. - 304 с.
4. Разумов Е.А. Методика расчёта параметров анкерной крепи подземных горных выработок в условиях вечной мерзлоты / Е.А. Разумов, В.А. Еременко, Д.Ф. Заятдинов, А.С. Матвеева, П.В. Гречишкин, А.С. Позолотин // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2013. – №. 9. – С. 39-47.
5. Шехурдин В.К. Задачник по горным работам, проведению и креплению горных выработок: Учебное пособие для техникумов. – М.: Недра, 1985. - 240 с.
6. Борщ-Компониец В.И. Практическая механика горных пород. — М.: Издательство «Горная книга», 2013. — 322 с.
7. Боровков Ю.А. Управление состояние массива пород при подземной геотехнологии: учебное пособие. – СПб.: Издательство «Лань», 2018. – 240 с.
8. Никольский А.М. Подземная геотехнология россыпей в условиях вечной мерзлоты. / А.М. Никольский, А.А. Ордин, А.С. Курилко – Германия.: Издательство «Palmarium Academic Publishing», 2013 – 397 с.
9. Genadiy Pivnyak. Mining of Mineral Deposits. / Genadiy Pivnyak, Volodymyr Bondarenko, Iryna Kovalevs'ka – London, UK, Taylor & Francis Group, 2013. – 384 p.

УДК 658.5:622.32

СОЗДАНИЕ КОНКУРЕНТОСПОСОБНОГО ПРОИЗВОДСТВА НА ОСНОВЕ ЭЛЕКТРОТЕРМИЧЕСКИХ И ПЛАЗМЕННЫХ ТЕХНОЛОГИЙ КОМБИНИРОВАННОЙ ПЕРЕРАБОТКИ УГОЛЬНОГО И КАРБОНАТНОГО МИНЕРАЛЬНОГО СЫРЬЯ С ПОЛУЧЕНИЕМ ПРОДУКЦИИ ТОПЛИВНОГО И НЕТОПЛИВНОГО НАЗНАЧЕНИЯ

д.т.н. Жуков А.В., к.т.н. Звонарев М.И., Жукова Ю.А., Шмелев А.А.
Дальневосточный федеральный университет, г. Владивосток, Россия

Аннотация. Разработаны физико-технические и организационно-технологические модели технологий и технических средств, составлено укрупненное ТЭО организации производства конкурентоспособной продукции, произведен расчет основных технико-экономических параметров вновь создаваемого производства для получения продукции топливного и нетопливного назначения.

Ключевые слова: конкурентоспособность, производство, электротермические, плазменные технологии, переработка, угольное, карбонатное сырье, продукция топливная и нетопливная.

В «Стратегии развития топливно-энергетических ресурсов Дальневосточного экономического района до 2020 г.» были поставлены следующие задачи: «...исследовать пути преодоления

кризисной ситуации за счет освоения дальневосточных месторождений нефти, газа на основе прогрессивных методов добычи и химической переработки первичного сырья, а также внедрения режима экономии...».

В связи с этим необходимо было:

– разработать физико-техническую и экономико-технологическую модели технологий и технических средств глубокой химической поэтапной переработки углекарбонатного минерального сырья;

– применить электротермические и разработать плазменные экологически безопасные ресурсо- и энергосберегающие технологии переработки карбонатного и угольного минерального сырья с использованием нескольких модулей (подсистем) для получения конкурентоспособной продукции топливного и нетопливного назначения [1, 7-9].

В новом производственном комплексе для получения карбида кальция (CaC_2) производится предварительный обжиг известняка ($CaCO_3$) с получением окиси кальция (CaO) и углекислого газа (CO_2); шихта из окиси кальция (CaO) и каменный уголь (C) используются для получения карбида кальция (CaC_2).

Образующиеся при обжиге известняка углекислый газ (CO_2) и производстве карбида кальция окись углерода (CO) улавливаются и с помощью оборудования для улавливания отходящих газов из них производится углекислота (H_2CO_3) (рис. 1).

При получении ацетилена из карбида кальция образуется гашеная известь – $Ca(OH)_2$, которая используется в строительстве, в сельском хозяйстве при получении суперфосфата – $Ca(H_2PO_4)$, в системах водоочистки и т.д.

Синтез карбамида (мочевины) – $CO(NH_2)_2$ возможен с участием углекислого газа (CO_2) путем присоединения аммиака (NH_3) или из карбида кальция с использованием азота (N_2) также получают карбамид. При этом для получения азота (N_2) используют разделение воздушной смеси - ректификацию жидкого воздуха или окислением аммиака: $4NH_3 + 3O_2 = 2N_2 + 6H_2O$.

Карбамид (мочевина) используется для повышения эффективности регуляторов роста растений (РЕГРОСТа).

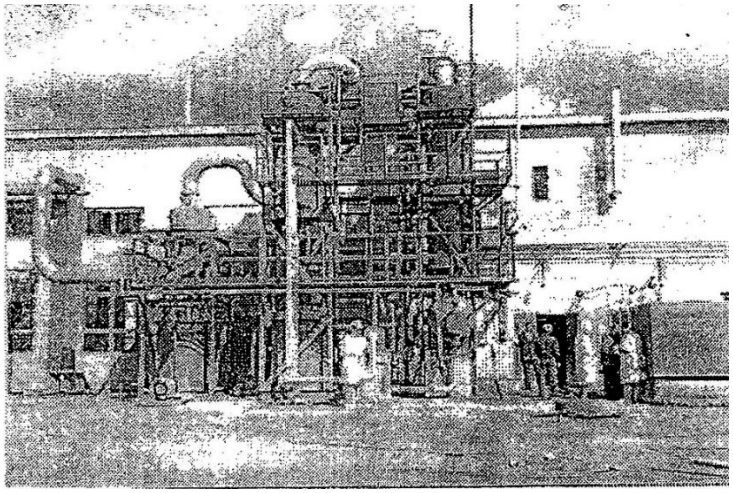


Рис. 1. Установка для улавливания газов и производства углекислоты («сухого льда»)

В Приморском крае потребность в карбиде кальция составляет примерно 1000 -1500 т/год, углекислоты: 2000-2500 и более т в год. В данный момент эти продукты завозятся из Восточной Сибири и частично из КНР, г. Темир-Тау (Казахстан).

Инвестиционная привлекательность данного проекта весьма велика, поскольку его реализация позволяет использовать местные недефицитные недорогие источники сырья и производить на его основе ценные продукты с высокой добавленной стоимостью и с достаточно высокой устойчивостью спроса для различных отраслей экономики и широкого спектра применения, что обеспечивает повышенную экономическую устойчивость предприятия при изменениях конъюнктуры рынка в тех или иных различных его сегментах.

Основная прибыль получается от реализации сельскохозяйственных препаратов (РЕГРОСТ и ТАКАР), цена на которые назначена в 1,5-2 раза ниже импортных аналогов. Учитывая новизну препаратов, предполагаются меры по предварительному (параллельно с строительством завода) информированию потребителей о преимуществах препаратов РЕГРОСТ и ТАКАР по сравнению с известными аналогами [3-5].

В качестве основных продуктов переработки угольного и карбонатного минерального сырья получают карбид кальцит, окись кальция, ацетилен, метанол, карбамид, удобрения РЕГРОСТ и ТАКАР; а также дополнительные продукты: углекислоту, питьевую или кальцинированную воду, гашеную известь. В свою очередь, переработка ацетилена позволяет получить: синтетический этилен и этиловый спирт, нафталин, водород: синтетические высыхающие масла (олифа), хлоропреновый каучук. В соответствии с реакцией полимеризации также создаются следующие продукты: этилен, полиэтилен (полимер), пропилен, полипропилен по следующим направлениям переработки ацетилена (C_2H_2):

1) Уксусный альдегид (CH_3CHO) → синтетический этиловый спирт (C_2H_5OH);
2) Бензол (C_6H_6) → нафталин ($C_{10}H_5$) → водород (H_2);
3) Винил-ацетилен ($CH_2 : CH \cdot C : CH$) → дивинил-ацетилен ($CH_2 : CH \cdot C : C \cdot CH : CH_2$) → синтетические высыхающие масла (олифа);
4) Винил-ацетилен ($CH_2 : CH \cdot C : CH$) → хлоропрен ($CH_2 : CH \cdot C\,Cl : CH_2$) → хлоропреновый каучук;
5) В соответствии с реакцией полимеризации создаются следующие продукты:

этилен ($nCH_2 = CH_2$) $\xrightarrow{T,\ P,\ кат}$ $(- CH_2 - CH_2 -)\ n$ – полиэтилен (полимер);

пропилен $nCH_2 = CH - CH_3 \xrightarrow{T,\ P,\ кат} \left[\begin{array}{c} - CH_2 - CH \\ \downarrow \\ CH_3 \end{array} \right] n$ – полипропилен.

На рис. 2 представлен пример физико-технологической модели установки для переработки угольного и карбонатного минерального сырья. Аналогичные физико-технологические модели разработаны и защищены изобретениями по большинству рассматриваемых выше продуктов и опубликованными авторскими свидетельствами [7-9].

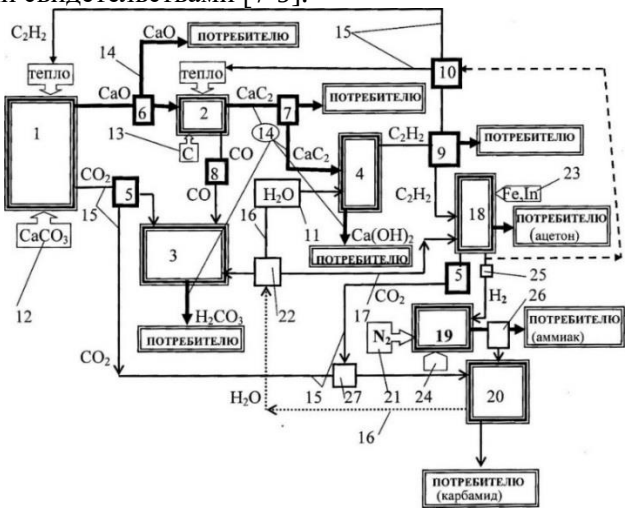


Рис. 2. Физико-технологическая модель установки для переработки угольного и карбонатного минерального сырья.

Изобретение может быть использовано для получения карбида кальция, ацетилена, негашеной и гашеной извести и углекислоты. Установка для переработки углекарбонатного минерального сырья содержит печь 1 обжига известняка, печь 2 для производства карбида кальция, реактор 3 синтеза углекислоты, газогенератор 4, первый 5 и второй 8 газоотборные блоки, дозаторы 6, 7, реактор синтеза ацетона 18, реактор синтеза аммиака 19, реактор синтеза карбамида 22. Первый газораспределительный узел 9 связан с первым входом реактора синтеза ацетона 18, второй вход которого связан с источником пара 22. Изобретение позволяет расширить спектр получаемых товарных продуктов глубокой переработки ацетилена при обеспечении высокого уровня диверсификации производства и исключении появления техногенных отходов [7,8]. Аналогично могут быть получены из карбида кальция следующие продукты: ацетилен – синтетический этанол, этиленгликоль, дихлорэтан, антифриз, ацетон, синтетические высыхающие масла и др. [9].

В табл. 1 представлены комплексные данные технико-экономических показателей инвестиционных проектов, где в графе 4 указаны показатели работы ОАО «Спасскцемент» по производству цемента различных марок в 2012 году. Основным исходным показателем для сравнения являются

объемы используемого в течение года минерального сырья: в сравниваемых вариантах принимается для расчетов - 990990 т известняка ~ 1 млн. т. По второму компоненту - углю для производства карбида кальция его требуется примерно на 100 тыс. т больше, но это полностью компенсируется исключением в данном производстве других минеральных ресурсов: глинистых, гипсовых компонентов и др. [6, 10].

Приведенные в табл. 1 данные по проекту переработки карбонатного и угольного минерального сырья с применением ресурсо- и энергосберегающих технологий только по первой подсистеме (получение карбида кальция и углекислоты) показывает их высокую эффективность и что не менее важно - экологическую безопасность.

Таблица 1

Комплексная таблица технико-экономических показателей инвестиционных проектов (до девальвации рубля в 2014 году)

№ п/п	Наименование ТЭП	Ед. изм.	Вид выпускаемой продукции						
			Цемент	РКЗ – 2,5			Плазменный реактор		
				Карбид кальция	Углекислота	Итого	Карбид кальция	Углекислота	Итого
1	Объем выпускаемой продукции	Т	1415700	2500	3500	—	1200	1650/ 1319	—
2	Объем минерального сырья:								
2.1	Известняк	Т	990990	5500	—	5500	2640	—	2640
2.2	Уголь	Т	218018	1750	—	1750	840	—	840
3	Себестоимость производства	р./т	1826	18220	4998	—	13990 (14419)	4172	—
4	Цена отпускная	р./т	3286	30000 – 36000	15000 – 25000	—	30000 – 36000	15000 – 25000	—
5	Численность ППП	чел.	1785	30	15	45	9	4	13
6	Рентабельность продукции	%	21,42	29,36 – 37,80	51,67 – 63,00	38,55 – 50,22	41,65 – 48,05 (40,22 – 46,85)	56,64 – 65,98	46,97 – 55,81 (46,04 – 55,13)
7	Выручка	млн. р.	4652	75 – 90	52,5 – 87,5	127,5 – 177,5	36,00 – 43,20	19,79 – 32,98	55,79 – 76,18
8	Прибыль	млн. р.	996,26	22,02 – 34,02	27,13 – 55,13	49,15 – 89,15	15,00 – 20,76 (14,48 – 20,23)	11,21 – 21,76	26,20 – 42,51 (25,68 – 42,00)
9	Выручка на 1 человека в год	млн. р.	2,61	2,50 – 3,00	3,50 – 5,83	2,83 – 3,94	4,00 – 4,80	4,95 – 8,25	4,29 – 5,86
10	Объем известняка на 1 т	т/т	0,70	2,20	—	2,20	2,20	—	2,20
11	Объем угля на 1 т	т/т	0,15	0,70	—	0,70	0,70	—	0,70
12	Затраты электроэнергии на 1 тонну продукции	кВтч	182,30	4000	1000	5000	2700	1000	3700
13	Период окупаемости	Год	—	3,17 – 2,06	1,48 – 0,73	2,24 – 1,24	1,13 – 0,82 (1,52 – 1,09)	0,89 – 0,46	1,03 – 0,64 (1,24 – 0,76)

Технико-экономические расчеты использования вновь создаваемой установки для переработки карбонатного и угольного минерального сырья с применением опытнопромышленного плазменного реактора мощностью 500 кВт по всей вышерассмотренной технологической цепи выпускаемой продукции: карбид кальция, углекислота, ацетилен. РЕГРОСТ и ТАКАР при тех же годовых объемах потребляемого минерального сырья - 990990 т известняка и 315315 т каменного угля показывают следующие интегральные параметры производства:

- объем инвестиций, млн. руб. - 21375;
- объем выпускаемой продукции, т:
- карбид кальция - 450450/656250;
- углекислота - 492244/616360;
- ацетилен - 54000; РЕГРОСТ - 90000; ТАКАР - 144000;
- численность производственного персонала, чел. -10425;
- рентабельность реализованной продукции. % - 68,9-69,3;
- выручка, млн. руб. - 87043- 95359;
- прибыль, млн, руб. - 60912 -65053;
- выручка на 1 чел, в год, млн. руб . - 8,87.

Таким образом, предлагаемый инвестиционный проект, обеспечивающий рациональное соединение инновационных (комбинированных) технологий в единый технологический комплекс, позволяет на базе высокорентабельного производства осуществить чрезвычайно экономически эффективное и комплексное использование местного минерального сырья и энергии с получением высоких норм прибыли и добавленной стоимости с минимальными для производственных проектов сроками окупаемости [10].

Выводы. Параметры физико-технологического и экономико-математического моделирования процессов позволяют более детально рассматривать конфигурацию и параметры систем реструктуризации и диверсификации угледобывающих и энергетических предприятий, согласовать и определить режимы работы подсистем управления и организации производства, прогнозировать технологические и экономические показатели вновь создаваемых и диверсифицируемых производственных комплексов.

При переработке угля и карбонатов планируется разработка физико-технической и экономико-технологической модели вновь создаваемых технологий; выбор и обоснование схемы получения синтетического газообразного и жидкого топлива (СЖТ) рассматривается исходя из конкретных условий, стоимости и качества угля, обеспеченности энергией, конъюнктуры рынка и других факторов.

В территориальных инвестиционных программах целесообразно предусмотреть применение электротермических и продолжить разработку плазменных экологически безопасных ресурсо- и энергосберегающих комплексов с использованием принципов модульного проектирования нового производства.

Библиографический список

1. Стратегия развития топливно-энергетического потенциала Дальневосточного экономического района до 2020 года / Под ред. чл.-корр. РАН А.П. Сорокина. - Владивосток, Дальнаука, 2001. - 112 с.

2. Жуков А.В., Жукова Ю.А., Звонарев М.И., Умаров М.С. Экономико-технологическая концепция разработки наукоемких технологий и технических средств добычи и переработки угольного и карбонатного минерального сырья для получения синтетических газообразных и жидких энергоносителей и продукции нетопливного назначения. Материалы МНПК «Наукоемкие технологии разработки и использования минеральных ресурсов». Новокузнецк, 6-9 июня 2017 г. // Наукоемкие технологии разработки и использования минеральных ресурсов. - № 3. - 2017. - С. 21-26.

3. Жуков А.В., Жукова Ю.А. Перспективы строительства в ДВФО горно-химического предприятия на основе ресурсо- и энергосберегающих технологий переработки углекарбонатного минерального сырья с получением синтетических газообразных и жидких энергоносителей и продукции нетопливного назначения // Фундаментальные исследования. - № 9. - 2014. - С. 13-17.

4. Жуков А.В. Разработка принципов рационального природопользования и организации конкурентоспособного производства на основе комплексной электротермической и плазменной переработки углекарбонатного минерального сырья с получением продукции топливного и нетопливного назначения // Инноватика и экспертиза». – 2014. - Выпуск 2(13). - С. 235-242.

5. Жуков А.В., Жукова Ю.А., Умаров М.С., Михалков А.В. «Экономикотехнологические принципы диверсификации производства и разработки инновационных технологий добычи и переработки угольного и карбонатного минерального сырья для получения синтетического газзобразного и жидкого топлива и продукции нетопливного назначения». – Освоение георесурсов в Азиатско-Тихоокеанском регионе // Горный информационно-аналитический бюллетень (Научно-технический журнал). - 2015. - С. 51-59.

6. Жуков А.В., Кусраева Д.Э., Жукова Ю.А., Шмелев А.А., Умаров М.С. Состояние, проблемы и основные направления глубокой химической переработки угля для создания конкурентоспособной продукции и нового поколения высокоэффективных энергоносителей в регионах Дальневосточного федерального округа // Успехи современного естествознания». - № 12 (часть 1). - 2016. - С. 154-161.

7. Жуков А.В., Звонарев ШИ., Жукова Ю.А. Линия для переработки углекарбонатного минерального сырья. Патент № 74912, Бюл. изобр. № 20, 2008.

8. Жуков А.В., Звонарев М.И., Жукова Ю.А. Установка для переработки углекарбонатного шшерального сырья. Патент RU № 2362735 С1. Опубл. 27.07.2009. Бюл. № 21.

9. Жуков А.В., Звонарев М.И., Жукова Ю.А. Способ переработки углекарбонатного минерального сырья. Патент RU 2373178 С2. Опубл. 20.11 2009. Бюл. № 32.

10. Жуков А.В., Жукова Ю.А., Умаров М.С. Реализация принципов рационального природопользования на основе создания ресурсе- и энергосберегающих технологии переработки угольного и карбонатного минерального сырья с получением синтетических газообразных и жидких энергоносителей и продукции нетопливного назначения / Геосистемы Северо-Восточной Азии: территориальная организация и динамика. - Владивосток. Тихоокеанский Институт географии ДВО РАН. - 2017. - С. 431-435.

УДК 54.062:004.032.26

ПРОГНОЗ ВЫХОДА ОСНОВНЫХ ХИМИЧЕСКИХ ПРОДУКТОВ КОКСОВАНИЯ УГЛЕЙ КУЗБАССА ПО ПАРАМЕТРАМ ИХ КАЧЕСТВА

Васильева Е.В., Пилецкая А.Б., Дороганов В.С., д.х.н. Черкасова Т.Г., к.э.н. Субботин С.П., к.т.н. Неведров А.В., к.т.н. Папин А.В.
Кузбасский государственный технический университет им. Т.Ф. Горбачева, г. Кемерово, Россия

Аннотация. Определены взаимосвязи между характеристиками качества концентратов углей Кузнецкого бассейна и выходом из них химических продуктов коксования, на основании которых создана компьютерная программа.

Ключевые слова: уголь, кокс, коксование, выход продуктов коксования, математическая модель, нейронная сеть.

В условиях ухудшающейся сырьевой базы коксования, а также недостатка и дороговизны коксующихся углей возрастает роль прогнозирования выхода химических продуктов в современной коксохимической промышленности. Нестабильность и разнородность сырьевой базы коксования по технологическим свойствам, неравномерность поставок углей влияет как на качество кокса, так и на выход химических продуктов коксования. В этих условиях возрастает значение оценки ресурсов химических продуктов коксования в углях и шихтах [1].

В связи с этим разработка научно обоснованных методов подбора углей для коксования с целью получения заданного количества конечных продуктов, а также экономичного расхода ценных марок углей, определяет проведение дальнейших исследований по созданию метода прогнозирования выхода химических продуктов коксования на примере валового кокса, каменноугольной смолы, сырого бензола и коксового газа на основе характеристик качества углей [2]. Решение этих вопросов, выполненное в данной работе, определяет ее актуальность.

Исходя из анализа литературных данных [3-5], основные показатели качества углей, оказывающие влияние на выход химических продуктов – выход летучих веществ, мацеральный состав, произвольный показатель отражения витринита, содержание основных элементов органической массы углей и показатели спекаемости. По всем показателям предложены общие зависимости выхода химических продуктов. Однако на практике наблюдается, что при одинаковых значениях некоторых характеристик исходных углей или их смесей различается выход химических продуктов коксования. Например, имеются угли с одинаковым выходом летучих веществ, но различающиеся по количеству химических продуктов, и, наоборот, угли с одинаковым выходом химических продуктов имеют разный выход летучих веществ.

В ходе работы кафедрой химической технологии твердого топлива института химических и нефтегазовых технологий Кузбасского государственного технического университета имени Т. Ф. Горбачева совместно с ЦЗЛ ПАО «Кокс» проведены исследования параметров качества и выхода химических продуктов коксования для 48 образцов углей и угольных концентратов сырьевой базы ПАО «Кокс» г. Кемерово, так как ввиду его географического положения, сырьевая база предприятия ориентирована в основном на угли Кузнецкого бассейна. Полученные результаты подвергнуты математическому анализу, включающему методы корреляционного, регрессионного, канонического и кластерного анализов, для возможности дальнейшего построения математических моделей.

Статистический анализ показал, что имеющаяся зависимость носит нелинейный характер. Проведение нелинейной аппроксимация представленной модели имеющимися стандартными средствами не представляется возможной. Поэтому для решения данной задачи было решено применить математическую модель нейронной сети – встроенный компонент программы STATISTICA 10. Метод математического моделирования с использованием нейронных сетей применялся и ранее в задачах исследования процесса коксования [6]. На данный момент математическое моделирование производилось без учета влияния технологических факторов процесса коксования.

Высокотемпературное коксование углей и их смесей рассматривается при этом как система черного ящика. Применение данного способа исследования процесса для составления математической модели выхода продуктов коксования оправданно, так как строение углей и механизмы протекания высокотемпературного коксования недостаточно изучены.

После проведения математического анализа разработана математическая модель, позволяющая прогнозировать выход химических продуктов коксования на основе характеристик качества исходных углей, тем самым рассчитать их расход для получения заданного количества продуктов коксования. Построение модели основано на топологии искусственной нейронной сети, основанной на сети Ворда (рис. 1). Здесь x – значение входного параметра, n –количество входных параметров; m – количество нейронов в первом скрытом слое; t – количество слоев; k – количество нейронов в слое t; Output – выход нейрона входного слоя; w – вес синапса; f(x) – функция активации; Target – преобразованное значение нейрона выходного слоя; y – значение выходного параметра.

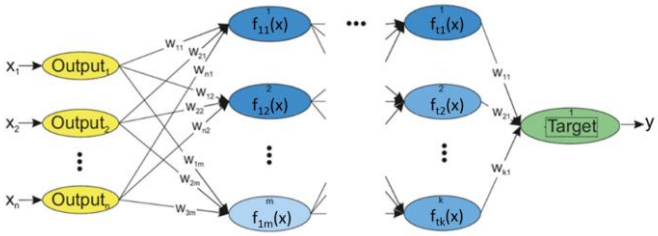


Рис. 1. Схема нейронной сети

Полученная модель представлена в виде компьютерной программы, реализующей нейронную сеть [7]. Первая часть приложения предназначена для создания и обучения искусственных нейронных сетей (рис. 2), вторая часть – для прогнозирования с использованием созданных ранее сетей (рис. 3).

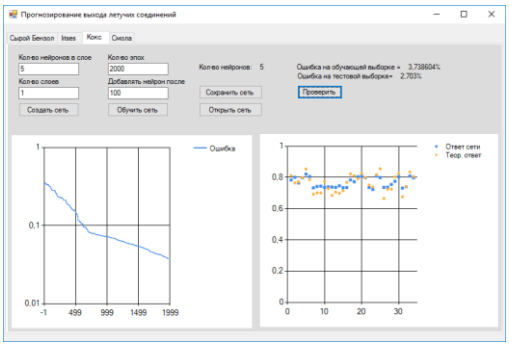


Рис. 2. Окно приложения для обучения сети

Первую часть приложения для создания сети можно разбить на 2 части: в верхней находятся поля и кнопки, необходимые для создания, обучения и сохранения нейронной сети, а в нижней – графики, необходимые для визуального контроля обучения сети. В главной форме пользовательского приложения отображена средняя относительная ошибка для выбранной сети, поля для ввода исходных значений и вывода рассчитанных показателей.

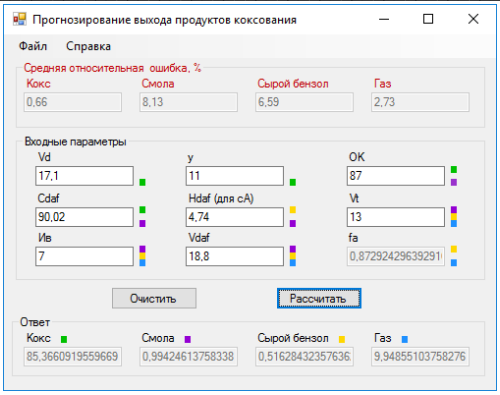


Рис. 3. Главная форма пользовательского приложения

Вывод. Используя модель, можно рассчитать величину отклонений выхода химических продуктов коксования от заданных показателей, тем самым уже на этапе выбора поставщика или марки углей спланировать более эффективное использование ценных марок углей, а также исключить проведение длительных и трудоемких исследований по определению выхода химических продуктов. Авторы выражают благодарность коллективу ПАО «Кокс» за оказание помощи и сотрудничество при проведении научных исследований.

Библиографический список

1. Головко М.Б., Мирошниченко Д.В., Кафтан Ю.С. Современное состояние вопроса прогнозирования выхода кокса и основных химических продуктов коксования // Кокс и химия. - 2011. - № 9. - С. 45-51.

2. Горелов П. Н. Прогнозирование выхода основных продуктов коксования углей и шихт по выходу летучих веществ и окисленности // Кокс и химия. - 1987. - № 1. - С. 26-34.

3. Телешев Ю. В.Составление и исследование материального баланса коксования / Ю. В. Телешев, С. И. Кауфман, М. С. Шептовицкий, И. Вю Шульга, Е. В. Миненко // Кокс и химия. – 1997. – № 1. – С. 19-25.

4. Рубчевский В. Н. Разработка количественных зависимостей прогноза выхода кокса и основных химических продуктов коксования / В. Н. Рубчевский, Ю. А. Чернышов, С. А. Овчинникова // Кокс и химия. – 2009. – № 4. – С. 11-16.

5. Данилов А. Б. Практическое использование данных петрографического анализа углей и шихт для прогнозирования выхода химических продуктов коксования / А. Б. Данилов, Г. С. Вердибоженко, И. Д. Дроздник, Д. В. Мирошниченко, Ю. С. Кафтан, М. Б. Головко// Кокс и химия. – 2012. – № 11. – С. 19-23.

6. Дороганов В.С., Пимонов А.Г. Методы статистического анализа и нейросетевые технологии для прогнозирования показателей качества металлургического кокса // Вестник Кемеровского государственного университета. - 2014. - №4. - Т. 3. - С. 123-129.

7. Свид. 2017662199 Российская Федерация. Свидетельство о регистрации программы для ЭВМ. Интеллектуальная информационная система прогнозирования выхода продуктов коксования / Е.В. Васильева, А.Б. Пилецкая, В.С. Дороганов, Т. Г. Черкасова, С. П. Субботин, А. В. Неведров, Е. А. Кошелев, Н.Г. Колмаков. Заявл. 04.09.2017; опубл. 01.11.2017, реестр программ для ЭВМ. 1 с.

УДК:553.98(571.17)

МИНЕРАЛЬНО-СЫРЬЕВАЯ БАЗА ЮГА КЕМЕРОВСКОЙ ОБЛАСТИ (МЕЖДУРЕЧЕНСКИЙ АДМИНИСТРАТИВНЫЙ РАЙОН)

д. г.-м.н. Гутак Я.М.

Сибирский государственный индустриальный университет, г. Новокузнецк, Россия

Аннотация. В статье рассмотрено современное состояние минерально-сырьевой базы Междуреченского административного района Кемеровской области. Главное полезное ископаемое района на настоящее время и ближайшую перспективу каменный уголь, разведанные запасы которого обеспечивают работу угледобывающих предприятий на срок от 15 до 85 лет. Еще одним востребо-

ванным в настоящее время полезным ископаемым района является россыпное золото, добыча которого ведется небольшими старательскими артелями на нескольких россыпях в Кузнецком Алатау и Горной Шории. Район располагает значительными ресурсами металлических (марганец, рудное золото) и неметаллических (тальк, тремолит, вермикулит, и др.) полезных ископаемых.

Ключевые слова: Кемеровская область, Междуреченский район, минерально-сырьевая база, каменный уголь, золото.

Введение. Междуреченский административный район расположен на юго-востоке Кемеровской области. Он занимает долину р. Томь в ее широтной части и прилегающие к ней районы Кузнецкого Алатау (с севера) и Горной Шории (с юга). В геологическом плане район находится в зоне сочленения каледонских структур Кузнецкого Алатау и Горной Шории (граница проводится по широтному отрезку течения р. Томь) с герцинским Кузнецким краевым прогибом (в позднем палеозое в прогибе формируется крупный каменноугольный бассейн). Сказанное определяет металлогеническую специализацию района и его полезные ископаемые, из которых на настоящее время востребованы только каменный уголь и золото. Анализ минерально-ресурсной базы района начинается с каменного угля, затем последовательно рассматривается ресурсный потенциал по металлическим и неметаллическим полезным ископаемым

Каменный уголь. Ресурсы каменного угля в Междуреченском районе генетически связаны с пермскими отложениями Кузнецкого каменноугольного бассейна (Томь-Усинский геолого-экономический район). В пределах последнего выделяется четыре участка, благоприятные для добычи каменного угля (участки часто именуются месторождениями): *Чексинский, Распадский, Ольжерасский, Томский.* Промышленная угленосность связана с отложениями балахонской (верхнебалахонская подсерия) и кольчугинской серий пермской системы. Планомерные геолого-поисковые и разведочные работы на уголь в районе начаты в конце двадцатых годов прошлого столетия и тесно связаны с именем выдающегося отечественного геолога В.И. Яворского. В настоящее время добыча угля ведется ПАО «Распадская»: ЗАО «Шахта Распадская», «Распадская коксовая», «Разрез Распадский» (43,9% добычи угля в районе), ПАО «Южный Кузбасс»: шахты «Ольжерасская новая», «им. В.И.Ленина», разрезы «Красногорский», «Ольжерасский», «Томусинский» (29% добычи), Холдингом «Сибуглемет» АО «Междуречье»: разрез «Междуреченский» (25,1% добычи). Угледобыча ведется на Распадском, Ольжерасском и Томском угольных полях. Обеспеченность предприятий запасами колеблется от 15 до 85 лет. Чексинское угольное поле рассматривается как резерв на отдаленную перспективу (удаленность и труднодоступность). Томь-Усинский геолого-экономический район характеризуются широким набором марок углей: Г, ГЖ, КЖ, К, КО, ОС, Т и А. Общие прогнозные ресурсы района оцениваются в 2,7 млрд. т. Из них на начало нашего века разведано по категориям А, В и C_1 - 10527 млн. т [5]. Ближайшие промышленные перспективы региона связаны с доработкой запасов верхних горизонтов Томского, Ольжерасского и Распадского полей и вовлечению в эксплуатацию их глубоких горизонтов.

Черные металлы. ***Марганец.*** *Усинское месторождение*. Расположено в 60 км к северу от г. Междуреченска в бассейне реки Уса в средней части горного хребта Кузнецкого Алатау. Открыто К.В. Радугиным в 1939 г. Запасы марганца составляет 98,5 млн.т (из них по категориям $A+B+C_1$ - 69339 тыс. т) [1,3].

Руды состоят из родохрозита и марганокальцита. Месторождение стратиформное (нижнекембрийские известняки), приурочено к западному крутопадающему (70-90°) крылу синклинали и сложено пластовыми и линзовидными залежами (длина несколько сотен метров, мощность 20-65 м), простирающимися на 4-6 км в северо-западном направлении. Рудные тела местами прослежены на глубины более 500 метров. На северном и центральном участках распространены преимущественно родохрозитовые и манганокальцитовые руды, перемежающиеся с марганцовистыми известняками (содержание Mn в руде 16,7-19,6%). Суммарная мощность пластов превышает 150 м. Карбонатные марганцевые руды с поверхности окислены: зона окисления до 40 м на севере и 50-75 м на юге. Окисленные руды сложены псиломеланом, вернадитом, реже — пиролюзитом (содержание Mn 26,5-27,7%). На месторождении несколько раз пытались начать эксплуатационные работы, но каждый раз они заканчивались ничем. Последняя попытка предпринята уже в нынешнем столетии компанией «Чексу» (Республика Хакасия). Причина этого карбонатная минеральная форма марганцевых руд, которая непригодна для использования в металлургии, низкие средние содержания марганца в рудах и труднодоступность района.

Благородные металлы. ***Золото. Россыпи.*** О россыпном золоте Междуреческого района известно с середины тридцатых годов XIX века, когда партия подпоручика корпуса горных инженеров Аболтина открыла богатую россыпь по р. Петропавловке (правый приток р. Базас). В 1836 г. была открыта россыпь по р. Федоровке, а в 1837 г. была начата ее эксплуатация. В 1842 г. была открыта россыпь по р. Веселой, а в 1843 г. по р. Базас. С тех времен до настоящего времени на россыпях периодически проводятся добычные работы. Точных данных о количестве добытого на россыпях золота нет. Естественно, что при каждой новой разработке россыпей содержание золота в песках снижалось. В настоящее время минимальное промышленное содержание золота в россыпях Междуреченского района установлено в количестве 125 млг/м^3.

Алювиальная россыпь в среднем течении р. Уса и ее притоках Березовая, Шатай, Мурта. В настоящее время добычные работы ведутся ЗАО «Золотой полюс».

Тебинская россыпь берет начало в 10 км выше устья р. Теба и простирается до ее верховьев, и от устья р. Коксу (правый приток) до ее верховьев. Россыпь отрабатывалась Алтайским прииском ПО «Запсибзолото» дражным способом с 1977 по 1985 год.

Россыпь по р. Заслонка включает россыпь собственно р. Заслонка (правый приток р. Мрассу) в ее среднем течении и россыпь ее правого притока руч. Плоской. Россыпь р. Заслонка разведана на отрезке долины протяженностью 8,5км, россыпь р. Плоская разведана от устья вверх по долине на участке длиной 0,5 км. Право разработки россыпи получила старательская артель ООО «Пай-Чер2».

Ортон-Федоровский россыпной узел (три месторождения россыпного золота по рекам Федоровка, Ортон, Малый Ортон, Базас и их притокам, находящиеся в настоящее время в эксплуатации). Россыпь по р. Федоровка считается крупнейшей в Горной Шории. Запасы по категориям C_1+C_2 – 1,187 т, а прогнозные ресурсы (P_1) составляют 2,01 т. Россыпь аллювиальная, долинная, протяженность ее составляет 12,1 км при ширине – 50 м. Мощность торфов – 3,1 м, песков – 1,3 м, среднее содержание металла в песках – 3 г/м^3, на общую массу – 0,183 г/м^3. Золото крупное, преимущественно пластинчатое, в процессе отработки встречались самородки весом до 20 кг. Россыпи рек Ортон и Базас (с притоками) по количеству добытого, находящегося в запасах и прогнозируемого золота значительно уступают россыпи реки Федоровка. Главными коренными источниками питания россыпей Ортон-Федоровского золоторудно-россыпного узла являются установленные рудные зоны Федоровская, Ортон-Магызинская и Асановская, относящиеся к россыпеобразующей золоторудной кварцевой формации. Прогнозные ресурсы росыпного золота по узлу составляют по категории P_1 – 2,81 т, по категории P_2 – 0,11 т [6]. С 1993 г. отработкой месторождения россыпного золота р.р. Ортон. Малый Ортон, а также примыкающих к нижней части данной россыпи трех блоков россыпи р.р. Ортон, Федоровка, занимается ЗАО «Артель старателей «Кузнецкая» (после 2006 г. ООО «Аурум». Артель ООО «Базас» ведет добычу по рекам Большой Ортон и Малый Ортон.

Коренные месторождения. *Федоровское 1 (Кашкатское) месторождение*. Расположено в левом борту р. Ортон (верховья левого притока р. Федоровка). Открыто Ортонской партией Красноярского геологического управления в 1959 г. Представляет собой серию жильно-штокверковых зон в интенсивно дислоцированных позднедокембрийских и нижнекембрийских вулканогенно-осадочных отложениях и прорывающих их магматических комплексах. Содержание золота от следов до 248 г/т. Золото свободное. Преобладает крупное с размером золотин от 1 до 6 мм. Распределение металла неравномерное с чередованием богатых гнезд и пустых интервалов. Суммарные ресурсы месторождения по категории P_2 составляют 8,1 т золота. Часть руд месторождения отработана с поверхности карьером до глубины 10-15 м [6].

Неметаллические полезные ископаемые. ***Тальк.*** *Алгуйское месторождение* маложелезистого порошкового талька расположено в верховьях реки Алгуй в 9 км от станции Лужба. Открыто в 1960 году геологами Томь-Усинской поисково-разведочной экспедиции. Запасы талька составляют 11 млн. т. Тальк высокого качества. В последние годы неоднократно предпринимались попытки начать эксплуатацию месторождения. Последний раз попытку разработки месторождения сделала ЗАО «Русотальк» в 1998 г. Однако, в силу труднодоступности месторождения, себестоимость добытого талька не обеспечивает экономическую рентабельность добычи.

Асбест. *Топчульское месторождение.* Расположено в 3,0 км к югу от пос. Лужба. Приурочено к массиву гипербазитов г. Кончик. С поверхности разведано канавами и шурфами. Прослежены две асбестоносные зоны протяженностью 4 и 1 км при мощности 370 м 200 м соответственно. В пределах зон выделено 15 залежей хризотил-асбеста мощностью 10-22 мм при длине волокон до 12 мм. Содержание волокна 1,5-11% в среднем по месторождению – 4,1% (содержание волокон I и II сорта 1,03%). Прогнозные ресурсы по категории P_1 – 1,0 млн. т [2,4]. Следует отметить, что данный вид сырья за рубежом считается канцерогеном и его разработка законодательно запрещена.

Тремолитовые породы. *Алгуйское месторождение.* Расположено в едином рудном поле с Алгуйским месторождением талька. Оценка месторождения проведена до глубины 100 м. Выделены и оконтурены 4 основные тремолитовые залежи, залегающие на крыльях складок. Залежи имеют форму согласных линз и пластов мощностью до 150 м и протяженностью до 800 м. Главные компоненты тремолитовых пород – тремолит (65-75%) и кальцит (20-30%). Запасы тремолита по категории C_2 составляют около 12 млн. т. Породы пригодны для получения хозяйственного полуфарфора и производства строительной керамики.

Дегтярное месторождение. Расположено в правом борту р. Ортон, по рч. Дегтярному в 2,5 км от его устья. Представлено крупной пластообразной залежью мощностью 80 – 100 м интенсивно тремолитизированных доломитов мрасской свиты нижнего кембрия. Простирание залежи субширотное, переходящее на западном фланге на юго-западное. Установленная протяженность тела – 1,5 км. Руды сложены тремолитом (50,6%), тальком (13,73%), доломитом (16,94%), кальцитом (11,68%) и кварцем (6,1%). По качеству тремолиты отвечают алгуйским. Прогнозные ресурсы по категории P_1 оцениваются в 50 млн. т, по категории P_2 - 25 млн. т, что в 3 - 4 раза превышает запасы Алгуйского месторождения.

Графит. *Конюховское месторождение.* Расположено в 9 км к ССЗ от ст. Теба (ручей Конюховский, левый приток р. Израсс). Локализовано в метаморфических образованиях енисейской серии (биотитовые гнейсы, сланцы с прослоями мраморов и мелкими телами амфиболитов). Месторождение стратиформного типа. Мощность графитизированной толщи 160-200 м. По простиранию толща прослежена на 1,5 км. Содержание графита в богатых рудах 4-20,5%, - в бедных рудах 1-3%. Графитовый концентрат относится к классу явно кристаллических естественных графитов. Предварительно оцененные запасы месторождения на глубину 200 м определены в количестве 4,5 млн. т.

Вермикулит. *Тебинское месторождение.* Расположено в 3-4 км к северу от ст. Теба. Локализовано в коре выветривания мощностью 6-17 м (площадь 1 км^2) по горблендитам, амфиболитам, и амфибол-полевошпатовых гнейсо-гранитов томского комплекса. Вермикулит образуется за счет гидратации в зоне гипергенеза флогопита и биотита. Содержание вермикулита в месторождении колеблется от 5 до 70%. Запасы по категории C_1 – 425,9 тыс. т, - C_2 – 280,1 тыс.т. Вермикулит возможно использовать для изготовления теплоизоляционных изделий, в легких бетонах и растворах, в качестве заполнителя при производстве пластмасс, резины, эмалей и красок.

Маршаллит. *В составе Алгуйского месторождения талька.* Маршаллит образует здесь самостоятельные залежи и присутствует в тальковых рудах. На северо-востоке месторождения маршаллиты вмещают тальковую минерализацию. Установленные запасы сырья составляют около 2,1 млн. т. Возможно применение в литейном и керамическом производстве.

Камнелитейное сырье. ***Диабазы.*** *Усинское месторождение*. Расположено в 8 км от устья р. Уса. Приурочено к участку Сыркашевского сила нижнего триаса, локализованного в промежуточной и ишановской свитах пермской системы. Запасы промышленного камня утверждены в 1956 г. по категориям А+В в количестве 35812 тыс. м^3. Породы могут использоваться в качестве бутового камня, брусчатки и для облицовочных изделий. Технологические испытания показали хорошую литейную способность диабазов.

Кирпично-черепичные глины и суглинки. *Междуреченское месторождение.* Правый борт р. Уса в 2,5 км севернее г. Междуреченск. Элювиально-делювиальные суглинки верхнечетвертичного возраста. Средняя мощность 4,8 м. При условии введения в шихту отощающих добавок пригодны для получения полнотелого кирпича марки «100». Запасы суглинков по категории C_1 227,0 тыс. м^3.

Ольжерасское месторождение. Расположено в районе впадения р. Ольжерас в р. Уса (3,0 км восточнее г. Междуреченск). Буровато-коричневые тяжелые суглинки. Мощность продуктивного слоя 3,0 – 7,0 м. При введении отощителей возможно получение строительного кирпича марок «125» и «150». Запасы категории А – 487,9 тыс. м^3.

Карбонатное сырье для производства строительной извести. *Бельсинское месторождение.* Расположено в 1,5 км от устья р. Бельсу. Месторождение локализовано в отложениях нижнего карбона и представлено пластом известняка мощностью 17,5 м. Известняк пригоден в качестве сырья для получения воздушной извести 1 и 2 сорта, гидравлической жидкости и кремнеземистого портландцемента. Запасы известняка по категории А+В+C_1 – 11924,0 тыс. т. В качестве негативного момента строения месторождения указывается большой коэффициент вскрыши.

Песчано-гравийные смеси. *Томь-Усинское месторождение.* Расположено в черте г. Междуреченск на двух сближенных островах. Сложено русловыми аллювиальными отложениями р. Томь. Мощность тела от 5,0 до 7,0 м. Запасы утверждены в 1956 г. по категориям В+C_1, числятся

в Госрезерве в количестве 2618 тыс. м^3, в том числе по категории В - 1027 тыс. м^3. Месторождение расположено в водоохраной зоне р. Томь.

Чульжанское месторождение. Расположено вдоль железной дороги Новокузнецк-Абакан от дер. Карай до пос. Камешок. Локализовано в отложениях первой надпойменной террасы р. Томь. Песчано-гравийная смесь образует пластообразное тело мощностью от 0,4 до 1,2 м. Отложения обводнены. Запасы по категории C_2: гравий - 3917,0 тыс. м^3.; песок 3123,0 тыс. м^3.

Строительные камни. ***Песчаники.*** *Усинское месторождение.* Расположено в 2 км. от устья р. Ольжерас вверх по течению р. Уса в правом берегу реки. Слой песчаника мощностью от 70 до 77 м в отложениях пермской системы (ишановская свита). Запасы песчаников по категории А+В – 4635,0 тыс. м^3.

Граниты. *Месторождение Лосиный камень.* Расположено на правом берегу р. Томь в 6,0 км от станции Теба. Интрузивное тело сложенное мелко-среднекристаллическими гранитами, гранит-порфирами, мелкокристаллическими диабазовыми порфиритами. Преобладают граниты. Сырье рекомендовано для применения в качестве щебня в основание дорожных покрытий, заполнения тяжелых бетонов, балласта железнодорожного пути, заполнителей асфальтобетонных дорожных смесей. Запасы по категории C_1 – 6318,0 тыс. м^3, по категории C_2 – 65388,0 тыс. м^3. Объект расположен в водоохранной зоне р. Томь.

Облицовочные и поделочные камни. Междуреченский район располагает значительным количеством перспективных проявлений этого вида сырья. К большому сожалению, отсутствие в районе производственной базы камнеобработки и неразвитость рынка сбыта оставляет этот вид полезных ископаемых вне поля интересов предпринимателей. На перспективных проявлениях проведены только предварительные оценочные работы. *Мрамора: Черноусовская группа* проявлений в левобережье р. Черная Уса, *Белоусовское проявление* в верховьях р. Белая Уса, *Усинское проявление* в районе Усинского марганцевого месторождения, *Бельсинское проявление* в 15 км к северу от станции Лужба, *Израсское проявление* в междуречье Бельсу-Израсс, *Усть-Заслонковское проявление* в устье р. Заслонка (правый приток р. Мрассу), *Ортонское проявление* в бассейне р. Ортон и его левого притока р. Базас, *Колосовское проявление* в верховье р. Колос (правый приток р. Ортон), *Усть-Федоровское проявление* выше устья р. Федоровка (левый приток р. Ортон), *Дегтярное проявление* по рч. Дегтярный (правый приток р. Ортон) в районе одноименного тремолитового месторождения, *Федоровское проявление* в верховьях руч. Корейский (левый приток р. Федоровка), *Верхне-Ортонское проявление* в левом борту р. Большой Ортон выше устья р. Малый Ортон. *Доломиты и доломитовые мрамора: Шорское проявление* в левом борту р. Ортон выше устья р. Федоровка, *Проявление Заслонка* в устье р. Сухой лог (правый борт р. Заслонка), *Заслонковское проявление* в верховьях одноименной реки. *Офикальциты* (серпентинизированные мраморы кальцит-доломитового и доломитового состава): *Лужбинское проявление* в левом борту р. Алгуй (правый приток р. Томь), *проявление Заслонка* долина одноименной реки в 2 км от устья. *Магматические интрузивные породы: Тебинское месторождение* (гранитоиды) на левом берегу р. Томь в районе станции Теба, *Изыгашское проявление* (граниты) в правом борту Мрассу (долина р. Изыгаш), *проявление Заслонка (Екатерининское)* (пегматиты) устье руч. Екатериновка (правый приток р. Заслонка). *Вулканические и субвулканические породы*: *Назассое проявление* (плагиоклазовые порфириты, туфы метатрахитов) в левом борту р. Назас (левый приток р. Уса). Породы указанных проявлений обладают хорошей полируемостью и пригодны для производства облицовочных плит.

Выводы. Несмотря на значительный ресурсный потенциал Междуреченского района, практическое значение в настоящее время имеют только каменный уголь и россыпное золото, при подавляющем перевесе каменного угля. Такая диспропорция отражает геолого-экономическую реальность региона и свидетельствует о глобальной зависимости экономики только от одного вида полезного ископаемого. Путь к исправлению сложившейся ситуации видится в развитии дорожной сети региона и возобновлении поисково-оценочных работ на широкий спектр полезных ископаемых. Отсутствие хороших дорог на большей части района ведет к неоправданно большим затратам на транспортировку добытого сырья и многократно увеличивает его себестоимость. В последнее время озвучиваются планы строительства автомобильной дороги Абакан-Таштагол. В случае реализации такого проекта многие описанные виды полезных ископаемых могут стать рентабельными для отработки. Представляется также необходимость комплексировать процесс добычи полезных ископаемых особенно в районах с компактным близким нахождением нескольких видов сырья. В этом смысле весьма перспективным выглядит Алгуйский участок, где практически в одном месторождении сосредоточены значительные запасы высококачественного талька, тремолитовых пород, маршаллита, офикальцитов. Возможно, имеет смысл в более глубоком изучении руд Усинского

марганцевого месторождения с целью разработки современных технологий их использования. Целесообразным видится развития малых добычных предприятий (например, в камнерезном деле). Такому предприятию не требуется значительных запасов сырья. Оно может оперативно менять виды сырья и поставлять на рынок нужные изделия из местного натурального облицовочного камня.

Библиографический список

1. Геология СССР. Т. XIV. Западная Сибирь (Кемеровская, Новосибирская, Омская, Томская области, Алтайский край). Полезные ископаемые Книга 1. – М.: Недра, 1982. – 319 с.
2. Геология СССР. Т. XIV. Западная Сибирь (Кемеровская, Новосибирская, Омская, Томская области, Алтайский край). Полезные ископаемые. Книга 2. – М.: Недра, 1982. – 196 с.
3. Кондаков А.Н., Ввозная А.А. Минеральные ресурсы недр Кемеровской области. Книга 1. Металлические полезные ископаемые. – Кемерово: КузГТУ: ООО «ИНТ», 2013. – 290 с.
4. Кондаков А.Н., Ввозная А.А. Минеральные ресурсы недр Кемеровской области. Книга 2. Неметаллические твердые полезные ископаемые. – Кемерово: КузГТУ, 2016. – 496с.
5. Угольная база России. Том II.Угольные бассейны и месторождения Западной Сибири (Кузнецкий, Горловский, Западно-Сибирский бассейны; месторождения Алтайского коая и Республики Алтай» - М.: ООО «Геоинформцентр», 2003. – 604 с.
6. Юрьев А.А., Рында Г.С., Зейферт Л.Л. Касимова Т.А., Колыхалов Ю.М. Арнаутова Е.И., Юрьева В.В. Государственная геологическая карта Российской федерации масштаба 1:200000. Издание второе, серия Кузбасская. Лист N-45-XXIX. Новокузнецк, 2002.

УДК 338.12.017, 338.012

СОВРЕМЕННЫЕ ВЫЗОВЫ ИННОВАЦИОННОМУ РАЗВИТИЮ ТОПЛИВНО-ЭНЕРГЕТИЧЕСКОГО КОМПЛЕКСА РОССИИ

д.т.н. Федаш А.В., к.т.н. Вартанов А.З., д.э.н Петров И.В.
Институт проблем комплексного освоения недр им. академика Н.В. Мельникова РАН, г. Москва, Россия

Аннотация. В статье рассмотрены предпосылки осуществления инновационной деятельности в топливно-энергетическом комплексе (ТЭК) России. Авторами охарактеризован уровень инновационного развития предприятий ТЭК с указанием причин его относительно низкого значения. На основе технико-экономических особенностей продукции и производственных процессов компаний топливно-энергетического комплекса определены специфические черты организации и осуществления инновационной деятельности в нем. Изучение опыта реализации инновационных идей в российском ТЭК позволило сформулировать факторы, препятствующие успеху в этом направлении.

Ключевые слова: инновационная деятельность, топливно-энергетический комплекс, инфраструктура, факторы инновационной эффективности, инновационное развитие предприятий.

В настоящее время ухудшение конъюнктуры внешних рынков, отрицательно влияющее на объемы экспорта российских энергоресурсов вследствие действия совокупности факторов, включая сокращение спроса при замедлении роста мировой экономики и экономик стран-крупнейших потребителей топливно-энергетических ресурсов (далее ТЭР), отрицательно оказывают влияние на развитие ТЭК [5].

Кроме этого, наблюдается наращивание поставок ТЭР из других стран, что также ухудшает конкурентные позиции российских энергоресурсов.

С учетом сложившихся в 2016 году условий основные вызовы для устойчивости энергетики России и обеспечения роста ТЭК были сформированы на основе следующих факторов:

- сохранение технологических и финансовых санкций западных государств;
- внутренний спрос по энергопотреблению, связанный с невысокими ожидаемыми темпами роста ВВП России;
- отсутствие свободных или кредитных денежных средств для инвестирования проектов с длительными сроками окупаемости;
- износ основных фондов предприятий ТЭК и повышение вероятности аварий.

Принятые странами Евросоюза, США и другими странами финансовые и технологические санкции проявились, в том числе в закрытии европейского рынка капитала для коммерческих компаний и государственных финансовых институтов Российской Федерации, что привело к неустойчивой ситуации в ТЭК. Особенно эти санкции негативно отразились на техническом и технологическом обеспечении отраслей ТЭК.

Как показывает анализ экспорта разных видов ТЭР, наиболее чувствительным к изменению конъюнктуры внешних рынков является экспорт угля и газа, объемы которых могут снижаться соответственно до 13-17% и 20% к 2025 году [9].

Наряду с сокращением внутреннего спроса на ТЭР, данный вызов связан и с ужесточением предельных требований по инвестиционной и ценовой нагрузке со стороны ТЭК, рисками снижения возможностей и доходности инвестиций в энергетику России.

Ситуация в экономике 2016 – 2017 годах формировалась под воздействием осложнения внешнеэкономических ситуаций, прежде всего понижения цен на нефть, продления действия экономических санкций со стороны стран ЕС и США, удерживание позиции к снижению инвестиционной активности. При этом, как показали расчеты, в целом ситуацию в энергетике Российской Федерации в 2016 – 2017 годах можно охарактеризовать как устойчивую. Несмотря на снижение среднегодовых цен на нефть марки URALS, количество добытой нефти с газовым конденсатом вырос по сравнению с 2015 годом на 2,5%, добыча угля – на 3,1%, выработка электроэнергии возросла на 2,1%, добыча газа – на 0,7%. В 2016 году российский экспорт энергоресурсов вырос по сравнению с 2015 годом на 1,5%, в том числе нефти – на 4,2%, газа природного – на 6,7%, угля – на 8,8%. В итоге наметилась тенденция к стабилизации курса рубля с меньшей его зависимостью от мировых цен на нефть. Рубль в 2016 году укрепился по отношению к доллару более чем на 16 % [10 - 12].

В 2016 году угледобывающими предприятиями России было добыто 385,7 млн. т (+3,1% к 2015 году) [12]. В то же время, по данным федерального агентства по недропользованию «Роснедра» по итогам 2016 года обеспечен прирост балансовых запасов угля в 1238,5 млн. т [12] Учитывая изложенные факты, а также рост общих поставок угля на 11,5% по отношению к 2015 году, обстановка в отчетном периоде складывалась положительно. Для угольной отрасли характерны были вызовы, связанные с продолжением падения капиталовложений в отрасль и обусловленные неопределенностью развития внешнего и внутреннего рынков угольной продукции. При этом угольная отрасль в гораздо меньшей степени была подвержена угрозам, относящимся к зависимости от импортного оборудования, что обусловлено высокой степенью диверсификации поставок [3].

Общее обеспечение российским углём в 2016 году составило 338,2 млн. т (101,6% к 2015 году). Объемы обеспечения угля на внутренний рынок составили 168,6 млн. т вместо запланированных на 2016 год 178,0 млн. т (95,6% к 2015 году), в том числе на нужды электроэнергетики поставлено 86,7 млн. т (92,5%); на коксование – 39,9 млн. т (99,2%); комбытнужды и АПК – 20,3 млн. т (86,8%) [12]. Уменьшение количества отгрузки угля на внутренний рынок было обусловлено складывающимися потребностями на уголь. Останавливающей причиной развития внутреннего рынка угля являлись: макроэкономическая ситуация в стране и мире, переход генерирующих мощностей на газовое топливо и продолжение реализации программ газификации регионов в жилищно-коммунальном хозяйстве [8].

Следует отметить, что, с учетом сложившегося на внутреннем рынке энергоресурсов спросом на угольную продукцию, Российская угольная промышленность полностью обеспечивает потребителей на внутреннем рынке.

Основной вызов, определяющий техногенные и природные угрозы, влияющие на ТЭК России, состоит в высоком уровне изношенности большинства производственных фондов отраслей ТЭК.

За 2016 год по данным САЦ Минэнерго России на предприятиях угольной промышленности зарегистрирована 41 авария (инцидент), что на 41% ниже уровня 2015 года, из них крупных 8 аварий (столько же в 2015 году), в том числе: 6 аварий (87,5%) – на шахтах; 2 авария (12,5%) – на разрезах [11, 12].

Источниками произошедших в 2016 году аварий были: взрыв газа и угольной пыли – 4 аварии (в 2015 году не было); пожары – 1 авария (на 4 аварии меньше, чем в 2015 году); затопление горных выработок, прорыв воды, глины 1 авария (в 2015 году также 1 авария); обрушение горной массы, крепи – 1 авария (на 1 аварию меньше чем в 2015 году); другие виды (падение экскаватора) – 1 авария (в 2015 году не было) [11, 12].

По оперативным данным Ростехнадзора, на предприятиях отрасли в 2016 году смертельно травмировано 56 человек (на 36 человек больше, чем в 2015 году) [11, 12].

В 2016 году удельный смертельный травматизм составил 0,145 случаев на млн. т добычи (0,05 случаев на млн т добычи в 2015 году), в том числе: под землей смертельно травмировано 54 человека (более 96%) (+ 41 к 2015 году); на открытых разработках – 2 человека (менее 4%), (на 5 меньше к 2015 году) [11, 12].

Резкий рост смертельных случаев связан с техногенной аварией, произошедшей 25.02.2016 года в шахте «Северная» АО «Воркутауголь», когда в результате взрыва метана и угольной пыли погибли 30 шахтёров. Оценивая состояние энергетической безопасности в отношении техногенных и природных вызовов следует отметить, что из-за высокого уровня физического износа основных производственных фондов в области добычи угля и несоблюдения правил безопасности при ведении горных работ, приведших в 2016 году к росту по сравнению с 2015 годом аварий, в том числе со смертельным исходом, на шахтах и разрезах были усилены меры безопасности при ведении горных работ.

В 2016 году все предприятия угольной отрасли Российской Федерации перешли на элементы системы многофункциональной безопасности, а именно: определение системой местоположения персонала в горных выработках, системы аэрогазового контроля, поиска и обнаружения людей, застигнутых аварией. На всех шахтах и крупных разрезах созданы вспомогательные горноспасательные команды из числа работников эксплуатирующих организаций.

Для улучшения энергетической надёжности по отношению к техногенным и природным вызовам в ближайшее время необходимо завершить модернизацию технологической базы ТЭК. В связи с ограничением инвестиций в начале будет осуществлёно технологическое усовершенствование имеющихся производственных мощностей. Затем, будет происходить их основное преобразование и образование новых мощностей с использованием отечественных и отвечающим нашим условиям зарубежных технологий. Для снижения и предупреждения последствий аварий, стихийных бедствий и проявления природных аномалий, необходимо проводить работы по повышению качества системы функционирования топливо- и энергообеспечения страны и ее регионов во время ЧС. Эти работы должны проводится по следующим основным направлениям: нормативное закрепление объема необходимого (расчетного) резервирования основного и вспомогательного оборудования источников теплоснабжения и тепловых сетей, а также аварийного запаса материалов и запасных частей и т.д. [1, 2, 4, 6, 7].

Финансовые и технологические санкции со стороны стран Евросоюза, США и других стран отрицательно отразились на работе предприятий угольной промышленности. Анализ показал, что в угольной промышленности к 2016 году доля механизированных крепей зарубежного производства, используемых на угольных шахтах, достигла почти 45 %, а угледобывающих и проходческих комбайнов 79% и 47% соответственно [11, 12].

В этой связи Минпромторгом РФ была принята программа импортозамещения, целью которой является сокращение к 2020 году этой зависимости до 43%.

С 2014 года произошел перелом в динамике потребления угля, началось сокращение добычи [8]. При этом основным потребителем угля является Китай (около 50 % мирового потребления), поэтому стратегия развития его экономики значительно влияет динамику мировых цен на уголь. Основными конкурентами на этом рынке для России являются Китай, США, Индия, Австралия и Индонезия. Основным риском развития рынка являются глобальные экологические инициативы по декарбонизации экономик, ограничивающие производство и импорт продукции, характеризующейся значительным «углеродным следом».

Таким образом, в ближайшие годы рост мирового потребления угля маловероятен, в тоже время возможно продолжение сложившейся в текущем году положительной динамики цен на уголь [8].

В 2016 году экспорт угля из России составил 169,6 млн. т (+7,8% к 2015 году) вместо 147 млн. т, предусмотренных планом на 2016 год. Из них в атлантическом направлении поставлено 82,5 млн. т. Большая часть экспорта в этом направлении (76% или 62,5 млн. т) приходится на портовую отгрузку, включая порты стран Балтии (14,4 млн. т). Через погранпереходы экспортируется 20 млн. т, в основном в страны Восточной Европы и СНГ [11, 12]. В условиях обострения конкуренции между странами – экспортерами угольной продукции продолжается рост поставок российского угля на экспорт, прежде всего в страны Азиатско-Тихоокеанского региона. Рынок угля поддерживает спрос в промышленных центрах Японии, Южной Кореи, Индии, Вьетнама и Филиппин. Основные потребители российского угля на атлантическом рынке – это страны Европейского союза (54 млн.

т или 65,5% от объема экспорта в этом направлении и 32,7% от общего объема российского экспорта), страны СНГ, заключившие с ЕС соглашения (Молдавия – 0,9 млн. т), страны Ближнего Востока (15 млн т), Африки (2,3 млн. т) и Южной Америки (1,0 млн. т) [11, 12].

Крупнейшими потребителями российского угля в Европе являются Великобритания (10,7 млн. т в 2016 году), Германия (8,6 млн. т) и Польша (5,4 млн. т) [12]. При этом наблюдается рост мировых цен на уголь, что улучшает финансовое состояние угольных компаний. В 2016 году прибыль до налогообложения по отрасли составила 60 млрд. рублей, доля убыточных предприятий в общей угледобыче сократилась до 8%, уменьшились долги по займам и кредитам. Увеличение доли экспорта в поставках угольной продукции свидетельствует о сохранении положительной динамики экспортных поставок угля при обеспечении в полном объеме потребности в угле всех отраслей российской экономики.

Фактором, негативно повлиявшим на реализацию современного развития угольной промышленности, является рост транспортных тарифов. Последствиями указанного фактора являются осложнение условий конкуренции на внешнем рынке и ухудшение экономического положения российских организаций.

В виду роста мировых цен на уголь и увеличения в 2016 – 2017 годах доли экспорта угля по сравнению с 2015 годом динамика уровня роста данного энергоносителя находится на хорошем уровне прогнозируемых показателей для бюджета страны.

Современное инновационное развитие ТЭК в отношении внешнеэкономических и внешнеполитических вызовов характеризуется тем, что развитие российской экономики, по крайней мере, в ближайшие 2-3 года будет происходить в условиях сохраняющейся геополитической нестабильности, продолжения применения к России экономических и технологических санкций со стороны ЕС и США.

Вывод. В качестве первоочередных мер по обеспечению устойчивости ТЭК в нестабильной макроэкономической ситуации необходим переход на систему налогообложения по финансовому результату, совершенствование системы ценообразования на внутреннем рынке на электрическую энергию и природный газ, реализация механизмов ликвидации неплатежей. Для минимизации санкционных рисков необходимо продолжение реализации политики импортозамещения в отраслях ТЭК, в том числе с расширением мер государственной поддержки проектов по созданию отечественных технологий, оборудования и программного обеспечения для нужд отраслей ТЭК. Для привлечения инвестиций в отрасли ТЭК необходима либерализации допуска инвесторов к крупным проектам.

Библиографический список

1. Захаров В.Н. Оценка и управление горным риском, как инструмент повышения эффективности и безопасности функционирования горного предприятия. // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал), 2013. – № 1. – С. 57-69.

2. Петров И.В. Научно-образовательные центры как основа кадрового обеспечения развития горнодобывающих отраслей промышленности. / В сборнике: Спрос и предложение на рынке труда и рынке образовательных услуг в регионах России. Сборник докладов по материалам Десятой Всероссийской научно-практической Интернет-конференции. Под редакцией В. А. Гуртова, 2013. – С. 185-194.

3. Доброхотова М.В., Петров И.В. Экономические аспекты перехода предприятий угольной промышленности на принципы наилучших доступных технологий. // Наилучшие доступные технологии. Применение в различных отраслях промышленности. Сборник статей 2. – М.: Издательство "Перо", 2015. – С. 163-169.

4. Калачева Л.В. Методика обоснования комплекса мероприятий по стимулированию роста производительности труда и создания высокопроизводительных рабочих мест в угольной отрасли. // Уголь, 2015. – № 3. – С. 51-55.

5. Романов С.М., Петухов П.П. Организационные аспекты инноваций в угольной промышленности. // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал), 2014. – № S1. – С. 148-156.

6. Федаш А.В Концептуальная структурно-функциональная модель развития гибкого геотехнологического комплекса горных и энергетических предприятий. // Уголь, 2011. – № 5. – С. 10.

7. Федаш А.В. Концептуальные основы формирования гибких геотехнологических комплексов горных и энергетических предприятий. // Научно-технический журнал «Горная Промышленность», 2011. – № 3 (97). – С. 38-42.

8. Линник Ю.Н, Афанасьев В.Я, Линник В.Ю Уголь России: состояние и перспективы. – М.: ИНФРА-М, 2014. – 271 с.

9. Энергетическая стратегия России на период до 2035 года. URL: http://www.energystrategy.ru/ab_ins/source/ES-2035_09_2015.pdf (дата обращения: 06.02.2018).

10. Российский статистический ежегодник. 2015: Стат.сб./Росстат. – М., 2015. – 728 с.

11. Российский статистический ежегодник. 2016: Стат.сб./Росстат. – М., 2016. – 725 с.

12. Российский статистический ежегодник. 2017: Стат.сб./Росстат. – М., 2017. – 686 с.

УДК 334.021

СОВРЕМЕННЫЕ ФОРМЫ ПРОЕКТНОГО ВЗАИМОДЕЙСТВИЯ НАУКИ, БИЗНЕСА И ВЛАСТИ В УГОЛЬНОЙ ОТРАСЛИ

д.э.н. Никитенко С.М., чл.-корр. РАН, д.т.н. Клишин В.И.
Федеральный исследовательский центр угля и углехимии СО РАН, г. Кемерово, Россия

Аннотация. Статья посвящена формам взаимодействия бизнеса и научных организаций с органами власти по развитию инновационной составляющей региональной экономики. Проанализирован опыт Института угля ФИЦ УУХ СО РАН в формировании проектов, ориентированных на горнодобывающую отрасль.

Ключевые слова: проектное взаимодействие науки и бизнеса, инновации, партнёрство, инструменты развития экономики, малые инновационные предприятия.

Прикладная наука во многом определяет вектор инновационного развития национальной экономики. В отличие от фундаментальной прикладная наука оперирует результатами, максимально готовыми для применения в различных отраслях промышленности. Однако, при наличии определённого «дефицита» прикладных институтов в России, многие научные организации, ориентированные на получение новых фундаментальных знаний, тоже обычно стремятся и коммерциализации своих результатов интеллектуальной деятельности. В тоже время, инновационная политика многих стран мира ориентирована на развитие государственно-частного партнерства (ГЧП), основанного на научных знаниях. В связи с этим актуализируется важность этого нового механизма коммерциализации научных разработок, что, в свою очередь, требует разработки новых инструментов взаимодействия государственного и частного секторов, а также схем финансовой поддержки. ГЧП такого типа не обязательно должны занимаются непосредственно исследованиями, гораздо важнее их функция как площадки для общения всех заинтересованных участников инновационной деятельности [1]. В таких условиях значительный вклад в координацию взаимодействия науки и бизнеса в развитых странах вносит государство. Оно активно стимулирует кооперацию инновационных предприятий с научной средой, стимулируя развитие инновационной инфраструктуры и проектов государственно-частного партнерства в инновационной сфере [2,3].

На сегодняшний день в России продолжают существовать барьеры между академическими («фундаментальными») научными организациями и бизнесом, что в свою очередь служит препятствием для развития как прикладной науки, так и малых инновационных предприятий. Но сегодня в России уже не стоят остро вопросы типа: может ли институт или отдельный исследователь участвовать в образовании start-up и spin-off компаний, вносить свой вклад в капитал новой компании? каковы формы этого участия? может ли исследователь по совместительству работать в start-up или spin-off компании? как стимулировать создание малых инновационных компаний?

Практически на все вопросы в 2009 году были даны ответы в федеральном законе № 217-ФЗ «О внесении изменений в отдельные законодательные акты Российской Федерации по вопросам создания бюджетными научными и образовательными учреждениями хозяйственных обществ в целях практического применения (внедрения) результатов интеллектуальной деятельности». Главное, что закон дал право бюджетным научным учреждениям и созданным государственными академиями наук научным учреждениям без согласия собственника их имущества с уведомлением федерального органа исполнительной власти, осуществляющего функции по выработке государственной политики и нормативно-правовому регулированию в сфере научной и научно-технической деятельности (ФАНО), быть учредителями (в том числе совместно с другими лицами) хозяйственных обществ, деятельность которых заключается в практическом применении (внедрении) результатов

интеллектуальной деятельности, исключительные права на которые принадлежат данным научным учреждениям. В этом случае новые малые инновационные компании рассматриваются как привлекательный для региональной экономики инструмент коммерциализации технологий: создаются высокотехнологичные рабочие места, обеспечиваются налоговые поступления в бюджет территории, развивается экспортная составляющая.

Деятельность Федерального исследовательского центра угля и углехимии Сибирского отделения Российской академии наук (ФИЦ УУХ СО РАН), при свойственной ему «фундаментальности», направлена на главную отрасль Кузбасса – угледобывающую, а также на «прикрытие бреши», которая образовалась в связи с закрытием практически всех НИИ прикладного характера в этой отрасли. По этим причинам при организации ФИЦ УУХ СО РАН в программе развития на первом этапе было заложено создание трёх МИП.

Пример организации МИП. Ввиду потребности профессионального оказания технологических услуг горнодобывающим предприятиям в ФИЦ УУХ СО РАН было принято решение организовать один из МИПов с функцией инжиниринговой направленности.

Общество с ограниченной ответственностью «Инновационные технологии и промышленный инжиниринг» (ООО «ИнТехПромИнжиниринг») создано в 2014 году в соответствии с Федеральными законом № 217-ФЗ (запись под № 2280в Реестре учёта уведомлений Министерства образования и науки Российской Федерации о создании хозяйственных обществ и хозяйственных партнёрств).

Учредителями МИП являются: ФГБНУ «Федеральный исследовательский центр угля и углехимии Сибирского отделения Российской академии наук»; ООО «Кузбасский центр сварки и контроля»; Некоммерческая организация «Ассоциация машиностроителей Кузбасса».

Основная задача, которую решает ООО «ИнТехПромИнжиниринг», – обеспечение продвижения на рынок результатов интеллектуальной деятельности ученых организаций-учредителей общества. В то же время, ООО «ИнТехПромИнжиниринг» стимулирует участие сотрудников ФИЦ УУХ СО РАН, специалистов горнодобывающих и машиностроительных предприятий Кузбасса в проектах, направленных на коммерциализацию научно-технических разработок.

ООО «ИнТехПромИнжиниринг» оказывает услуги по трансферу инноваций, технологий и знаний, направленных на расширение технологического сотрудничества: оказание информационной поддержки о действующих программах и открытых конкурсах в поддержку развития инноваций, передачи знаний и технологий; выявление и описание технологических предложений и технологических потребностей, ориентированных на поиск зарубежных и/или российских партнеров; предоставление встречных описаний технологических потребностей и предложений и нахождение релевантных зарубежных/российских партнеров; содействие в организации первичных контактов между российскими и зарубежными партнерами; содействие в ведении переговоров по заключению контрактов.

В 2017 году общество успешно прошло инспекционную проверку и подтвердило сертификат системы менеджмента качества на соответствие требованиям международного стандарта ISO 9001:2008 «Консалтинг в области поиска партнеров на российском и зарубежных рынках» и «Инжиниринг по разработке и внедрению научно-технической продукции». Сертификат выдан Ассоциацией по сертификации «Русский регистр» (Санкт-Петербург). Сертификат ISO 9001 подтверждает, что в организации внедрена и функционирует система менеджмента качества, которая гарантирует высокое качество производимых товаров или предоставляемых услуг. Наличие данного сертификата даёт гарантию заказчикам и партнёрам компании, что предлагаемые инжиниринговые и другие услуги научно-технологического характера предоставляются на уровне международных стандартов. Кроме того, наличие сертификата ISO является одним из обязательных условий участия в тендерах по поставке товаров и оказанию инжиниринговых услуг в России.

ООО «ИнТехПромИнжиниринг» с 2017 года член саморегулируемой организации «Кузбасский проектно-научный центр» с правом допуска к видам работ, которые оказывают влияние на безопасность объектов капитального строительства.

ООО «ИнТехПромИнжиниринг» завершило первый этап проекта при финансовой поддержке Фонда содействия развитию малых форм предприятий в научно-технической сфере (программа «СТАРТ») по разработке конструкции теплообменных аппаратов нового поколения для шахт.

Общество в 2017 году оказало горнодобывающим предприятиям региона инжиниринговые услуги на общую сумму более двенадцати миллионов рублей.

Общество взяло на себя обязательства Индустриального партнёра в проекте ФЦП (Соглашение № 14.604.21.0173 от 26.09.2017г., руководитель В.И. Клишин) на основании Договора с ФИЦ УУХ СО РАН о софинансировании и дальнейшем использовании результатов исследований.

На базе ООО «ИнТехПромИнжиниринг» совместно с Кемеровским институтом ФГБОУ ВО «Российский экономический университет имени Г.В. Плеханова» создана кафедра международного бизнеса и инноватики, одна из основных задач которой – организация преддипломной производственной практики студентов, которая позволяет выявить и сформулировать технологические запросы предприятий угледобывающего сектора и сориентировать прикладные исследования ФИЦ УУХ СО РАН в направлении, востребованном бизнес-структурами.

Пример организации преддипломной производственной практики. В ходе преддипломной практики студентам даётся задание побеседовать с главными специалистами предприятия с целью выявления технологических проблем и перспективных запросов. Ниже приведён фрагмент письма студентов-практикантов из РЭУ им. Г,В. Плеханова научному руководителю.

Вам пишут студенты ныне РЭУ, ваши дипломники!

Нам удалось поговорить на этой неделе с экологической службой и технологом шахты, так как Вы поставили перед нами задачу узнать о проблемах, которые возможно решить, применяя инновации.

Начальник экологической службы (координаты его приложены в фотографии) был нам очень рад, и воспринял эту идею на «ура». Вот проблемы, которые он перечислил:

1) технологии очистки сточных вод до требований сбросов в водные объекты от: взвешенных веществ; азотомонийных веществ; нитратов, нитринов; БПК (биохимическое потребление кислорода); фенолов; нефтепродуктов; сухого остатка; хлоридов; сульфатов; СПАВ (синтетических поверхностно-активных веществ); железа общего; тяжелых металлов (никель, цинк, свинец, медь, марганец, хром 6+).

Эта проблема была отмечена, как самая главная.

2) возможность использования метана, который выбрасывается в атмосферу при строительстве шахты, а также метана при добыче угля. Здесь идет речь об отработке технологии совместного сжигания угля и метана, при которой возможно сократить потребление самого угля.

3) утилизация золошлаковых отходов (от котельных), а также вскрышных и углевмещающих пород;

4) разработка экономически оправданного способа использования бытовых отходов предприятия. Здесь, начальник отметил, что они разрабатывали решение, но оно оказалось дорогостоящим.

Начальник службы в конце разговора сообщил о готовности рассмотреть предложения и предоставить все необходимые данные для расчета экономической эффективности.

Главный технолог по открытой добыче был менее словоохотлив, но, тем не менее, нам удалось узнать следующие проблемы:

1) отработка маломощных угольных пластов (мощностью до 1 м). Существующее оборудование на местах открытой добычи не позволяет эффективно извлекать уголь из таких пластов. Пласты мощностью менее 1 м вместе с породами уходят в отвал. Эта проблема неоднократно обсуждалась во время нашего пребывания в компании.

2) добытый уголь перевозится на отвал автомобильным транспортом, что, как выясняется, довольно затратно. Нам предложили рассмотреть, как альтернативу использование конвейерного транспорта.

Предприятие уже рассматривало возможность использовать конвейер, но для перемещения угля от отвалов до пункта его отгрузки контрагентам (ж/д станция), так как существует проблема с распределением вагонов между местными угольными компаниями. Для решения этой проблемы нам пообещали предоставить план горных работ.

3) в нашем разговоре Вы упоминали о проблеме износа бурильных машин и инструмента. Мы подняли эту тему и разузнали, что на предприятии используются трехшарошечные долота, у которых разная степень износа в зависимости от вида горных пород. Нам сообщили, что в дальнейшем возможно будет узнать подробнее об их поставщиках и сроках службы. Вы отмечали возможность продления срока службы долот путем обработки резцов.

На этой неделе у нас состоялся также разговор с начальником Управления охраны труда и промышленной безопасности.

1) Возник разговор о метане. На сей раз о возможности его добычи заблаговременно (порядка от 5 месяцев до начала проведения горных работ). Здесь проблемами являются трудности в определении его запасов в пластах + значительное время уйдет на получение лицензии, на составление проекта и проведение экспертизы в Москве. Газоотдача пластов низкая, к тому же содержание примесей (воды, пыли) высокое. Кроме того, окупаемость проекта будет лишь в долгосрочном периоде. С другой стороны, выгода от реализации проекта заключается в экономии средств на проветривании шахт, электроэнергии, а также на защите от взрывов и обслуживании.

2) Проблема отсутствия техники, которая бы уже содержала в себе функцию защиты от пыли, газа и других воздействий. На данный момент все это приходится устанавливать дополнительно или не устанавливать вообще. Комбайны, экскаваторы с встроенными мониторами и всевозможным техническим оснащением также являются объектом желания рабочих.

3) Борьба с пылью в шахтах также является насущной задачей. Необходимо обеспыливание как в угольных шахтах, так и помещениях обогатительных фабрик. Также огромный вред состоянию здоровья рабочих наносят вибрация и шум.

Мы бы хотели узнать у Вас, какие проблемы из перечисленных можно будет решить, представить предприятию информацию для внедрения и использовать для дипломной работы.

Руководитель нашего отдела пообещал организовать встречи с другими специалистами, поэтому в скором времени, возможно, у нас будут новые направления для работы, о чем мы Вам сообщим.

В результате постоянной и целенаправленной работы по сбору технологических запросов предприятий в ФИЦ УУХ СО РАН корректируется направление научных исследований, формируются заявки на участие в различных конкурсах по финансированию прикладных научных исследований и НИОКР, формируются крупные региональные проекты. Например, в 2017 году путёвку в жизнь получил проект «Роботизированный комплекс для отработки мощных угольных пластов пологого залегания» (механизированная крепь с устройством регулируемого площадного выпуска подкровельной толщи угля на забойный конвейер при отработке мощных угольных пластов пологого залегания). (Инициаторы Институт угля ФИЦ УУХ СО РАН, ООО «Юрмашзавод»). Проект в настоящее время реализуется в рамках Федеральной целевой программы «Исследования и разработки по приоритетным направлениям развития научно-технологического комплекса России на 2014-2020 годы» (Соглашение № 14.604.21.0173 с Министерством образования и науки Российской Федерации), формируется кластер производителей горно-шахтного оборудования по программе поддержки Правительства РФ (Постановление от 28.01.2016 года № 41 «Правила предоставления из федерального бюджета субсидий участникам промышленных кластеров на возмещение части затрат при реализации совместных проектов по производству промышленной продукции в целях импортозамещения»). Основные потребители новой технологии и роботизированного комплекса – угледобывающие компании Республики Тыва, юга Кузбасса, Индии.

Другой проект - «Разработка роботизированного комплекса для обеспечения выемки угля из крутопадающих мощных пластов» (инициаторы: ООО «Кузбасский центр сварки и контроля», ООО «Объединённые машиностроительные технологии») - реализуется в рамках программы СТАРТ Фонда содействия развитию малых форм предприятий в научно-технической сфере. Основные потребители новой технологии и роботизированного комплекса – угледобывающие компании Кузбасса, Грузии, Индии.

В 2015-2017 годы на основе проанализированных запросов угледобывающих компаний были сформированы кластерные инициативы представителями предприятий малого и среднего бизнеса [4,5]:

1. Проект «Производство линейки взрывозащищённых электродвигателей». (Инициаторы: ООО «Завод «Электродвигатель», ООО «ШСМ Сервис»).

2. Проект «Разработка многофункциональной тензометрической системы для оценки напряженно-деформированного состояния элементов секций механизированных крепей». (Инициаторы: Институт угля ФИЦ УУХ СО РАН, ООО «Кузбасский центр сварки и контроля», ООО «Юрмашзавод», ООО «ОМТ»).

3. Проект «Разработка мотор-барабана с высокомоментным двигателем для приводных станций конвейеров» (Инициаторы: ООО «ИнТехПромИнжиниринг», ООО «ЭнергоМаш»).

4. Проект «Универсальный бурильный модульный комплекс», (Инициаторы Институт угля ФИЦ УУХ СО РАН, ИГД СО РАН, ООО «ИнТехПромИнжиниринг»).

5. Проект «Разработка конструкции водовоздушных теплообменников нового поколения и калориферов на их основе». (Инициатор ООО «ИнТехПромИнжиниринг»).

6. Проект «Разработка и производство промышленного трансформатора нового поколения на основе фольги из чистого железа» (Инициаторы: ООО «ТрансФеррум», ООО «Электромашина»).

7. Проект «Циклично-поточный комплекс» (в том числе в составе с крутонаклонным конвейером) для реализации циклично-поточной технологии при реконструкции угольных разрезов Кузбасса (Инициаторы: ОАО «СДС уголь», ООО «Центр Транспортных Систем»).

Направление работы ФИЦ УУХ СО РАН и ООО «ИнТехПромИнжиниринг», связанное с выявление технологических запросов и ориентации прикладных научных исследований, по сути, выполняет роль инфраструктуры развития коммерциализации, роль которой в регионах Росси пока не столь высока и профессиональна в вопросах стимулирования развития сетевых структур в области трансфера технологий и связям НИИ с промышленностью, в координации софинансирования процесса коммерциализации технологий за счет бюджетных средств и средств частного сектора, в подготовке кадров, в развитии форм государственно - частного партнерства.

Особенно важна роль инфраструктуры, когда речь идет о таких проектах, по которым соответствующий федеральный орган исполнительной власти выступает заказчиком, обязательным партнером является промышленная фирма, а в ходе выполнения работ достигаются результаты, имеющие высокую коммерческую ценность. Российское законодательство позволяет регионам быть обладателями исключительных прав на новые технологии. Участие субъекта РФ в качестве правообладателя целесообразно в случаях, если права на результаты интеллектуальной деятельности связаны с интересами региональной экономики, а также если интеллектуальная составляющая является основой проекта, относительно которого орган власти заинтересован в доведении разработок до промышленного применения и реализации продукции. В иных случаях права на результаты интеллектуальной деятельности могут передаваться организациям-разработчикам, но при этом должны быть сохранены рычаги государственного контроля за использованием результатов НИОКР, выполненных с привлечением средств регионального бюджета (в том числе гарантированное приобретение у организаций-разработчиков прав на использование результатов интеллектуальной деятельности для региональных нужд на основе лицензионных соглашений). Такой подход позволяет, с одной стороны, добиться коммерциализации конкретных результатов интеллектуальной деятельности академического НИИ, с другой стороны, обеспечить повышение имиджа и инвестиционной привлекательности региона, его устойчивое социально-экономическое развитие за счёт развития инновационной деятельности.

В качестве выводов авторы предлагают следующее: коммерческое использование результатов деятельности академических НИИ не может быть всецело связано с государственным бюджетом, так как в основном спрос на исследования и разработки, представленные в виде экономически обоснованных проектов, формируется со стороны негосударственного (частного) сектора экономики. Партнерство государственного (в том числе и академических НИИ) и частного секторов экономики должно стать ключевым компонентом инновационной политики в регионах России, а наиболее надёжным звеном призваны стать малые инновационные компании, создаваемые при участии академических институтов.

Статья подготовлена при финансовой поддержке РНФ (Соглашение № 16-18-10182)

Библиографический список

1. Никитенко С.М., Нижегородцев Р.М, Гоосен Е.В. и др. Государственно-частное партнерство в инновационной сфере: мировой опыт и перспективы России / под ред. Никитенко С.М., Нижегородцев Р.М, Е.В. Гоосен. – Кемерово: ООО «Сибирская издательская группа», 2012. – 482с.

2. Инновационное развитие – основа модернизации экономики России: Национальный доклад. – М.: ИМЭМО РАН, ГУ–ВШЭ, 2008. – 168 с.

3. Зинов В.Г., Цыганов С.А. Взаимодействие малого предприятия в НИИ и инновационных проектах // Инновации. 2003. - №3.

4. Никитенко С.М., Никитенко М.С., Киселёв Ю.Е. Разработка теплообменных аппаратов нового поколения для предприятий ТЭК. В сборнике: Инновации в топливно-энергетическом комплексе и машиностроении (ТЭК-2017) сборник трудов Международной научно-практической конференции. 2017. - С. 29-34.

5. Nikitenko M.S. Evaluation of elements loaging in the metal strucyures of powered support units. В сборнике: IOP Conference Series: Earth and Environmental Science Сер. "International Scientific and Research Conference on Knowledge-Based Technologies in Development and Utilization of Mineral Resources" 2016. С. 012007.

УДК 338.1 (51-77)

ТИПОЛОГИЗАЦИЯ РЕСУРСНЫХ РЕГИОНОВ ПО УРОВНЮ РАЗВИТИЯ ИННОВАЦИОННОГО ПОТЕНЦИАЛА: НЕЧЕТКИЙ ПОДХОД

[1,2]к.т.н. Каган Е.С., [2]к.т.н. Гутова С.Г., [2]к.ф.-м.н. Чернова Е.С.
1 - Федеральный исследовательский центр угля и углехимии СО РАН, г. Кемерово, Россия
2 - Кемеровский государственный университет, г. Кемерово, Россия

Аннотация. В статье рассмотрен новый подход к типологизации регионов ресурсновго типа с позиций их готовности к комплексному освоению недр, на основе их ресурсозависимости и уровня инновационного развития. Применение аппарата нечетких множеств обосновано размытостью и неопределенностью границ для выделения классов, позволяет повышать качество типологизации.

Ключевые слова: ресурсный регион, комплексное освоение недр, инновационный потенциал, нечеткая типологизация.

Минерально-сырьевой комплекс России является основным драйвером развития отечественной экономики и источником формирования бюджетных доходов, определяющим многие социально-экономические показатели развития страны, в том числе текущий и потенциальный уровень благосостояния населения. В настоящее время такая «сырьевая» модель развития постепенно исчерпывает себя и существует острая необходимость смены парадигмы развития ресурсно-сырьевого комплекса России и добывающих регионов. В основе новой парадигмы лежит способность добывающих регионов переходить от экстенсивного использования ресурсов на комплексное освоение недр (КОН), которое, по мнению академика К.Н. Трубецкого, предполагает полное и малоотходное высокопроизводительное и экономически оправданное извлечение запасов полезных ископаемых. Переход к КОН невозможен без активного внедрения инноваций. КОН предполагает использование ресурсосберегающих технологий, вовлечение в процесс добычи и переработки всех попутных природных ресурсов с одновременным увеличением их полезных качеств, бережное отношение к недрам и окружающей среде. Комплексное освоение недр прямо нацелено на комбинированные технологические решения, позволяющие создать замкнутый технологический цикл и сохранять экологическое равновесие на территориях освоения полезных ископаемых [3, 9, 14, 16].

Несмотря на то, что во всех российских добывающих регионах устойчиво воспроизводится ресурсная специализация, они крайне неоднородны по уровню развития, доли добывающих отраслей в ВРП региона, инновационному потенциалу, уровню доходов и т.д. Но самое главное регионы имеют разную степень готовности переходить к КОН. Этот факт необходимо учитывать при разработке программ их стратегического и перспективного развития. В этих условиях крайне актуальным становятся разработки новых подходов к качественной оценке региональных различий, при этом типологизация регионов (разбиение регионов на группы по совокупности качественных признаков) становится важнейшим инструментом анализа [1, 2, 4, 7, 8, 10, 11].

Сложность типологизации добывающих регионов объясняется двумя обстоятельствами: отсутствием общепризнанных подходов (качественных и количественных признаков и критериев) к выделению добывающих (ресурсных) регионов, отсутствием универсального подхода к типологизации российских регионов в целом. Это проявляется в преобладании использования рейтингового подхода на основе небольшого количества критериев.

В настоящем исследовании выбор критериев типологизации регионов осуществлялся с позиции оценки их готовности к комплексному освоению недр. На первоначальном этапе данного исследования из всей совокупности российских регионов была выделена группа из 36 регионов, специализирующихся на добыче нефти, газа и угля. Поэтому первым критериев для кластеризации был выбран критерий, характеризующий уровень ресурсозависимости региона. Для оценки ресурсозависимости определялась доля добывающих отраслей в ВРП региона [12]. Индикатор, характеризующий ресурсозависимость, был представлен в виде коэффициента, вычисляемого через отношение доли добывающих отраслей в ВРП региона к доле добывающих отраслей в ВВП РФ. Для исследуемой группы регионов значение данного показателя заключалось в пределах от 0,107 (для Республики Ингушетия) до 6,05 для Ханты-Мансийского АО [5, 18].

Для реализации стратегии КОН необходим качественный скачок, резкое повышение уровня инновационного развития регионов. Отставание в сфере инноваций рассматривается как одна из

главных угроз национальной безопасности. Инновационное развитие представляет собой определяющий фактор, влияющий на формирование уровня конкурентоспособности регионов. Инновации должны охватывать все стадии производственно-технологического цикла, начиная от разведки и добычи сырья и заканчивая обработкой и транспортировкой его продукции и переработки [17]. Поэтому в качестве второго критерия, характеризующего готовность региона к КОН был выбран критерий, определяющий уровень инновационного развития. Уровень инновационного развития регионов оценивался через значение интегрального показателя, рассчитанного на основе подхода, разработанного Национальным Исследовательским Институтом «Высшая школа экономики» [15]. В расчете данного показателя используется информация о значениях четырех индексов, характеризующих различные стороны инновационного развития: ИСЭУ – индекс «Социально-экономические условия инновационной деятельности», ИНТП – индекс «Научно-технический потенциал», ИИД – индекс «Инновационная деятельность», ИКИП – индекс «Качество инновационной политики». Для исследуемой группы регионов значение показателя инновационного развития заключалось в пределах от 0,173 (Ненецкий АО) до 0,575 (Республика Татарстан).

Традиционно задача разделения объектов по исследуемой группе признаков на классы может решаться двумя способами.

1. Разбиение объектов на группы с помощью методов кластерного анализа. Однако, проведение кластерного анализа для объектов, значения показателей которых существенно отличаются от остальных даже при проведении предварительной процедуры стандартизации, приводит к тому, что кластерный анализ не улавливает различий между объектами, считая их несущественными по сравнению с аномальными результатами. Первоначальная попытка использования процедуры кластерного анализа для классификации регионов не дала положительных результатов. Так, например, при проведении данной процедуры в один кластер попадали регионы с низким уровнем инновационного развития и средней ресурсозависимостью, а также регионы со средним уровнем инновационного развития и низкой ресурсозависимостью.

2. Типологизация регионов осуществляется на основе заданных границ (уровней) показателей. Недостатком такого подхода является отсутствие единого взгляда к заданию таких границ. В ряде работ [15] такие границы задаются по результатам ранее проведенного кластерного анализа, недостатки которого описывались в п.1. При этом границы показателей, входящих в разные кластеры, могут перекрываться.

Продуктивным подходом для разбиения регионов на группы с позиции их готовности к КОН является подход, основанный на применении алгоритмов нечеткой кластеризации. Использование нечетких интервалов и перекрывающихся диапазонов позволит снизить степень неопределенности в задания границ кластеров и повысить качество классификации. На первоначальном этапе критерии были представлены в виде лингвистических переменных (ЛП) с соответствующими терм-множествами: «уровень инновационного развития региона» {Т1-низкий, Т2-средний, Т3-высокий} и «ресурсозависисмость» {Т1-слабая, Т2-средняя, Т3-высокая} [13, 6]. В табл. 1 представлены выражения для функции принадлежности соответствующих термов этих двух критериев.

Таблица 1

Функции принадлежности термов лингвистических переменных

ЛП – «уровень инновационного развития региона»	ЛП – «ресурсозависимость» региона
$\mu(T1)=\begin{cases}1, & x\le 0,2\\ 1-\dfrac{x-0,2}{0,2}, & 0,2<x\le 0,4\\ 0, & x>0,4\end{cases}$	$\mu(T1)=\begin{cases}1, & x\le 0,15\\ 1-\dfrac{x-0,15}{0,65}, & 0,15<x\le 0,8\\ 0, & x>0,8\end{cases}$
$\mu(T2)=\begin{cases}0, & x\le 0,2\\ \dfrac{x-0,2}{0,1}, & 0,2<x\le 0,4\\ 1, & 0,4<x\le 0,5\\ 1-\dfrac{x-0,5}{0,2}, & 0,5<x\le 0,7\\ 0, & x>0,7\end{cases}$	$\mu(T2)=\begin{cases}0, & x\le 0,15\\ \dfrac{x-0,5}{0,65}, & 0,15<x\le 0,8\\ 1, & 0,8<x\le 1,5\\ 1-\dfrac{x-1,5}{1,5}, & 1,5<x\le 3\\ 0, & x>3\end{cases}$
$\mu(T3)=\begin{cases}0, & x\le 0,5\\ \dfrac{x-0,5}{0,2}, & 0,5<x\le 0,7\\ 1, & x>0,7\end{cases}$	$\mu(T3)=\begin{cases}0, & x\le 1,5\\ \dfrac{x-1,5}{1,5}, & 1,5<x\le 3\\ 1, & x>3\end{cases}$

В табл. 2 представлен фрагмент таблицы для исследуемой группы регионов, содержащий исходные (четкие) значения индикаторов и результаты фаззификации (нечеткие значения) индикаторов.

Таблица 2

Фрагмент таблицы с указанием четких и нечетких значений критериев

Регион	Уровень инновационного развития региона				Ресурсозависимость			
	Четкое значение	Т1	Т2	Т3	Четкое значение	Т1	Т2	Т3
Амурская область	0,237	0,816	0,185	0,000	1,467	0,000	1,000	0,000
….								
Кемеровская область	0,334	0,332	0,668	0,000	2,284	0,000	0,477	0,523
Красноярский край	0,461	0,000	1,000	0,000	1,562	0,000	0,959	0,041
Ненецкий АО	0,173	1,000	0,000	0,000	6,008	0,000	0,000	1,000
Республика Башкортостан	0,485	0,000	1,000	0,000	0,334	0,717	0,283	0,000
Республика Бурятия	0,309	0,455	0,546	0,000	0,379	0,648	0,352	0,000
Республика Татарстан	0,575	0,000	0,624	0,376	1,927	0,000	0,716	0,284
…								
Томская область	0,464	0,000	1,000	0,000	2,631	0,000	0,246	0,754

Проведение процедуры нечеткой кластеризации осуществлялось в два этапа. Определялось возможное число кластеров. Так как критерии имеют три уровня, то максимально возможное число кластеров – девять. Для каждого кластера определяется эталонная точка. Так, например, для кластера, характеризующего среднезависимые регионы со средним уровнем инновационного развития, эталонная точка будет иметь нечеткие координаты: {(0,1,0); (0,1,0)}. При нечеткой кластеризации возможны три варианта.

1. Регион принадлежит только одному кластеру, если координаты региона совпадают с эталонной точкой кластера (регион имеет по каждому показателю для некоторого терма единичное значение функции принадлежности). Так, например, Ненецкий АО имеет низкий уровень развития инновационного потенциала (ФП термов ЛП равны (1;0;0) и высокий уровень ресурсозависимости (ФП термов ЛП равны (0;0;1), поэтому данный регион будет принадлежать только кластеру, для которого характерен низкий уровень инновационного развития и высокая ресурсозависимость, и являться эталонным регионом для данного кластера.

2. Регион принадлежит к двум смежным кластерам, если только по одному из показателей он имеет единичное значение функции принадлежности для некоторого терма. Так, например, Томская область имеет средний уровень инновационного развития (ФП термов ЛП соответственно равны: (0;1;0)). Однако ФП термов ЛП «ресурсозависимость» для Т1=0; для Т2=0,246; для Т3=0,754. Поэтому для Томской области будет определена степень его принадлежности двум кластерам: 1) со средним уровнем инновационного потенциала и средним уровнем ресурсозависимости {(0;1;0), (0;1;0)}; 2) со средним уровнем инновационного потенциала и высоким уровнем ресурсозависимости {(0;1;0), (0;0;1)}.

3. Регион принадлежит к четырем смежным кластерам, если ни по одному из показателей регион не имеет единичного значения функции принадлежности ни для одного терма. Так, например, для Республики Татарстан уровень развития инновационного потенциала оценивается как «средний» со значением ФП, равным 0,724, и как «высокий» со значением ФП, равным 0,376. При этом ресурсозависимость для данного региона оценивается как «средняя» с ФП, равной 0,716, и «высокая» с ФП, равной 0,274. Поэтому для данного региона будет произведена оценка степени его принадлежности четырем кластерам: 1) со средним уровнем инновационного развития и средним уровнем ресурсозависимости; 2) с высоким уровнем инновационного развития и средним уровнем

ресурсозависимости; 3) со средним уровнем инновационного развития и высоким уровнем ресурсозависимости; 4) с высоким уровнем инновационного развития и высоким уровнем ресурсозависимости.

Основным понятием кластерного анализа является понятие расстояния между объектами. При нечетком подходе для расчета расстояния между объектами может быть использовано понятие нечеткого сходства между объектами по некоторому признаку. Сходство между двумя объектами *A* и *B* определяется по формуле: $d_{AB} = \frac{1}{2}\sum_{i=1}^{k}\left|\mu_{iA}(x) - \mu_{iB}(x)\right|$, где k – число термов ЛП. Тогда расстояние между двумя объектами по *n* критериям рассчитывается по формуле: $r_{AB} = \frac{1}{n}\sum_{i=1}^{n} d_{AB}$. Степень принадлежности к кластеру определяется как $Cl_j = 1 - r_j$.

Таким образом, типологизация регионов по двум отобранным критериям осуществляется по следующему алгоритму. Определяется расстояние от каждого региона до эталонной точки кластера и степень его принадлежности всем кластерам. Если кластер не содержит ни одного элемента, то из дальнейшего рассмотрения он может быть исключен (в данном исследовании таким кластером является кластер с высоким уровнем инновационного развития и низкой ресурсозависимостью). Если нечеткие координаты региона совпадают с координатами эталонной точки, то данный регион считается эталонным для данного кластера, что является еще одним преимуществом данного подхода. В табл. 3 приведен фрагмент результатов разбиения регионов с указанием степени их принадлежности к данному кластеру.

Таблица 3

Фрагмент результатов разбиения регионов на классы

		Уровень ресурсозависимости		
		Т1-низкий	Т2-средний	Т3-высокий
Уровень инновационного развития		…	…	…
	Т2-средний	((0;1;0),(1;0;0)) Архангельская (0,6), Волгоградская (0,6), Калининградская (0,47), Курская (0,35), Башкортостан (0,86), Бурятия (0,6), Карелия (0,31), Хабаровский (0,74), Чеченская (0,53)	((0;1;0),(0;1;0) Амурская (0,59), Архангельская (0,33), Астраханская (0,53), *Белгородская (1),* Волгоградская (0,57), Забайкальский (0,6), Иркутская (0,65), Калининградская (0,22), Кемеровская (0,57), Красноярский край (0,98), Курская (0,8), Магаданская (0,4), Мурманская (0,88), *Пермский край (1),* Башкортостан (0,64), Бурятия (0,45), Карелия (0,71), Татарстан (0,67), Тыва (0,6), Хакасия (0,59), Самарская (0,99), Томская (0,62), Тюменская (0,97), Удмуртская (0,44), Хабаровский (0,76)	((0;1;0),(0;0;1) Астраханская (0,53), Иркутская (0,58), Кемеровская (0,6), Красноярский край (0,52), Магаданская (0,62), Оренбургская (0,76), Коми (0,72), Саха (0,85), Сахалинская (0,85), Татарстан (0,45), Сахалинская (0,69), Томская (0,88), Тюменская (0,47), Удмуртская (0,44), Ханты-Мансийский (0,79), Чукотский (0,64), Ямало-Ненецкий (0,89)
	Т3-высокий	((0;0;1), (1;0;0))	((0;0;1),(0;1;0) Татарстан (0,55)	((0;0;1),(0;0;1)) Татарстан (0,33)

Однако в [15] отмечается, что в 2015 году по сравнению с предыдущими годами наблюдается более слабая дифференциация регионов по ИСЭУ и ИНТП, чем по ИИД и ИКИП. В табл. 4 представлены описательные статистики четырех инновационных индексов, рассчитанных по данным за 2015 год.

На следующем этапе исследования типологизация регионов была проведена с учетом модифицированного индекса инновационного развития (ИРМ), рассчитанного только на основании двух индексов: ИИД и ИКИП. Описательные статистики ИРМ представлены в последней строке табл. 4.

Таблица 4

Описательные статистики индексов, характеризующих инновационное развитие регионов в 2015 году

Описательные статистики (инновационный потенциал)						
	Среднее	Минимум	Максимум	Нижняя - Квартиль	Верхняя - Квартиль	Ст. откл.
ИР	0,322	0,173	0,575	0,249	0,371	0,090
ИСЭУ	0,383	0,225	0,557	0,320	0,446	0,077
ИИД	0,232	0,000	0,590	0,149	0,307	0,124
ИКИП	0,389	0,000	0,811	0,310	0,487	0,180
ИНТП	0,295	0,133	0,464	0,234	0,338	0,076
ИРМ	0,311	0,038	0,7	0,218	0,371	0,133

Анализ результатов, представленных в табл. 5, позволяет сделать вывод о том, что использование модифицированного коэффициента существенно изменяет типологизацию регионов, особенно это касается классов, с высоким уровнем инновационного развития.

Таблица 5

Разбиение регионов на классы с учетом ИПМ

		Уровень ресурсозависимости		
		Т1-низкий	Т2-средний	Т3-высокий
Уровень инновационного развития (модифицированный)	Т1-низкий	Кластер 1: ((1;0;0),(1;0;0)) Архангельская (0,74), Волгоградская (0,36) Калининградская (0,88), Курская (0,14), Бурятия (0,58) *Ингушетия (1),* Калмыкия (0,98), Карелия (0,41) *Чеченская (1)*	Кластер 2: ((1;0;0),(0;1;0) Амурская (0,98), Архангельская (0,47), Астраханская (0,49), Волгоградская (0,33), Забайкальский край (0,96), Иркутская (0,51), Калининградская (0,63), Кемеровская (0,4), Курская (0,59), Магаданская (0,25), Мурманская (0,68), Бурятия (0,43), Калмыкия (0,52), Карелия (0,81), Тыва (0,84), Хакасия (0,95), Самарская (0,55), Тюменская (0,62), Удмуртия (0,64)	Кластер 3: ((1;0;0),(0;0;1) Астраханская (0,49), Иркутская (0,45), Кемеровская (0,42), Магаданская (0,47), *Ненецкий АО (1),* Оренбургская (0,72), Коми (0,92), Саха (0,55), *Сахалинская (1),* Тюменская (0,12), Удмуртская (0,65), Ханты-Мансийский АО (0,78), Чукотский АО (0,96), Ямало-Ненецкий (0,66)
	Т2-средний	Кластер 4: ((0;1;0),(1;0;0)) Архангельская (0,53), Волгоградская (0,67), Курская (0,41), Башкортостан (0,82), Бурятия (0,57), Карелия (0,19), Хабаровский (0,72)	Кластер 5: ((0;1;0),(0;1;0) Амурская (0,52), Архангельская (0,26), Астраханская (0,51), *Белгородская (1),* Волгоградская (0,64), Забайкальский (0,54), Иркутская (0,55), Кемеровская (0,58), Красноярский край (0,95), Курская (0,86), Магаданская (0,53), Мурманская (0,82), *Пермский край (1),* Башкортостан (0,61), Бурятия (0,42), Карелия (0,59), Тыва (0,66), Хакасия (0,55), Самарская (0,95), Томская (0,62), Тюменская (0,88), Удмуртская (0,35), Хабаровский (0,73),	Кластер 6: ((0;1;0),(0;0;1) Астраханская (0,53), Иркутская (0,49), Кемеровская (0,6), Красноярский край (0,49), Магаданская (0,75), Оренбургская (0,78), Коми (0,58), Саха (0,95), Томская (0,88), Удмуртская (0,36), Ханты-Мансийский (0,72), Чукотский (0,54), Ямало-Ненецкий (0,84)
	Т3-высо-	Кластер 7: ((0;0;1),(1;0;0)) Башкортостан (0,39), Хабаровский край (0,27)	Кластер 8: ((0;0;1),(0;1;0)) Красноярский край (0,51), Башкортостан (0,18), Татарстан (0,86), Хабаровский край (0,28)	Кластер 9: ((0;0;1),(0;0;1)) Красноярский край (0,05),Татарстан (0,64),

Выводы. Рассмотренный в статье подход к типологизации регионов, основанный на применении нечетких множеств? обладает следующими преимуществами. Во-первых, более обоснованным становится отнесение региона к тому или иному классу, что позволяет снизить неопределенность в задании их границ. Во-вторых, в большинстве классов могут быть выделены наиболее типичные регионы (эталонные точки), а степень подобия остальной группы регионов с типичными регионами класса может быть оценена через расстояние до эталонной точки. Подобный подход позволяет изменять структуру кластеров, уточняя качественные и количественные критерии отнесения регионов к тому или иному типу. В приведенном выше исследовании это позволило изменить состав кластеров, описывающих высокий уровень инновационного развития. Наконец, разработанный подход к типологизации регионов открывает достаточно интересные перспективы для проведения дальнейших исследований и оценок. Так приведенная типология на следующем этапе может быть использована для создания экспертной системы при формирования нечеткой базы правил по оценке готовности ресурсных регионов к КОН.

Статья подготовлена при финансовой поддержке РНФ, по соглашению № 16-18-10182 «Формирование организационно-экономических механизмов комплексного освоения недр в регионах ресурсного типа на основе партнерства науки, власти и бизнеса»

Библиографический список

1. Бутс Б., Дробышевский С., Кочеткова О. и др. Типология российских регионов / Ред. Н. Главацкая. – М., 2002. – 130 с.
2. Голяшев А.В., Григорьев Л.М. Типы российских регионов: устойчивость и сдвиги в 2003-2013 годах. – М.: Аналитический центр при Президенте РФ, 2014 – 47с.
3. Гуриев С., Плеханов А., Сонин К. Экономический механизм сырьевой модели развития // Вопросы экономики. – 2010. – № 3. – С. 4–23.
4. Ильина И.Н. Перспективы развития сырьевых регионов РФ в документах стратегического планирования // Вопросы государственного и муниципального управления. – 2013. – №2. – С. 91-102.
5. Каган Е.С., Гоосен Е.В. Ресурсные регионы: качественные и количественные критерии выделения // Наукоемкие технологии разработки и использования минеральных ресурсов. - 2017. - № 3. - С. 163-170 - https://elibrary.ru/item.asp?id=29372326
6. Каган Е.С. Применение метода анализа иерархий и теории нечетких множеств для оценки сложных социально-экономических явлений // Известия Алтайского государственного университета. – 2012. – № 1-1. – С. 160–163.
7. Кондратьев В. Особенности ресурсной модели экономического роста // Проблемы теории и практики управления. – 2015. – № 6. – С. 20-27.
8. Лапаев С. П. Типологизация регионов России: инновационный подход // Вестник ОГУ – 2014. – №8.-169. – С. 100-105.
9. Левин С.Н., Каган Е.С., Саблин К.С. Регионы «ресурсного типа» в современной российской экономике // Журнал институциональных исследований (Journal of Institutional Studies). – 2015.– № 3. – Т. 7. – С. 92-101.
10. Михеева Н.Н. Двухсекторная модель развития ресурсодобывающих регионов // Регион: экономика и социология. – 2009. – №2. – С. 23-42.
11. Орлов В.П. Минерально-сырьевой комплекс в долгосрочной стратегии развития экономики России // Минеральные ресурсы России. Экономика и управление. – 2007. – №2. – С. 2-3.
12. Официальный сайт Федеральной службы государственной статистики [Электронный ресурс] URL: http://www.gks.ru (дата обращения: 25.04.2018).
13. Пегат А. Нечеткое моделирование и управление; пер.с англ. – 3-изд. – М: БИНОМ. Лаборатория знаний, 2015. – 798 с.
14. Развития ресурсосберегающих и ресурсовоспроизводящих геотехнологий комплексного освоения месторождений полезных ископаемых/Под ред. К.Н. Трубецкого, М.: Институт проблем комплексного освоения недр РАН, 2014 – 196 с.
15. Рейтинг инновационного развития субъектов Российской Федерации. Выпуск 5 / Г.И. Абдрахманова, П.Д. Бахтин, Л.М. Гохберг и др.; под ред. Л.М. Гохберга; Нац. исслед. ун-т «Высшая школа экономики». – М.: НИУ ВШЭ, 2017. – 260 с.
16. Ресурсные регионы России в «новой реальности» / под ред. акад. Кулешова В. В. – Новосибирск: Изд-во ИЭОПП СО РАН, 2017. – 308 с.

17. Эдер Л.В., Филимонова И.В., Проворная И.В., Немов В.Ю., Никитенко С.М. Ресурсные нефтегазовые регионы на востоке России: углеводородный потенциал и экономическое развитие // Бурение и нефть. - 2017. - № 5. - С. 20-29.

18. Kagan E.S. Goosen E.V. The problems of identification of resource-type regions // IOP Conference Series: Earth and Environmental Science 84 (2017) 012016 - doi :10.1088/1755-1315/84/1/012016

УДК 332.1; 338.1

ОЦЕНКА ГОТОВНОСТИ РЕСУРСНЫХ РЕГИОНОВ К КОМПЛЕКСНОМУ ОСВОЕНИЮ НЕДР НА ОСНОВЕ АНАЛИЗА СТРУКТУРНЫХ СДВИГОВ (SHIFT-SHARE ANALYSIS)

[1,2]к.т.н. Каган Е.С., [1,2]к.э.н. Саблин К.С., [2]Шаров А.А.
1 - Федеральный исследовательский центр угля и углехимии СО РАН, г. Кемерово, Россия
2 - Кемеровский государственный университет, г. Кемерово, Россия

Аннотация. В статье рассмотрено применение метода анализа структурных сдвигов (shift-share analysis) для оценки готовности ресурсных регионов к комплексному освоению недр. Это обусловлено тем, что выбор факторов, влияющих на региональные процессы, и количественная оценка этого влияния ограничены доступной статистической информацией.

Ключевые слова: Россия, ресурсный регион, комплексное освоение недр, добывающий и обрабатывающий сектора, метод анализа структурных сдвигов.

Проблеме развития ресурсных экономик и регионов в последние годы уделяется много внимания. Это объясняется тем, что большинство стран, в том числе и Россия, имеющие значительные запасы природных ресурсов, отстают в темпах и качестве экономического роста, социального развития, политических и экономических институтов от стран, не обладающих такими природными богатствами. Необходимость реализации перехода российской экономики на инновационный путь (сценарий) развития является ключевой в политической повестке дня в течение последних лет. Особенность заключается в том, что Россия состоит из регионов, крайне различных по своим социально-экономическим характеристикам, что отражается, например, в их неравномерном экономическом развитии, усилении разрыва по важнейшим показателям регионального производства, уровня доходов и бедности, качества жизни населения. Различие регионов по уровню показателей, оценивающих их инновационную активность, является при этом одним из самых значимых в сравнении с другими социально-экономическими показателями. Так, по доле внутренних затрат на исследования и разработки в валовом региональном продукте разрыв составлял 143-148 раз, а по числу использованных передовых производственных технологий он измерялся более чем тысячью раз [3]. В то же время, именно экспортно-сырьевой сектор российской экономики и регионы ресурсного типа определяют место страны в международном разделении труда, выступают важнейшим источником доходов бюджетной системы и во многом маркируют направления развития и темпы роста отечественной экономики. Под регионами ресурсного типа (ресурсными регионами) в данной статье понимаются регионы, базовыми отраслями которых являются экспортно-ориентированные добывающие отрасли, и/или отрасли обрабатывающей промышленности первого передела, производящие сырьевую и/или промежуточную продукцию.

Особую актуальность этой проблеме придает тот факт, что, как показывает анализ [6], регионы ресурсного типа РФ характеризуются развитием по пути анклавной двойственной экономики. Этот вариант связан с формированием изолированного от остальной экономики высокопроизводительного экспортно-ориентированного сектора, представленного предприятиями добывающих и промежуточных отраслей (нефтедобывающая и горнорудная отрасли, черная и цветная металлургия и др.). Развитие данного сектора не дает существенных стимулов для модернизации региональной экономики, ее интеграции в общероссийское экономическое пространство, не создает достаточных стимулов для развития обрабатывающей промышленности, инновационного сектора и других отраслей экономики. При этом экспортно-ориентированные добывающие отрасли и отрасли первого передела остаются «локомотивами» российской экономики и определяют ее место в глобальном разделении труда.

По замечанию Дж. Стиглица, «если стандартная экономическая наука концентрирует внимание на деформации инициатив в результате выдачи таких привилегий и протекций, то надо сказать, что они имеют более пагубный аспект: эти привилегии, как правило, получены путем коррупции и взяточничества государственных чиновников» [8]. Закрепление привилегий за представителями анклавов богатства служит источником отрицательных внешних эффектов, связанных с деформацией стимулов у предпринимателей из других секторов экономики, которые переориентируются с создания новой добавленной стоимости на рентоориентированное поведение, связанное с участием в перераспределении стоимости в высокопроизводительном экспортно-ориентированном секторе региональной экономики. Ядром отмеченной проблемы является ситуация, когда устойчиво сохраняются анклавы богатства, препятствующие (или вовсе блокирующие) переход к экономическому развитию по пути формирования целостной региональной экономики, предусматривающей модернизацию обрабатывающих производств, стимулирование инновационной активности среднего и малого бизнеса в регионе, инвестирование в сферу здравоохранения и образования, научных исследований и разработок. Устойчивое сохранение и стабильное «повторение» анклавов богатства в регионах, богатых минерально-сырьевыми ресурсами, усиливают их ресурсозависимость, замыкают инвестиционные потоки в узком круге отраслей, производящих сырьевую и промежуточную продукцию, не позволяют разорвать короткие вертикальные цепочки создания добавленной стоимости, связанные с экспортом данной продукции на мировые рынки.

Проблема смены экстенсивной модели экономического развития России напрямую связана с оценкой готовности ресурсных регионов перейти к комплексному освоению недр, которое влечет за собой значительные положительные внешние эффекты, т.е. выгоды, получаемые непривилегированными акторами региональной экономики, находящимися за пределами анклавов богатства, в том числе предпринимателями из других секторов экономики ресурсного типа. Под воздействием положительных внешних эффектов возможно увеличение количества предпринимателей, способных к реализации производительной деятельности, что в свою очередь ведет к повышению уровня образования и положительно воздействует на рост производительности труда [1]. Иными словами, производительный предприниматель выступает опорой роста и источником шумпетерианских инноваций в экономике, а положительные внешние эффекты, связанные с его деятельностью, являются основой для проведения широкой модернизации региональной экономики и удлинения горизонтальных цепочек создания добавленной стоимости.

В настоящем исследовании представлена группа из 36 ресурсных регионов, специализирующихся на добыче нефти, газа и угля. Данные регионы были отобраны на основе коэффициента, рассчитанного Е.С. Каган и Е.В. Гоосен [4]. Показатель представляет собой отношение доли добывающих отраслей в ВРП региона к значению доли добывающих отраслей в ВВП по Российской Федерации. Для оценки готовности исследуемой группы регионов к комплексному освоению недр использовались данные официального сайта Федеральной службы государственной статистики за 2010 и 2015 годы [9].

Выбор факторов, влияющих на региональные процессы, в том числе – готовность ресурсных регионов к комплексному освоению недр, и количественная оценка этого влияния ограничены доступной статистической информацией. Отсутствие необходимых статистических данных существенно снижает возможность применения эконометрических методов. Для типологизации регионов и экономической диагностики региональных процессов в зарубежной литературе используется метод структурных сдвигов (shift-share analysis (SS)), не нашедший еще широкого применения в российских исследованиях. Данный метод является способом анализа регионального роста посредством количественного измерения вклада структурных факторов в экономическую динамику региона [10 - 14, 16]. Основная идея метода заключается в разложении прироста регионального показателя на три компонента: национальный NS (National Share) – компонент, отражающий влияние национальных факторов роста; отраслевой IM (Industry Mix) – компонент, отражающий влияние отраслевых факторов роста; региональный RS (Regional Shift) – компонент, отражающий влияние региональных факторов роста на экономическую динамику региона.

Национальный компонент NS_{ij}^{t} для *i*-ого сектора экономики в *j*-ом регионе в году *t* определяется как часть прироста регионального показателя (y_r), пропорциональная росту общенационального показателя (Y_N): $NS_{ij}^{t} = y_{ij}^{t-1} \cdot (\frac{Y_N^t}{Y_N^{t-1}} - 1)$, где $y_{ij}^{t-1}, Y_N^{t-1}, Y_N^t$ значения показателя *i*-ого сектора в *j*-ом регионе в году (*t*-1), значение показателя в РФ в (*t*-1) (базовый период) и *t* (текущий период) - годах соответственно.

Отраслевой компонент IM_{ij}^t для *i*-ого сектора экономики в *j*-ом регионе в году *t* определяет величину прироста регионального показателя, обусловленного изменением отраслевой структуры региона. По его величине можно определить, каким был бы прирост регионального показателя, если бы *j*-ый сектор региональной экономики рос темпом, соответствующим национальному темпу: $IM_{ij}^t = y_{ij}^{t-1} \cdot (\frac{Y_{iN}^t}{Y_{iN}^{t-1}} - \frac{Y_N^t}{Y_N^{t-1}})$, где Y_{iN}^{t-1}, Y_{iN}^t - значения данного показателя в *i*-й отрасли в целом по стране в текущем и базовом периодах. Отраслевой компонент используется для оценки вклада региональных особенностей структуры исследуемого показателя в его общий прирост. Положительный знак компонента означает, что структура данной отрасли в регионе оказывается более эффективной по сравнению с общенациональной, т. е. доля быстрорастущей отрасли в регионе выше, чем в целом по стране.

Региональный компонент часто определяют, как конкурентный эффект. Он характеризует разницу между реальным и предполагаемым ростом в случае, если бы рассматриваемый сектор экономики рос темпом, соответствующим общенациональному темпу в данном секторе: $RS_{ij}^t = y_{ij}^{t-1} \cdot (\frac{y_{ij}^t}{y_{ij}^{t-1}} \frac{Y_{iN}^t}{Y_{iN}^{t-1}})$. Данный компонент характеризует вклад в общий прирост показателя всех остальных региональных факторов, кроме структурного. На его основе производится оценка вклада эндогенных факторов в экономический рост, включающих человеческий потенциал, инвестиционный климат, институциональные условия и другие факторы, в совокупности определяющие специфику данного региона [5]. Общий прирост регионального показателя, *i*-ого сектора экономики в *j*-ом регионе рассчитывается через сумму трех компонентов: $y_{ij}^t - y_{ij}^{t-1} = NS_{ij}^t + IM_{ij}^t + RS_{ij}^t$.

Анализ структурных сдвигов позволяет выявить отрасли, находящиеся под воздействием той или иной группы факторов роста. Основу региональных экономических кластеров составляют те отрасли, для которых значения RS будут положительным, что свидетельствует о наличии на территории региона особых условий, обеспечивающих данным отраслям конкурентные преимущества и, как следствие, наиболее успешное развитие. На основании значений компонент IM и RS и соотношения между ними выделяют 6 типов отраслей [15], представленных в табл. 1. Данная типологизация позволяет проводить оценку секторов экономики ресурсных регионов, которые являются ключевыми для оценки их готовности к осуществлению комплексного освоения недр. Такими секторами являются добывающие отрасли, раскрывающие ресурсный потенциал регионов, отрасли перерабатывающей промышленности, определяющие задел для перехода регионов на интенсивный путь развития, и инфраструктура, представленная транспортом и связью, и показывающая степень освоенности территорий, их подготовленность к комплексному освоению недр.

Таблица 1

Типология отраслей по соотношению показателей IM и RS

Тип отрасли	Соотношение показателей	Интерпретация показателей
1	IM>0, RS>0	Имеют место благоприятные региональные и отраслевые условия развития
2	IM<0, RS>0, |IM|<|RS|	Благоприятные региональные условия развития перевешивают не вполне благоприятные отраслевые условия развития
3	IM>0, RS<0, |IM|>|RS|	Благоприятные отраслевые условия развития перевешивают не вполне благоприятные региональные условия развития
4	IM<0, RS>0, |IM|>|RS|	Благоприятные региональные условия развития не в состоянии перевесить неблагоприятные отраслевые условия развития
5	IM>0, RS<0, |IM|<|RS|	Благоприятные отраслевые условия развития не в состоянии перевесить неблагоприятные региональные условия развития
6	IM<0, RS<0	Имеют место неблагоприятные региональные и отраслевые условия развития

В качестве региональных показателей наиболее часто используются показатели занятости, оборота, добавленной стоимости, прибыли и т.д. При этом исследуемые региональные показатели должны отражать либо масштабы деятельности предприятий и отраслей, либо их эффективность. В первом случае рассматриваемый показатель обеспечивает выбор лидирующих в регионе отраслей,

характеризующихся наиболее быстрым и устойчивым ростом и высокой конкурентоспособностью, способных удлинять горизонтальные цепочки добавленной стоимости. Во втором случае обеспечивается выбор наиболее перспективных преприятий и отраслей [5].

В зарубежных исследованиях наиболее часто в качестве регионального показателя используется показатель занятости. Преимущество этого показателя состоит в том, что он достаточно точно характеризует общеэкономическую динамику и не зависит от стоимостных измерителей. Однако, как отмечают некоторые исследователи [7], показатель занятости не вполне адекватно отражает изменения масштабов деятельности производств в силу специфики российского рынка труда, низкой межрегиональной и межотраслевой мобильности трудовых ресурсов. Показатели занятости плохо отражают реальную экономическую динамику, рост выпуска сырьевой и промежуточной продукции не обязательно сопровождается ростом занятости, и модернизация добывающих и обрабатывающих производств, как правило, связана с закупкой импортного оборудования российскими ресурсодобывающими компаниями и сокращением численности работающих на их предприятиях [2]. В этой связи, наиболее подходящим показателем может выступать показатель объема отгруженной продукции. В рамках данной статьи, для анализа отобраны три сектора экономики: добывающий, обрабатывающий и инфраструктурный, представленный транспортом и связью. С целью проведения оценки готовности ресурсных регионов к комплексному освоению недр в качестве региональных показателей нами были выбраны объем отгруженной продукции и инвестиции в основной капитал по видам экономической деятельности. Инвестиции в основной капитал показывают, с одной стороны, готовность акторов региональной экономики осуществлять обновление основных фондов с целью поддержания существующего уровня развития добывающих и обрабатывающих производств, с другой стороны – выявляют их приоритеты с точки зрения важности тех или иных производств.

В табл. 2 представлена типологизация ресурсных регионов, полученная на основе анализа динамики объема отгруженной продукции.

В добывающем и обрабатывающем секторах экономики были выделены два класса: 1-ый (благоприятные региональные и отраслевые условия развития) и 5-ый (благоприятные отраслевые условия развития не в состоянии перевесить неблагоприятные региональные условия развития). В секторе экономики, характеризующем транспорт и связь, были выделены 4-ый (благоприятные региональные условия развития не в состоянии перевесить неблагоприятные отраслевые условия развития) и 6-ой (неблагоприятные региональные и отраслевые условия развития) классы. Из данной типологии была исключена Республика Ингушетия, имеющая нулевое значение по объему отгруженной продукции в обрабатывающем секторе экономики.

Проведенный анализ показал, что наиболее эффективные структурные сдвиги оказались у Удмуртской Республики, характеризующейся благоприятными региональными и отраслевыми условиями развития в добывающем и обрабатывающем секторах экономики. Однако в секторе транспорта и связи благоприятные региональные условия развития были не в состоянии перевесить неблагоприятные отраслевые условия развития. В Удмуртской Республике основным ресурсом недр является нефть, также на ее территории выявлены значительные запасы торфа, добывались бурые и каменные угли. При этом республика обладает развитой промышленностью и многоотраслевым сельскохозяйственным производством. Основные отрасли промышленности представлены машиностроением, металлообработкой, черной металлургией и деревообрабатывающей промышленностью.

Интересна группа регионов, которые характеризуются благоприятными региональными и отраслевыми условиями развития в добывающем и обрабатывающем секторах экономики, однако транспорт и связь оказались в неблагоприятных региональных и отраслевых условия развитиях - Ямало-Ненецкий автономный округ, Республика Бурятия, Республика Тыва и Республика Хакасия. Так, Ямало-Ненецкий автономный округ занимает одно из ведущих мест в России по запасам углеводородов, особенно природного газа и нефти, основой его экономики является добыча нефти и газа. Отмеченные национальные республики относят к регионам нового ресурсного освоения, что предполагает активное развитие как добывающих (например, добыча каменного угля), так и обрабатывающих производств. При этом, данные субъекты Федерации в целом характеризуются слабым развитием внутренней коммуникационной инфраструктуры. В Республике Бурятия и Республике Тыва отсутствует железнодорожное сообщение, что ослабляет их конкурентные позиции, и нивелирует благоприятные региональные и отраслевые условия развития в добывающем и обрабатывающем секторах экономики.

Таблица 2

Типологизация ресурсных регионов, полученная на основе анализа динамики объема отгруженной продукции по трем секторам экономики

Сектора экономики и классы				Транспорт и связь	
				4	6
Добывающий	5	Обрабатывающий	5	(5,5,4) Ханты-Мансийский автономный округ – Югра Красноярский край	(5,5,6) Курская область Республика Карелия Республика Коми Республика Калмыкия Волгоградская область Кемеровская область
			1	(5,1,4) Ненецкий автономный округ Республика Башкортостан	(5,1,6) Белгородская область Архангельская область Калининградская область Чеченская Республика Забайкальский край
	1		5	(1,5,4) Мурманская область Республика Татарстан Пермский край Самарская область Тюменская область Иркутская область Томская область Сахалинская область	(1,5,6) Астраханская область Оренбургская область Республика Саха (Якутия) Хабаровский край Амурская область Магаданская область Чукотский автономный округ
			1	(1,1,4) Удмуртская Республика	(1,1,6) Ямало-Ненецкий автономный округ Республика Бурятия Республика Тыва Республика Хакасия

Для выявления приоритетов развития ресурсных регионов с точки зрения обновления основного капитала в добывающем и обрабатывающем секторах экономики, и в секторе транспорта и связи, представим результаты анализа динамики объема инвестиций в основной капитал по данным секторам (табл. 3). В добывающем секторе экономики были выделены три класса: 1-ый, 3-ий и 5-ый. В обрабатывающем секторе экономики оказалось два класса: 1-ый и 5-ый. В секторе экономики, характеризующем транспорт и связь, были выделены 2-ой, 4-ый и 6-ой классы. Рассмотрим ресурсные регионы, структурные сдвиги в экономике которых, позволили им стать лидерами с точки зрения инвестиций в основной капитал по отмеченным секторам экономики.

Группа регионов - «лидеров» по анализу динамики объема инвестиций в основной капитал характеризуется благоприятными региональными и отраслевыми условиями развития в добывающем и обрабатывающем секторах экономики, и благоприятными региональными условиями развития, которые перевешивают не вполне благоприятные отраслевые условия развития в секторе транспорта и связи. Для данной группы ресурсных регионов это обусловлено рядом различных причин. Так, например, Самарская область является одним из лидеров среди субъектов Российской Федерации по развитию проектов государственно-частного партнёрства, которое предопределяет необходимость инвестирования ресурсов, как из частного, так и государственного секторов экономики в обновление основного капитала. Томская область выступает как регион-лидер в инновационной сфере не только в рамках Сибирского Федерального округа, но и России в целом, что означает наличие диверсифицированной экономики региона. Республика Тыва и Республика Бурятия являются регионами нового освоения ресурсов, что предопределяет необходимость инвестирования ресурсов в добывающий и обрабатывающий сектора и транспортную инфраструктуру. Другая группа регионов (Архангельская область, Ненецкий автономный округ, Республика Ингушетия) характеризуются «провалом» с точки зрения объема инвестиций в инфраструктурный сектор экономики, когда имеют место неблагоприятные региональные и отраслевые условия развития.

Таблица 3

Типологизация ресурсных регионов, полученная на основе анализа динамики объема инвестиций в основной капитал по трем секторам экономики

Сектора экономики и классы				Транспорт и связь		
				2	4	6
Добывающий	5	Обрабатывающий	5	(5,5,2) Республика Калмыкия	(5,5,4) Красноярский край	(5,5,6) Республика Карелия Хабаровский край
			1	(5,1,2) Мурманская область Кемеровская область	(5,1,4) Курская область	(5,1,6) Забайкальский край Республика Саха (Якутия) Амурская область Магаданская область
	3		1	(3,1,2) Волгоградская область	(3,1,4) Ханты-Мансийский автономный округ - Югра	(3,1,6) Республика Татарстан Тюменская область
	1		5	(1,5,2) Астраханская область Сахалинская область	(1,5,4) Калининградская область	(1,5,6) Белгородская область Республика Коми Чеченская Республика Оренбургская область Ямало-Ненецкий автономный округ Республика Хакасия Чукотский автономный округ
			1	(1,1,2) Республика Башкортостан Удмуртская Республика Пермский край Самарская область Республика Бурятия Республика Тыва Иркутская область Томская область		(1,1,6) Архангельская область Ненецкий автономный округ Республика Ингушетия

Проведенный анализ структурных сдвигов в ресурсных регионах по объему отгруженной продукции показал, что они попадают в классы, которые характеризуются либо благоприятными региональными и отраслевыми условиями развития, либо когда благоприятные отраслевые условия развития не в состоянии перевесить неблагоприятные региональные условия развития, добывающего и обрабатывающего секторов экономики, в то время как транспорт и связь характеризуются четвертым и шестым классами. С другой стороны, типологизация ресурсных регионов, полученная на основе анализа динамики объема инвестиций в основной капитал, показала, что значительное количество данных регионов попало в первый класс (благоприятные региональные и отраслевые условия развития) с точки инвестиций в добывающем и обрабатывающем секторах. В этом смысле, существует значительный потенциал ресурсных регионов для перехода на интеснивный путь развития в контексте их готовности к комплексному освоению недр.

Статья подготовлена при финансовой поддержке гранта РНФ № 16-18-10182 «Формирование организационно-экономических механизмов комплексного освоения недр в регионах ресурсного типа на основе партнерства науки, власти и бизнеса».

Библиографический список

1. Баумоль У. Микротеория инновационного предпринимательства. - М.: Изд-во Института Гайдара, 2013. – 432 с.

2. Годовой отчет за 2016 год / Официальный сайт СУЭК [Электронный ресурс] // URL: http://www.ar2016ru.suek.ru/pdfs/SUEK_Russian_AR16_Interactive%20PDF.pdf/ (дата обращения: 03.04.2018).

3. Игнатов В. Г. Асимметрия социально-экономического развития регионов Российской Федерации и основные направления ее ослабления // Terra Economicus. -2009. - Т. 7. - № 2. - С. 132-138.

4. Каган Е.С., Гоосен Е.В. Ресурсные регионы: качественные и количественные критерии выделения // Наукоемкие технологии разработки и использования минеральных ресурсов. – 2017. - № 3. – С. 163-170.

5. Карлина Т.В. Идентификация ядер региональных экономических кластеров на основе анализа структурных сдвигов в условиях циклично развивающейся экономики // Вестник Пермского университета. – 2011. – Вып. 4 (11). – С. 18-29.

6. Левин С.Н., Каган Е.С., Саблин К.С. Регионы «ресурсного типа» в современной российской экономике // Journal of Institutional Studies (Журнал институциональных исследований). – 2015. – Т. 7. - № 3. – С. 92-101.

7. Притворова Т.П., Куттыбаева Н.Б. Метод анализа региональной конкурентоспособности на основе структурных сдвигов в занятости населения // New approaches in economy and management: materials of the VI international scientific conference on September 15-16, 2016. – Prague : Vмdecko vydavatelskй centrum «Sociosfйra-CZ», 2016. – P. 90-94.

8. Стиглиц Дж. Глобализация: тревожные тенденции / Пер. с англ. Г.Г. Пирогова. - М.: Национальный общественно-научный фонд, 2003. – 304 с.

9. Официальный сайт Федеральной службы государственной статистики [Электронный ресурс] // URL: http://www.gks.ru (дата обращения: 01.03.2018).

10. Barff R., Knight P.L. III Dynamic Shift-Share Analysis // Growth and Change. – 1988. – Vol. 19 (2). – P. 1-10.

11. Esteban J. A Reinterpretation of Shift-Share Analysis // Regional and Urban Economics. – 1972. – Vol. 2. – Issue 3. – P. 249 - 255.

12. Herzog H.W., Olsen R.J. Shift-Share Analysis Revisited: The Allocation Effect and the Stability of Regional Structure, a reply // Journal of Regional Science. – 1979. – Vol. 19. - P. 393-395.

13. Houston D. The Shift and Share Analysis of Regional Growth: A Critique // Southern Economic Journal. - 1967. - 33(4). – P. 577-581.

14. Knudsen D. Shift Share Analysis: Further Examination of Models for the Description of Economic Change// Socio-Economic Planning Sciences. – 2000. – Vol. 34 (3). - P 177-198.

15. Papadopoulou E. Applying Shift-Share Analysis (SSA) on LEADER. Initiative Local Action Groups in Greece / Deliverable 8.1: Case-Study Report // Aristotle University of Thessaloniki. - 2010 / URL: http://www.rudi-europe.net/up-loads/media/Case-study_Greece_2_01.pdf. (дата обращения: 11.03.2016).

16. Stevens B., Craig L. A Critical Review of the Literature on Shift-Share as a Forecasting Technique // Journal of Regional Science. – 1980. – Vol. 20(4). – P. 419 - 437.

УДК 347.77: 332

ИНТЕЛЛЕКТУАЛЬНАЯ СОБСТВЕННОСТЬ КАК АКТИВНЫЙ РЕСУРС УСТОЙЧИВОГО РАЗВИТИЯ РЕГИОНАЛЬНОЙ ЭКОНОМИКИ

[1]к.э.н. Месяц М.А., [2]Misiti Jacopo

1 - Кемеровский институт (филиал) Российского экономического университета им. Г.В. Плеханова, г. Кемерово, Россия

2 - University of Trento via Calepina, Trento, Italy

Аннотация. Статья посвящена исследованию значения интеллектуальной собственности в устойчивом развитии экономики регионов. В работе обозначены ключевые проблемные задачи, требующие решения для превращения объектов интеллектуальной собственности в активный ресурс устойчивого развития региональной экономики. С учетом этого расставлены акценты организационного, правового, экономического, методического характера.

Ключевые слова: залог, инвестиционный ресурс, инновационная экономика, объекты интеллектуальной собственности, патенты, региональная экономика, устойчивое развитие.

В современных условиях товарного производства весомое значение интеллектуальной собственности обусловлено возможностью ее использования в качестве инструмента создания добавочной стоимости, средства капитализации активов предприятий и организаций, а также в качестве инвестиционного ресурса [14]. Учитывая ориентацию российской экономики на инновационное развитие и модернизацию, очевидной является потребность в формировании цивилизованного рынка интеллектуальной собственности, соответственно, создании благоприятных условий для его функционирования. При этом речь идет не только о правовой основе (регламентации), действии механизма взаимоотношений субъектов рынка интеллектуальной собственности, но и об организационно-экономических инструментах, которые могут быть использованы в данном сегменте экономики. В таких условиях интеллектуальная собственность бесспорно будет выступать в качестве активного ресурса устойчивого развития национальной и региональной экономики.

Целью данной статьи является выявление возможностей использования интеллектуальной собственности в качестве активного ресурса устойчивого развития региональной экономики.

Вопросы, связанные с устойчивым развитием экономики в различных его проявлениях, раскрывают в своих работах ряд зарубежных ученых – Браун Л., Ловинс Э., Ловинс Х., Пейдж Т., Ролс Дж., Флейвин К. Хокен П., и др. Проблемы устойчивого развития регионов (в том числе ресурсодобывающих) освещают отечественные ученые – Василенко В.А., Грицко Г.И., Шуплецова А.Ф., Самаруха А.В., Мекуш Г.Е. и др. Связь производственно-технологических цепочек, характерных для добывающей отрасли, с экономическим развитием региона демонстрируется в исследованиях С.М. Никитенко, Е.В. Гоосен и др. [11-13].

Устойчивое развитие в условиях заданного для национальной экономики инновационного вектора считается возможным посредством разработки и внедрения новых технологий. Именно наличие собственных передовых технологий, согласно Стратегии научно-технологического развития страны, выступает в качестве ключевого фактора суверенитета и безопасности государства, конкурентоспособности отечественных компаний, а также важного условия роста экономики и повышения качества жизни [15]. С точки зрения возможности проведения исследования и анализа рынка новых технологий в экономическом развитии, во внимание принимаются патентуемые объекты интеллектуальной собственности (ОИС).

В работах зарубежных и отечественных ученых проводятся исследования и анализ патентной статистики, что отмечается с середины XX в. Одним из первых исследователей в этой области стал американский экономист Джейкоб Шмуклер в начале 1950-х годов (Schmookler, 1966). Изучением экономической природы патентов занимался американский экономист Цви Грилихес (Griliches, 1990). Методологические трудности использования патентной статистики в качестве экономического показателя были выделены К. Пейвиттом (Pavitt, 1985). Исследования, направленные на отраслевые аспекты патентной статистики, отражены в работах Соэте (Soete, 1978), Т. Ватанабэ и Е. Цудзи (Watanabe, Tsuji, Griffy-Brown, 2001), М. Фан и У. Чоу (Fung, Chow, 2014). Развитие исследований, связанных с патентной статистикой, прослеживается в работах Х. Доносо (Donoso, 2014), А. Джеффа (Jaffe, 1989), Ц. Грилихеса (Griliches, 1979), Х. Эрнста (Ernst, 2001), итальянского экономиста Л. Пиччи (Picci, 2010) и многих других ученых. Из числа работ российских ученых следует отметить исследование Кравцова А.А., ориентированное на анализ и систематизацию проблем, касающихся патентной статистики [8].

Согласно данным Роспатента, за период 2012-2016 гг. имеется положительная динамика количества действующих патентов на изобретения и полезные модели, а также свидетельств на программы для ЭВМ, базы данных и топологии интегральных микросхем на имя РФ. Из числа объектов интеллектуальной собственности, охраняемых патентами (изобретения, полезные модели, промышленные образцы), наибольшая доля приходится на изобретения по числу поданных заявок, количеству действующих патентов и патентов, выданных в отчетном году (табл.1).

Патентуемые объекты интеллектуальной собственности и организационно-экономический инструментарий с их участием выступают в качестве нового «знаниевого» продукта, являясь проявлением экономики знаний (в том числе на уровне регионов). Функционирование «знаниевой» экономики на микроуровне отражены профессором Г.Б. Клейнером, подразумевающим под экономикой знаний «такое состояние экономики данной страны, при котором: а) знания становятся полноценным товаром; б) любой новый товар несет в себе уникальные знания; в) знание становится одним из основных факторов производства» так же, как труд, капитал, земля [7]. С позиции академика В.Л.

Макарова, близкими понятию «экономика знаний», введенному в научный оборот австроамериканским ученым Фрицем Махлупом (1962), являются понятия «инновационная экономика», «высокотехнологическая цивилизация», «общество знаний», «информационное общество» [10].

Таблица 1

Общее количество поступивших заявок, выданных патентов и свидетельств на имя Российской Федерации в 2012-2016 гг. (шт.)

	2012	2013	2014	2015	2016
Подано заявок:					
Изобретения	334	453	605	443	420
Полезные модели	199	227	272	166	178
Программы для ЭВМ, базы данных, топологии интегральных микросхем	445	552	502	589	489
Промышленные образцы	9	12	4	15	13
Итого:	987	1244	1383	1213	1100
Количество действующих патентов на изобретения, полезные модели, промышленные образцы и свидетельств на программы для ЭВМ, базы данных и топологии интегральных микросхем на имя РФ*, всего:					
Изобретения	1652	1862	2086	2762	2978
Полезные модели	615	713	836	1037	1055
Программы для ЭВМ, базы данных, топологии интегральных микросхем	1015	1527	1967	2518	2983
Промышленные образцы	67	69	53	61	72
Итого:	3349	4171	4942	6378	7088
Из них выдано:					
Изобретения	587	452	381	559	435
Полезные модели	188	275	200	170	130
Программы для ЭВМ, базы данных, топологии интегральных микросхем	443	481	441	554	513
Промышленные образцы	51	9	18	7	14
Итого:	1269	1217	1040	1290	1092

Источник: составлено автором на основе: [2-6]. *по состоянию на 31 декабря отчетного года.

По мере развития экономики организационно-экономический инструментарий с участием интеллектуальной собственности расширяется. Кроме коммерческого использования ОИС в собственной деятельности, предприятия имеют возможность продать права на эти объекты на основании договора отчуждения, передать права по лицензионному договору, внести в качестве вклада в уставный капитал при формировании хозяйственных обществ; использованы в качестве залога при банковском кредитовании.

В зарубежных исследованиях вопросы использования организационно-экономического инструментария на основе залоговых схем в отношении объектов интеллектуальной собственности (ОИС) осветили следующие авторы: Marshall J., Caldwell R., Cain B. («Taking security over patents»), Livio Esposizione («IP rights and loan financing: European perspective», 2012), Ants Kukrus, Viktoria Antonova («Valuation of intellectual property as pledge object: theoretical aspects»), Jie Chen и Zeming Yuan («Research on the Evaluation Pattern of Intellectual Property Pledge Financing», 2012), Bruno Amablea, Jean-Bernard Chatelaina, Kirsten Ralf («Patents as collateral», 2010), Du Qunyang, Shi Jicong, Xu Xia («The IPRs Pledge Loan for the High Tech SMEs and Its Development Prospects in Hangzhou») [16-20]. В работах российских учёных также находят отражение аспекты залога исключительных прав на ОИС с позиции организационно-правовых и экономических моментов [1, 21].

Основные проблемные вопросы залоговых сделок с участием исключительных прав на ОИС при банковском кредитовании сопряжены с нематериальным характером задействованной в таких схемах интеллектуальной собственности. Основными выступают следующие сложности, связанные с оценкой:

- стоимости закладываемых прав на объекты интеллектуальной собственности как нематериальных активов;
- ликвидности интеллектуальной собственности;

- возможности использования интеллектуальной собственности в будущем в отрыве от бизнеса залогодателя;

- продолжительности жизненного цикла объекта интеллектуальной собственности [1].

Обращаясь к вопросу устойчивого развития региональной экономики посредством активного вовлечения в данный процесс интеллектуальной собственности, следует акцентировать внимание на необходимости разработки методических основ преобразования ОИС в инвестиционный ресурс для устойчивого развития экономики ресурсодобывающего региона. При этом под термином «устойчивое развитие» (*sustainable development*) подразумевается устойчивый постоянный рост региональной экономики при условии функционирования экономической, социальной и экологической составляющих в их взаимосвязи, взаимодействии.

В настоящее время основными сдерживающими факторами развития региональной экономики в направлении, ориентированном на активное использование интеллектуальной собственности, по мнению автора, являются следующие:

- разорванность производственно-технологических цепочек, отсутствие модели (соответственно, условий) устойчивого развития добывающего региона;
- отсутствие методики выявления, отбора и предварительной оценки новейших перспективных технологий, обеспечивающей устойчивое экономическое развитие добывающих регионов (с учетом отраслевой специфики экономики и имеющегося производственно-технологического потенциала регионов) на базе построения производственно-технологических цепочек с выпуском продукции высокой добавленной стоимости;
- недостаточное стимулирование в сфере разработки ОИС и отсутствие адекватного организационно-экономического инструментария с их участием применительно к добывающему региону;
- недостаточно активное вовлечение малого и среднего бизнеса в процесс обеспечения доступа ОИС для добывающих регионов.

Выявленные факторы выступают в качестве основы для проведения исследования, нацеленного на определение значимости интеллектуальной собственности как активного ресурса устойчивого развития экономики добывающего региона. Соответственно, к числу задач исследования должны относиться следующие:

- исследование патентно-лицензионной деятельности организаций добывающего региона;
- выявление критериев, влияющих на интеллектуальную активность региона, и основных факторов, препятствующих достижению состояния устойчивого развития добывающего региона;
- разработка методики выявления, отбора и предварительной оценки наиболее эффективных технологий в сфере добычи, обогащения и глубокой переработки полезных ископаемых на основе патентных исследований, экспертных оценок и формализованных математических моделей;
- разработка Положений, регламентирующих процедуры использования ОИС в качестве основы устойчивого развития добывающего региона.

Решение вышеперечисленных задач позволит реализовать основную научную идею исследования, заключающуюся в выявлении и закреплении системообразующей роли интеллектуальной собственности как главной производительной силы в добывающем регионе, формирующей новые технологические уклады и цепочки добавленной стоимости. Следует подчеркнуть, что в настоящее время имеется потребность в теоретическом обосновании значимости объектов интеллектуальной собственности как экономической категории для устойчивого развития добывающего региона на основе реализации комплексного подхода и разработке оптимального организационно-экономического инструментария. Исследование в данном направлении позволит получить следующие результаты, выступающие в качестве элементов научной новизны:

- аналитический обзор состояния патентно-лицензионной деятельности организаций добывающего региона;
- сформулированные критерии, влияющие на интеллектуальную активность добывающего региона, и основные факторы, препятствующие достижению состояния устойчивого развития;
- методика выявления, отбора и предварительной оценки наиболее эффективных технологий в сфере добычи, обогащения и глубокой переработки добываемых природных ресурсов на основе результатов патентных исследований, экспертных оценок и аппарата экономико-математического моделирования;
- сформированные базы данных, содержащие показатели патентно-лицензионной деятельности организаций добывающего региона;

- Положения, регламентирующие процедуры использования ОИС в качестве активного ресурса устойчивого развития добывающего региона (о патентном подразделении для конкретных организаций государственного научно-образовательного сектора и организаций добывающего региона; о порядке оформления исключительных прав на охраноспособные результаты интеллектуальной деятельности для субъекта федерации (муниципального образования) как правообладателя для дальнейшего создания хозяйственных обществ; о региональной экспертной комиссии по оценке целесообразности коммерциализации результатов интеллектуальной деятельности и возможности формирования высокотехнологичных предприятий в добывающей отрасли; о порядке создания хозяйственных обществ в добывающей отрасли в целях практического применения (внедрения) в субъекте Федерации (муниципальном образовании) результатов интеллектуальной деятельности);
- проект Рекомендаций по заключению специальных инвестиционных контрактов в добывающей и перерабатывающей отраслях на территории субъекта Федерации (муниципального образования) на основе коммерческого использования объектов интеллектуальной собственности.

Предложенное исследование направлено на решение фундаментальной научной задачи: поиск сущностной взаимосвязи категорий «экономика знаний» – «глобальное технологическое лидерство» – «технологический суверенитет» как основы парадигмы постиндустриальной модели экономического роста национальной экономики, а также выявление системообразующей роли интеллектуальной собственности как главной производительной силы в постиндустриальном обществе, формирующей новые технологические уклады [9].

В то же время результаты решения исследовательской задачи создадут основу для поисковых прикладных научных исследований по следующим направлениям:

- определение потребности предприятий в наукоемких технологиях для модернизации производства;
- определение оптимальной тематики исследований в области импортозамещения при бюджетной поддержке в регионе;
- разработка системы оценки результативности науки и выполнения госконтрактов;
- система учета полученных результатов интеллектуальной деятельности (РИД), распределение исключительных (имущественных) прав на РИД, полученные и/или используемые при выполнении НИОКР и организации производства;
- учет результатов коммерциализации исключительных (имущественных) прав на РИД, в том числе при создании добавленной стоимости, капитализации через нематериальные активы и привлечении инвестиций под залог прав на объекты интеллектуальной собственности.

Таким образом, учитывая направленность данного исследования, а также возможности, открывающиеся в связи с решением поставленных в рамках исследования задач, можно сделать следующие выводы:

- в соответствии со стратегическими приоритетами развития национальной экономики, интеллектуальная собственность может и должна выступать главной производительной силой и активным ресурсом устойчивого развития региональной экономики;
- устойчивое развитие региональной экономики на основе интеллектуальной собственности становится возможным при условии сформированного цивилизованного рынка интеллектуальной собственности, соответственно, создании благоприятных условий для его функционирования, включая нормативно-правовую регламентацию, отлаженный механизм взаимоотношений субъектов данного рынка, организационно-экономический инструментарий, пригодный для использования в данном сегменте экономики с учетом сегодняшних потребностей участников;
- вовлечение интеллектуальной собственности в качестве активного ресурса устойчивого развития экономики ресурсодобывающих регионов требует создания методической основы выявления, отбора и предварительной оценки наиболее эффективных технологий в сфере добычи, обогащения и глубокой переработки добываемых природных ресурсов на основе результатов патентных исследований, экспертных оценок и аппарата экономико-математического моделирования.

Статья подготовлена при финансовой поддержке РФФИ (проект «Интеллектуальная собственность как основа устойчивого развития угледобывающего региона (на примере Кемеровской области)

Библиографический список

1. Валетдинова Э.Н. Интеллектуальная собственность как залоговое обеспечение при банковском кредитовании // Право интеллектуальной собственности. – 2014. – №2 (34). – С. 23-29.

2. Годовой отчет Роспатента за 2012 год [Электронный ресурс]. – Режим доступа: URL: http://old.rupto.ru/about/reports/2012

3. Годовой отчет Роспатента за 2013 год [Электронный ресурс]. – Режим доступа: URL: http://old.rupto.ru/about/reports/2013

4. Годовой отчет Роспатента за 2014 год [Электронный ресурс]. – Режим доступа: URL: http://old.rupto.ru/about/reports/2014

5. Годовой отчет Роспатента за 2015 год [Электронный ресурс]. – Режим доступа: URL: http://old.rupto.ru/about/reports/2015

6. Годовой отчет Роспатента за 2016 год [Электронный ресурс]. – Режим доступа: URL: http://old.rupto.ru/about/reports/2016/otchet_2016_ru.pdf

7. Клейнер Г. Микроэкономика знаний и мифы современной теории // Высшее образование в России. – 2006. – №9. – с.32.

8. Кравцов А.А. Развитие исследований инновационных процессов на основе патентной статистики: аналитический обзор // Журнал новой экономической ассоциации. – 2017. – №3 (35). – С. 144-167.

9. Куракова Н.Г., Зинов В.Г. Оценка перспектив завоевания глобального технологического лидерства РФ в проекции мирового патентного ландшафта // Инновации. – 2016. – №6 (212). – С. 48-57.

10. Макаров В.Л. Экономика знаний: уроки для России // Вестник российской академии наук. Т. 73. №5. с.450 (2003). – http://www.labrate.ru/articles/makarov_knolege-economy-2003.htm

11. Никитенко С.М. Об особенностях управления инновациями в муниципальных образованиях // Фундаментальные исследования. – 2008. – № 12. – С. 33-36.

12. Никитенко С.М., Мухин А.П., Патракова Л.П., Гоосен Е.В. Формирование эффективных механизмов инновационного развития экономики региона. Кемерово, 2009. Сер. Инновации. Предпринимательство. Инвестиции.

13. Никитенко С.М., Патракова Л.П., Гоосен Е.В. Реализация совместных инновационных проектов бизнеса и местной власти как фактор устойчивого экономического развития муниципального образования // Региональная экономика: теория и практика. – 2009. – №24. – С. 17-26.

14. Республиканский научно-исследовательский институт интеллектуальной собственности (РНИИИС): официальный сайт / Коммерциализация интеллектуальной собственности. – http://rniiis.ru/kommertsializatsiya-is.html

15. Стратегия научно-технологического развития Российской Федерации: утв. Указом Президента Российской Федерации от 1 декабря 2016 г. № 642 [Электронный ресурс]. – http://sntr-rf.ru/

16. Bruno Amablea, Jean-Bernard Chatelaina, Kirsten Ralf. Patents as collateral // Journal of Economic Dynamics and Control. Volume 34, Issue 6, June 2010, p. 1092–1104.

17. Jie Chen, Zeming Yuan. Research on the Evaluation Pattern of Intellectual Property Pledge Financing // 2nd International Conference on Industrial Technology and Management (ICITM 2012) IPCSIT vol. 49 (2012). – IACSIT Press, Singapore, 2012. DOI: 10.7763/IPCSIT.2012.V49.5 3

18. Kukrus A., Antonova V. Valuation of intellectual property as pledge object: theoretical aspects // 13th Scientific Conference of Economic Policy. Berlin, Tallinn: BWV*BERLINER WISSENSCHAFTS-VERLAG GmBH, MATTIMAR OÜ, 2005. p. 248-256.

19. Livio Esposizione. IP rights and loan financing: European perspective. – Available at: http://techlaw.org/wp-content/uploads/2011/05/110426_IP-rights-and-loan-financing_1.pdf?x13654 (accessed: 29.01.2017).

20. Marshall J., Caldwell R., Cain B. Taking security over patents [Электронный ресурс]. – Available at: https://united-kingdom.taylorwessing.com/synapse/march14.html (accessed: 29.01.2017).

21. Nikitenko S. M., Mesyats M. A. Objects of Industrial Property as an Instrument for Introducing Technological Innovations in Machine Building // IOP Conf. Series: Materials Science and Engineering 253 (2017) 012024 doi:10.1088/1757-899X/253/1/012024 (Scopus) [Electronic resource]. – http://iopscience.iop.org/issue/1757-899X/253/1 (To cite this article: S M Nikitenko and M A Mesyats 2017 IOP Conf. Ser.: Mater. Sci. Eng. 253 012024)

УДК 332.13

РЕСУРСНЫЕ РЕГИОНЫ РОССИИ: СОЦИАЛЬНО-ЭКОНОМИЧЕСКИЕ ПОКАЗАТЕЛИ И ИННОВАЦИОННОЕ РАЗВИТИЕ

[1,2,3]д.э.н. Филимонова И.В.,[1,2,3]д.э.н. Эдер Л.В., [1,2]Комарова А.В., к.э.н. [1,2]Проворная И.В., к.э.н. [1,2]Немов В.Ю.

1 - Институт нефтегазовой геологии и геофизики им. А.А. Трофимука СО РАН, г. Новосибирск, Россия

2 - Новосибирский государственный университет, г. Новосибирск, Россия

3 - Федеральный исследовательский центр угля и углехимии СО РАН, г. Кемерово, Россия

Аннотация. Статья посвящена исследованию влияния наличия природных ресурсов в регионах России и уровня социально-экономического и инновационного развития. С помощью кластерного анализа и многофакторных регрессий была показана положительная связь специализации в добывающих отраслях и социально-экономических показателей, однако, выявлено негативное влияния на уровень инновационного развития.

Ключевые слова: ресурсные регионы, инновационное развитие, валовый региональный продукт, наукоемкое производство.

Введение. Добывающие отрасли Российской Федерации играют ключевую роль в развитии страны. Однако текущие тенденции развития экономики России свидетельствуют о следовании ресурсно-инерционной траектории. Это является результатом недостаточности решения вопросов в сфере воспроизводства минерально-сырьевой базы, комплексности освоения ресурсов, низким уровнем инновационной составляющей и эффективности переработки сырья [1, 2].

Целью работы является выявление зависимости уровня социально-экономических показателей и инновационного развития от степени ресурсности сырьевых регионов России. Для достижения поставленной цели были решены следующие задачи (1) эмпирический анализ показателей социально-экономического и инновационного развития, а также уровня специализации в добывающих отраслях для регионов России; (2) выделение ресурсных регионов и их категорий в соответствии с показателями ресурсной специализации; (3) анализ связи между степенью ресурсности и уровнем социально-экономического и инновационного развития.

Многие современные исследования свидетельствуют о наличии отрицательной связи между ресурсной зависимостью и переменными, которые, как считается, тесно связаны с ростом производительности на макроуровне [3]. Широкий набор объясняемых переменных включает: развитие человеческого капитала (Gylfason, 2001; Stijns, 2006; Daniele, 2011; Blanco и Grier, 2012; Shao и Yang, 2014), сберегательные ставки (Atkinson и Hamilton, 2003; Gylfason и Zoega, 2006 Dietz и др., 2007; Boos и Holm-Müller, 2013), рост экспорта обрабатывающей промышленности (Wood и Berge, 1997), инвестиции, обучение и открытость (Papyrakis и Gerlagh, 2007), фискальную политику (Bornhorst и др., 2008) и институциональное качество (Mehlum, 2006; Boschini и др., 2013) [4-6]. Большинство из этих исследований свидетельствуют о негативном влиянии обширного наличия природных ресурсов или отрицательной зависимости от интересующих переменных. Таким образом многими исследователями был сделан вывод о том, что отрицательное влияние зависимости от природных ресурсов или (возможно) избытка на экономический рост, вероятно, связано с их неблагоприятным воздействием на факторы, которые сами способствуют устойчивому экономическому росту.

Также существует ряд исследований, оспаривающих как отрицательную зависимость между ресурсами и развитием в целом, так и выбор конкретных показателей для анализа. Бранншвайлер и Болте (Brunnschweiler и Bulte, 2008), утверждают, что межсекторальные регрессии роста от зависимости Сакса и Уорнера зависят от третьих факторов, таких как экономическая политика и институты, которые влияют на обе стороны регрессий, а также пытаются преодолеть эту проблему, используя инструментальные переменные. По результатам построения регрессий авторы считают, что изобилие ресурсов оказывает положительное влияние на рост, эффект, который не передается через ресурсную зависимость или институциональное качество, а также, что ресурсная зависимость не оказывает существенного влияния. Ван дер Плойг и Поельекке (Van der Ploeg и Poelhekke, 2010) указывают, что косвенная избыточность ресурсов, оцениваемая богатством недр, сама по себе тесно связана с текущей ресурсной рентой. Поскольку ресурсная рента носит эндогенный характер, показатель избыточности ресурсов не является экзогенным [7].

Другой критический подход относится к временным выборкам, используемым для исследования «ресурсного проклятья». Так Алексеев и Конрад (Alexeev and Conrad, 2009) утверждают, что выводы, сделанные в литературе о «ресурсном проклятье», объясняются главным образом неправильной интерпретацией данных. Основная часть литературы, в которой обнаружено отрицательное влияние ресурсов, использует временной интервал, начинающийся в 1965 или 1970 годах (Stijns, 2005; Lederman и Maloney, 2007; Boyce и Emery, 2011; Cavalcanti и др., 2011; James, 2015). Большинство из этих более поздних исследований показывают, что в случае если избыток ресурсов используется вместо показателей ресурсной зависимости, эффект природных ресурсов на показатели роста является положительным [8].

Важно отметить, что большая часть исследования опиралась на временной промежуток 1960-1990 гг., когда большая часть развитых стран переходила от индустриального к постиндустриальному типу экономики, либо, в случае стран с более низким уровнем развития – от в основном доиндустриального типа к индустриальному. Таким образом, для рассматриваемых периодов оправдано исследование влияния ресурсности на ВВП, инвестиции, доходы населения и т.д. В ситуации постиндустриального типа развития общества и экономики, характерные для современной ситуации, большее значение приобретают инновационные факторы развития. В данной ситуации, даже в случае положительной связи между базовыми показателями социально-экономического развития и наличием природных ресурсов, может наблюдаться обратная зависимость с инновационными индикаторами.

Большинство исследований влияния степени ресурсности на экономику территории проводилось на макроуровне. Однако в ситуации разнородной структуры региональной экономики и уровня социально-экономического развития в рамках одной страны, необходим более детальный анализ связи специализации в добывающих отраслях и экономических показателей [9, 10].

Методы исследования. На первом этапе исследования к базе данных показателей по уровню специализации добычи в регионах России был применен кластерный анализ. Целью кластерного анализа является выделение однородные группы объектов и установление количественной меры сходства между объектами и группами объектов. Таким образом, используя методы кластерного анализа, можно решить проблему кластеризации и классификации регионов России. В качестве алгоритма кластеризации был выбран Метод Уорда, поскольку он дает компактные и хорошо разделенные кластеры. Этот метод основан на реализации принципа минимального прироста внутригрупповой суммы квадратов отклонений, что позволяет оптимизировать минимальную дисперсию в каждом кластере [11].

В ходе следующего этапа исследования были рассмотрены гипотезы о наличии связи между социально-экономическими показателями и специализацией региона в добывающих отраслях в регионе России. Был использован эконометрический инструментарий многофакторных регрессий для проверки возможных зависимостей.

Важной проблемой является выбор показателей и факторов для анализа, а также их размерность и способ расчета [12, 13]. На первом этапе была проведена идентификация и типизация регионов ресурсов с учетом ряда показателей. На втором этапе эти показатели использовались в качестве объясняющих переменных в многофакторных регрессиях.

Независимые переменные, такие как доля добывающей промышленности в ВРП, доля работников добывающих отраслей, доля налога на добычу полезных ископаемых в совокупных налоговых поступлениях, характеризуют степень специализации региона в добывающих отраслях и были рассчитаны как доли по общим показателям по регионам. Это позволило не только проводить межрегиональные сопоставления, но и оценивать производственную, бюджетную и социальную структуру внутри регионов.

Зависимые переменные, такие как доходы на душу населения, уровень инвестиций на душу населения и ВРП на душу населения, отражают уровень социально-экономического развития региона и рассчитываются как отношение абсолютных значений к населению региона. Показатели на душу населения позволяют более точно оценивать уровень развития рассматриваемых территорий. В то же время большинство ресурсных регионов расположены на севере или востоке России - территориях, характеризующихся чрезвычайно низким населением и плотностью населения. Это в первую очередь связано с природно-климатическими условиями этих регионов, а также ландшафтом и исторической периодизацией заселения и развития территорий России.

Результаты и всестороннее рассмотрение вопроса. В результате кластерного анализа все 85 регионов России были разделены на 4 группы. Первая группа «Моноресурсные регионы» состоит из Ханты-Мансийского автономного округа Ямало-Ненецкого автономного округа, Кемеровской

области, которые в основном специализируются на добыче одного конкретного природного ресурса. Вторая группа «Ресурсные углеводородные регионы» включает Ненецкий автономный округ, Республику Коми, Астраханскую область, Республику Башкортостан, Республику Татарстан, Удмуртскую республику, Пермскую область, Оренбургскую область, Самарскую область, Тюменскую область, Красноярский край, Иркутскую область, Томскую область, Республику Саха (Якутия) и Сахалинскую область. Третья группа «Ресурсные неуглеводородные регионы, включая угольные» включает Магаданскую область, Чукотский автономный округ, Белгородскую область, Республику Карелия, Мурманскую область, Амурскую область, Архангельскую область, Республику Хакасия, Забайкальский край. Четвертая группа «Нересурсные регионы» состоит из всех остальных регионов.

Первая, вторая и третья группы, составляющие общий список ресурсных регионов России, обладают относительно высокими показателями социально-экономического развития. Такие показатели как среднедушевые денежные доходы в месяц, инвестиции на душу населения, ВРП на душу населения находятся на уровне выше среднего по России для большинства рассматриваемых территорий. Однако по показателю производства инновационной продукции, как на душу населения, так и доли в ВРП, только в 6 ресурсных регионах из 27 данный показатель превышает среднероссийский уровень (табл. 1).

Таблица 1

Основные показатели социально-экономического и инновационного развития ресурсных регионов России в 2016 г.

Регион	Среднедушевые денежные доходы в месяц, тыс. руб.	Инвестиции на душу населения, тыс. руб.	ВРП на душу населения, тыс. руб.	Доля инновационных товаров и услуг в ВВП	Производство инновационной продукции на душу населения, тыс. руб.
Сахалинская область	49,6	508,8	1701,8	11,16	189,8
Республика Татарстан	32,6	165,4	473,9	20,36	96,0
Самарская область	26,8	80,1	386,9	18,78	72,7
Магаданская область	50,8	267,1	851,1	7,19	61,5
Пермский край	28,4	90,0	397,8	9,19	36,6
Республика Башкортостан	28,1	88,7	323,6	10,58	34,3
Тюменская область	28,0	177,0	619,2	3,58	21,8
Красноярский край	28,0	145,7	564,5	3,64	20,5
Республика Коми	31,5	235,7	610,7	3,24	19,9
Белгородская область	29,6	92,6	442,8	4,28	18,9
Томская область	24,3	94,1	439,9	3,78	16,6
Кемеровская область	21,3	57,9	310,1	3,85	12,0
Удмуртская Республика	23,9	56,3	328,0	3,48	11,4
Астраханская область	22,8	116,4	314,9	3,44	10,8
Забайкальский край	22,8	77,9	229,8	4,19	9,7
Иркутская область	22,3	107,3	420,1	2,27	9,5
Оренбургская область	22,0	82,9	388,5	1,89	7,4
Амурская область	29,7	160,2	343,6	1,98	6,8
Ханты-Мансийский АО - Югра	44,2	488,5	1928,2	0,33	6,2
Мурманская область	36,1	133,4	512,2	1,12	5,8
Ямало-Ненецкий АО	67,5	2046,9	3395,2	0,15	4,9
Республика Саха (Якутия)	38,9	285,9	781,5	0,38	2,9
Чукотский АО	63,9	195,7	1273,1	0,17	2,2
Республика Карелия	25,7	56,4	335,2	0,09	0,3
Республика Хакасия	21,2	49,8	319,8	0,06	0,2
Ненецкий АО	70,0	1938,9	4956,8	0,00	0,1
Республика Тыва	14,1	26,9	149,8	0,05	0,1
Российская Федерация	30,7	99,7	443,5	5,91	26,2

Было построено три многофакторные регрессии зависимости показателей социально-экономического положения и степени ресурсности сырьевых регионов. Три многофакторные регрессионные модели отличались зависимыми переменными, такими как доходы на душу населения, уровень инвестиций на душу населения и ВРП на душу населения.

Все рассматриваемые регрессии оказались значимыми, при этом R-квадрат и нормированный R-квадрат имели высокие уровни, что свидетельствует о высоком качестве построенной модели. Пример результатов регрессии для независимого фактора для показателя ВРП на душу населения можно найти в табл. 2.

Таблица 2

Результаты многофакторной регрессии для показателя ВРП на душу населения

Регрессионная статистика					
Множественный R	0,861515				
R-квадрат	0,742208				
Нормированный R-квадрат	0,708583				
Стандартная ошибка	578,1163				
Дисперсионный анализ					
	df	*SS*	*MS*	*F*	*Значимость F*
Регрессия	3	22131707	7377236	22,0731	5,85E-07
Остаток	23	7687024	334218,4		
Итого	26	29818731			

Доля добычи в ВРП была значимым фактором для всех тестируемых регрессий; доля НДПИ в налоговых поступлениях была значимой для объяснения инвестиций на душу населения и ВРП на душу населения; занятость в добывающей промышленности оказывает влияние на доход на душу населения в месяц и долю добычи в ВРП:

$$y_1 = 19,5 + 0,26*x_1 + 1,46*x_3 \quad (1)$$

$$y_2 = -198,3 + 2,8*x_1 + 5,6*x_2 , \quad (2)$$

$$y_3 = -325 + 14,3*x_1 + 7,9*x_2 + 83,9*x_3 , \quad (3)$$

где y_1 – доход на душу населения в месяц; y_2 – инвестиции на душу населения, y_3 - ВРП на душу населения, x_1 – доля добычи в ВРП; x_2 – доля НДПИ в налоговых поступлениях, x_3 - занятость в добывающей промышленности.

Положительная зависимость социально-экономических переменных от переменных ресурсной специализации с высоким уровнем значимости была выявлена для всех регрессий, что свидетельствует о положительном влиянии присутствия природных ресурсов в регионе на уровень его экономического развития для России на современном этапе.

Однако, несмотря на положительную корреляцию между добычей и социально-экономическим развитием, значительная доля российских ресурсных регионов могут быть квалифицированы как анклавные с различной степенью этого показателя. Анклавные регионы характеризуются экономической и инфраструктурной изоляцией от макрорегиональных и общероссийских экономических связей. Эта изоляция происходит в основном за счет локализации минеральных природных ресурсов в труднодоступных районах с суровыми природными, экономическими, геологическими характеристиками.

Эмпирический анализ показал, что высокие показатели социально-экономического развития, особенно инвестиций на душу населения, характерны в первую очередь арктических анклавных ресурсных регионов. Большинство анклавных регионов, специализация которых сосредоточена главным образом в ресурсодобывающих отраслях Арктики, имеют социально-экономические показатели выше среднего для России. Это можно объяснить низким уровнем населения и высокими доходами из-за социальной политики России по увеличению доходов населения в районах Крайнего Севера и приравненных к ним. Также эти регионы нередко специализируются главным образом на добыче углеводородов - промышленности, требующей высокого уровня инвестиций. Следовательно, высокие показатели развития можно объяснить спецификой отрасли и социальной политики, а не комплексным экономическим развитием [14].

В то же время большинство ресурсных регионов России обладают низкими показателями уровня инновационного развития, что на современном этапе развития мировой экономики становится важнейшим фактором развития страны.

Таким образом, в явной степени прослеживается «ресурсное проклятие» сырьевых регионов связанная с относительно высокими уровнями жизни населения за счет добычи сырья и низкими

показателями инновационного развития, переработки, создания производств с высокой добавленной стоимостью.

Заключение. Эмпирический анализ показал, что относительно высокие показатели социально-экономического развития, характерны для ресурсных регионов, в первую очередь анклавных, располагающихся в районах Крайнего Севера. Большинство анклавных регионов, специализация которых сосредоточена главным образом в ресурсодобывающих отраслях, имеют социально-экономические показатели выше среднего для России. При этом наблюдаются низкие уровни показателей инновационного развития для всех анклавных ресурсных регионов. Из всех ресурсных регионов, разделенных по результатам кластерного анализа на 3 группы, только для шести регионов показатель доли производства инновационной продукции в ВРП оказался выше среднероссийского. В отсутствие развитой внутрирегиональной экономики и инновационного типа специализации это может привести к снижению эффективности производства и экономического роста. Направления инновационного развития в рамках smart специализации на основе знаний и инноваций, ресурсоэффективной, экологически чистой и конкурентоспособной экономики должны включать обрабатывающий сектор, смежные с ним отрасли, такие как нефтехимия, машиностроение, строительство, услуги, финансовый сектор и ряд других.

Работа подготовлена при финансовой поддержке Российского научного фонда 17-78-20218

Библиографический список

1. Eder, L.V., Filimonova, I.V., Provornaya, I.V., Nemov, V.Y. The current state of the petroleum industry and the problems of the development of the Russian economy // IOP Conference Series: Earth and Environmental Science. -2017. -84(1), 012012.
2. Kontorovich, A.E., Eder, L.V., Filimonova, I.V. Paradigm oil and gas complex of Russia at the present stage // IOP Conference Series: Earth and Environmental Science. -2017. -84(1), 012010.
3. Eder, L.V., Filimonova, I.V., Provornaya, I.V., Nemov, V.U., Nikitenko, S.M. Regional smart specialisations in fostering innovation development of resource regions of Russia // International Multidisciplinary Scientific GeoConference Surveying Geology and Mining Ecology Management, SGEM, 17(53), 727-734, 2017.
4. Thorvaldur Gylfason, Gylfi Zoega, Natural Resources and Economic Growth: The Role of Investment, The World Economy, 2006, vol. 29, issue 8, 1091-1115
5. Sachs Jeffrey D., Warner Andrew, The curse of natural resources // European Economic Review, 2001, vol. 45, issue 4-6, 827-838
6. Gilberthorpe, Emma and Papyrakis, Elissaios, The extractive industries and development:The resource curse at the micro, meso and macro levels, The Extractive Industries and Society, 2 (2). pp. 381-390.
7. Van der Ploeg Frederick, Natural Resources: Curse or Blessing? Journal of Economic Literature, Vol. 49, No. 2, June 2011, pp. 366-420
8. Venables Anthony J., Using Natural Resources for Development: Why Has It Proven So Difficult? Journal of Economic Perspectives, Vol. 30, No. 1, Winter 2016, pp. 161-84)
9. Eder L.V., Filimonova I.V., Provornaya I.V., Komarova A.V., Nikitenko S.M. New directions for sustainable development of oil and gas industry of Russia: innovative strategies, regional smart specializations, public-private partnership // 17th International Multidisciplinary Scientific GeoConference SGEM 2017 Vienna GREEN. 27-29 November, 2017: Conference Proceedings. - 2017. - Vol. 17, Issue 15. - P. 365-372.
10. Piirainen K.A., Tanner A.N., Alkærsig L. Regional foresight and dynamics of smart specialization: A typology of regional diversification patterns / Technological Forecasting & Social Change, 115, pp. 289–300, 2017.
11. Eder, L.V., Kontorovich, A.E., Filimonova, I.V., Provornaya, I.V., Goosen, E.V. Regional innovation cluster: Environmental issues and efficient use of resources // International Multidisciplinary Scientific GeoConference Surveying Geology and Mining Ecology Management, SGEM, 17(53), 719-726, 2017.
12. Gulyaev, P.V. Characteristics of the financial system of resource regions in Russia // Indian Journal of Science and TechnologyVolume 9, Issue 11, 1 March 2016, Article number 89423
13. Islankina, E. Thurner, T.W., Internationalization of cluster initiatives in Russia: empirical evidence, Entrepreneurship and Regional Development, 29 March 2018, Pages 1-24
14. Morgan, K. The regional state in the era of smart specialization. Ekonomiaz, 83, pp. 103-126, 2013.

УДК 332.142.4

ГОСУДАРСТВЕННОЕ ЧАСТНОЕ ПАРТНЕРСТВО КАК ФОРМА РАЗВИТИЯ РЕСУРСНЫХ РЕГИОНОВ РОССИИ

[1,2,3]д.э.н. Эдер Л.В., [1,2]к.э.н. Проворная И.В., [1,2,3]д.э.н. Филимонова И.В., [1,2]Комарова А.В., [1,2]к.э.н. Мишенин М.В.

1 - Институт нефтегазовой геологии и геофизики им. А.А. Трофимука СО РАН, г. Новосибирск, Россия

2 - Новосибирский национальный исследовательский государственный университет, г. Новосибирск, Россия

3 - Федеральный исследовательский центр угля и углехимии СО РАН, г. Кемерово, Россия

Аннотация. В статье показано, что для России инновационное развитие ресурсных регионов, основанное на принципах комплексного освоения недр (КОН), должно сопровождаться значительным объемом инвестиций. Значительная часть российских регионов-анклавы, что является характерной чертой экономической и инфраструктурной изоляции региона от макрорегиональных и общероссийских экономических связей. Такая изоляция обусловлена прежде всего локализацией минеральных природных ресурсов в труднодоступных районах с суровыми природными, экономическими и горно-геологическими характеристиками. Такие регионы не в состоянии в значительной степени привлечь частные инвестиции. В этих условиях актуальной задачей является использование принципов государственно-частного партнерства (ГЧП).

Ключевые слова: КОН, ГЧП, ресурсные регионы, инновационная политика, анклавы, недра, инвестиции.

Введение. Государственно-частное партнерство (ГЧП) связано с целым рядом совместных усилий государственных и частных организаций (Jamali, 2004). В самом узком смысле, ГЧП относится к определенному типу контрактных отношений между государственными и частными организациями (Chou & Pramudawardhani, 2015; Li, Akintoye, Edwards, & Hardcastle, 2005) с целью инвестирования в инфраструктуру (COM 2004 3271). Тем не менее предлагается использовать различные типы общественных договоренностей от традиционных контрактов до более инновационных закупок (Gidman, Blore, Lorentzen, & Schuttenbelt, 1995) с характеристиками партнерских отношений, например, общих целей, взаимности и доверия. Поэтому концепция ГЧП применяется здесь для понимания общих отношений между государственными и частными организациями (например, Erridge & Greer, 2002; Parker & Hartley, 2003), а ГЧП определяется как институциональное соглашение между государственными и частными организациями (Hodge & Greve, 2007), которре включает сотрудничество для достижения общих целей предоставления государственных услуг. При правильном управлении ГЧП расширяют обмен ресурсами, снижают транзакционные издержки, увеличивают распределение рисков, уточняют спецификации контрактов и поощряют более тесное взаимодействие между организациями и тем самым повышают качество и надежность государственных услуг (Kwak, Chih, & Ibbs, 2009).

Значительный вклад в разработку концепций ГЧП и исследований в области развития теории и методологии взаимодействия между правительством и бизнес-структурами сделаны такими зарубежными учеными, как Biermann (2010), Linder (1999).

Целью данной статьи является выявление возможности использования практики государственно-частного партнерства для обеспечения устойчивого инновационного развития ресурсных регионов России.

Для достижения этой цели были сформулированы следующие задачи:

1) Распределить ресурсные регионы России по кластерам в зависимости от степени готовности к комплексному освоению недр.

2) Проранжировать ресурсные регионы по степени готовности к комплексному освоению недр.

3) Определить зависимость между степенью готовности ресурсных регионов к ГЧП и КОН.

4) Изучить направления и подходы к использованию ГЧП в России.

Методы исследования. На основе сравнительного анализа была определена зависимость между степенью готовности ресурсных регионов России к применению КОН и ГЧП. Деление регионов по группам было произведено по среднему значению.

Кластерный анализ для определения ресурсных регионов готовых к КОН. Все ресурсные регионы (27 регионов) России изначально были разделены на готовые, частично готовые, и не готовые к КОН (анклавные регионы). Под анклавностью понимается слабая вовлеченность региона в общехозяйственные связи. Такие регионы, как правило, являются моносырьевыми и географически удаленными с низкой плотностью населения и относительно незначительными возможностями по подготовке кадров. Для идентификации и типизации регионов, наиболее подготовленных к КОН проведена кластеризация по набору факторов.

Задачей кластерного анализа является выделение однородных групп регионов и установления количественной меры сходства (различия) между ними (Власенко, 2006). Для определения меры сходства между объектами были количественно определены понятия сходства и разнородности. Критерием для определения схожести и различия кластеров является расстояние между точками на диаграмме рассеивания. Способов определения меры расстояния между кластерами существует несколько: евклидово расстояние, квадрат евклидова расстояния, расстояние городских кварталов, расстояние Чебышева, степенное расстояние, метод одиночной связи и др. В работе был использован наиболее распространенный способ - вычисление евклидова расстояния по формуле:

$$d(X_i, X_j) = \left(\sum_{k=1}^{n}(x_{ik} - x_{jk})^2\right)^{1/2}, \quad (1)$$

где x_{ik}, x_{jk} – значения признака k для i-го объекта и j-го объекта/

Существует множество методов объединения в кластеры: метод ближнего соседа, метод наиболее удаленных соседей, невзвешенное попарное среднее, взвешенное попарное среднее, невзвешенные центройдный метод, нвзвешенные центройдный метод, метод Уорда и др. В статье использовался метод Уорда, так как он дает компактные и хорошо разделенные кластеры. Идея этого метода состоит в том, чтобы проводить объединение, дающее минимальное приращение внутригрупповой суммы квадратов отклонений, то есть оптимизировать минимальную дисперсию внутри кластеров. Поскольку в работе нет информации о том, что какой-то признак более важен для классификации, то метрикой было выбрано обычное евклидово расстояние.

В работе кластерный анализ проводился с использованием специализированного пакета статистической обработки данных Stata 13.

Модель ранжирования ресурсных регионов по степени готовности к КОН. Одновременно с распределением ресурсных регионов по кластерам эти регионы были ранжированы по степени готовности к КОН с целью дальнейшего нахождения зависимости между степенью готовности ресурсных регионов России к применению КОН и ГЧП.

Составление рейтинга по регионам можно проводить с использованием 5 методов: ранжирование, квалиметрический, процентили, разбиение по интервалам, присваивание баллов. В работе использован квалиметрический метод, который позволяет учесть разброс значений (Азгальдов, 2012):

$$K = \frac{X_i - X_{min}}{X_{max} - X_{min}}, \quad (2)$$

где X_i – текущее значение по выбранному показателю для i региона, X_{min} – минимальное значение по выбранному показателю, X_{max} – максимальное значение по выбранному показателю.

Статистический анализ для систематизации проектов ГЧП в нефтегазовом секторе России. В работе с целью выявления существующих проектов ГЧП в нефтегазовом секторе России проводился статистический анализ на основе данных Госкомстата, ЦДУ, сайтов зарубежных и отечественных агентств, крупнейших ресурсодобывающих компаний. На основе проведенного анализа сформирован банк лучших практик ГЧП в нефтегазовом секторе России.

Данные. Информационной базой при составлении статистической информации приняты источники: Федеральная служба государственной статистики, Федеральная налоговая служба, Минэкономразвития России, Государственные балансы России, справочно-информационные и статистические материалы и публикации по итогам развития топливно-энергетического комплекса России – «ТЭК России», «ИнфоТЭК».

Первый этап кластеризации с выделением регионов готовых к КОН был проведен на примере 27 ресурсных регионов (Eder, 2017) России по показателям за 2017 г. При проведении кластерного анализа были использованы показатели, объединенные в 7 групп (факторов). Для оценки первого демографического фактора использовался показатель - плотность населения. Во вторую группу (структурно-экономический фактор) вошли показатели: доля добавленной стоимости обрабатывающей промышленности в структуре ВРП; соотношение добавленной стоимости добывающей отрасли к перерабатывающей отрасли в структуре валового регионального продукта; доля добавленной стоимости от транспорта и связи в ВРП. Третья группа (инвестиционный фактор) включила в

себя: объём инвестиций в основной капитал региона, накопленные прямые иностранные инвестиции на душу населения, Четвертая группа (инновационный фактор) - объем инновационных товаров, работ, услуг организаций промышленного производства; затраты на исследования и разработку к структуре валового внутреннего продукта, отношение экспорта к импорту технологий и услуг технического характера. Пятая группа (уровень жизни населения): доля численности населения выше прожиточного минимума, валовый региональный продукт на душу населения. Шестая группа - плотность железных дорог; плотность автомобильных дорог. Седьмая (институциональный фактор) - число малых предприятий на 1000 человек населения.

На втором этапе все ресурсные регионы на основе квалиметрического метода с учетом различных факторов были ранжированы по степени готовности к КОН. В качестве факторов были выбраны те же, что и при проведении кластерного анализа с целью определения степени готовности ресурсных регионов к КОН.

На третьем этапе был определен рейтинг ресурсных регионов (27 регионов) по уровню развития ГЧП, который рассчитывается в соответствии с методикой, утвержденной Минэкономразвития России. Значение показателя «Уровень развития сферы государственно-частного партнерства в субъекте РФ» определяется на основе оценки значений составляющих его факторов:

1. Развитие институциональной среды субъекта Российской Федерации в сфере государственно-частного партнерства.

2. Нормативно-правовое обеспечение сферы государственно-частного партнерств в субъекте Российской Федерации.

3. Опыт реализации проектов государственно-частного партнерства в субъекте Российской Федерации.

Результаты и всестороннее рассмотрение вопроса. На основе методического подхода к кластеризации получено три кластера:

– экономически развитые регионы ресурсов, готовые к КОН путем привлечения инвестиций частного сектора;

– ресурсные регионы, готовые к КОН, используя только государственно-частное партнерство;

– ресурсные регионы (анклавы), которые изначально требуют значительной государственной поддержки для повышения их инвестиционной привлекательности для участия частного сектора.

Так, использование государственно-частного партнерства и других форм государственной поддержки является приоритетной задачей на начальном этапе, тогда как регионы со слабой экономической структурой должны получать поддержку со стороны государства, пока они не станут привлекательными для активного инвестирования частного капитала.

В результате применения кластерного анализа для регионов ресурсного типа с целью выявления готовности к КОН в первый кластер вошло 10 регионов, во второй кластер – 11, в третий кластер – 6 (табл. 1).

С учетом рейтинга ресурсных регионов России по уровню развития ГЧП, а также на основе составленного рейтинга ресурсных регионов по уровню готовности к КОН построена зависимость между двумя этими показателями (рис. 1).

Выделены три кластера по степени готовности к ГЧП, которые были получены до этого при кластеризации. В I группу попали анклавные регионы с низким уровнем развития ГЧП, во II группу попали регионы частично готовые к КОН и готовые к практике ГЧП, в III группу попали регионы готовые к КОН и готовые к практике ГЧП, в IV группу попали регионы, в которых высокий уровень развития ГЧП, но при этом частично только готовые к КОН.

Во II группу попала Кемеровская область, которая относится к регионам готовым к КОН, но при этом для нее низкий уровень готовности к ГЧП, что связано с низким качеством проработки нормативно-правовых актов. В IV группу попал Ханты-Мансийский округ, который является анклавным регионом, но при этом в настоящее время характеризуется высоким уровнем развития сферы ГЧП, что связано с совершенствованием нормативной правовой базы по обеспечению доступа негосударственных организаций к оказанию государственных услуг.

В настоящее время ГЧП в нефтегазовой отрасли может реализоваться в форме: подрядные договоры на выполнение отдельных операций и работ, инвестиционные соглашения, соглашения о разделе продукции, совместные предприятия. Существует несколько финансовых организаций, которые играют большую роль в поддержании малого инновационного бизнеса на территории РФ:

Инвестиционный фонд, Фонд народного благосостояния, Российский фонд прямых инвестиций, Внешэкономбанк и другие.

Таблица 1

Готовность ресурсных регионов к КОН

Количество регионов	Регионы	Типы регионов	Характеристика типа регионов
10	Белгородская область, Астраханская область, Республика Башкортостан, Республика Татарстан, Удмуртская Республика, Пермский край, Оренбургская область, Самарская область, Красноярский край, Кемеровская область	Кластер № 1 Регионы готовые к КОН	Ресурсные регионы, которые характеризуются высокой плотностью населения, хорошей инфраструктурой, хорошо развитым производственным сектором, относительно высокими темпами развития инноваций
11	Республика Карелия, Республика Коми, Архангельская область, Мурманская область, Тюменская область, Республика Хакасия, Забайкальский край, Иркутская область, Томская область, Республика Саха, Амурская область	Кластер № 2 Регионы частично готовые к КОН	Ресурсные регионы, характеризующиеся низким уровнем жизни населения, низкой стоимостью инновационных товаров и услуг, низким объемом инвестиций в основной капитал
6	Ненецкий АО, Ханты-Мансийский АО, Ямало-Ненецкий АО, Сахалинская область, Чукотский АО, Магаданская область	Кластер № 3 ресурсные анклавные регионы (неготовые)	Ресурсные регионы, характеризующиеся низкой плотностью населения, высоким уровнем жизни населения, относительно слаборазвитой транспортной и перерабатывающей инфраструктурой, высокой стоимостью накопленных иностранных инвестиций

Источник: рассчитано авторами

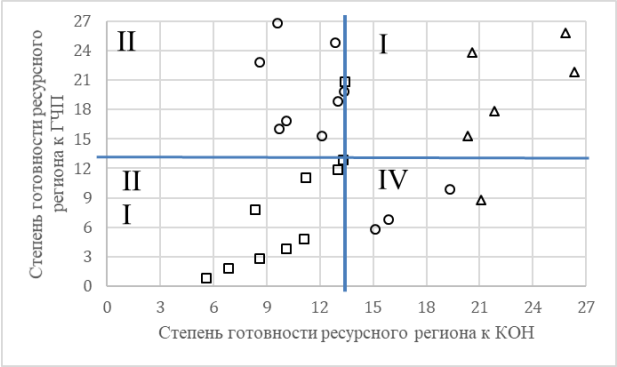


Рис. 1. Зависимость между рейтингами ресурсных регионов России по уровню развития ГЧП и КОН

Практики ГЧП в нефтегазовых регионах России. В работе проведен детальный анализ реализуемых проектов ГЧП в нефтегазовом комплексе России (табл. 2). Большинство новых проектов реализуется в регионах готовых к КОН.

Основная часть проектов ГЧП в ТЭК выполняется в регионах с продолжительной историей развития нефтегазового комплекса, где хорошо развита транспортная инфраструктура, переработка.

В нефтегазовом секторе объектами ГЧП могут выступать месторождения полезных ископаемых, объекты производственной (энергетика, железнодорожный транспорт, автодорожное хозяйство, порты, аэропорты, коммунальные системы и т.п.) и социальной (жилье, общественные здания, объекты сферы образования и здравоохранения и т.д.) инфраструктуры на территориях, где ведется добыча и переработка полезных ископаемых.

Чаще всего такие проекты реализуются в рамках крупных программ развития отраслей и регионов России. В нефтегазовом секторе в настоящее время с использованием механизма ГЧП реализовано или находятся на стадии реализации несколько десятков крупных проектов.

Таблица 2

Проекты ГЧП в нефтегазовом комплексе

	Название проекта	Суть проекта	Регион	Вид деятельности
1	Сахалин-1	Освоение месторождений: Чайво, Одопту и Аркутун-Даги на северо-восточном шельфе о. Сахалин	Дальневосточный ФО, Сахалинская область	Добыча
2	Сахалин-2	Разработка Пильтун-Астохского нефтяного и Лунского газового месторождений в Охотском море на шельфе о. Сахалин	Дальневосточный ФО, Сахалинская область	Добыча
3	Харьягинский проект	Разработка Харьягинского нефтяного месторождения в Ненецком автономном округе	Северо-Запалный ФО, Ненецкий автономный округ	Добыча
4	Запсибнефтехим	Строительство нефтехимического комплекса СИБУРа «Запсибнефтехим»	Уральский ФО, Тюменская область, Тобольск	Переработка
5	Нефтехимический терминал в Усть-Луге	Строительство мощностей по перевалке сжиженных углеводородных газов (СУГ) и светлых нефтепродуктов в морском торговом порту Усть-Луга	Северо-Западный ФО, Ленинградская область, Усть-Луг	Перевалка, Транспорт
6	Северный широтный ход	Проект предполагает организацию прямого сообщения между Северной и Свердловской железными дорогами по маршруту «Обская — Салехард — Надым — Пангоды — Новый Уренгой — Коротчаево» в Ямало-Ненецком автономном округе (ЯНАО).	Уральский ФО, Ямало-Ненецкий автономный округ	Транспорт
7	Ямал СПГ	Строительство комплекса по добыче и подготовке газа, завода сжиженного природного газа и мощностей по отгрузке сжижженного природного газа и газвого конденсата Южно-Тамбейского газоконденсатного месторождения на полуострове Ямал	Уральский ФО, Ямало-Ненецкий АО	Добыча, переработка
8	Судостроительный комплекс “Звезда»	Строительство судостроительного завода «Звезда» в Приморском крае в городе Большой Камень	Дальневосточный ФО, Приморский край	Транспортное обурудование
9	Буденовский газохимический завод (1 очередь)	Комплекс по переработке газа, добываемого на Северном Каспии в этилен, полиэтилен и полипропилен	Северо-Кавказский ФО, Ставропольский край, г. Буденовск	Переработка, транспортная инфраструктура
10	Комплекс нефтеперерабатывающих и нефтехимических заводов в г. Нижнекамске	Строительство комплекса нефтеперерабатывающих и нефтехимических заводов в Нижнекамске, ориентированного на производство высоколиквидных и экологичных продуктов глубокой переработки нефти	Приволжский ФО, Республика Татарстан, Нижнекамск	Нефтепереработка
11	«Насосная перекачивающая станция Калейкино - Нижнекамский НПЗ»	Строительство магистрального нефтепровода	Приволжский ФО, Республика Татарстан, Нижнекамск	Транспорт
12	«Нижнекамск - Альметьевск – Кстово	Реконструкция магистрального нефтепродуктопровода	Приволжский ФО, Республика Татарстан, Нижнекамск	Транспорт
13	Каспийский трубопроводный консорциум	Расширение мощности крупнейшего международного нефтетранспортного проекта с участием России, Казахстана протяженностью 1,5 тыс. км	Тенгиз (Атырауская область, Казахстан)-Новороссийск (Краснодарский край, Россия)	Транспорт

14	Аммоний	Строительство комплекса по производству аммиака, метанола, гранулированного карбамида и селитры аммиачной.	Приволжский ФО, Республика Татарстан, г. Менделеевск	Переработка

Источник: составлено авторами

В настоящее время при реализации проектов ГЧП в нефтегазовой отрасли остаются еще не решенные вопросы: при существующем избыточном правовом регулировании совершенно нет правовых инструментов, гарантирующих долгосрочный возврат инвестиций (тарифные и бюджетные решения установлены на довольно короткий срок и могут быть изменены в одностороннем порядке). Так реализация долгосрочных проектов, которыми являются проекты в ТЭК, является сомнительной в связи с отсутствием в законе о ГЧП сбалансированности интересов всех участников проекта ГЧП. Существует необходимость создания условий со стороны государства для полноценного обмена опытом в проведении проектов ГЧП между сферами экономики и регионами, заимствования проработанного законодательства, лучших практик. Это будет способствовать более эффективному развитию данного инструмента.

Выводы. В статье показано, что для России инновационное развитие ресурсных регионов, основанное на принципах комплексного освоения недр, должно сопровождаться значительным объемом инвестиций. Значительная часть российских регионов – анклавные регионы, для которых характерно экономическая и инфраструктурная изоляция региона от макрорегиональных и общероссийских экономических связей. Эта изоляция в основном обусловлена локализацией минеральных природных ресурсов в труднодоступных районах с суровыми природными, экономическими и горно-геологическими характеристиками. Такие регионы в значительной степени не могут привлекать частные инвестиции. В этих условиях актуальной задачей является использование принципов ГЧП. Большинство ресурсных регионов России характеризуются относительно низким уровнем: развития институциональной среды; нормативно-правовая база практики ГЧП; опытом реализации проектов ГЧП. В результате большинство регионов ресурсов не готовы к применению практики ГЧП из-за слабого развития нормативно-правового обеспечения, недостаточной прозрачности и отсутствия инвестиционной привлекательности.

Таким образом, в настоящее время активной задачей является подготовка регионов к практике ГЧП с последующим повышением их экономического, инфраструктурного, инновационного, кадрового и квалификационного уровней до такой степени, когда можно организовать комплексную эксплуатацию с необходимым объемом частных инвестиций для устойчивого развития в долгосрочной перспективе.

Работа подготовлена при финансовой поддержке Российского научного фонда 16-18-10182

Список литературы

1. Jamali, D. Success and failure mechanisms of public private partnerships (PPPs) in developing countries: Insights from the Lebanese context, International Journal of Public Sector Management, 17 (5), pp. 414-430, 2004.

2. Chou, J., Pramudawardhani, D. Cross-country comparisons of key drivers, critical success factors and risk allocation for public–private partnership projects, International Journal of Project Management, 33 (5), pp. 1136-1150, 2015.

3. Li, B., Akintoye, A. , Edwards, P.J., Hardcastle, C. Critical success factors for PPP/PFI projects in the UK construction industry, Construction Management and Economics, 23 (5), pp. 459-471, 2005.

4. Green Paper on public-private partnerships and Community law on public contracts and concessions.

5. Gidman, P., Blore, I., Lorentzen, J., Schuttenbelt, P. Public–private partnerships in urban infrastructure services, UMP Working Paper Series No. 4, UNDP/Habitat/World Bank, Nairobi, pp. 1-11, 1995.

6. Erridge, A., Greer, J. Partnerships and public procurement: Building social capital through supply relations, Public Administration, 80 (3), pp. 503-522, 2002.

7. Parker, D., Hartley, K. Transaction costs, relational contracting and public private partnerships: A case study of UK defence, Journal of Purchasing and Supply Management, 9 (3), pp. 97-108, 2003.

8. Hodge, G.A., Greve, C. Public–private partnerships: An international performance review, Public Administration Review, 67 (3), pp. 545-558, 2007.

9. Kwak, Y.H., Chih, Y., Ibbs, C.W. Towards a comprehensive understanding of public private partnerships for infrastructure development, California Management Review, 51 (2), pp. 51-78, 2009.

10. European Commission, policy, public private partnerships, 2018 (https://ec.europa.eu/digital-single-market/en/public-private-partnerships).

11. Biermann F., Beyond the intergovernmental regime: Recent trends in global carbon governance, Current Opinion in Environmental Sustainability 2(4), 284-288, 2010.

12. Linder, S. H. Coming to terms with the public-private partnership a grammar of multiple meanings, American Behavioral Scientist 43(1), 5-51, 1999.

13. Eder, L.V., Filimonova, I.V., Provornaya, I.V., Nemov, V.U., Nikitenko, S.M. Regional smart specialisations in fostering innovation development of resource regions of Russia // International Multidisciplinary Scientific GeoConference Surveying Geology and Mining Ecology Management, SGEM, 17(53), 727-734, 2017.

14. Eder, L.V., Kontorovich, A.E., Filimonova, I.V., Provornaya, I.V., Goosen, E.V. Regional innovation cluster: Environmental issues and efficient use of resources // International Multidisciplinary Scientific GeoConference Surveying Geology and Mining Ecology Management, SGEM, 17(53), 719-726, 2017.

15. Eder, L.V., Filimonova, I.V., Provornaya, I.V., Nemov, V.Y. The current state of the petroleum industry and the problems of the development of the Russian economy // IOP Conference Series: Earth and Environmental Science. -2017. -84(1), 012012.

16. Kontorovich, A.E., Eder, L.V., Filimonova, I.V. Paradigm oil and gas complex of Russia at the present stage // IOP Conference Series: Earth and Environmental Science. -2017. -84(1), 012010.

622.831.31

МЕТОДОЛОГИЯ РАЗРАБОТКИ СПОСОБОВ ГЕОФИЗИЧЕСКОГО МОНИТОРИНГА ПРОЦЕССОВ НАПРАВЛЕННОГО ГИДРОРАЗРЫВА ТРУДНООБРУШАЕМОЙ КРОВЛИ И ЛОКАЛЬНОЙ ГИДРООБРАБОТКИ ПРИЗАБОЙНОГО ПРОСТРАНСТВА УГОЛЬНОГО ПЛАСТА И ЕЕ РЕАЛИЗАЦИЯ ПРИ ВЫПОЛНЕНИИ ПРОЕКТА РНФ

д.т.н. Шадрин А.В., д.т.н. Клишин В.И.
Федеральный исследовательский центр угля и углехимии СО РАН, г. Кемерово, Россия

Аннотация. Изложена методология выполняемой разработки способов геофизического мониторинга процессов направленного гидроразрыва труднообрушаемой кровли и локальной гидрообработки призабойного пространства угольного пласта. Для мониторинга напряженного состояния призабойного пространства обосновывается комплексный метод, включающий контроль напряженного состояния спектрально-акустическим методом и контроль газового фактора аппаратурой газового контроля. Для контроля процесса скачкообразного роста трещин в кровле и угольном пласте обосновывается метод акустической эмиссии.

Ключевые слова: методология исследования, геофизический мониторинг, направленный гидроразрыв кровли, гидрообработка угольного пласта, акустическая эмиссия, спектрально-акустический контроль.

Введение. Для снижения опасности проявления динамических явлений (ДЯ) при ведении горных работ в угольных шахтах применяются специальные мероприятия. В их число входят способы гидрообработки призабойного пространства, в частности, направленный гидроразрыв труднообрушаемой кровли и профилактическая гидрообработка угольного пласта [1]. В связи с этим ведется разработка способов контроля этих мероприятий в процессе выполнения и при оценке их эффективности после завершения. Причем способы контроля должны базироваться на геофизических методах, так как иные методы, применяемые для этих целей, гораздо более трудоемки и продолжительны.

На разработку таких методов направлены исследования в рамках гранта РНФ №17-17-01143 «Прогнозирование и управление геомеханическим состоянием горного массива в период формирования и проявления динамических осадок основной кровли и его профилактической гидрообработки с целью недопущения динамических и газодинамических явлений». В данной работе излагается методология этих исследований и полученные к настоящему времени результаты. Причем под методологией понимается принятая логически обоснованная последовательность решаемых задач и совокупность методов, используемых для их решения.

Динамические явления при разработке угольных пластов с труднообрушаемой кровлей и способы гидрообработки для борьбы с ними. Интенсификация горных работ и увеличение глубины разработки угольных месторождений осложняются проявлением динамических явлений (ДЯ). Начиная с глубины 500 м, в очистных забоях с мощной труднообрушаемой кровлей происходят интенсивные и опасные внезапные выдавливания угля с повышенным газовыделением, в результате которых разрушается забойное оборудование и возникает серьезная опасность для горнорабочих очистного забоя [1]. Кроме того, зависание кровли вызывает концентрацию горного давления на угольный массив в зоне очистного забоя и на сопряжениях его с горными выработками, что провоцирует горный удар. В ряде случаев локальный горный удар может перерасти во внезапный выброс угля и газа. Из-за влияния зависающей кровли, имеющей значительную площадь, оставленные целики и охраняемые подготовительные выработки подвергаются действию опорного давления большой величины. Это приводит к разрушению горных выработок и, соответственно, к нарушению нормального режима работы оборудования и проветривания забоев [1].

Известно также, что одной из основных причин взрыва метана является обрушение кровли на значительной площади по мере движения лавы, что приводит к выделению метана и угольной пыли в действующие горные выработки. Для исключения этого необходимо обеспечить своевременное искусственное обрушение основной кровли – принудительную ее посадку. Для этого нашел широкое применение метод направленного гидроразрыва, позволяющий исключить площадное зависание пород и резкие динамические воздействия ее на механизированные комплексы, а также обеспечить сохранность повторно используемых горных выработок в зоне очистных работ [2, 3].

Региональная гидрообработка применяется также для повышения газопроницаемости угольного пласта. С этой целью вода подается в скважины, пробуренные по углю, в режиме гидрорасчленения, при котором в угле создается сеть трещин, повышающая газопроницаемость и газоотдачу пласта [4]. Для обеспечения этого режима необходимо за короткий промежуток времени создать максимально возможную площадь поверхности берегов трещин без существенного увлажнения угля.

Для локального повышения газопроницаемости и разгрузки призабойного пространства применяется также нагнетание жидкости в шпуры в режиме гидроотжима [5]. В этом режиме, рекомендуемом для пластов с низкой газо- и водопроницаемостью, под действием нагнетаемой жидкости создается сеть трещин, при заполнении которой жидкостью призабойное пространство выдвигается в выработку. При этом из-за развития сети трещин в призабойном пространстве уменьшается внутрипластовое давление газа, снижается прочность угля, и зона опорного давления отодвигается в глубь массива, снижая вероятность проявления ДЯ.

Региональная и локальная гидрообработка угля применяется также с целью его увлажнения, поскольку установлено, что при влажности угля свыше 6% внезапные выбросы никогда не происходили. Это объясняется тем, что при такой влажности газ блокируется в микротрещинах и порах и не переходит в свободное состояние, не повышая внутрипластовое давление; уголь становится более пластичным, вследствие чего зона опорного давления отодвигается в глубь массива, снижая и выбросо-, и удароопасность.

Для увлажнения угля жидкость в пласт подается в режимах либо низконапорного увлажнения, либо гидрорыхления. В режиме низконапорного увлажнения, рекомендуемом для пластов с хорошей водопроницаемостью, дополнительные трещины нагнетаемой жидкостью не создаются, а жидкость распространяется по существующим природным трещинам, из них – в поры, равномерно увлажняя уголь. В режиме гидрорыхления, рекомендуемом для углей с меньшей водопроницаемостью, чем в предыдущем случае, нагнетаемая жидкость создает дополнительную сеть трещин, из которой увлажняется уголь.

Все указанные выше способы гидрообработки кровли пласта и угольного массива характеризуются определенной интенсивностью развития трещин. Поскольку трещины развиваются скачкообразно, здесь под интенсивностью развития трещин понимается число «скачков» растущих трещин в единицу времени. Однако механизма контроля за ростом трещин нет, так как технологией всех известных способов гидрообработки предусматривается только регистрация давления и скорости нагнетания жидкости. Между тем растущая трещина является источником акустического излучения, регистрация которого позволяет фиксировать, во-первых, факт скачкообразного роста трещин, во-вторых, - их интенсивность во времени, а при более сложной модификации метода можно осуществлять определение координат растущего участка трещины и оценивать энергию акустического излучения, величина которой может свидетельствовать о величине прироста площади трещины. Это позволяет ставить задачу о контроле геофизическим методом (методом акустической

эмиссии) процесса гидрообработки горного массива для достижения цели, определяемой запланированным режимом нагнетания жидкости в пласт.

Направления и задачи исследований. Планом работ предусмотрены исследования в следующих двух направлениях:

– прогнозирование и управление геомеханическим состоянием газонасыщенного углевмещающего породного массива с труднообрушающимися породами;

– контроль и управление процессами направленного гидроразрыва труднообрушаемой кровли и профилактической противовыбросноударной гидрообработки угольного пласта.

По первому направлению запланировано решение следующих задач:

1) Разработать физическую модель геомеханического состояния углепородного массива, вмещающего пластовую выработку, пройденную по угольному пласту с труднообрушающейся породной кровлей, и предложить геофизические методы контроля основных параметров, определяющих напряженное состояние призабойного пространства.

2) Поскольку на опасность проявления ДЯ влияют в основном напряженное состояние призабойного пространства, внутрипластовое давление газа и прочность угля предполагается разработать (обосновать) комплексный геофизический метод прогноза ДЯ, основанный на регистрации именно этих факторов. Причем для контроля напряженного состояния планируется применить спектрально-акустический метод, а для контроля внутрипластового давления газа использовать аппаратуру газового контроля, поскольку концентрация метана у забоя выработки функционально связана с внутрипластовым давлением свободного газа.

3) Для разработанного геофизического метода прогноза планируется обосновать критерий опасности проявления ДЯ и методику его определения.

4) Для установления глубины чувствительности спектрально-акустического метода при контроле напряженного состояния призабойного пространства впереди подготовительной выработки запланировано разработать и изготовить лабораторную установку, моделирующую распространение звука от источника, имитирующего режущий орган комбайна, в моделируемом призабойном пространстве с регулируемым напряженным состоянием.

5) Разработать и изготовить экспериментальный образец переносного прибора для контроля напряженного состояния призабойного пространства горного массива спектрально-акустическим методом с алгоритмом обработки акустического сигнала источника излучения, использующим весь спектр сигнала.

По второму направлению запланировано решение следующих задач:

1) Разработать модель развития трещины в кровле и угольном пласте.

2) Для контроля процесса скачкообразного роста трещины под действием нагнетаемой в нее из скважины жидкости планируется применить метод акустической эмиссии.

3) Установить функциональную связь между параметрами акустической эмиссии и гидрообработки применительно к наиболее часто применяемым на практике насосным установкам с жесткой рабочей характеристикой (темп нагнетания практически постоянный, а давление нагнетания определяется коэффициентом фильтрации обрабатываемого массива).

4) Для конкретных горнотехнических условий отработки лавы с труднообрушаемой кровлей необходимо разработать методику оценки направления распространения и площади растущей трещины направленного гидроразрыва по зависимостям параметров АЭ, давления и темпа нагнетания от времени.

5) Обосновать экспресс-метод определения оптимальных значений параметров АЭ для обеспечения контрольных параметров локального способа гидрообработки в натурных условиях.

Основные результаты, полученные к настоящему времени, при выполнении проекта. По первому направлению разработана модель геомеханического состояния углепородного массива, вмещающего пластовую выработку, пройденную по угольному пласту с труднообрушающейся породной кровлей. Результат реализован в форме компьютерной программы для расчета напряженного состояния в окрестности горной выработки, проводимой по угольному пласту с трещиной гидроразрыва в кровле, в зависимости от горно-геологических и горнотехнических условий [6]. Выполненные с помощью этой программы расчеты позволяют установить влияние зависающей кровли на напряженное состояние в призабойном пространстве, а также приоритетное направление развития трещин в кровле и в угольном пласте под действием нагнетаемой жидкости при различных параметрах горного массива и проводимой выработки [7, 8]. В отличие от описанных в доступных литературных источниках методов оценки влияния зависающей кровли на напряженное состояние, ба-

зирующихся на технической теории расчета балок, в данной модели используются методы деформируемого твердого тела и критерии прочности горных пород [6]. По этому направлению обоснован также взаимоувязанный комплекс геофизических методов (спектрально-акустического и газоаналитического) для непрерывного контроля напряженного состояния призабойного пространства в процессе ведения горных работ. Отличительной особенностью такого комплексного геофизического метода контроля напряженного состояния газонасыщенного углепородного массива является то, что контролируемый показатель в форме отношения высокочастотной и низкочастотной составляющих шумов воздействующего на забой оборудования (например, комбайна) функционально связан с величиной средних напряжений в краевой части пласта, прочностью угля и внутрипластовым давлением газа [9, 10].

Анализ существующих вариантов исполнения спектрально-акустического метода контроля напряженного состояния горного массива показал, что для повышения достоверности контроля необходимо решить ряд задач [11, 12]. Одной из них является разработка модификации метода, в которой для оценки напряженного состояния используется весь спектр акустического сигнала. Это необходимо, т.к. существующие модификации используют не весь спектр, а лишь некоторые области в низкочастотной и высокочастотной частях спектра. Поэтому может случиться, что спектральные составляющие с наибольшими изменениями амплитуды при подходе к зоне с повышенными напряжениями окажутся в неконтролируемой части спектра. Для исключения этого недостатка существующих модификаций было предложено контроль напряженного состояния осуществлять по медиане амплитудно-частотной характеристики акустического сигнала.

Сущность предложения поясним следующим образом. Предположим, что после оцифровки аналогового сигнала геофона из его рабочего диапазона частот получим спектр из N гармоник. Сумму этих гармоник $A(r)$ можно записать в следующем виде:

$$A(r) = \sum_{i=1}^{N} A_{i,0} F(r) \exp\left(-C f_i \frac{\sigma_l}{\sigma_c} r\right), \quad (1)$$

где: $A_{i,0}$ – амплитуда i-ой гармоники у источника звука («шума» работающего оборудования); $F(r)$ – функция, учитывающая диаграмму направленности источника сигнала (например, $F(r) = 1$ – для плоской волны; $F(r) = 1/r$ – для сферической волны); r- расстояние между источником и приемником звука, м; f_i – частота i-ой гармоники, Гц; σ_l и σ_c – средние соответственно предельное (максимально возможное для контролируемого участка пласта, предшествующее разрушению массива из-за динамического явления) и текущее значения напряжений в массив, Па. Параметр C равен:

$$C = {}^{\alpha_0 \beta}/_{f_0}, \text{ м}^{-1}\text{Гц}^{-1},$$

где α_0 – затухание на некоторой частоте f_0 при отсутствии напряжений (в разгруженном состоянии), м$^{-1}$; β – безразмерный коэффициент пропорциональности, определяемый акустическими свойствами массива.

Из (1) видно, что с ростом средних текущих напряжений показатель экспоненты для каждой i-ой гармоники будет возрастать тем сильнее, чем выше номер гармоники. Это приведет к росту величины $A(r)$. Следовательно, медианный номер гармоники, соответствующий половине суммы $A(r)$, также будет увеличиваться. Величина этого смещения характеризует относительный рост действующих в контролируемой зоне массива напряжений.

Для данного алгоритма определения коэффициента относительных напряжений разработано техническое задание на изготовление экспериментального образца переносного прибора.

При использовании спектрально-акустического метода для прогноза динамических явлений необходимо иметь критерий опасности. В настоящее время достоверных методик определения критериев опасност проявления ДЯ для геофизических методов прогноза нет. Однако они есть для инструментальных методов прогноза внезапных выбросов угля и газа и горных ударов, основанных на результатах бурения контрольных шпуров [5, 13]. Достоверность их обусловлена, как правило, статистической обработкой огромного массива данных по результатам прогноза. Наше предложение об их использовании для определения критерия опасности геофизического метода состоит в следующем. Контролируют опасность проявления определенного типа ДЯ в конкретном забое выработки одновременно инструментальным и геофизическим методами. Определяют по соответствующим методикам текущие значения показателей опасности для инструментального $R_{c,i}$ и геофизического $R_{c,g}$ методов. Критическое (предельно допустимое) значение показателя опасности для инструментального метода известно, обозначим его $R_{l,i}$. Тогда степень опасности данного типа ДЯ в контролируемом забое выработки можно определить для обоих методов прогноза следующим образом: $R_{c,i} / R_{l,i} = R_{c,g} / R_{l,g}$. Отсюда имеем:

$$R_{l,g} = \frac{R_{l,i}}{R_{c,i}} R_{c,g}. \quad (2)$$

При выполнении текущего прогноза в подготовительной выработке необходимо знать на какую глубину впереди забоя распространяются результаты прогноза. При использовании спектрально-акустического метода этот вопрос принимает особое значение по следующей причине. Метод прогноза основан на спектральном анализе шумов работающего оборудования, прошедших контролируемую зону. Однако геофон, принимающий акустический сигнал, устанавливается в борт проводимой выработки на некотором расстоянии от забоя. Таким образом, излучатель акустических колебаний (режущий орган комбайна) и геофон оказываются позади контролируемой зоны призабойного пространства. Аналитически показано, что благодаря распространению звука в соответствии с принципом Гюйгенса глубина проникновения акустических колебаний впереди забоя и дошедших до геофона соизмерима с длиной волны, меньшее значение которой составляет порядка 1 м [11, 12]. Увеличению этого расстояния способствуют дизъюнктивные и пликативные нарушения впереди забоя, если они есть, поскольку до геофона будет доходить также сигнал, отраженный от нарушений. Однако более достоверных сведений о глубине чувствительности этого метода прогноза впереди подготовительной выработки по результатам аналитических или экспериментальных исследований нет. Поэтому в рамках проекта было разработано техническое задание на изготовление лабораторной установки для установления глубины чувствительности спектрально-акустического метода при контроле напряженного состояния призабойного пространства. В данной установке в соответствии с принципами подобия подобраны рабочие частоты, имитирующие работу комбайна, и предусмотрены механизмы для создания зоны повышенного давления на регулируемом удалении от забоя. Мы полагаем, что эта позволит впервые оценить влияние величины повышенного горного давления (ПГД) впереди подготовительной выработки и удаления зоны ПГД от груди забоя на затухание акустических колебаний, источник которых расположен в плоскости забоя, а приемник - в боку моделируемой выработки.

По второму направлению разработаны модели развития трещины отдельно в кровле и в угольном пласте. Отличие моделей обусловлено их назначением. Назначение модели развития трещины в кровле заключается в определении траектории движения трещины, созданной щелеобразователем в скважине, пробуренной из выработки. Модель позволяет рассчитать траекторию скачкообразно растущей трещины под действием нагнетаемой в нее жидкости в неравно компонентном поле напряжений, обусловленном влиянием выработки, в зависимости от угла наклона трещины к горизонту, расстояния до земной поверхности и ряда параметров, характеризующих прочность разрушаемой породы [6-8].

Назначение модели развития трещины в угле заключается в установлении связи длины растущей трещины с параметрами нагнетания (давлением, темпом нагнетания и вязкостью жидкости) и фильтрационно-коллекторскими свойствами массива (пористость, удельная плотность трещин).

Для контроля процесса скачкообразного роста трещины под действием нагнетаемой в нее из скважины жидкости обоснован метод акустической эмиссии (АЭ). При этом установлено, что при постоянном темпе нагнетания, характерном для используемых при гидрообработке горного массива насосов с жесткой рабочей характеристикой (темп практически постоянный, а давления нагнетания зависит от длины фильтрующей части скважины и фильтрационной способности массива) длину трещины гидроразрыва l можно определить по числу зарегистрированных импульсов АЭ J при ее скачкообразном росте от начальной длины l_0, образованной щелеобразователем, по следующей формуле:

$$l = l_0 e^{J/k_e}, \quad (3)$$

где коэффициент k_e устанавливается по результатам опытного нагнетания.

Если предположить, что форма растущей трещины близка к круговой с диаметром l, можно следующим образом оценить ее площадь S:

$$S \approx \frac{\pi}{4} l_0^2 exp(2I/k_э). \quad (4)$$

Установлено также, что при гидрорыхлении угольного пласта насосом с жесткой рабочей характеристикой оптимальное значение темпа нагнетания q_{opt}, при котором до момента прорыва жидкости по растущим трещинам в ближайшую выработку в пласт поступит объем жидкости Q, можно определить по формуле:

$$q_{opt} = \frac{\mathrm{Q}}{a(\mathrm{Q} - V)^2}, \quad (5)$$

где коэффициенты a и V легко можно определить по результатам опытного нагнетания.

Обосновано теоретиченски и подтверждено экспериментально, что оптимальное значение ΔJ активности АЭ, сопровождающей скачкообразный рост трещин, следующим образом изменяется во времени t:

$$\Delta J_{opt} = \frac{\delta_1}{t - \delta_2 \sqrt{t}}, \quad (6)$$

где параметры δ_1 и δ_2 также устанавливаются по результатам опытного нагнетания.

Эффективность гидрообрабки кровли и угольного пласта можно оценить в том числе по снижению напряженного состояния в призабойном пространстве. В рамках проекта начаты экспериментальные исследования на ряде шахт Кузбасса по применению для этих целей спектрально-акустического метода контроля с применением программно-аппаратного комплекса, состоящего из регистратора акустического сигнала РИПАС и программы «Геоскан-РИВАС» [18].

Вывод. В результате выполненных исследований обосновано, что для автоматизированного мониторинга процессов направленного гидроразрыва труднообрушаемой кровли и локальной гидрообработки призабойного пространства угольного пласта и оценки эффективности этих процессов достаточно применить комплекс следующих взаимоувязанных методов контроля: спектрально-акустический, акустической эмиссии и газоаналитический.

Исследование выполнено за счет гранта Российского научного фонда (проект №17-17-01143)

Библиографический список

1. Клишин В.И. Проблемы безопасности и новые технологии подземной разработки угольных месторождений / В.И. Клишин, Л.В. Зворыгин, А.В. Лебедев, А.В. Савченко. Рос. акад. наук. Сиб. отд-ние, Ин-т горного дела. – Новосибирск: Издательский дом «Новосибирский писатель», 2011. – 524 с.

2. Клишин В.И. Методы направленного гидроразрыва труднообрушающихся кровель для управления горным давлением в угольных шахтах / В.И. Клишин, А.М. Никольский, Г.Ю. Опрук, А.А. Неверов, С.А. Неверов // Уголь. - 2008. - № 11. - С.12-16.

3. Клишин В.И. Опыт применения направленного гидроразрыва основной кровли при выходе механизированного комплекса из монтажной камеры / - В.И. Клишин, Г.Ю. Опрук, А.В. Сентюрев, А.В. Николаев // Уголь. – 2015. - № 11. - С. 12-16.

4. Ножкин Н.В. Заблаговременная дегазация угольных месторождений. - М.: Недра, 1979. - 271 с.

5. Инструкция по безопасному ведению горных работ на пластах, опасных по внезапным выбросам угля (породы) и газа (РД 05-350-00). Предупреждение газодинамических явлений в угольных шахтах (Сборник документов). – М.: Государственное предприятие НТЦ по безопасности в промышленности Госгортехнадзора России, 2000. – С. 120-303.

6. Черданцев Н.В. Об одном варианте расчёта траектории движения трещины, нагруженной внутренним давлением, в кровле пластовой выработки // Безопасность труда в промышленности. – 2017. – № 12. – С. 5–10.

7. Черданцев Н.В. Расчет траектории движения одиночной трещины, расположенной в массиве горных пород, нагруженной давлением жидкости / Н.В. Черданцев, А.В. Шадрин // Вестник Научного центра по безопасности работ в угольной промышленности. – 2017. - №4. – С. 18-26.

8. Свидетельство о государственной регистрации программы для ЭВМ № 2018610989. Расчет траектории движения трещины в массиве горных пород под действием внутреннего давления, создаваемого жидкостью / Н.В. Черданцев, А.В. Шадрин // Реестр программ для ЭВМ, дата регистрации 19.01.2018 г.

9. Shadrin, A.V. Geophysical criterion of pre-outburst crack propagation in coal beds // Journal of Mining Science, 2016, Volume 52, Issue 4, pp 670–682.

10. Шадрин, А.В. Геофизический критерий предвыбросного развития трещин в угольном пласте / Физ.-тенхн. пробл. разработки полезных ископаемых. - 2016. - №4. - С. 48-62.

11. Шадрин А.В. Задачи совершенствования спектрально-акустического прогноза динамических явлений в угольных шахтах / А.В. Шадрин, А.А. Контримас // Наукоемкие технологии разработки и использования минеральных ресурсов: науч. журнал / Сиб. гос. ун-т; под общей ред. В.Н. Фрянова. – Новокузнецк, 2017. – №3. - С.408-413.

12. A V Shadrin and A A Kontrimas. Basic tasks for improving spectral-acoustic forecasting of dynamic phenomena in coal mines / IOP Conference Series: Earth and Environmental Science, Volume 84, conference 1. (2017), 012040.

13. Федеральные нормы и правила в области промышленной безопасности «Инструкция по прогнозу динамических явлений и мониторингу массива горных пород при отработке угольных месторождений». Утверждены приказом Федеральной службы по экологическому, технологическому и атомному надзору от 15.08.2016 г. №339. – 129 с.

14. Шадрин А.В. Перспективы применения акустических методов при прогнозе и предотвращении газодинамических явлений и крупноплощадных обрушений кровли в угольных шахтах / А.В. Шадрин, А.С. Телегуз // Вестник Научного центра по безопасности работ в угольной промышленности. – 2017. - №3. – С. 10-14.

15. Шадрин А.В. Совершенствование методов автоматизированного прогноза опасности проявления динамических явлений в процессе разупрочнения кровли и профилактической гидрообработки угольных пластов / А.В. Шадрин, В.И. Клишин // Вестник Научного центра ВостНИИ по промышленной и экологической безопасности. – 2017. - №3. – С. 31-35.

16. Шадрин А.В. Установление связи параметров акустической эмиссии с фильтрационно-коллекторскими свойствами массива и характеристиками насосной установки при гидрообработке кровли и угольного пласта / А.В. Шадрин, В.И. Клишин // Вестник Научного центра по безопасности работ в угольной промышленности. – 2018. - №1. – С. 77-87.

17. A V Shadrin and V I Klishin. Acoustic emission of rock mass under the constant-rate fluid injection / IOP Conference Series: Earth and Environmental Science, Volume 134, conference 1. (2018), 012057.

18. Методика выполнения акустических зондирований горного массива с применением программно-аппаратного комплекса. – Москва: МНТЛ РИВАС, 2016. – 36 с.

УДК 658.5.012:622.33.012.3

ОЦЕНКА И УПРАВЛЕНИЕ РЕСУРСНЫМ ПОТЕНЦИАЛОМ МАЛЫХ УГОЛЬНЫХ РАЗРЕЗОВ КРАСНОЯРСКОГО КРАЯ В УСЛОВИЯХ ТРАНСФОРМАЦИИ РЫНОЧНОЙ КОНЪЮНКТУРЫ

[1] Бурлакова Е.Т., [1, 2] д.т.н. Зеньков И.В.

1 - Сибирский государственный университет науки и технологий им. акад. М.Ф. Решетнёва, г. Красноярск, Россия

2 - ИВТ СО РАН, г. Новосибирск, Россия

Аннотация. В статье представлены основы управления ресурсным потенциалом на малых угольных разрезах Красноярского края. Показаны возможности значительного повышения мощности разрезов по добыче угля за счет мобилизации собственных материальных ресурсов.

Ключевые слова: ресурсный потенциал предприятия, малые угольные разрезы, Красноярский край, производственная мощность, основные фонды предприятия, создание рабочих мест.

Ситуация с добычей угля открытым способом на территории РФ в последние десятилетия динамично меняется. Так, на Урале разрез «Коркинский» на глубине почти 500 м дорабатывает запасы одноименного месторождения. Разрезы рядом с городами Карпинск и Волчанск закрыты с 2015 года из-за низкой рентабельности добычи угля. Западными регионами на карте России, где в настоящее время добывают уголь, являются Новосибирская область и Кузбасс. В этих регионах расположены месторождения угля высокого качества (антрациты, коксующиеся), которые в основном идут на экспорт и для нужд энергетики в настоящее время использоваться не будут. Энергетические бурые угли находятся в Красноярском крае, где работают 10 разрезов с годовой производственной мощностью от 50 тыс. т до 20 млн. т.

Остановимся на малых разрезах края. В их число по праву входят разрезы «Канский», «Абанский», «Сереульский» и два участка разреза «Балахтинский». В начале 2000-х гг. в эту категорию входил разрез «Ирбейский». На всех разрезах кроме последнего горнотранспортное оборудование скомплектовано следующим образом. На первом и третьем разрезах парк экскаваторов

представлен двумя ЭКГ-5, на втором – двумя Э-2505 и на каждом разрезе на горных работах дополнительно задействованы один-два гидравлических экскаватора типа «обратная лопата» с ковшом емкостью 2,0-2,5 м^3. Все экскаваторы работают в комплексе с автомобильным транспортом грузоподъемностью до 40 т. Экскавация горной массы на всех разрезах производится без применения буровзрывных работ.

Принимая во внимание годовой объем добычи угля не более 100 тыс. т и коэффициент вскрыши в диапазоне 2,0-4,0 м^3/т, определим годовой объем малого разреза по горной массе на уровне 270-470 тыс. м^3. В то же время суммарная производительность экскаваторного парка на каждом из разрезов составляет не менее 6,0 млн. м^3. Разница очевидна и наглядно отражает недоиспользование производственных мощностей, входящих в категорию «малые разрезы».

В условиях рыночной экономики, когда центр угледобычи постоянно смещается на восток России, компенсация выбывающих мощностей может осуществляться за счет наращивания объема добычи энергетического угля именно на малых разрезах Красноярского края. У каждого разреза существует сложившаяся инфраструктура в виде комплекса взаимоувязанных блоков. В производственный блок включаются вскрытое угольное месторождение (участок), утвержденные запасы угля, основные фонды производственного и вспомогательного назначения (их состояние). В логистический блок входят наличие и развитость автомобильных дорог, удаленность разреза от железной дороги, а также возможность прокладки железнодорожных путей на максимально близкое расстояние к разрезу для устройства перегрузочных складов. В социальный блок входит кадровый состав, а также наличие и уровень социально-экономического развития населенных пунктов в непосредственной близости от разреза. В информационно-маркетинговый блок входит поиск потребителей угля на долгосрочную перспективу.

Принимая во внимание вышесказанное, отметим, что с позиции максимально возможной реализации своего ресурсного потенциала находится разрез «Канский», который в середине 2000-х гг. выходил на объем добычи угля в диапазоне 5-6 млн. т в год. В эти годы на разрезе работало два ЭКГ-8и, шесть ЭКГ-5 и один гидравлический экскаватор с ковшом 2,5 м^3. Расстояние транспортировки угля из забоев до перегрузочного пункта автосамосвалами составляло 6,5 км. Железнодорожный тупик был проложен на расстоянии 12 км от промышленных площадок предприятий г. Канска с выходом на РЖД. В дальнейшем к концу 2010-х гг. его мощность снизилась до сегодняшнего уровня 100 тыс. т в год. В то же время на промышленной площадке разреза находятся в резерве три экскаватора ЭКГ-5. При необходимости мощность разреза можно увеличить в разы.

Ярким примером может служить выход разреза «Ирбейский» в конце 2000-х гг. на производственную мощность, значительно превышающую аналогичный показатель в начале 2000-х гг. К 2010 году на разрезе на вскрышных работах были установлены экскаваторы ЭКГ-5, ЭКГ-8и, работающие в комплексе с БелАЗами грузоподъемностью до 55 т. Для уменьшения расстояния транспортировки вскрышных пород на внутренние отвалы отсыпаются внутрикарьерные перемычки. Уголь транспортируют на расстояние 10,5 км к железнодорожному тупику длиной 3,0 км, проложенного от железнодорожной ветки «Абакан-Тайшет». В этой ситуации увеличению мощности разреза способствовал ряд факторов, в т. ч. географический: районный центр – село «Ирбейское», расположенный в 14 км от разреза; наличие железнодорожной ветки федерального значения, по которой уголь отправляют на тепловые станции Иркутской области (собственник разреза ООО «Востсибуголь»), а также возможность прокладки автомобильной трассы для вывозки угля из забоев до перегрузочного склада, расположенного вдоль железнодорожного тупика. Кроме этого, в горном отводе на балансе разреза находятся запасы, обеспечивающие мощности по добыче угля на уровне 2-2,5 млн. т в год на протяжении нескольких десятилетий.

Решение следующих организационно-экономических задач, включающих технологические аспекты, позволят собственникам малых угольных разрезов проводить политику управления ресурсным потенциалом предприятия в долгосрочном периоде. Во всех случаях добытый уголь будет транспортироваться до потребителя по железной дороге, поэтому должны детально прорабатываться логистические цепи поставок, которые не должны вносить в конечную цену угля запредельные затраты на транспорт. К задачам организационно-информационного характера отнесем поиск потребителей угля в долгосрочном периоде (8-10 лет). При положительном исходе в решении двух первых задач переходят к следующим. В горном деле необходима детализация запасов угля, а также обоснование путей развития горных работ: достигается ли выполнение объемов горных работ имеющимся парком оборудования, либо возникает необходимость в приобретении дополнительных единиц горнодобывающей техники и транспортных средств. Параллельно с этим решают кадровые вопросы, поскольку в любом случае потребуется дополнительная рабочая сила.

Вывод. Таким образом, решение обозначенных задач в управлении ресурсным потенциалом малых разрезов Красноярского края в условиях рыночной экономики позволит при необходимости без существенных капиталовложений увеличить в разы производительность по добыче угля, а также создать дополнительные рабочие места на местах, что является одним из важнейших аспектов проводимой государственной политики в области занятости населения на территории Сибири и Дальнего Востока.

Библиографический список

1. Зеньков И.В. и др. Угольные разрезы России из космоса. Горные работы и экология нарушенных земель // Красноярск, изд-во СФУ, 2017, 519 с.
2. https://www.google.com/earth. [Электронный ресурс]. (дата обращения 26.03.2018).

УДК 338.45:658.5:622.271

ОРГАНИЗАЦИЯ И ЭКОНОМИКА ГОРНОГО ПРОИЗВОДСТВА НА УГОЛЬНЫХ РАЗРЕЗАХ В СТРАНАХ ВОСТОЧНОЙ ЕВРОПЫ И В УГЛЕДОБЫВАЮЩИХ ШТАТАХ ВОСТОЧНОЙ АВСТРАЛИИ

д.т.н. Зеньков И.В.
Сибирский государственный университет науки и технологий им. акад. М.Ф. Решетнёва, г. Красноярск, Россия

Аннотация. В статье представлены основные принципы организации горного производства на угольных разрезах в странах Восточной Европы и в угледобывающих штатах Восточной Австралии. В Европе все угольные разрезы являются высокомеханизированными горнодобывающими предприятиями с высокой производительностью труда, чему в максимальной степени способствует принятая на всех разрезах поточная технология. Детализирована структура затрат на добычу угля на уровне 28-38 евро за одну тонну. В Австралии угольные разрезы являются высокомеханизированными предприятиями с высокой производительностью труда, чему способствует применение мощных экскаваторно-автомобильных комплексов на вскрышных и добычных работах. Детализирована структура затрат на добычу угля на уровне 40-42 долларов за одну тонну.

Ключевые слова: страны Восточной Европы, Восточная Австралия, открытая угледобыча, организация горного производства, структура затрат, поточная технология горных работ, производительность труда, механизация горных работ.

К настоящему времени объем добычи угля открытым способом в странах Европы, несмотря на поставки значительного количества природного газа с территории РФ, находится на уровне 550 млн. т в год. В десятку стран с наибольшим объемом добычи угля входят Германия, Польша, Греция, Чехия, Сербия, Болгария, Румыния, Босния и Герцеговина, Македония и Венгрия. На буроугольных месторождениях в этих странах построено 57 угольных разрезов с суммарной протяженностью добычного фронта на уровне 120 км. В основу организации горного производства на угольных разрезах Восточной Европы положено горно-геологическое строение угольных месторождений, физико-механические свойства разрабатываемых горных пород, а также природно-климатические характеристики территорий, на которых производится открытая угледобыча. Практически все месторождения имеют в своей толще 2-3 угольных пласта суммарной мощностью до 60 м, имеющих горизонтальное или слабонаклонное залегание. Угольные пласты сложного строения включают один, реже 2-3 углепородных пропластка, что неизбежно осложняет технологию и организацию горных работ и приводит к удорожанию добытого угля. Вскрышные породы на всех месторождениях представлены осадочными горными породами четвертичного возраста, не требующими буровзрывного рыхления.

Вскрытие угольных пластов произведено в местах их выхода под наносы, либо в местах с минимальной мощностью покрывающих пласт пород. Дальнейшая разработка производится с разноской одного рабочего борта (однобортовые системы разработки), на место отработанного пласта укладывают вскрышные породы, перемещая их либо над вскрытым углем, либо через фланги раз-

резов. На всех разрезах без исключения применяется поточная технология. Основные технологические цепи на вскрышных работах: роторный (цепной) экскаватор – конвейер – отвалообразователь; роторный (цепной) экскаватор – транспортно-отвальный мост (рис.1).

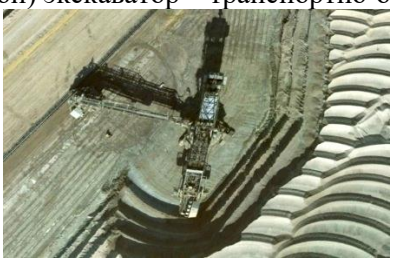
а  б

Рис. 1. Основная выемочная машина на угольных разрезах Европы: а - роторный экскаватор на вскрышных работах; б - роторный экскаватор на добыче угля

Основные технологические цепи на добычных работах: роторный (цепной) экскаватор – конвейер – стационарный угольный склад на тепловой станции (подача угля в котлы без складирования); роторный (цепной) экскаватор – конвейер – полустационарный склад с погрузкой в железнодорожные полувагоны.

Производство вскрышных и добычных работ круглосуточное с выводом горных машин на техническое обслуживание, годовой или капитальный ремонт. Каждый угольный разрез является высокомеханизированным предприятием с высокой производительностью труда. Укрупненная структура затрат на добычу угля выглядит следующим образом. Удельный вес энергии, топлива составляет 15-17 %, заработной платы рабочим и ИТР – 10-12 %, износ оборудования – 20 %, административно-управленческие расходы – 15 %, износ малоценных и быстроизнашивающихся предметов – 3,0 %, ремонт и содержание технологического оборудования 35 %. Удельный вес каждой составляющей затрат по территориям угледобычи может меняться в соответствии с социальной политикой горнодобывающей компании, а также в соответствии с энергетической политикой, прямо оказывающей влияние на цены на энергию и топливо.

По нашей оценке, в странах с высоким развитием экономики, таких как Германия, цена 1 т добытого угля с учетом минимальной прибыли находится в диапазоне 38-40 евро. В странах бывшего социалистического лагеря, имеющих собственное машиностроение, в Чехии, Польше, Венгрии цена на уголь составляет 32-35 евро за одну тонну. И в странах, имеющих преимущественно аграрную направленность экономики, таких как Румыния, Болгария, Греция, Сербия, Босния и Герцеговина, Македония цены на уголь являются минимальными на уровне 28-30 евро за одну тонну. В последних трех странах цена от указанной может отличаться в большую сторону ввиду того, что на добыче угля и выемке породных пропластков на разрезах задействованы карьерные канатные и гидравлические мехлопаты в комплексе с автотранспортом. Всего на 57 европейских угольных разрезах (вскрышные и добычные работы) одновременно установлено 362 экскаватора большой единичной мощности непрерывного действия (роторные и цепные экскаваторы).

Итак, результаты изучения территорий угледобывающих европейских стран свидетельствуют о том, что в ближайшие годы объем добычи угля будет оставаться на достигнутом уровне порядка 530-550 млн. т в год, и это несмотря на то, что общество находится в постоянных поисках широкого применения альтернативных источников энергии. Весь объем добычи угля сконцентрирован на крупных угольных разрезах с высокой степенью механизации труда и проявлением существенного эффекта от масштаба производства.

Значительные мировые запасы коксующихся и энергетических углей, доступные для разработки открытым способом, сосредоточены на территории Восточной Австралии. В последние годы в прибрежной полосе на востоке континента шириной до 180 км и протяженностью 1600 км в меридиональном направлении наблюдается интенсивное строительство угольных разрезов. Угольные месторождения Австралии обладают благоприятным горно-геологическим строением: угольные пласты по всей площади их распространения покрыты чехлом рыхлых четвертичных отложений мощностью до 20 м; мощность угольных пластов достигает 80 м и более (штат Виктория); в угленосной толще пласты расположены горизонтально или имеют небольшие углы залегания на уровне $2\text{-}4^0$; угленосная толща зачастую включает 2-4 рабочих пласта (штат Новый Южный Уэльс). Все это позволяет разрабатывать месторождения с разноской одного рабочего борта и размещать вскрышные породы в выработанном пространстве на месте отработанных угольных пластов. Геометрия выходов угольных пластов под наносы позволяет строить угольные разрезы с протяженностью добычного фронта до 50 км (центральная часть штата Квинсленд).

При вскрытии угольного пласта разрезной траншеей более 4 км фронт добычных работ обычно делят на добычные блоки длиной 1,8-2,2 км. При этом учитывают геологическое строение и качественные характеристики угольных пластов. В целом горно-геологическое строение угольных месторождений обусловливает применение транспортной технологии их разработки. Порядок производства горных работ следующий. Рыхлые четвертичные отложения отрабатывают одним уступом, а в отдельных случаях – двумя. Высота уступа принимается равной 20 м исходя из безопасных условий работы экскаватора. На разрезах Австралии с теплым климатом образование нависей и козырьков в экскаваторных забоях исключено. На отработке этого уступа на всех разрезах устанавливают карьерные экскаваторы с емкостью ковша до 40 м^3 в комплексе с карьерными автосамосвалами грузоподъемностью 240-360 т. Вскрышные породы транспортируют на место отработанного угольного пласта по фланговым траншеям внешнего заложения. С целью сокращения расстояния транспортировки до породных отвалов на всех разрезах устраивают внутрикарьерные перемычки трапециевидного сечения.

Надугольный уступ мощностью до 40 м отрабатывают драглайнами с емкостью ковша 80-100 м^3. Производительность драглайнов на угольных разрезах Австралии составляет 18-20 млн. м^3 в год. Весь объем вскрышных пород, за исключением четвертичных отложений подлежит рыхлению перед их экскавацией с организацией буровзрывных работ. Горно-геологические условия залегания угольных пластов позволяют организовывать массовые взрывы с объемом отбиваемой горной породы до 2,0 млн. м^3 за один взрыв. В итоге появляется возможность разработки месторождений панелями с размерами 160×800 м. Глобальный формат, прослеживаемый на каждом месторождении, высвечивает главную тенденцию на горных работах – применение мощных мобильных экскаваторно-автомобильных комплексов, в состав которых входят экскаваторы с емкостью ковша до 40 м^3 и автосамосвалы грузоподъемностью до 360 т (рис. 2). На рис. 2 в кольце находится гидравлический экскаватор типа «обратная лопата» Komatsu PC 5500 с емкостью ковша 31 м^3. В верхней части космоснимка находится бульдозер Komatsu D 475. Слева от экскаватора находятся в ожидании погрузки три автосамосвала Komatsu 930E грузоподъемностью 290 т.

Рис. 2. Экскаваторно-автомобильный комплекс на угольном разрезе Австралии (снимок из космоса)

На добычных работах комплектация горнотранспортного оборудования производится по аналогии со вскрышными работами. Уголь из экскаваторных забоев транспортируют в автосамосвалах до поверхностных складов. Режим работы угольных разрезов круглогодичный и круглосуточный для достижения максимального эффекта от масштаба производства. Укрупненная структура затрат на добычу угля (40-42 долл. за 1 т угля) выглядит следующим образом. Удельный вес электроэнергии, дизельного топлива составляет 14 %, заработной платы рабочим и ИТР – 12 %, стоимость буровзрывных работ – 10 %, износ оборудования – 17 %, административно-управленческие расходы – 21 %, износ малоценных и быстроизнашивающихся предметов – 2,0 %, ремонт и содержание технологического оборудования 24 %.

Вывод. Результаты изучения территории Восточных штатов Австралии свидетельствуют о том, что в ближайшие годы объем добычи угля на континенте будет оставаться на уровне порядка 500 млн. т в год. Значительная часть этого объема направляется через объекты морской логистики на экспорт в страны Юго-Восточной Азии (Индия, Корея и др.). Весь объем добычи угля сконцентрирован на крупных угольных разрезах с производством горных работ до глубины 60-120 м с высокой степенью механизации труда и проявлением существенного эффекта от масштаба производства.

Библиографический список

1. https://www.google.com/earth. [Электронный ресурс]. (дата обращения 26.03.2018).

ГОРНЫЕ МАШИНЫ И ТРАНСПОРТНЫЕ СИСТЕМЫ ДЛЯ ГОРНОДОБЫВАЮЩЕЙ ОТРАСЛИ

УДК 622.002.5

СОВРЕМЕННЫЕ ТЕНДЕНЦИИ РАЗВИТИЯ ОТЕЧЕСТВЕННОГО ГОРНОГО МАШИНОСТРОЕНИЯ

д.т.н. Земсков А.Н., Канцуров А.Н., Салов Д.А.
ГК «КАНЕКС», г. Москва, Россия

Аннотация. Прошло тринадцать лет с момента публикации статьи «Тенденции развития отечественного горного машиностроения» (Горная промышленность, №1(56), январь-февраль 2005 г.) [1]. Интересно проследить: а что же изменилось за эти годы?

Ключевые слова: горные машины, оборудование, комбайн, вагонетки, шахтный электровоз, машиностроение.

Наверное, первый и достаточно неутешительный итог деятельности российских предприятий горного машиностроения за последние пятнадцать лет: ожидаемого технологического прорыва не случилось. Причин несколько. Это и мировой экономический кризис; и усложнение международной политической обстановки; и сохранившаяся у многих крупных промышленников тенденции покупать заграничное. Последний из перечисленных факторов, порой кроме удивления, другого вызвать не может. Сплошь и рядом покупается и китайское оборудование невысокого качества и западноевропейское – по заоблачным ценам.

Несмотря на то, что зарубежная техника для горной промышленности значительно дороже российской (по данным ученых НТЦ-НИИОГР, г. Челябинск, в общем случае в 5-26 раз), в среднем она обеспечивает производительность в 1,5-2 раза выше российских аналогов.

Выпуск современных высокопроизводительных горных машин определяет весь технический прогресс в горной промышленности страны. Повышение их качества, надежности и долговечности являются залогом их конкурентоспособности на международном уровне. Неотъемлемой чертой их качества является эргономика производства.

Часто причиной невысокого уровня изделий является традиционная ориентация на черные металлы, когда использование неметаллических конструкционных материалов составляет всего 3-5% от общего объема, когда, например, в США доля неметаллических материалов в горном оборудовании составляет 15-20%. Между тем использование неметаллических материалов снижает вес оборудования, уменьшает энергозатраты на его производство и повышает срок службы на 25-30%.

В горном машиностроении СССР существовало распределение сфер производства той или иной горной техники. Украина всегда специализировалась на проектировании и производстве проходческо-добычных комбайнов (Ясиноватовский машзавод, Краматорский и Донецкий заводы горного машиностроения и т.д.). Азербайджан – на производстве оборудования для нефтяной отрасли. Белоруссия всегда считалась сборочным цехом всего СССР: это и Белазы, и Моазы, и трактора Беларусь, и многое другое.

После развала СССР Россия была вынуждена компенсировать «пробоины» строительством новых заводов или реконструкцией старых производств. В это время набрали обороты Александровский машиностроительный завод и НПО «Искра» (Пермский край), машиностроительные предприятия Свердловской и Челябинской областей, заводы Кузбасса.

Но наступила середина второго десятилетия XXI века и начались очень серьезные проблемы. Фактически закрыты производства на ОАО «Кунгурский машиностроительный завод» (нефтегазовое машиностроение), Александровский машзавод (горнотранспортное машиностроение) (Пермский край). Крупнейший машиностроительный концерн России «Тракторные заводы», в который входят такие известные предприятия как ОАО «Курганмашзавод», Алтайский моторный завод» и др. обременен долгами в 85 млрд рублей. По мнению главы «Ростеха» Сергея Чемезова концерн надо банкротить, ибо другого выхода нет.

Сложность нынешней ситуации в том, что разрабатываемые недра - наши, технологии, сервис, специалисты – в основном иностранные. В частности, данные по Кузнецкому угольному бассейну свидетельствует, что до 85% горной техники – западного и китайского производства, 65-70% затрат на добычу и обогащение угля приходится на горные машины, запасные части и сервис зарубежных производителей или, другими словами, фактически из каждых 3-х шахт или разрезов два – работают на чужие страны.

И совсем не случайно, что в структуре экспорта России в 2017 году машины, оборудование и транспортные средства дали всего 6,02% (в 2016 году – 6,39%) от общего объема экспорта России. В то же время эта позиция в структуре импорта занимает 45,62% (в 2016 году – 44,26%). Даже в 2004 году доля экспорта машиностроительной продукции составляла меньше - 7,34%. Основная доля поставок России в 2017 году пришлась на минеральные продукты (60,37%), металлы и изделия из них (10,43%).

Все бывшие республики СССР в той или иной степени зависимы от импортной техники. Так в Казахстане на долю машиностроительной продукции приходится 3,4% от общего объема экспорта и 40,6% - от импорта [2]. Доля казахстанского оборудования составляет около 13%, остальные 87% потребностей страны покрываются за счет зарубежных (в основном российских) поставок [3].

И какие бы аргументы не приводились по росту технологического потенциала, надо признать, что пока Россия – сырьевая страна. И не нужно, на наш взгляд, стыдиться этого: и Канада, и Чили, и ЮАР – страны с преобладанием сырьевого сектора над технологическим. По совокупному запасу полезных ископаемых, приходящихся на душу населения, Россия превосходит США в 2-3 раза, Германию – в 5-6 раз, Японию – в 18-20 раз. Горно-нефтяной комплекс дает 78% ВВП России!

Проблемой освоения месторождений полезных ископаемых в России является неплотная заселенность территории: плотность населения в России составляет 9 чел/км^2, в Европе – 165 чел/км^2. Более того, более 70% объемов горно-металлургического комплекса приходится на северные районы России, а перевозка полезных ископаемых составляет 80% всех российских грузоперевозок [4].

Одновременно происходит и усложнение условий отработки месторождений полезных ископаемых. Наблюдается явная тенденция к росту глубины залегания продуктивных пластов новых калийных месторождений и, следовательно, к усложнению горнотехнических условий отработки (рис. 1).

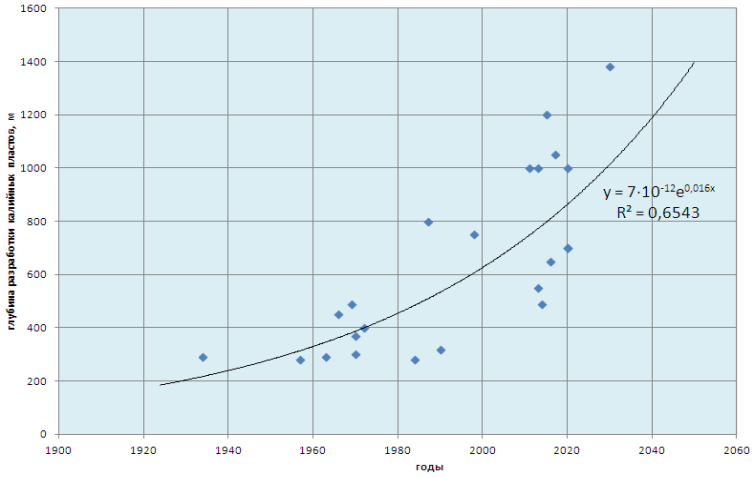


Рис. 1. Изменение глубины отработки калийных пластов по годам пуска рудников в эксплуатацию

При добыче, транспортировке и переработке исходного сырья на обогатительных фабриках и металлургических заводах теряется до 40% полезных компонентов. Вот почему отношение к каждой технологической операции, в частности, к оснащению их высокопроизводительным оборудованием, должно быть очень серьезным.

На основании экспертного опроса специалистов калийной отрасли (38 человек) была составлена матрица состояния различных направлений функционирования калийных предприятий (рис. 2) [5].

Экспертам предлагалось оценить состояние различных сторон деятельности предприятий в процентах от 0 до 100. За базу была взята максимальная оценка одного из направлений «перспектива спроса на конечную продукцию» - оцененную экспертами в 90%. Сектор «недоработок» до базы был выделен темным цветом. Как не удивительно, но самую низкую оценку получило «оборудование рудника» (50%).

Естественно, эта экспертная оценка не является абсолютно надежной, но все-таки наталкивает на определенные выводы.

Вместе с тем, в России есть и предприятия горномашиностроительного комплекса, которые в это время поднялись и развиваются. К ним можно отнести Скуратовский опытно-экспериментальный завод и группу предприятий КАНЕКС.

Рис. 2. Экспертная оценка состояния различных направлений функционирования калийных предприятий

Оригинальность конструкции горной техники всегда была ключевым фактором в продвижении продукции машиностроительных предприятий на рынках сбыта, её популярности среди горняков. Горняки с пиететом говорят о вибропитателе «Сибирячка», успешно работающей в завалах обрушенной породы, о технологии площадного торцевого выпуска с магазинированием руды и т.д. [6].

Следующим важным моментом в создании современного горного оборудования является комплексность его поставки, что предполагает увязку отдельных элементов (аппаратов) технологической цепочки. Комплексность поставки оборудования помимо его механической части предусматривает предоставление инжиниринговых услуг, последующую поставку запасных частей, модернизацию оборудования, согласование разрешительных документов на его эксплуатацию.

Примером такого подхода в выпуске стволопроходческого оборудования является Скуратовский опытно-экспериментальный завод.

Скуратовский опытно-механический завод (Тульская обл.) приступил к серийному изготовлению стволопроходческих комбайнов типа СПКВ (рис. 3) для строительства вертикальных шахтных стволов с монтажом комбинированной тюбинго-бетонной крепи и использованием механизированного разрушения и отгрузки породы.

Рис. 3. Комбайн СПКВ. Общий вид

Конструкция новых комбайнов типа СПКВ воплощает в себе опыт эксплуатации двух ранее произведенных стволопроходческих агрегатов АСП-8.0 и АСП-7.0, успешно примененных в 2011-2015 г.г. на строительстве стволов на калийном руднике ОАО «Еврохим» (Пермский край).

Краткая характеристика комбайнов СПКВ:

Диаметр возводимого ствола:	
по внутреннему диаметру, м	7,0 (8,0)
в черне забоя, м	9,5 (10,5)
Шаг перемещения комбайна по высоте, м	1,5
Темпы строительства ствола, м/мес	75-120
Исполнение электрооборудования	РВ
Масса комбайна, т	не более 300
Установленная мощность оборудования, кВт	не более 420

Следует отметить, что комбайн СПВК имеет ряд преимуществ перед германским аналогом фирмы «Herrenknecht». Во-первых, это взрывобезопасное исполнение, а не общепромышленное как у «Herrenknecht» (что «обеспечивает» целый ряд сложностей при пересечении газонасыщенных прослоев и пород). Во-вторых, у комбайна СПКВ более простая и эффективная система удаления отбитой породы из забоя. В-третьих, цена в четыре раза ниже. Поэтому российские стволопроходческие комплексы являются одними из лучших в мире и способны обеспечить шахтопроходческие организации качественным современным оборудованием.

Серьезные наработки в области создания современной техники в области рудничной электровозной откатки имеют предприятия группы компаний КАНЕКС, куда входят ОКБ «Микрон» (г. Красноярск) и Кыштымское производственное объединение (Челябинская обл.). Конструкторами ОКБ «Микрон» разработана оригинальная конструкция вагонеток, предусматривающая в габаритах типовых вагонеток обеспечить больший объем перевозимой руды [7]. Так для вагонетки ВГ-4,5 за счет изменения геометрии чаши увеличен объем с 4,5 до 5 м^3. Плюс – обеспечена большая прочность самого кузова, за счет усиления силовой рамы с утолщенными ребрами жесткости и увеличения опорной базы.

Эти вагонетки, как обычные, разгружаются типовыми опрокидывателями, но при этом объем перевозимой составом руды значительно возрастает. Кроме того, улучшена геометрия опоры колесной пары и модернизировано сцепное устройство.

Новые вагонетки ВГ-5М (модернизированный вариант вагонетки ВГ-4,5) широко используется на рудниках Заполярного филиала ПАО ГМК «Норильский никель».

Еще один пример в области модернизации вагонеток – изменение конструкции зарубежных вагонеток с донной разгрузкой в рамках российской программы импортозамещения для АО «Кольская ГМК». В процессе модернизации (при сохранении габаритных размеров вагонетки) была изменена конструкция колесной пары, усилены рама днища и передняя стенка кузова вагонетки. Всё это позволило получить вагонетки с новыми усовершенствованными технологическими характеристиками. Модернизации подвергся и сам электровоз, в котором предусмотрена блочная компоновка отдельных узлов, что обеспечивает более высокую ремонтопригодность. Так для ГМК «Норильский никель» модернизирован шахтный электровоз К-14 (рис. 4), в котором обеспечен ряд преимуществ над базовым вариантом:

- увеличение тягового и тормозного усилия на 20%;
- замена электрооборудования постоянного тока на переменный ток с частотным регулированием (реализовано на стандартных электродвигателях и ПЧ);
- модульная компановка силового оборудования с возможностью оперативной замены отдельных силовых электрических модулей;
- наличие двух раздельных каналов питания силового оборудования (возможно работа на одном двигателе);
- предусмотрено резервное питание (десять секунд тяги без контакта с сетью), которое реализовано на супер-конденсаторах;
- установлен бортовой компьютер с регистратором параметров работы электровоза;
- предусмотрено дистанционное управление и электронная система безопасности.

Рис. 4. Электровоз контактный ЭКРА-600

В начале нынешнего столетия в Россию хлынул поток техники иностранного производства. В этой связи в прессе периодически поднимаются вопросы о необходимости введения или наоборот - отмены специальных мер защиты отечественного машиностроения в его конкуренции с импортом. Одна точка зрения основывается на том, что «все разговоры о протекционизме в отношении машиностроения в России связаны со стремлением развивать отрасль в рамках импортзамещения или с

защитой погибающих отраслей. Но подобная тактика обернется и большими стратегическими потерями для России, и большими издержками на сохранение неэффективных производств». Другая точка зрения такова: «конкуренция полезна, однако в условиях существующих провалов внутреннего рынка она становится разрушительной для отечественных предприятий. Неразвитость инфраструктуры и высокие административные барьеры в действительности только усиливают позиции импортеров в ущерб внутреннему производителю».

Правда, в последние несколько лет ситуация несколько изменилась с введением западными странами дискриминационных мер, однако принципиального изменения в этом вопросе не произошло: нишу тут же заполнила китайская горная техника.

На наш взгляд, оздоровление российского машиностроения должно (или может) носить комплексный характер, сочетающий элементы двух вышеотмеченных позиций.

Во-первых, действие защитных мер может быть ограничено по времени, например, продолжительность среднего инвестиционного цикла (3-5 лет), достаточное для становления бизнеса у рыночно ориентированных предприятий.

Во-вторых, привлечение капитала зарубежных инвесторов или открытие совместных предприятий с крупными иностранными машиностроительными компаниями по выпуску новейшего горно-шахтного оборудования.

Для сведения. В Польше и Чехии иностранные инвестиции составляют $ 1,5-2 тыс. на жителя страны в год, а, например, у нас - всего $ 50-100, т.е. в 20-30 раз ниже.

На наш взгляд, более предпочтителен вариант сотрудничества в разработке новой горной техники со странами бывшего демократического лагеря, прежде всего, с Польшей, Чехией и Словакией, выпускающих горные машины в среднем в два раза дешевле западных аналогов и лишь ненамного уступающих им в надежности.

Логичным, на наш взгляд, вариантом является кооперация работ, например, с польской компанией ФАМУР, уже хорошо себя зарекомендовавшей на российском рынке горного оборудования (поставка бурового оборудования в ПАО «Уралкалий», агрегатов для крепления пород кровли для горных предприятий Кузбасса и т.д.).

Есть все предпосылки, например, к совместному выпуску современных комбайнов для соляной и калийной промышленности силами «ФАМУР» и «ГК КАНЕКС». Тем более, по этому вопросу уже есть серьезные проработки (силовое оборудование делает «ФАМУР», металлоемкие элементы и литье – делает «КАНЕКС»).

В-третьих, специализация российских машиностроительных предприятий в выпуске определенных видов техники с возможностью ее продажи на внешние рынки. К таким видам горной техники, на наш взгляд, можно отнести новые модификации грузовых подвесных канатных дорог (ГПКД) и др. Российскими организациями разработаны и внедрены футерованные колеса роликовых батарей, новые конструкции отклоняющихся башмаков, системы принудительного выравнивания скоростей вагонеток и выравнивание интервалов между вагонетками и т.д. [8]. В последние годы активно занимаются вопросами проектирования и выпуска оборудования для ГПКД предприятия Западно-Уральского машиностроительного концерна (г. Пермь) и группы компаний КАНЕКС.

В вопросах оздоровления российского горного машиностроения нельзя не отметить важную роль Минпромэнерго, других министерств и ведомств РФ, губернаторов и региональных руководителей.

Только комплексный подход к решению проблем горного машиностроения позволит поднять роль отечественных разработок в области горных технологий и значимость предприятий-производителей горной техники.

России, на наш взгляд, необходимо прорваться в эпоху «интеллектуальной экономики» и лишь тогда можно рассчитывать на серьезных инвесторов, приток капиталов и подъем отечественной наукоемкой промышленности.

Выводы. Догонять зарубежных производителей горной техники – вещь бесперспективная. Согласно теории технологических укладов, главный прорывной фактор пятого технологического уровня – микроэлектроника. Чтобы полноценно войти в эту отрасль и выпускать продукцию мирового уровня, нужно затратить десятки миллиардов долларов. А чтобы выйти на уровень более высокого шестого уклада (биотехнология и генная инженерия) нужно иметь соответствующий интеллект исполнителей и иметь гораздо меньше затрат. Поэтому при разработке новой горной техники необходимо концентрировать ресурсы только на прорывных направлениях, где издержки выхода на рынок меньше, чем в освоенных производствах, и там, где можно опередить конкурентов.

Библиографический список

1. Земсков А.Н. Тенденции развития отечественного горного машиностроения // Горная промышленность, №1(56), 2005. – С. 46-52.
2. Внешняя торговля Республики Казахстан за 2007-2011 г.г. Статистический сборник. Астана, 2012. – 230 с.
3. Чермошенцева Е.В. Машиностроение Казахстана: новые векторы развития // Вестник КазНУ, Алматы, 2014.
4. Земсков А.Н. Пути улучшения ситуации в горном машиностроении России // Горная промышленность, №3, 2005. – С. 59-52.
5. Земсков А.Н. Тенденции развития калийной промышленности на современном этапе // Труды Национального центра по комплексной переработке минерального сырья Республики Казахстан. – Алматы, 2013. – С. 209-222.
6. Клишин В.И., Филатов А.П. Подземная разработка алмазоносных месторождений Якутии // СО РАН, ИГД; АК «АЛРОСА». – Новосибирск: Изд-во СО РАН, 2008. – 337с.
7. Рудничный рельсовый транспорт: в фокусе – новые решения и надежность // Горная промышленность. - №1(137). - 2018. – С. 66-68.
8. Земсков А.Н., Кузнецов Б.А. Применение грузовых подвесных канатных дорог при транспортировке угля и руды // Наукоемкие технологии разработки и использования минеральных ресурсов. – 2016. - №2. – С. 554-557.

УДК 622.273

ОБОСНОВАНИЕ ПРОГРАММЫ И МЕТОДИКИ ЛАБОРАТОРНЫХ ИССЛЕДОВАНИЙ УПРАВЛЯЕМОГО ВЫПУСКА УГЛЯ ПОДКРОВЕЛЬНОЙ ТОЛЩИ

чл.-корр. РАН, д.т.н. Клишин В.И., Варфоломеев Е.Л., Борисов И.Л., Малахов Ю.В.
Федеральный исследовательский центр угля и углехимии СО РАН, г. Кемерово, Россия

Аннотация. Согласно техническому заданию и план-графику выполнения ПНИ по теме «Разработка технологии эффективного освоения угольных месторождений комплексом с роботизированным управляемым выпуском подкровельной толщи» разработана и обоснована программа и методика лабораторных исследований управляемого выпуска угля подкровельной толщи на макетных образцах секции крепи.

Ключевые слова: макетный образец секции крепи, лабораторная установка, питатель, уголь, порода, управляемый выпуск, исследования.

Создание механизированной крепи, обеспечивающей регулируемый выпуск подкровельной (межслоевой) толщи угля на забойный конвейер для разработки мощных пологих пластов угля, во многом зависит от правильно выбранных параметров механизированной крепи и её типа, местоположения выпускных окон, питателя, также способа выпуска угля.

Применение питателей на выпуске и погрузке подкровельной (межслоевой) толщи в механизированных крепях с выпуском самообрушающегося угля, является новым направлением в создании высокопроизводительных технологий в угольной отрасли [1]. Поэтому возникла необходимость провести исследования по определению закономерностей перемещения и геометрических параметров потока угля со стороны завалального пространства в зависимости от скорости и последовательности его выпуска в призабойную зону.

Основным методом изучения закономерностей выпуска используется метод, основанный на наблюдении и фиксации положения потока выпускной массы, имитирующей уголь с прослоями.

Для проведения исследовательских работ по изучению процессов управляемого выпуска (УВ) угля из подкровельной толщи на забойный конвейер очистного забоя в процессе разработки мощных угольных пластов создана лабораторная установка (рис. 1).

Лабораторная установка позволяет имитировать процесс отработки мощного угольного пласта с управляемым выпуском подкровельной толщи в призабойную зону очистного забоя. Установка выполнена в масштабе 1:25 по отношению к натурному образцу механизированной крепи.

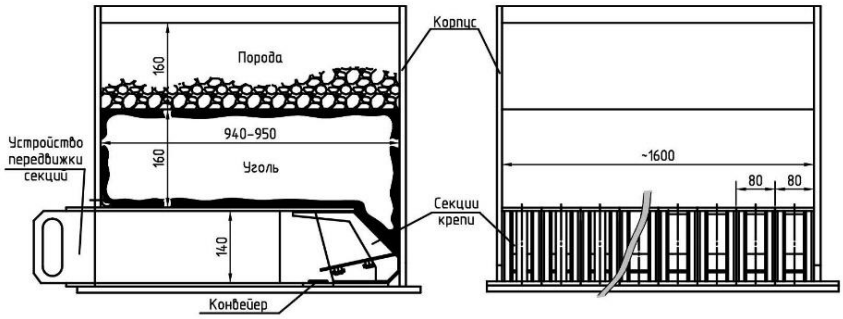


Рис. 1. Лабораторная установка

Корпус представляет собой коробчатую конструкцию, боковые стенки и дно которой выполнены из прозрачного оргстекла толщиной 10 мм. Прозрачные стенки короба дают возможность визуального наблюдения за поведением потока выпускной массы, имитирующей уголь и породу (рис. 2), а также за процессом работы и перемещения макетных образцов секции крепи (МС).

Рис. 2. Выпускная масса (уголь, прослой, порода)

МС в количестве 20 штук с устройством их передвижки устанавливаются в корпусе до соприкосновения ограждений с задней стенкой корпуса. Суммарная ширина макетов равна ширине короба по внутренним поверхностям прозрачных боковых стенок – 1600 мм.

Исследования проводятся для следующих горно-геологических условий: мощность пласта – 6,5 м; мощность пород активной кровли пласта - 4 м; мощность подсечного слоя – 3,5 м; мощность подкровельной пачки - 4 м.

Для проведения экспериментов по выпуску угля в различных режимах работы с измерением количественных показателей выпускаемой горной массы разработана Программа и методика экспериментальных исследований (ПМ).

Программа и методика экспериментальных исследований на макетных образцах секции крепи включает в себя следующие обязательные разделы: общие положения (наименование и состав объекта экспериментальных исследований, цель лабораторных экспериментальных исследований); общие требования к условиям, обеспечению и проведению эксперимента; требования безопасности; программу экспериментальных исследований; режимы эксперимента; методы эксперимента и отчетность.

Исследования начинаются с проверки функциональности МС.

Производится последовательная передвижка МС с крайнего левого. Шаг передвижки 32 мм, что соответствует величине 0,8 м передвижки натурального образца секции механизированной крепи. После 3...4 передвижек начинается процесс выпуска из завального пространства в призабойную зону. Затем осуществляется проверка процесса УВ путем возвратно-поступательного движения питателя, имеющихся в каждом МС, после чего происходит транспортировка выпускной массы конвейером.

Кинематическая и функциональная и схемы на лабораторную установку (рис. 3) разработаны в соответствии ГОСТ 2.701-84.

Наблюдение за процессом перемещения внутри МС и поведением угольного потока в завальной части, производится через прозрачную боковую стенку короба. Производится фото и видео фиксация.

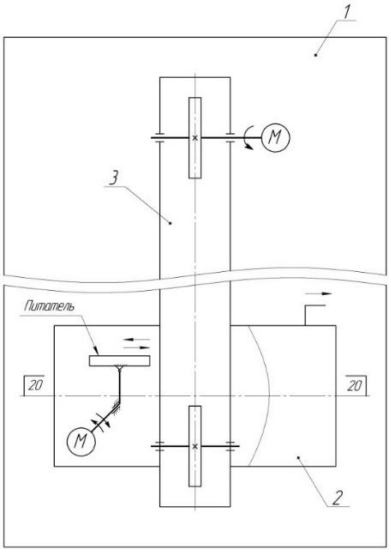
После проверки функциональности МС проводятся эксперименты по исследованию движения подкровельной толщи в различных режимах работы УВ: индивидуальном, групповом, волновом, площадном.

Индивидуальный режим.

Процесс УВ осуществляется поочередно на каждом МС.

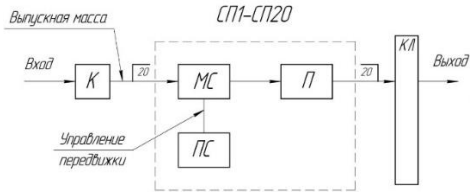
Работает питатель на первом МС до приближения линии границы порода-уголь (Граница) к выпускному окну, после этого питатель останавливается и начинается выпуск на втором МС и так далее до двадцатого МС.

а



1 – корпус установки;
2 – секция с устройством передвижки;
3 – конвейер ленточный

б



К – корпус установки;
МС – макетный образец секции крепи;
ПС – привод секции (устройство передвижки);
П – питатель;
СП – секция с приводом;
КЛ - конвейер ленточный

Рис. 3. Схема лабораторной установки: а – кинематическая; б - функциональная

Групповой режим.

Процесс УВ осуществляется одновременно на группе МС (3-5 штук МС).

Количество одновременно работающих МС по УВ, зависит от производительности конвейера, если ее достаточно для работы 3-5 МС, то остановка питателей группы осуществляется одновременно после приближения Границы к выпускному окну, затем начинает работу вторая группа и так далее.

Волновой режим.

Процесс УВ осуществляется последовательно на каждом МС.

Включение одновременно работающих питателей начинается с первого МС, затем второго МС и так далее до двадцатого МС. Количество одновременно работающих питателей МС определяется с учетом возможности конвейера по производительности, если ее достаточно, то до приближения Границы к выпускному окну.

Площадной режим.

Процесс УВ осуществляется одновременно всеми МС (до 20 шт).

Способность осуществить площадной УВ будет зависеть от производительности конвейера, если ее будет достаточно, то выпуск происходит до приближения Границы к выпускному окну. Результаты исследований при волновом режиме, позволят определить количество МС участвующих в площадном УВ.

При необходимости для каждого эксперимента осуществляется 3-4 передвижки и процесс по УВ повторяется.

В ходе исследований должны быть:

- установлены закономерности перемещения потока угля из подкровельной толщи со стороны завала в призабойную зону очистного забоя в зависимости от ширины потока угля;
- определены влияния ширины потока, выпускаемого угля на его разубоживание;
- измерены количественные показатели выпускаемой горной массы в различных режимах нагружения;
- измерены деформации питателя.

По результатам исследований должны быть:

- определены значения и зоны наибольших нагрузок на плоскости питателя для расчета значений и направления сил, действующих на эквивалент горной массы при прямом и обратном движении питателя в процессе выпуска;
- проведен анализ достоинств и недостатков секции механизированной крепи с выпуском;

- разработаны способы подготовки к выпуску угля подкровельной толщи на забойный конвейер через устройства выпуска секции крепи;

- разработаны конструкции устройств, обеспечивающих управляемый выпуск угля подкровельной толщи на забойный конвейер (выпускное окно, желоб, вибропитатель и узел его сопряжения с конвейером);

- должны быть установлены размеры секции крепи для разработки Проекта технического задания на ОКР по теме «Разработка секции механизированной крепи с устройством роботизированного выпуска угля подкровельной толщи в составе очистного комплекса».

Статья подготовлена при финансовой поддержке Министерства образования и науки Российской Федерации в рамках Федеральной целевой программы «Исследования и разработки по приоритетным направлениям развития научно-технологического комплекса России на 2014–2020 годы» по теме «Разработка технологии эффективного освоения угольных месторождений роботизированным комплексом с управляемым выпуском подкровельной толщи» (Соглашение № 14.604.21.0173)

Библиографический список

1. Клишин В.И., Фокин Ю.С., Кокоулин Д.И., Кубанычбек уулу Б. Разработка мощных пластов механизированными крепями с регулируемым выпуском угля. – Новосибирск: Наука, 2007. – 135 с.

2. ГОСТ 2.701-84 Единая система конструкторской документации (ЕСКД). Схемы. Виды и типы. Общие требования к выполнению.

УДК 622.273

РАЗРАБОТКА МАКЕТНОГО ОБРАЗЦА МЕХАНИЗИРОВАННОЙ КРЕПИ И ЛАБОРАТОРНОЙ УСТАНОВКИ ДЛЯ МОДЕЛИРОВАНИЯ УПРАВЛЯЕМОГО ВЫПУСКА УГЛЯ

[1]чл.-корр. РАН, д.т.н. Клишин В.И., [1]Варфоломеев Е.Л., [1]Борисов И.Л., [2]к.т.н. Кокоулин Д.И., [1]Худынцев Е.А.

1 - Федеральный исследовательский центр угля и углехимии СО РАН, г. Кемерово, Россия

2 - Институт горного дела им. Н.А. Чинакала СО РАН, г. Новосибирск, Россия

Аннотация. Статья посвящена процессу создания макетных образцов секций механизированной крепи и лабораторной установки. Данная установка необходима для проведения исследовательских работ по изучению процессов управляемого выпуска угля из подкровельной толщи на забойный конвейер очистного забоя в процессе разработки мощных угольных пластов.

Ключевые слова: мощный угольный пласт, макетный образец секции крепи, лабораторная установка, питатель, забойный конвейер, управляемый выпуск.

В рамках Федеральной целевой программы «Исследования и разработки по приоритетным направлениям развития научно-технологического комплекса России на 2014-2020 годы» при выполнении прикладных научных исследований по теме: «Разработка технологии эффективного освоения угольных месторождений роботизированным комплексом с управляемым выпуском подкровельной толщи» должна быть разработана лабораторная установка, которая будет обеспечивать возможность проведения экспериментов по выпуску угля в различных режимах работы: индивидуальном, групповом, волновом, площадном.

Наиболее предпочтительной разработкой мощных (6 и более м) пластов являются технологии их выемки на всю мощность с управляемым выпуском угля из подкровельной толщи на забойный конвейер [1].

Преимущества технологии с выпуском угля перед традиционными слоевыми системы разработки заключаются в значительном сокращении объемов подготовительных работ, капитальных и эксплуатационных затрат, энергоемкости системы, снижении опасности самовозгорания угля.

Наряду с отмеченными преимуществами технологии с выпуском угля, известны и трудности ее реализации. В первую очередь это относится к требованиям полноты выпуска угля. Потери угля

в обрушенном пространстве приводят к его самовозгоранию. Кроме того, при выпуске угля происходит перемешивание его с разрушенными породами кровли и повышается зольность угольной массы как конечного продукта. Все это требует изучения процесса выпуска угля в секции механизированной крепи и разработки принципиально новой конструкции всего добычного комплекса [2].

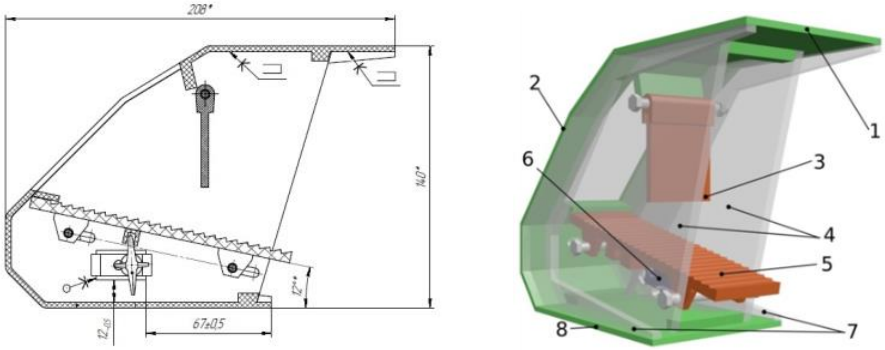
Проведенными ранее исследованиями [3-5] оценивалось влияние конструктивных параметров питателя крепи с принудительным выпуском самообрушающегося угля на характер изменения параметров фигуры выпуска. При этом определялось производительность выпуска в зависимости от параметров устройства регулируемого выпуска и кусковатости угля. Исследования проводились на плоском стенде, рассчитанном только для одной секции в масштабе 1:25, вследствие чего между ограждением секции и стенками стенда скапливался невыпущенный уголь. Однако, при одновременном принудительном выпуске подкровельной толщи угля по длине забоя, из группы секций механизированных крепей, представляется возможным увеличить длину забоя, на которое идет медленное площадное опускание угля и посадка кровли, тем самым обеспечивается минимальные потери и разубоживание угля.

В ходе вышеприведенных исследований установлено:

- управляемый выпуск угля по всей длине лавы на забойный конвейер обеспечивается установкой регулируемых по производительности питателей на каждой секции крепи;
- перемещения питателя в сторону выработанного пространства и установка его под углом 10÷20º к горизонту в сторону разгрузки при его ходе равном 1/4÷1/10 ширины ленты очистного забоя приводит к росту величины зоны потока и производительности выпуска;
- увеличение длины хода питателя ведет к уменьшению количества его ходов и повышению производительности выпуска самообрушающегося угля;
- ширина зоны потока не зависит от угла наклона ограждения крепи;
- при использовании питателя, снабжённого рифлениями, уменьшается застойная зона - чем больше рифлений, тем меньше вероятность образования застойной зоны.

Целью данной работы является создание макетов секции механизированной крепи и лабораторной установки, которая позволит наблюдать процесс перемещения выпускаемой подкровельной толщи в призабойную зону.

Для создания макетов секции механизированной крепи и лабораторной установки разработана эскизная конструкторская документация, в соответствии с которой построена трехмерная модель макета секции и лабораторной установки (рис. 1, 2).



1 – перекрытие; 2 - завальное ограждение; 3 – заслон; 4 - внутренние боковин (ограждающие стенки); 5 - автоматизированное устройство выпуска (питатель); 6 -сервомотор питателя; 7 - внешние боковины; 8 - основания

Рис. 1. Макетный образец секции крепи (эскиз и модель)

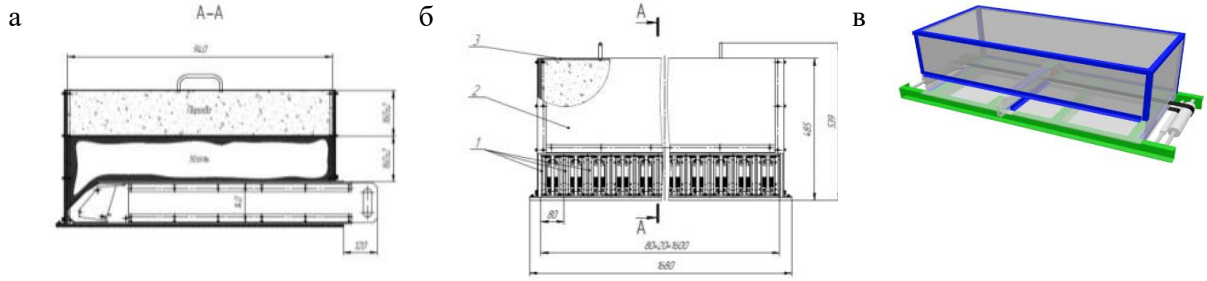


Рис. 2. Лабораторная установка (эскиз и модель):
а- макетные образцы секции крепи; б-корпус; в-пригрузочное устройство

Макет секции выполнен в масштабе 1:25 и имитирует конструкцию натурального образца секции механизированной крепи, служащей для работы в подсечном слое при разработке мощных угольных пластов (рис. 3).

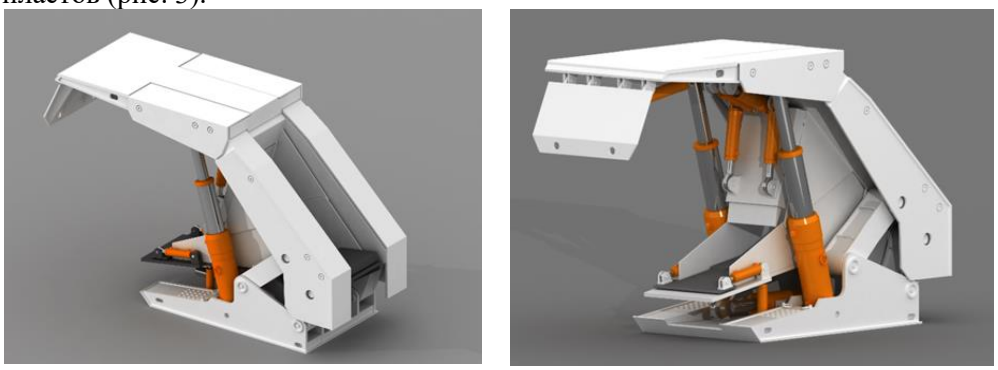


Рис. 3. Общий вид секции механизированной крепи с регулируемым выпуском угля подкровельной толщи на забойный конвейер

Изготовлены макетные образцы секции крепи с использованием технологии 3D печати и лазерной резки оргстекла. Комплект макетных образцов секции крепи в количестве 20 штук представлен на рис. 4.

Рис. 4. Комплект макетных образцов секции крепи для лабораторной установки

Внешний контур макета полностью соответствует контуру натурной секции и выполнен из ABS-пластика (ударопрочной технической термопластической смолы) прикрепленный дихлорэтаном к внешним и внутренним боковинам. Боковины, как внешняя, так и внутренняя выполнены из оргстекла толщиной 5 мм, что обеспечивает возможность визуального наблюдения за процессом перемещения потока угля при выпуске его из подкровельной толщи.

Макет секции механизированной крепи выполнен по высоте, имитирующей мощность подсечного слоя 140 мм и по ширине 80 мм, что соответствует высоте и ширине натуральной секции соответственно 3,5 и 2,0 метров

В оградительной части макета имеется выпускное окно, через которое уголь из подкровельной толщи должен поступать в подкрепное пространство. Размеры окна 80 мм на 40 мм, что соответствует размерам 2,0 м на 1,0 м натуральной секции механизированной крепи.

Макет секции снабжен специальным питателем, установленным между боковыми ограждающими стенками и имеющим возможность возвратно-поступательного движения за счет работы сервомотора. Ширина питателя равна ширине выпускного окна макета. Угол установки питателя по отношению к почве пласта равен 12º. Величина хода ползуна питателя 12 мм, что соответствует величине хода натурного образца 300 мм. Внешняя поверхность питателя имеет поперечную насечку. Шаг между вершинами насечки 6 мм, высота гребешка насечки 2 мм.

Перемещение секции осуществляется при помощи устройства передвижки, представляющего собой конструкцию в виде двутавра из оргстекла 5 – 10 мм (рис. 5).

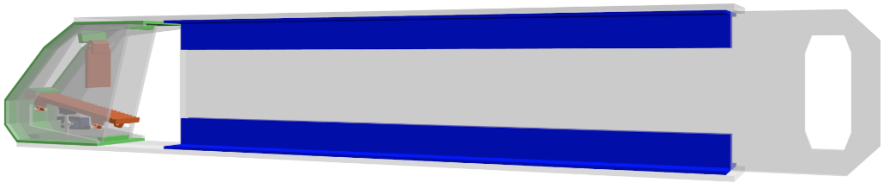


Рис. 5. Устройство передвижки макетного образца секции крепи

Расстояние между верхней и нижней полками двутавра равно высоте макета секции, при этом верхняя полка крепится к верхняку модели секции, а нижняя к основанию модели. В вертикальной стенке двутавра имеется специальная прорезь для руки управляющего процессом передвижки секции. Ширина полок равна ширине макета секции механизированной крепи и таким образом, при установке макетов секций в один ряд, имитируется кровля подсеченного слоя.

Основные части лабораторной установки:

- макеты секций с устройством передвижки;
- выпускная масса, имитирующая уголь и породу;
- устройство удаление угля из забоя (конвейер);
- корпус;
- основание;
- система управления выпуском.

Макеты секции крепи с устройствами передвижки в количестве 20 штук устанавливаются в корпусе до соприкосновения их ограждений с задней стенкой корпуса. Суммарная ширина макетов секций равна ширине короба по внутренним поверхностям прозрачных боковых стенок (1600 мм).

В качестве выпускной массы, имитирующей уголь, используется щебень, окрашенный в черный цвет, фракция 5÷15 мм, породу – мраморная крошка серо-розового цвета, фракция 13÷25 мм. Для визуализации потока выпускной массы, «уголь» будет разделён слоем (слоями) белого щебня, фракция 5÷10 мм (рис. 6).

Рис. 6. Выпускная масса

Устройством для удаления выпущенного угля из забойной зоны служит конвейерная лента шириной 65 мм и толщиной 4 мм, монтируемая перед основанием макетов секций. Приводом ленты служит мотор-редуктор, установленный под основанием лабораторной установки. Регулировка производительности ленты осуществляется преобразователем частоты. Натяжение конвейерной ленты осуществляется натяжным устройством, смонтированным с противоположной стороны короба, включающего в себя натяжной барабан и натяжные винты.

Корпус представляет собой коробчатую конструкцию, боковые стенки и дно которой выполнены из прозрачного оргстекла толщиной 10 мм. Прозрачные стенки короба дают возможность визуального наблюдения за поведением потока выпускной массы, имитирующей уголь и породу, а также за процессом работы и перемещения макетных образцов секции крепи.

Основание лабораторной установки представляет собой раму, собранную из металлического швеллера

Система управления выпуском представляет собой аппаратно-программные средства, позволяющее осуществлять изменение параметров питателя (чистота, амплитуда) и режимов работы (индивидуальный, групповой).

Лабораторная установка (рис. 7) оснащена регистрирующей аппаратурой, обеспечивающей фото и видео фиксацию процесса управляемого выпуска.

Вывод. Разработанная лабораторная установка позволит проводить эксперименты по выпуску угля на макетных образцах секций механизированной крепи в различных режимах работы: индивидуальном, групповом, волновом, площадном.

Рис. 7. Лабораторная установка

Статья подготовлена при финансовой поддержке Министерства образования и науки Российской Федерации в рамках Федеральной целевой программы «Исследования и разработки по приоритетным направлениям развития научно-технологического комплекса России на 2014–2020 годы» по теме «Разработка технологии эффективного освоения угольных месторождений роботизированным комплексом с управляемым выпуском подкровельной толщи» (Соглашение № 14.604.21.0173)

Библиографический список

1. Клишин В.И., Анферов Б.А., Кузнецова Л.В. Направления совершенствования разработки мощных пластов с выпуском угля подкровельной толщи // Инновации в топливно-энергетическом комплексе и машиностроении (тэк-2017). – 2017. – С. 57-63.

2. Клишин В.И., Клишин С.В. Исследование процессов выпуска угля при отработке мощных пологих и крутых угольных пластов // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. – 2010. – № 2. – С. 68-80.

3. Клишин В.И., Фокин Ю.С., Кокоулин Д.И., Кубанычбек уулу Б. Разработка мощных пластов механизированными крепями с регулируемым выпуском угля. – Новосибирск: Наука, 2007. – 135 с.

4. Клишин В.И., Шундулиди И.А., Ермаков А.Ю., Соловьев А.С. Технология разработки запасов мощных пологих пластов с выпуском угля. – Новосибирск: Наука, 2013. – 248 с.

5. Клишин С. В., Клишин В. И., Опрук Г. Ю. Моделирование процесса выпуска угля при механизированной отработке мощных крутопадающих угольных пластов //Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. – 2013. – №. 6. – С. 105-116.

УДК 622.233

СОЗДАНИЕ АНКЕРОУСТАНОВЩИКОВ ДЛЯ КРЕПКИХ ПОРОД

[1]чл.-корр., д.т.н. Клишин В.И., [2]к.т.н. Ланцевич М.А., [2]к.т.н. Кокоулин Д.И.
1 – Федеральный исследовательский центр угля и углехимии СО РАН, г. Кемерово, Россия
2 - Институт горного дела им. Н.А. Чинакала СО РАН, г. Новосибирск, Россия

Аннотация: Представлены пневматические анкероустановщики, созданные в ИГД СО РАН – САП и САП-2, способные бурить шпуры в крепких горных породах. Описан пневматический вращатель анкероустановщика САП-2 с возвратно-вращательным движением роторов. Приведены сравнительные характеристики анкероустановщиков САП и САП-2, и их анализ, показывающий, что в станке САП-2 реализуется ударный вращательно-осевой способ бурения, в котором сочетаются высокочастотные осевые ударные и высокочастотные вращающие ударные воздействия на буровой инструмент – это обеспечивает эффективное бурение шпуров в горных породах крепостью до 160 МПа.

Ключевые слова: анкероустановщик, вращатель, ударное вращательно-осевое бурение.

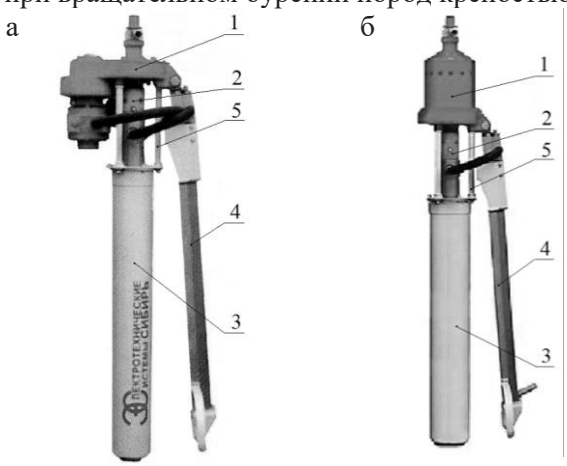
На себестоимость добычи угля подземным способом существенное влияние оказывают работы, выполняемые при бурении шпуров под анкерную крепь и ее установку. Для проведения этих

работ в угольной промышленности России широко применяются пневматические машины низкого давления (анкероустановщики), обеспечивающие вращательный способ бурения с трехступенчатым (или двухступенчатым) телескопическим механизмом подачи на забой (податчиком). Наиболее известные и эксплуатируемые в угольных шахтах отечественные, и импортные анкероустановщики обладают следующими недостатками:

- в них реализован вращательный способ бурения, что ограничивает их область применения при бурении горных пород крепостью при сжатии до 60 МПа, максимум до 80 МПа;
- пневматические вращатели воздействуют на инструмент статическим моментом, что часто приводит во время бурения шпуров к остановке станка при увеличении момента сопротивления, связанного с закусыванием буровой штанги или инструмента.

На рис. 1*а* показан станок анкерный породный (САП), созданный в ИГД СО РАН [1, 2]. Он прошел стендовые и промышленные испытания и был рекомендован межведомственной комиссией к производству. Его отличительной особенностью является сочетание двух пневматических устройств – вращателя и ударника, которые могут включаться в работу независимо друг от друга или работать совместно. В этом станке при необходимости можно реализовать различные способы бурения, а именно: вращательное, ударное и вращательно-ударное. Это позволяет использовать САП при бурении горных пород различной крепости вплоть до 160 МПа и выше. При проходке анкерных шпуров в массиве угля или породы крепостью до 60 МПа бурение может производиться без применения пневмоударника. В этом случае пневмоударник может быть легко демонтирован, что уменьшает массу станка и делает его более удобным при эксплуатации.

Испытания САП показали, что скорости бурения вращательно-ударным способом в 2 – 3 раза превышают скорости при вращательном бурении пород крепостью 80 – 160 МПа [1].



1 – вращатель;2 – пневмоударник; 3 – податчик; 4 – кронштейн; 5 – шпильки

Рис. 1. Анкероустановщики, созданные в ИГД СО РАН: *а* – опытный образец бурового станка САП; *б* – макет бурового станка САП-2

Следует также отметить, что при бурении вращательно-ударным способом пород крепостью 80 МПа и более износ бурового инструмента значительно уменьшается по сравнению с вращательным бурением. Расход резцов при этом сокращается в 3 – 4 раза [1].

В ИГД СО РАН в 2013 году разработан принципиально новый анкероустановщик САП-2, макет которого представлен на рис. 1*б*, сочетающий аналогично САП два пневматических устройства – вращатель и ударник. Новизна станка заключается в том, что в нем в качестве вращателя используется пневматический импульсный двигатель с возвратно-вращательным движением роторов [3, 4], в котором реализуются высокочастотные ударные вращающие моменты. На рисунке 2 показана схема пневматического вращателя САП-2.

На схеме пневматического вращателя САП-2 изображены следующие элементы: корпус 1; ротор-шпиндель 2 с лопастями 3 и кулачками 4; ротор-ударник 5 с лопастями 6 и кулачками 7; распределитель 8, взаимодействующий с ротором-ударником. В роторе-шпинделе и распределителе имеются воздухоподводящие каналы 9, 10, 11 и 12 (рис. 2*а, б*), предусмотрены также выхлопные каналы (на рисунке 2 не обозначены) и выхлопные отверстия 13, 14 (рис. 2*а, в*). Лопасти роторов образуют пары рабочих камер 15 и 16 (рис. 2б). В роторе-шпинделе установлен вал 17 со шлицами для передачи ударных вращающих моментов и осевых импульсов на буровую штангу и инструмент. Ротор-шпиндель посредством муфты свободного хода 18 (рис. 2*а*) взаимодействует с корпусом.

Анкероустановщик САП-2 работает следующим образом. Станок устанавливается в горной выработке, инструмент через буровую штангу прижимается к забою податчиком, затем подается сжатый воздух в пневмоударник и пневматический вращатель. Пневмоударник через вал 17 (рис. 2) и буровую штангу создает на инструменте осевые динамические воздействия.

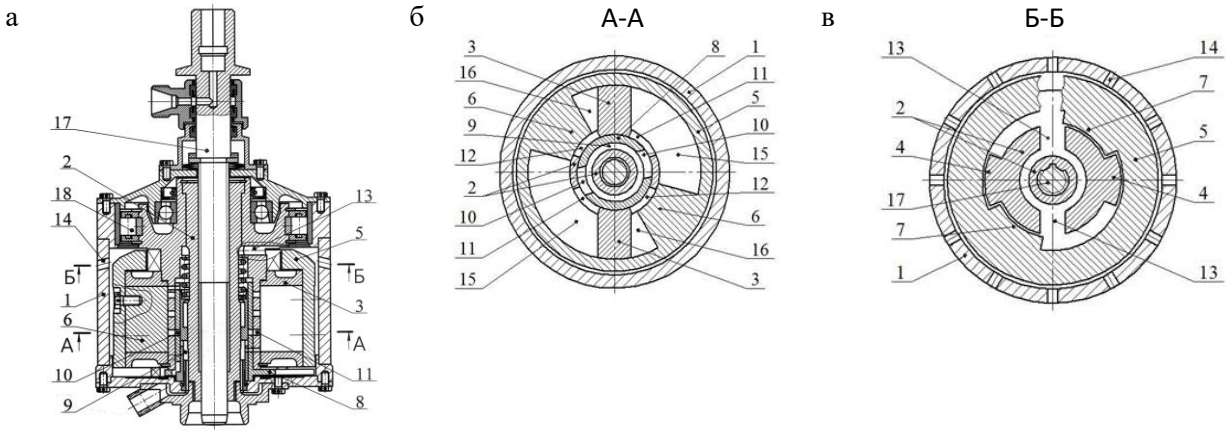


Рис. 2. Схема пневматического вращателя САП-2: *а* – осевое сечение; *б* – сечение по воздухоподводящим каналам; *в* – сечение по кулачкам ротора-ударника и ротора-шпинделя

Работу вращателя рассмотрим подробнее. Сжатый воздух через воздухоподводящие каналы 9, 10 и 11 или 12 (рис. 2*а, б*) попеременно поступает в пары рабочих камер 15 или 16, а смежные пары рабочих камер 16 или 15 попеременно сообщаются с атмосферой через выхлопные каналы и выхлопные отверстия 13, 14 (рис. 2*а, в*). Сжатый воздух, воздействуя на лопасти 6 (рис. 2*а*) ротора-ударника 5, заставляет его совершать возвратно-вращательные движения относительно ротора-шпинделя 2, который кинематически связан с корпусом 1 посредством муфты свободного хода 18 (рис. 2*а*). Переключение сжатого воздуха из одной пары рабочих камер 15 в другую пару рабочих камер 16 осуществляется распределителем 8.

В конце рабочего движения (по часовой стрелке) ротора-ударника 5 (рис. 2*б, в*) обеспечивается соударение его кулачков 7 с кулачками 4 ротора-шпинделя 2, ударный вращающий момент через вал 17 и буровую штангу передается на инструмент, который интенсивно разрушает крепкую породу. В конце холостого движения (против часовой стрелки) ротора-ударника соударение кулачков исключено. Ротор-ударник останавливается только от действия сжатого воздуха и этот мягкий импульс (реактивный момент) через муфту свободного хода воспринимается корпусом 1. За счет относительно большого момента инерции корпуса, а также массы и значительной длины кронштейна с рукоятками управления, вибрационное воздействие на руки горнорабочего практически не передается.

Особенность пневматического вращателя с возвратно-вращательным движением роторов заключается в том, что он саморегулируемый. Если момент сопротивления на инструменте и буровой штанге не большой, то они вращаются с максимальной скоростью под воздействием безударных импульсных моментов, полученных периодическим давлением сжатого воздуха на лопасти 3 ротора-шпинделя 2 со стороны рабочих камер 16, а соударения кулачков 7 ротора-ударника 5 с кулачками 4 ротора-шпинделя отсутствуют. Если же момент сопротивления большой вплоть до закусывания инструмента и буровой штанги, то в пневматическом вращателе реализуется ударный режим работы, при котором они выводятся из состояния закусывания и продолжается бурение шпуров на требуемую глубину.

В табл. 1 приведены сравнительные характеристики анкероустановщиков САП, разработанных в ИГД СО РАН, анализ которых показывает, что станок САП-2 по сравнению с САП имеет ряд преимуществ:

- кроме осевых ударных воздействий на инструменте реализуется высокочастотные ударные вращающие моменты, способствующие более интенсивному разрушению крепких горных пород при бурении шпуров;
- вращатель саморегулируемый, обеспечивающий при не больших нагрузках безударный, щадящий режим работы и возрастание (динамического) вращающего момента на инструменте при увеличении момента сопротивления;
- способность динамической работы вращателя при полной остановке буровой штанги, вплоть до вывода ее из этого состояния;

- меньший расход воздуха;
- отсутствие дополнительного элемента в приводе – редуктора;
- меньшая масса.

Таблица 1

Характеристики анкероустановщиков САП

Модель	САП	САП-2
Параметр		
Способ бурения	вращательно-ударный	ударный вращательно-осевой
Крепость породы, МПа	до 160	до 160
Диаметр скважины, мм	28 – 30	30 – 32
Глубина бурения, м	до 4.0	1,5 – 3,0
Усилие подачи, кН	5,7	5,7
Привод вращателя:		
Двигатель пневматический	ротационный	с возвратно-вращательным движением роторов
Частота вращения ротора, мин$^{-1}$	2500	0 – 210
Давление воздуха, МПа	0,4 – 0,63	0,4 – 0,63
Расход воздуха, м^3/мин	3,0 – 4,0	1,5 – 3,0
Вращающий момент на роторе, Нм	13,6	100 – 300
Частота вращающих ударов, Гц	-	16 – 24
Мощность двигателя, кВт	3,6	-
Масса двигателя, кг	11	18 (вращатель)
Редуктор	планетарно-цилиндрический	отсутствует
Передаточное число	10	-
Масса редуктора, кг	11,8	-
Скорость вращения штанги, мин$^{-1}$	0 – 250	0 – 210
Вращающий момент на штанге, Нм	136	100 – 300
Пневмоударник:		
Энергия удара, Дж	35	35
Частота осевых ударов, Гц	30	30
Расход воздуха, м^3/мин	1,58	1,58
Масса пневмоударника, кг	6,9	6,9
Масса станка без буровых штанг, кг	60	Не более 50

Выводы. Представлены пневматические анкероустановщики, созданные в ИГД СО РАН, оснащенные осевым пневмоударником САП и САП-2.

Описан пневматический вращатель анкероустановщика САП-2 с возвратно-вращательным движением роторов.

Приведены сравнительные характеристики анкероустановщиков САП и САП-2, и их анализ показывает, что в станке САП реализуется вращательно-ударное бурение, а в станке САП-2 ударный вращательно-осевой способ бурения, который сочетает в себе наличие высокочастотных осевых ударных и высокочастотных вращающих ударных воздействий на буровой инструмент – это обеспечивает эффективное бурение шпуров в горных породах крепостью до 160 МПа.

Библиографический список

1. Клишин В.И, Кокоулин Д.И., Фокин Ю.С. Развитие бурового оборудования для угольных шахт // Уголь. – М., 2007. – Вып. №4 – С. 25 – 27.

2. Клишин В.И, Кокоулин Д.И., Кубанычбек Б., Гуртенко А.П. Создание буровых станков для угольных шахт // Рудник будущего. – Пермь, 2010. – Вып. №4. – С. 32 – 38.

3. Патент на изобретение RU № 2599153. МПК E 21 B 6/06 (2006.01). Пневматический вращатель / Ланцевич М.А., Левенсон С.Я., Репин А.А., Кокоулин Д.И. –№ 2015128030/03; заявл. 10.07.2015; опубл. 10.10.2016 Бюл. № 28 – 20 с.: ил.

4. Тишков А.Я., Лабузов Н.Н., Гендлина Л.И., Ланцевич М.А., Левенсон С.Я., Еременко Ю.И. Пневматические двигатели и вибровозбудители с возвратно-вращательным движением роторов. – Новосибирск: Наука, 2004. – 120 с.

УДК 622.834.3:622.273.217

СПЕКТРАЛЬНО-АКУСТИЧЕСКИЙ И СЕЙСМОЛОГИЧЕСКИЙ МОНИТОРИНГ СОСТОЯНИЯ ВМЕЩАЮЩИХ ГОРНЫХ ПОРОД ПРИЗАБОЙНОГО ПРОСТРАНСТВА ПРИ РАЗУПРОЧНЕНИИ КРОВЛИ МЕТОДОМ НАПРАВЛЕННОГО ГИДРОРАЗРЫВА

[1]чл. корр. РАН, д.т.н. Клишин В.И., [1]к.т.н. Опрук Г.Ю., [1]Телегуз А.С., [2] Галкин А.В.
1 - Федеральный исследовательский центр угля и углехимии СО РАН, г. Кемерово, Россия
2 - АО «ТопПром», г Новокузнецк, Россия

Аннотация: Представлен практический результат применения метода направленного гидроразрыва (НГР), заключающийся в снижении фактического шага обрушения пород основной кровли. Произведен расчет первичного шага посадки пород основной кровли с учетом работ по направленному гидроразрыву. Приведена схема расположения скважин с их расчетными параметрами. Произведен мониторинг работ по гидроразрыву методом акустического зондирования, приведены результаты контроля сейсмической активности вмещающих пород в контуре отработки выемочного столба в период выездам комплекса из монтажной камеры. На основании проведенных исследований сделан вывод об эффективности рассматриваемой схемы направленного гидроразрыва в применяемых условиях.

Ключевые слова: направленный гидроразрыв, труднообрушаемая кровля, шаг обрушения кровли, акустическое зондирование, инициирующая щель.

В Кузбассе продолжены опытно-промышленные работы по внедрению технологии направленного гидроразрыва при работе очистного забоя в условиях труднообрушаемой кровли [1, 2]. Разупрочнение пород кровли осуществлялось для горно-геологических условий отработки запасов выемочного участка16-19 пласта 16 выемочного поля ООО «Шахта «Юбилейная» при выводе механизированного комплекса из монтажной камеры.

Основная кровля пласта 16 труднообрушаемая, в районе монтажной камеры 16-19 имеет мощность от 20,0 м до 27,0 м, сложена алевролитами от мелкозернистых до крупнозернистых и мелкозернистых песчаников. Крепость алевролитов от 3 до 9 по шкале профессора Протодьяконова, песчаников – от 6,0 до 12,0 (рис. 1). Мощность непосредственной кровли, представленной мелкозернистыми и крупнозернистыми алевролитами, преимущественно составляет от 2,0 м до 3,0 м. Глубина заложения монтажной камеры составляет 345 м. Пласт 16 является угрожаемым по внезапным выбросам угля и газа, выдавливанию угля, динамическому разрушению пород почвы с глубины 268 м и опасен по горным ударам с глубины 400 м.

Таким образом, наличие особо сложных горно-геологических условий отработки свидетельствовало о возможности значительного зависания кровли при выводе механизированного комплекса из монтажной камеры и, как следствие, повышенным нагрузкам на механизированную крепь комплекса и вероятности возникновения газодинамических явлений, связанных с ростом напряжений в краевых частях пласта [3].

С целью снижения первичного шага обрушения кровли сотрудниками Института угля ФИЦ УУХ СО РАН совместно с технической службой ООО «Шахта «Юбилейная» было принято решение о проведении работ по предварительному разупрочнению основной кровли пласта 16 методом направленного гидроразрыва при выводе механизированного комплекса из монтажной камеры. Одновременно с ведением монтажных работ была разработана схема разупрочнения кровли и отбурены отсечные скважины под углом к напластованию из монтажной камеры и подготовительных выработок (рис. 1-4) [4].

Длина скважин ($l_{\text{скв}}$) рассчитана в зависимости от высоты заложения зародышевой щели (Z) и угла ее наклона к плоскости напластования (γ) по формулам (1)-(3) [5]:

$$h_{\text{п}} = \frac{m_{\text{в}} - h_{\text{ло}} \times (K_{\text{ло}} - 1)}{K_{\text{то}} - 1} + h_{\text{ло}}, \text{ м} \quad (1)$$

где $h_{\text{п}}$ - высота обрушения пород кровли, при которой обеспечивается подбучивание труднообрушающейся толщи; $m_{\text{в}}$– вынимаемая мощность пласта; $h_{\text{ло}}$ – мощность легкообрушаемой кровли; $K_{\text{ло}}$, $K_{\text{то}}$ – коэффициенты разрыхления легко- и труднообрушаемых пород,

$$Z = (h_{\text{п}} + h_{\text{ло}})/2, \text{ м} \quad (2)$$

$$l_{\text{скв}} = Z/\cos\gamma, \text{ м} \quad (3)$$

Расчетная длина скважин составила 7,8 м.

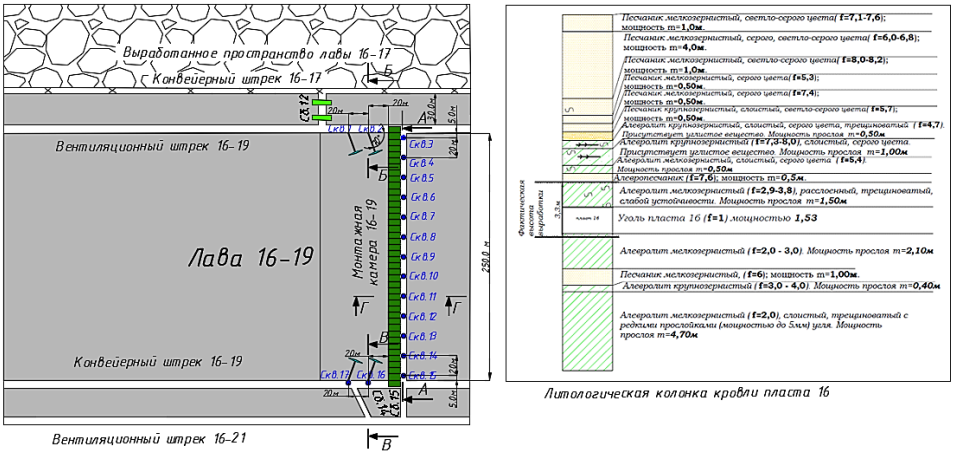


Рис. 1. Технологическая схема расположения скважин для реализации метода НГР в период выезда механизированного комплекса из монтажной камеры 16-19

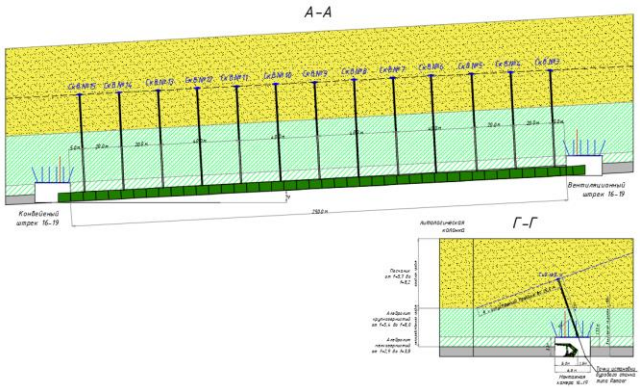


Рис. 2. Вертикальная схема расположения шпуров для реализации метода НГР из монтажной камеры 16-19 (разрез А-А, Г-Г)

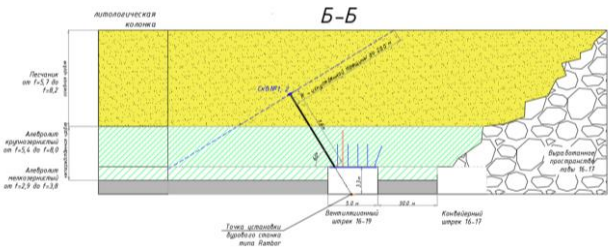


Рис. 3. Вертикальная схема расположения шпуров для реализации метода НГР из вентиляционного штрека 16-19 (разрез Б-Б)

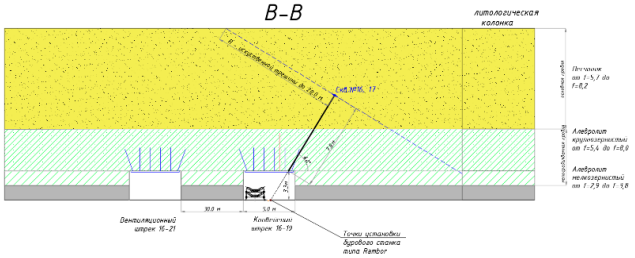


Рис. 4. Вертикальная схема расположения шпуров для реализации метода НГР из конвейерного штрека 16-19 (разрез В-В)

Технологический процесс по реализации метода направленного гидроразрыва осуществлялся с использованием, как стандартного оборудования общего назначения, так и узкоспециального и состоял из следующих этапов:

– бурение наклонной скважины с коронкой диаметром 46 мм и нарезание в ее забое инициирующей щели щелеобразователем ЩМ 45/1 (рис. 5);

– досылка герметизатора в забой скважины при помощи комплекта высоконапорных труб и их подключение к высоконапорной станции механизированного комплекса посредством гибких рукавов высокого давления (рис. 6);

– герметизация скважины и нагнетание рабочей жидкости зону инициирующей щели.

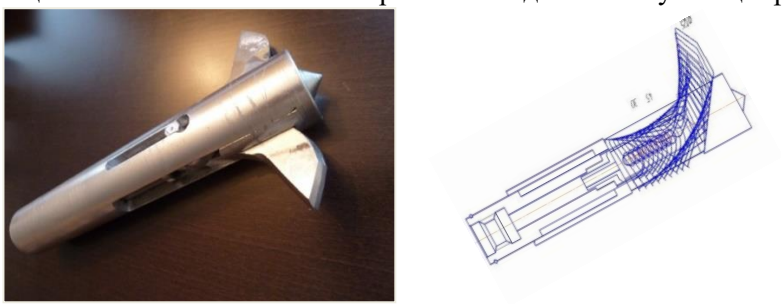


Рис. 5. Щелеобразователь ЩМ 45/1

Рис. 6. Герметизатор «Таурус»

Разупрочнение пород кровли осуществлялось после монтажа механизированного комплекса. Интервал бурения между скважинами составил 20 м. При выполнении мероприятий по НГР осуществлялся контроль их эффективности, с помощью спектрально-акустического метода с применением программно-аппаратного комплекса на базе прибора РИПАС (рис. 7).

Рис. 7. Регистратор акустического сигнала «РИПАС»

Акустические зондирования, выполнены согласно «Методике…» [7], в результате обработки акустических импульсов рассчитан коэффициент относительных напряжений угольного пласта до и после гидроразрыва. На рис. 8 представлены результаты измерений, проведенных на вентиляционном штреке 16-19 в период вывода механизированного комплекса из монтажной камеры.

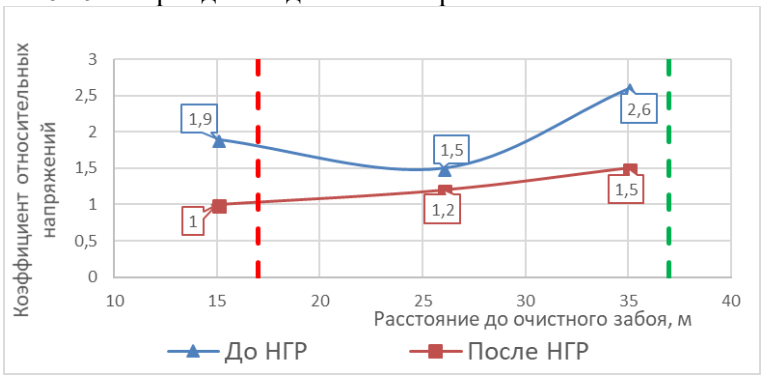
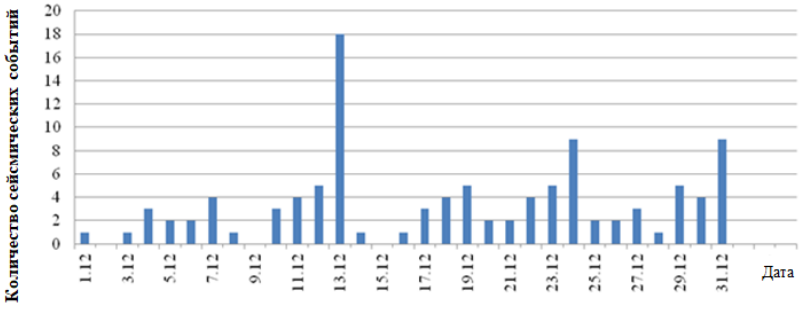


Рис. 8. Результаты измерений коэффициента относительных напряжений

Пунктирными линиями на рисунке 6 в метрах отмечено положение скважин гидроразрыва относительно очистного забоя. По оси «X» показано расстояние от очистного забоя до точек установки геофона, по оси «Y» - значение коэффициента относительных напряжений.

С началом научного сопровождения отработки лавы №16-19 в условиях труднообрушаемой кровли, ВНИМИ была организована система непрерывных инструментальных наблюдений, включающая в себя выполнение наблюдений сейсмической аппаратурой. При этом была использована локальная сеть сейсмических станций, установленных на территории горного отвода ООО «Шахта «Юбилейная». В ходе сейсмического контроля, при отходе очистного забоя от монтажной камеры на расстояние 35 м, было зарегистрировано 18 сейсмических событий почти по всей территории исследуемого участка. Эти события были связаны с посадкой кровли и проявлявшейся даже на поверхности в виде ощутимых колебаний почвы, которым предшествовал гидроразрыв. На рисунке 9 представлен график регистрации сейсмических событий в ходе сейсмического контроля (рис.9-а), сопоставленный датами проведения работ по гидроразрыву (рис. 9-б) [8,9].

а



б

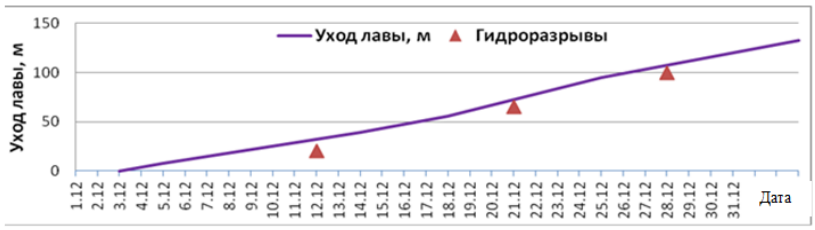


Рис. 7. График регистрации сейсмических событий

Выводы. Таким образом, установлено, что разупрочнение кровли направленным гидроразрывом при выводе механизированного комплекса из монтажной камеры позволило осуществить безаварийную первичную посадку. При этом не отмечалось повышенного газовыделения, обусловленного обычно мгновенным «залповым» вытеснением газа из выработанного пространства, как это случается при одновременном обрушении пород основной кровли, зависших на больших площадях. Зафиксировано снижение коэффициента относительных напряжений краевой части угольного пласта после проведения мероприятий по НГР, что говорит о перераспределении напряжений в угленородном массиве. Результаты сейсмического мониторинга, подтверждают циклический характер затухания сейсмической активности после разупрочнения кровли и ее рост в последующие дни.

Исследование выполнено за счет гранта Российского научного фонда (проект №17-17-01143)

Библиографический список

1. Клишин В.И., Опрук Г.Ю., Сентюрев А.В., Николаев А.В. Опыт применения направленного гидроразрыва основной кровли при выводе механизированного комплекса из монтажной камеры // Уголь. 2015. - № 11. - С. 12-16.

2. Клишин В.И. Проблемы безопасности и новые технологии подземной разработки угольных месторождений: Монография / Клишин В.И., Зворыгин Л.В., Лебедев А.В., Савченко А.В. // Новосибирск: Издательский дом «Новосибирский писатель», 2011. – 524 с.

3. Инструкция по безопасному ведению горных работ на шахтах, разрабатывающие угольные пласты, склонные к горным ударам (РД 05-328-99). В сб.: Предупреждение газодинамичеких явлений в угольных шахтах (Сборник документов) / Колл. Авт. – М.: ГУП «НТЦ «Промышленная безопасность», 2000. – 119 с.

4. Клишин В.И. Опыт применения технологии направленного гидроразрыва (НГР) пород кровли с целью обеспечения устойчивого состояния сохраняемой выработки в условиях шахты

«Есаульская» / В.И. Клишин, Г.Ю. Опрук, А.С. Телегуз, П.А. Черноусов, А.В. Николаев //Наукоемкие технологии разработки и использования минеральных ресурсов : сб. науч. статей Междунар. научн.-практ. конф. / Сиб. гос. индустр. ун-т ; под общ. ред. В. Н. Фрянова. – Новокузнецк, 2017. - № 3. – С.177-181.

5. Инструкция по выбору способа и параметров разупрочнения кровли на выемочных участках. ВНИМИ – Л., 1991. – 102с.

6. Патент РФ № 129148. Щелеобразователь. М.В. Курленя, В.И. Клишин, Д.И. Кокоулин. - Бюл. № 17. - 2013.

7. Методика выполнения акустических зондирований горного массива с применением программно-аппаратного комплекса. – Москва: МНТЛ РИВАС, 2016. – 36 с.

8. Харкевич А.С. Опыт борьбы с удароопасностью угольных пластов в современных условиях и применяемых технологий угледобычи с использованием системы непрерывных инструментальных наблюдений // Сб. научных трудов ВНИМИ. - С.-Пб. - 2012. - С.78-96.

9. Панин С.Ф., Поляков А.И. Опыт организации сейсмического мониторинга на участке проявления горных ударов на шахте «Алардинская» в Кузбассе // Сб. научных трудов ВНИМИ. - С.-Пб. - 2012. - С.50-61.

УДК 622.273:622.834.3

ОЦЕНКА РАСПРОСТРАНЕНИЯ УПРУГИХ СЕЙСМОАКУСТИЧЕСКИХ КОЛЕБАНИЙ В УГЛЕПОРОДНОМ МАССИВЕ В ГРАНИЦАХ ВЫЕМОЧНОГО СТОЛБА ПРИ ПРОВЕДЕНИИ РАБОТ ПО НАПРАВЛЕННОМУ ГИДРОРАЗРЫВУ

[1]чл. корр. РАН, д.т.н. Клишин В.И., [1]д.т.н. Тайлаков О.В., [1]к.т.н. Опрук Г.Ю., [1]Соколов С.В., [2] Николаев А.В.

1 - Федеральный исследовательский центр угля и углехимии СО РАН, г. Кемерово, Россия

2 - ООО «Шахта «Есаульская», г Новокузнецк, Россия

Аннотация: Представлен опыт применения технологии направленного гидроразрыва (НГР) пород кровли при работе лавы в условиях труднобрушаемой кровли. Приведено обоснование для применения метода НГР. Разработана схема разупрочнения кровли для горно-геологических условий шахты «Есаульская». Представлено описание технологических процессов при выполнении мероприятий по НГР, а также перечень применяемого при этом общего и специализированного оборудования. На основании результатов проведенных мероприятий сделан вывод по оценке эффективности проведенных работ. Выполнена оценка качественных характеристик выполняемых мероприятий по разупрочнению. Реализован подход к определению физико-механических характеристик активной кровли на основе анализа данных сейсморазведочных работ.

Ключевые слова: направленный гидроразрыв, труднообрушаемая кровля, инициирующая щель, герметизатор, щелеобразователь, сейсмическая волна, область максимальной разгрузки, скорость прохождения сейсмческой волны.

Введение. В настоящее время наиболее распространённой системой подземной разработки угольных месторождений является длинностолбовая с оснащением очистного забоя высокопроизводительным механизированным комплексом. Расширение области её применения в последние годы происходит за счёт разработки пластов с труднообрушаемыми кровлями, что значительно осложняет ведение очистных работ. Динамические обрушения кровли осложняют безопасность горных работ, разрушают машины, оборудование и выработки. Кроме того, зависание кровли вызывает концентрацию горного давления на угольный массив в зоне очистного забоя и на сопряжениях его с выработками. Это приводит к разрушению горных выработок и, соответственно, к нарушению нормального режима работы добычных участков и к нарушению режимов проветривания забоев.

Известно, что зависание пород кровли лавы на сопряжениях с вентиляционной и конвейерной выработками образует обширные зоны пустот под зависшей кровлей, в которых скапливается метан. Увеличение горизонтальных напряжений за счет зависания основной кровли после отработки предыдущей лавы, приводит к выдавливанию угольных целиков в выработки [1, 2] (рис. 1).

Основной раздел. В Кузбассе продолжены опытно-промышленные работы по внедрению технологии направленного гидроразрыва кровли в различных технологических схемах.

Выемочный участок 26-32 шахты «Есаульская» отрабатывался в условиях труднобрушаемой кровли. Горно-геологическая и горнотехническая характеристика пласта представлена в табл. 1.

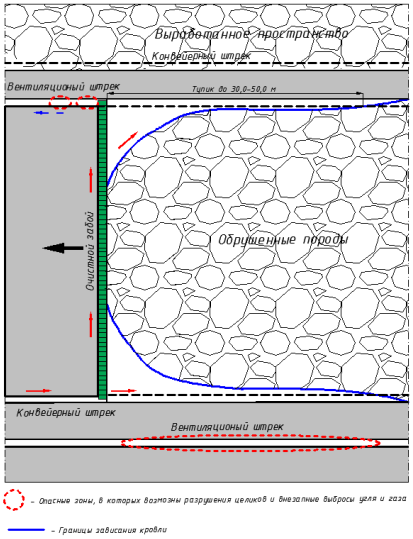


Рис. 1. Зависание пород кровли на концевых участках выработанного пространства

Таблица 1

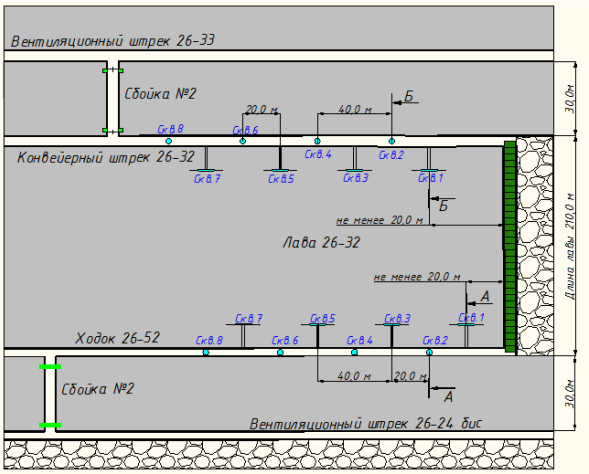
Горно-геологические и горнотехнические показатели выемочного участка

Наименование показателей	Характеристика показателей	Значение
Выемочный участок		26-32
Пласт		26а
Марка угля		Ж
Эксплуатационная зольность	%	30,7
Глубина разработки	м	430-450
Вынимаемая мощность пласта	м	2,15
Угол падения пласта, от-до: по лаве вдоль столба	град.	 0-2 1-9
Длина выемочного участка	м	876
Длина очистного забоя	м	210
Масса отбитого угля в 1-ом цикле	т	566
Масса отбитого угля при подвигании забоя на 1 м	т	708

Горно-геологическим прогнозом определено, что непосредственная кровля пласта 26а средней мощностью от 8 до 19 м сложена мелкозернистыми и крупнозернистыми алевролитами. На отдельных площадях нижняя часть непосредственной кровли мощностью 0,10-0,32 м ведет себя как ложная кровля - обрушается вслед за выемкой угля. По устойчивости непосредственная кровля ведет себя как среднеустойчивая. Однако основная кровля представлена крупнозернистыми алевролитами и песчаниками на всем протяжении выемочного участка и характеризуется как труднообрушаемая. Зависание труднобрушаемой кровли на больших площадях в местах сопряжения с подготовительными выработками формирует повышенные напряжения в краевых частях углепородного массива. Для снижения негативных последствий влияния повышенного горного давления на устойчивость горных выработок с труднообрушающейся кровлей было принято решение о применении метода направленного гидроразрыва для ее разупрочнения [7].

Совместно с технической службой шахты «Есаульская» сотрудниками Института угля ФИЦ УУХ СО РАН в соответствии с «Инструкцией по выбору способа и параметров разупрочнения кровли на выемочных участках» была разработана технологическая схема направленного гидроразрыва для обеспечения своевременной и стабильной посадки кровли вслед за подвиганием очистного забоя (рис. 2) [3].

а



б

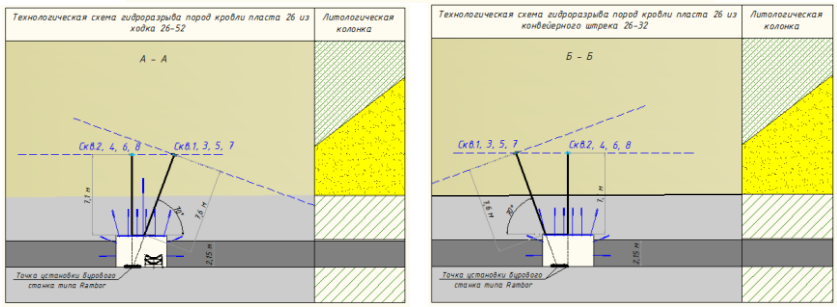


Рис.2. Технологическая схема реализации метода направленного гидроразрыва:
а – расположение скважин гидроразрыва; б – направления бурения скважин

Мероприятия по НГР выполнялись с использованием стандартного и специализированного горношахтного оборудования. Бурение скважин производилось пневматическим буровым анкероустановщиком. Для бурения скважин применялись породные коронки диаметром 46 мм. Инициирующие щели прорезались с помощью механизированных щелеобразователей, которые устанавливались на штангах бурового станка вместо коронки [6].

Герметизация зоны инициирующей щели осуществлялась гидравлическим герметизатором типа «Таурус». Досылка герметизатора к забою скважины производилась при помощи специального комплекта высоконапорных труб (рис. 4). При этом нагнетательная установка соединялась с выступающим из скважины концом труб через специализированный переходник (коллектор) посредством высоконапорных гибких шлангов. Нагнетание жидкости в зону инициирующей щели производилось от высоконапорной станции механизированного комплекса.

Рис. 4. Размещение в горной выработке герметизатора «Таурус»

Контроль эффективности бурения и проводимых мероприятий по НГР осуществлялся с помощью видеоэндоскопа, в результате которого было установлено, что скважины пробурены на расчетную глубину, в забое каждой скважины нарезана инициирующая щель (рис. 5).

В первую очередь гидроразрыв производился в вертикальных скважинах с развитием искусственных трещин параллельно напластованию, затем в наклонных с развитием трещины под углом к напластованию с выходом искусственной трещины на контакт между непосредственной и основной кровлями, а также дальнейшим ее распространением по контакту (рис. 4). При подаче жидкости в скважину процесс гидроразрыва кровли начинался через 5-10 с после закачки эмульсии систему. При этом наблюдалось резкое падение давления на манометре в зоне инициирующей щели [8, 9].

а б в

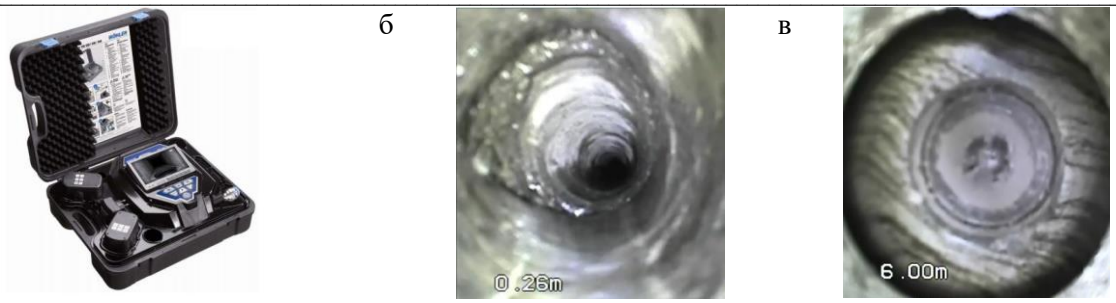


Рис. 5. Скважина с инициирующей щелью до гидроразрыва:
а – видеоэндоскоп; б - устье скважины; в - забой скважины

Для оценки качественных характеристик выполняемого гидроразрыва изменения структуру углепородного массива регистрировались с применением сейсмической разведки [10-11], которая в отличие, например, от регистрации непосредственного изменения газоотдачи угольных пластов при проведении гидроразрыва [12-14], позволяет определять пространственные границы влияния гидродинамического воздействия на вмещающие породы.

Для оценки эффективности мероприятий по разупрочнению кровли методом сейсмического просвечивания на проходящих волнах изучена область выемочного столба на интервале более 150 м. При этом зафиксировано свыше 100 физических наблюдений, выполненных в два этапа возбуждения-регистрации сейсмических колебаний. Первоначально регистрация сейсморазведочных данных проведена на исследуемом участке выемочного столба, не затронутом гидроразрывом. Затем сейсмическая информация фиксировалась на том же участке с измененным в результате гидроразрыва физико-механическим состоянием кровли. Процесс сейсмического просвечивания участка выемочного столба включал шахтные измерения (координатная привязка; размещение сейсморегистрирующего оборудования; инициация и регистрация сигнала) и камеральные работы (подготовка исходных данных; обработка; анализ и интерпретация данных).

В шахтных измерениях применялась приемная база, сформированная путем линейного поинтервального размещения на боку выработки сейсмоприемников (геофонов), которые подключались к автономной регистрирующей сейсмостанции. Для проведения геофизических работ по бокам параллельных горных выработок с интервалом 10 м размечались геофизические пикеты (ПК) приема и возбуждения сейсмических колебаний. Координатная привязка измерительных систем к реальным условиям участка выемочного столба выполнена на основе плана горных работ и исходя из фактического расположения горных выработок и объектов инфраструктуры угольной шахты. В соответствии с требованиями безопасности для инициации упругих сейсмических волн в шахтных условиях применялись механические ударные источники колебаний, укомплектованные системой отметки момента. Регистрирующие станции и система отметки момента были синхронизированы между собой непосредственно перед измерениями. При этом расхождение во времени между синхронизируемыми устройствами не превышало 1 мс/сут. Данные с шагом дискретизации 1 мс регистрировались автономными сейсморазведочными станциями в непрерывном режиме с фильтрацией на частоте среза 500 Гц и записывались в файлы, содержащие до 3 600 000 отсчетов.

В качестве основного источника информации для оценки физико-механических характеристик активной кровли пласта использованы скоростные параметры сейсмосигнала. На сейсмограммах были выделены оси синфазности, характеризующие проходящую в области активной кровли продольную волну. По результатам пикировки определены скоростные характеристики сигнала на различных базах измерений, которые затем были преобразованы во времена прохождения сейсмических волн и интегрированы в программу для обработки данных томографии. Площадь выемочного столба проанализирована с использованием инструментария томографического обследования моделируемой среды, находящейся между двумя горными выработками [16]. Определены значения мгновенных скоростей на различных участках выемочного столба. Полученные результаты сохранены в системе в виде скоростной модели среды. После этого скоростные модели были использованы для построения двумерного представления исследованного участка выемочного столба, отражающие физико-механические свойства кровли до и после гидроразрыва (рис. 6). На основе анализа первоначальных скоростей распространения сейсмических волн в кровле, не затронутой гидроразрывом, зафиксирован повышенный скоростной фон, характерный для достаточно прочных пород, находящихся в напряженном состоянии. Наибольшие скорости, сопоставленные с максимальными напряжениями, зарегистрированы в области, отмеченной символом «+» на рис. 6 в границах ПК 90-

130 (выработка 1) и ПК 40-90 (выработка 2). В горной выработке 1 в границах ПК 20-60 зафиксирован участок с минимальными скоростями сейсмических волн – «-», предположительно характеризующийся повышенной трещиноватостью, и, возможно, увлажненный.

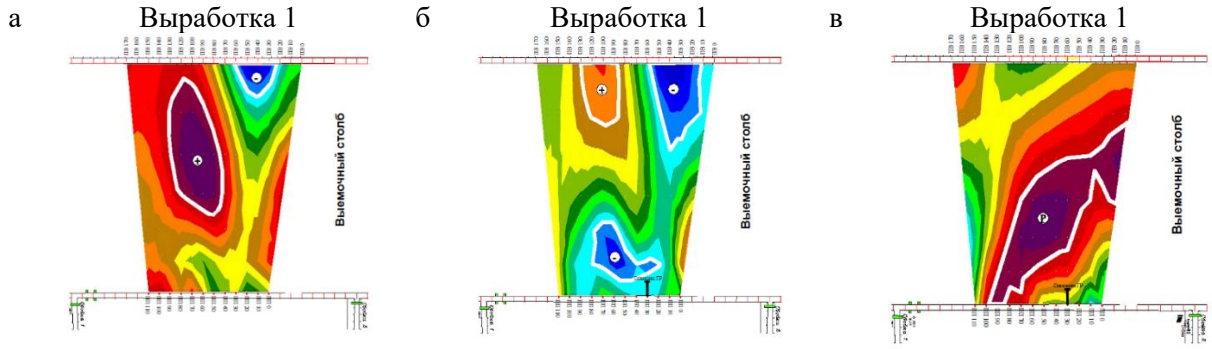


Рис. 6. Визуальное отображение изменений в углепородном массиве, вызванных разгрузкой на основе изменений скоростей прохождения сейсмических волн:
а - распределение скоростных характеристик до гидроразрыва; б - распределение скоростных характеристик после гидроразрыва; в - отношение скоростей до гидроразрыва к скоростям прохождения волн после гидроразрыва - β_V

Общий скоростной фон на томографическом разрезе исследованного участка кровли, измененного гидроразрывом, понижен. Максимальные для данного состояния кровли скорости наблюдаются в области «+» (ПК 90-120) в выработке 1. Минимальные - в областях «-»: 1 – ПК 20-80 в пределах выработки 2; 2 – ПК 10-60 в пределах выработки 1. Таким образом, результатом анализа скоростей распространения сейсмических волн в кровле до и после гидроразрыва помимо снижения общего фона скоростей является:

– сокращение области распространения и перераспределение высоких напряжений зоны «+»;

– расширение зоны влияния участка пониженных скоростей «-», расположенного в пределах выработки 1;

– появление участка повышенной трещиноватости, выделяющегося минимальными скоростями сейсмических волн.

Дополнительно для определения воздействия гидроразрыва на углепородный массив выполнена оценка амплитудных характеристик по осям синфазности зарегистрированных проходящих волн (рис. 7) [15].

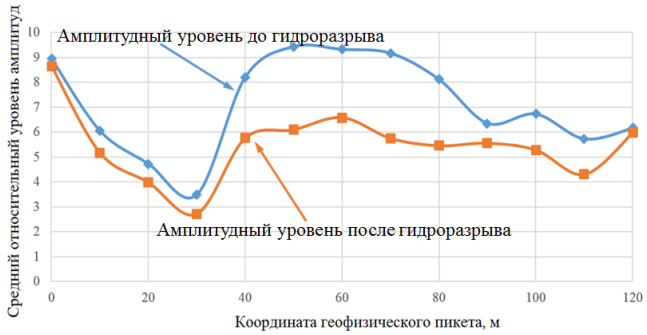


Рис.7. Зависимость усредненного уровня амплитуд сейсмических волн от координаты геофизического пикета в Выработке №2 в условиях нетронутого и измененного гидроразрывом углепородного массива

При этом амплитуды сигнала вычислялись в различных интервалах оцифрованного представления выемочного столба и на основе анализа их пространственного распределения были сформированы комбинированные томографические разрезы, отражающие изменение следующих характеристик:

$\beta_V = V_1/V_2$, – отношение скоростей прохождения сейсмических волн в нетронутой кровле исследованного участка выемочного столба к скоростям прохождения волн в кровле исследованного участка, измененного гидроразрывом (рис. 6, в).

$\beta_A = A_1/A_2$ – зависимость относительных значений амплитуд сейсмических волн в нетронутой кровле исследованного участка выемочного столба лавы к относительным значениям амплитуд волн в кровле исследованного участка, измененного гидроразрывом (рис.8, а).

$\beta_{V,A} = \beta_V + \beta_A$ – относительная энергическая характеристика, учитывающая изменение скоростей и амплитуд сейсмических волн (рис. 8, б).

На основе анализа томографического разреза β_V выполнена оценка степени разгрузки массива на основе регистрации изменений скоростей прохождения сейсмических волн в исследуемой области кровли, произошедших в результате гидроразрыва. Томографический разрез построен с усреднением фиксируемых характеристик, что позволило выделить зоны их контрастных изменений с исключением незначимых объектов томографического разреза. Наиболее разгруженная НГР область - «Р», зафиксирована в интервале ПК 0-100 с изменением положения в углепородном массиве по направлению от выработки 1 к выработке 2.

а б

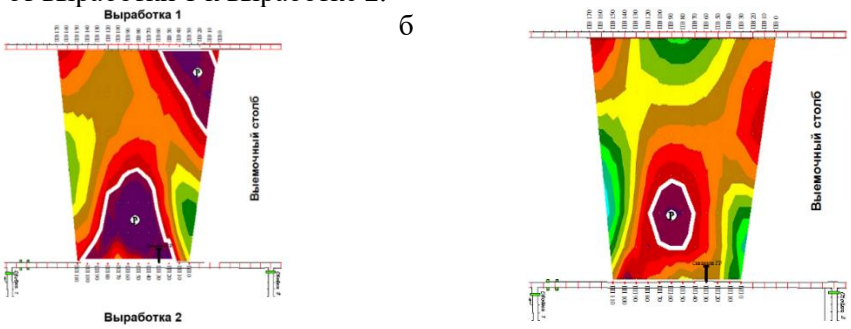


Рис. 8. Визуальное отображение изменений: а - относительных значений амплитуд сейсмических волн в исследованном участке, измененном гидроразрывом - β_A; б - значений комплексной характеристики $\beta_{V,A}$ в исследованном участке, измененном гидроразрывом

После этого проанализирован томографический разрез β_A. С учетом отличающейся природы сравниваемых величин характер и направление наиболее разгруженной в результате гидроразрыва зоны схожи с областью, зарегистрированной по β_V. Наибольшие значения оцениваемых характеристик наблюдаются на двух участках – «Р»: ПК 20-110 в выработке 2 и 10-60 в выработке 1.

Для уточнения положения области, наиболее разгруженной при НГР выполнен, анализ томографического разреза $\beta_{V,A}$. Использование этой комплексной характеристики обусловлено ранее зафиксированной схожестью характера и направления отображаемой области по β_V и β_A. Оценка инверсий относительной энергетической величины, учитывающей изменение различных параметров сигнала (скоростей и амплитуд сейсмических волн), позволила исключить возможные изменения каждого из них, вызванные их физическими особенностями. Область, наиболее разгруженная в результате гидроразрыва по характеристике $\beta_{V,A}$, определена в пределах выработки 2 - ПК 40-80. На основе анализа и интерпретации полученной информации установлено:

– снижение общего фона скоростей после выполнения гидроразрыва;

– сокращение области распространения и перераспределение высоких напряжений зоны «+»;

– расширение зоны влияния участка пониженных скоростей «-», расположенного в пределах выработки 1;

– появление участка повышенной трещиноватости, выделяющегося минимальными скоростями сейсмических волн;

– наличие зоны в кровле наиболее разгруженной НГР по β_V – «Р» в интервале ПК 0-100 с изменением положения в теле лавы по направлению от выработки 1 к выработке 2;

– наличие области кровли наиболее разгруженной НГР по β_A с наибольшими значениями оцениваемых характеристик на двух участках – «Р»: ПК 20-110 по выработке 2 и 10-60 по выработке 1;

– наличие области кровли наиболее разгруженной НГР по $\beta_{V,A}$ в пределах выработки 2ПК 40-80.

Для оценки разупрочнения кровли гидроразрывом в качестве критерия выбрана трещиноватость исследуемого массива горных пород, под которой понимается отношение объема трещин и пустот в исследуемом массиве к объему породного скелета. При этом к расчету принималась зависимость скорости продольной волны от коэффициента пористости – являющейся отношением объема пор к объему породного скелета [17, 18]:

$$\frac{1}{V_p} = \frac{k}{V_ф} + \frac{1-k}{V_п}, \quad (1)$$

где k – коэффициент пористости, учитывающий наличие трещин, пор и пустот исследуемой породы; V_p – скорость прохождения продольной волны в исследуемом массиве; $V_ф$ – скорость прохождения продольной волны в флюиде; $V_п$ – скорость прохождения продольной волны в скелете горной породы.

В данном частном случае приема-возбуждения продольных волн допускалось влияние на параметры сигнала всего объема разноориентированных трещин, образовавшихся в результате разупрочнения, ввиду разницы высотных отметок параллельных выработок и чередовании пунктов возбуждения колебаний.

Для оценки изменения состояния кровли, вызванного гидроразрывом, вместо k принималась трещиноватость k'. В качестве $V_ф$ рассматривалась скорость прохождения волны в метановоздушной среде; в качестве $V_п$ - скорость прохождения волны в массиве до гидроразрыва V_1; в качестве V_p - скорость прохождения волны в массиве после гидроразрыва. В этом случае преобразованное выражение (1) имело вид:

$$\frac{1}{V_2} = \frac{k\prime}{V_ф} + \frac{1-k\prime}{V_1}. \quad (2)$$

При этом первичная трещиноватость массива, не измененного гидроразрывом, выбиралась по геологоразведочным данным, а в случае их отсутствия принималась как отношение объема трещин и пустот в исследуемом массиве к объему породного скелета из выражения (1) с замещением V_p на V_1:

$$\frac{1}{V_1} = \frac{k}{V_ф} + \frac{1-k}{V_п} \quad . \quad (3)$$

Из выражений (2) и (3) известных значениях скоростей определялись k' и k, соответственно. Таким образом, рассчитывалась характеристика трещиноватости после выполнения гидроразрыва:

$$k^* = k \cdot k'. \quad (4)$$

На основе выполненных оценок установлено, что в соответствии с отношением (2) изменения коэффициента, характеризующего трещиноватость в исследованном массиве, изменяются в пределах от 0 до 0,1. При этом распределение его значений в пределах выемочного столба соответствует распределению β_V отношения скоростей до гидроразрыва к скоростям прохождения волн после гидроразрыва.

Выводы. В ходе опытно-промышленных работ выполнено разупрочнение кровли с использованием направленного гидроразрыва. Установлено, что применение метода направленного гидроразрыва обеспечивает своевременную посадку кровли вслед за подвиганием очистного забоя, исключает её зависания на сопряжениях с подготовительными выработками и способствует устойчивому проветриванию выемочного участка. Для оценки эффективности разупрочнения кровли выполнено сейсмическое просвечивание кровли, в результате которого в изученной области массива не выявлено аномальных структурных проявлений, негативного влияния гидроразрыва, осложняющего выполнение горных работ не зафиксировано. При этом на рассматриваемом участке выемочного столба установлено снижение нагрузки, проявляющееся в снижении энергетических характеристик сейсмического сигнала и определена область максимальной разгрузки, расположенная в пределах ПК 40-80 выработки 2. Расчетные изменения коэффициента, характеризующего трещиноватость кровли, изменяются в диапазоне 0-0,1.

Библиографический список

1. Инструкция по безопасному ведению горных работ на шахтах, разрабатывающие угольные пласты, склонные к горным ударам (РД 05-328-99). В сб.: Предупреждение газодинамичеких явлений в угольных шахтах (Сборник документов) / Колл. Авт. – М.: ГУП «НТЦ «Промышленная безопасность», 2000. – 119 с.

2. Оганесян С.А. Авария в Филиале «Шахта Тайжина» ОАО ОУК «Южкузбассуголь» - хроника, причины, выводы // Уголь. – 2004. - № 6. - С. 25-28.

3. Цивка Ю.В., Петров А.Н. Гидродинамические явления на руднике Баренцбург архепилага Шпицберген // Уголь. – 2005. - №7. - С. 49-50.

4. Инструкция по выбору способа и параметров разупрочнения кровли на выемочных участках. – Л.: ВНИМИ, 1991. – 102 с.

5. Артемьев В.Б. Охрана подготовительных выработок целиками на угольных шахтах: Монография / Артемьев В.Б., Коршунов Г.И., Логинов А.К., Ютяев Е.П., Шик В.М. // С.-Пб: Наука, 2009. – 231 с.

6. Патент РФ № 129148. Щелеобразователь. М.В. Курленя, В.И. Клишин, Д.И. Кокоулин. - Бюл. № 17. - 2013.

7. Клишин В.И. Адаптация механизированных крепей к условиям динамического нагружения. – Новосибирск: Наука, 2002. – 200 с.

8. Клишин В.И., Опрук Г.Ю., Сентюрев А.В., Николаев А.В. Опыт применения направленного гидроразрыва основной кровли при выводе механизированного комплекса из монтажной камеры // Уголь. - 2015. - № 11. - С. 12-16.

9. Клишин В.И. Опыт применения технологии направленного гидроразрыва (НГР) пород кровли с целью обеспечения устойчивого состояния сохраняемой выработки в условиях шахты «Есаульская» / В.И. Клишин, Г.Ю. Опрук, А.С. Телегуз, П.А. Черноусов, А.В. Николаев // Наукоемкие технологии разработки и использования минеральных ресурсов : сб. науч. статей Междунар. научн.-практ. конф. / Сиб. гос. индустр. ун-т ; под общ. ред. В. Н. Фрянова. – Новокузнецк, 2017. - № 3. – С. 177-181.

10. Азаров Н.Я., Яковлев Д. В. Сейсмоакустический метод прогноза горно-геологических условий эксплуатации угольных месторождений. - М.: Недра, 1988. – 199 с.

11. Тайлаков О.В. К вопросу повышения достоверности прогноза динамических явлений и контроля напряженного состояния в угольных шахтах с использованием сейсмоакустических методов / О.В. Тайлаков, С.В. Соколов // Горная промышленность. – 2017. - №6 (136). - С 72-75.

12. Ножкин Н.В. Заблаговременная дегазация угольных месторождений. – М.: Недра, 1979. - 271 с.

13. Тайлаков О.В. Физическое моделирование изменения фильтрационных свойств угольных пластов / Тайлаков О.В., Уткаев Е.А., Смыслов А.И., Кормин А.Н. // Вестник КузГТУ. - 2014. - № 6. - С. 13-16.

14. Тайлаков О.В. Оценка фильтрационных свойств угля в гидродинамических испытаниях дегазационных пластовых скважин / Ютяев Е.П., Садов А.П., Мешков А.А., Хаутиев А.М.-Б., Тайлаков О.В., Уткаев Е.А. // Уголь. - 2017. - №11. - С. 24-29.

15. Тайлаков О.В Применение сейсмоакустического профилирования для уточнения условий залегания угольных пластов / Тайлаков О.В., Макеев М.П., Соколов С.В., Уткаев Е.А // Наукоемкие технологии разработки и использованиия минеральных ресурсов: сб. научн. статей, Сиб. гос. индустр. ун-т; под общей ред. В.Н. Фрянова. - Новокузнецк, 2012. - С. 266 – 267.

16. Сальников А.С. Технология и результаты сейсмотомографических исследований на проходящих волнах в угольных шахтах Кузбасса / А.С. Сальников, Б.А. Канарейкин, С.В. Долгова, К.А. Дунаева, О.М. Сагайдачная, А.С. Харламов // Технологии сейсморазведки. – 2012. - № 2. – С. 74–88.

17. Макеев М.П Определение пористости углей на основе анализа оптических образов пор / С.В. Соколов, М.П. Макеев // Горняцкая смена. - Сб. трудов Всероссийской научной конференции для студентов, аспирантов и молодых ученых с элементами научной школы «Горняцкая смена – 2013». – 2013. Т3. - С. 286-287.

18. Авербух А.Г. Изучение состава и свойств горных пород при сейсморазведке. М., Недра, 1982. - 232 с.

УДК 622.817.4

УСТРОЙСТВО С КОМПЕНСАТОРОМ ОСЕВОГО ПЕРЕМЕЩЕНИЯ ДЛЯ ПОИНТЕРВАЛЬНОГО РАЗРЫВА СКВАЖИН В УГОЛЬНОМ МАССИВЕ

[1]чл.-корр. РАН, д.т.н. Клишин В.И., [1]к.т.н. Опрук Г.Ю., [2]Тациенко А.Л.

1 – Федералный исследовательский центр угля и углехимии СО РАН, г. Кемерово, Россия

2 - «Шахта им. С.М. Кирова» АО «СУЭК-Кузбасс», г. Ленинск-Кузнецкий, Россия

Аннотация: Обоснована актуальность применения поинтервального гидроразрыва угольного пласта (ПГР) для интенсификации процесса предварительной дегазации. Рассмотрена эффек-

тивность известных способов дегазации угольного пласта. Разработана принципиальная технологическая схема для реализации технологии ПГР. Предложено оборудования для проведения мероприятий по ПГР с целью повышения продуктивности работы дегазационных скважин.

Ключевые слова: дегазационная скважина, пластовая дегазация, поинтервальный гидроразрыв, устройство разрыва угольного пласта с компенсатором осевых смещений.

При высокопроизводительной работе очистных забоев в газоносных угольных пластах наибольшее распространение получила пластовая дегазация [1-3]. Вследствие малого объема дегазационных работ и недостаточной эффективности схем дегазации на многих газообильных шахтах России сохраняется газовый барьер, препятствующий достижению высоких скоростей проведения выработок и больших нагрузок на очистные забои. По этой причине в угледобывающей промышленности сложилась парадоксальная ситуация, когда технические возможности средств очистной выемки на пологих пластах в несколько раз превышают допустимую нагрузку на лаву по газовому фактору. По некоторым оценкам существующими средствами дегазации, применяемыми в России, извлекается от 20 до 30% общего объема выделяющегося метана [4-7]. Применение методов дегазации с поверхности связано с известными трудностями, подробно изложенными в работах [8, 9].

Накопленный опыт промышленной дегазации свидетельствует, что существующие методы дегазации из подземных горных выработок малоэффективны. Дальнейшее повышение эффективности, технической и экологической безопасности подземной разработки высокогазоносных угольных месторождений неразрывно связано с разработкой специальных мер и искусственных методов стимулирования газоотдачи неразгруженных угольных пластов [10-13].

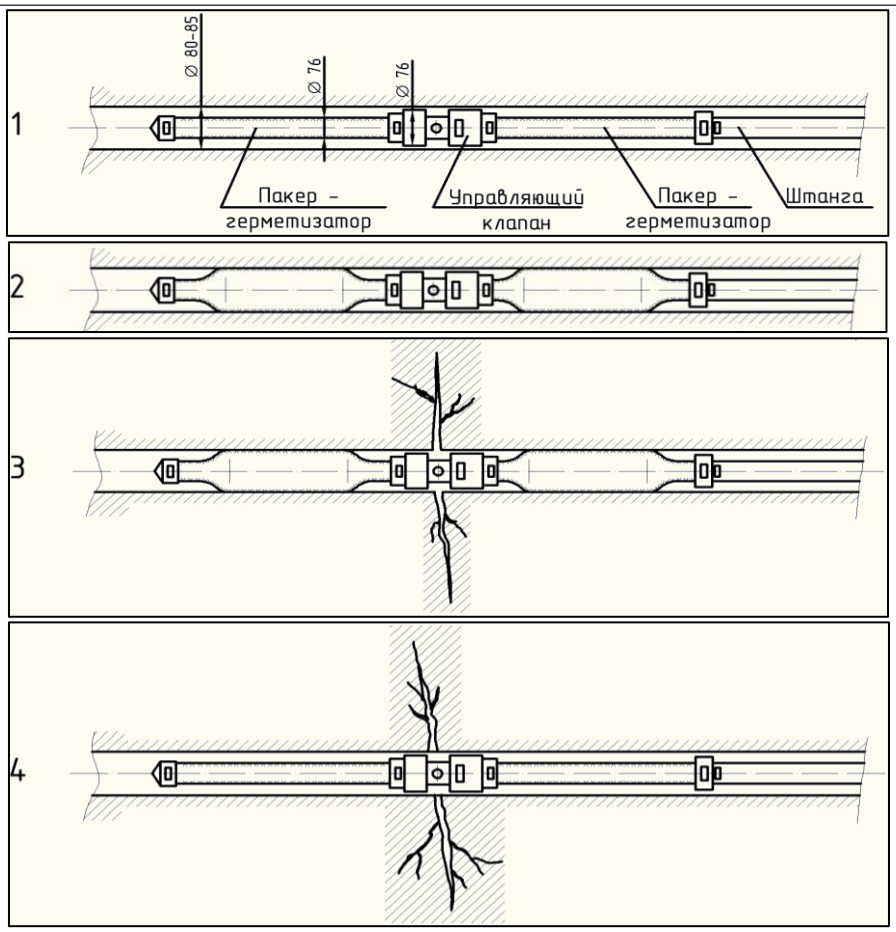
Для повышения газоотдачи угольного пласта применяется технология формирования в нем трещины гидроразрыва или технология ориентированного поинтервального гидроразрыва. Под действием давления жидкости в скважине инициируется зародышевая трещина, затем жидкость надавливая на краевые части трещины заставляет её распространяться в нетронутый массив угля (рис.1). Динамика раскрытия трещины зависит от темпа закачки жидкости в скважину и позволяет прогнозировать геометрию трещины и оптимизировать всю технологию этого процесса. [18].

Рис. 1. Схематичная картина процесса гидроразрыва угольного пласта

На основе ориентированного поинтервального гидроразрыва пласта разработаны технологии и технические средства интенсивности газовыделения в дегазационные скважины (патент № № 2472941, 123064, рис. 1) [17-19].

Газоотдающую способность неразгруженных угольных пластов можно повысить путем улучшения их коллекторских свойств на основе метода поинтервального гидроразрыва пласта (рис. 2), один из вариантов этой идеи был изложен в [14].

Особое значение придается конструкции межпакерного клапана, который обеспечивает подачу рабочей жидкости в любой загерметизированный участок скважины. Перемещая пакер вдоль скважины, можно производить гидроразрывы водой или водными растворами в заданных участках угольного пласта. Уравновешенный пакер с новым типом клапана позволяет повысить надежность герметизации с двух сторон.

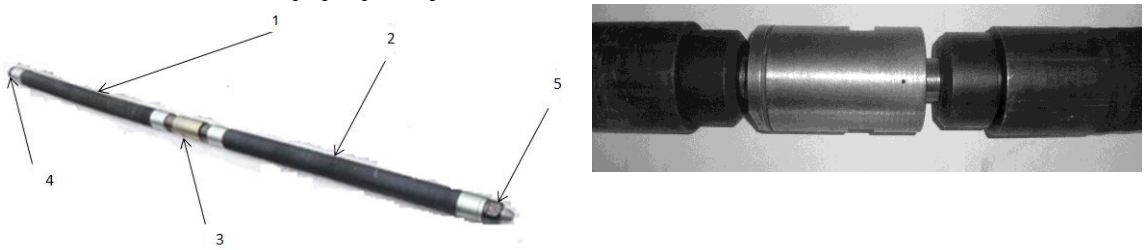


1 – ввод пакера в скважину; 2 - герметизация скважины; 3 – гидрорасчленение угольного массива; 4 – разгерметизация скважины и перемещение пакера

Рис. 2. Технологическая схема реализации поинтервального гидроразрыва угольного массива

Для реализации технологии гидроразрыва угольного массива разработан двухсторонний пакер, позволяющий осуществить поинтервальный гидроразрыв (рис. 3). Устройство разрывное включает в себя два упруго расширяющегося рукава 1 диаметром 76 мм, между которыми установлен межпакерный клапан 2, предназначенный для регулирования давления рабочей жидкости в гидросистеме разрывного устройства. Он служит для своевременного пакерования скважины в зоне между упруго расширяющимися рукавами и дальнейшего повышения давления в этой зоне до величины достаточной для гидроразрыва угольного массива.

а



б

1, 2 - упруго расширяющиеся рукава; 3 - распределитель давления; 4 - наконечник запорный; 5 - муфта присоединительная

Рис. 3. Разрывное устройство (а) и имитатор угольной скважины (б)

Межпакерный клапан (рис. 4) состоит из полого корпуса, выполненного в виде стакана 1 с отверстиями 2 для прохода рабочей жидкости, соединенного открытой частью с полой втулкой 3 посредством резьбы. На концах корпуса закреплены упруго расширяющиеся рукава 4 и 5 способные деформироваться под действием давления рабочей жидкости. В полости корпуса у дна стакана закреплена посредством распорной втулки 8 уплотнительная втулка 9, в которой размещен золотник 10, в центральное отверстие которого входит пустотелый патрубок 11, установленный между дном стакана 1 и торцом углубления в полой втулке 3. В стенках уплотнительной втулки 9 имеются радиальные отверстия 12, оси которых совпадают с осями отверстий 2 в стенках стакана 1. Прижатие золотника 10 к торцу уплотнительной втулки 9 осуществляется пружиной 13, установленной между золотником 10 и дном втулки 3. На торцах (со стороны дна стакана 1) золотника 10 и пустотелого патрубка 11 имеются шлицевые прорези соответственно 14 и 15. Уплотнения 16 в полой втулке 3, 17 в золотнике 10 и 18 в уплотнительной втулке 9 обеспечивают герметичность всех соединений устройства. Поверхность отверстия уплотнительной втулки 9 притерта по наружному диаметру золотника 10, что также обеспечивает достаточную герметичность соединения.

Устройство работает следующим образом. Через штуцер 7 в устройство подается рабочая жидкость под давлением, от действия которого уплотнительные элементы 4 и 5, увеличиваясь в диаметре, прижимаются к стенкам скважины – происходит герметизация ее участка. При повышении давления, на которое настроена пружина 13, золотник 10 начинает перемещаться в сторону втулки 3, при этом открывается доступ к радиальным отверстия 12 и 2 в стенках уплотнительной втулки 9 и стакана 1, через которое рабочая жидкость поступает в загерметизированное пространство скважины. После проведения гидроразрыва давление рабочей жидкости сбрасывается и золотник 10 под действием пружины 13 возвращается в исходное положение, а упруго расширяющиеся рукава 4 и 5 занимают исходную форму.

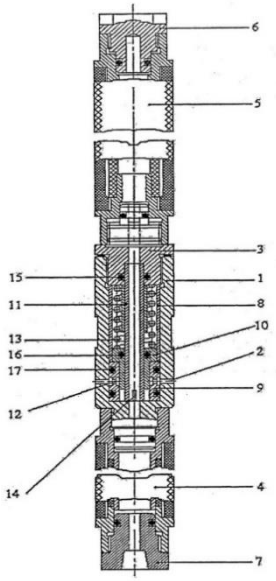


Рис.4. Распределитель давления

Известно устройство для гидроразрыва скважин (патент на полезную модель № 76972, E21B43/26, опубл. в БИ №28, 2008г.), включающее корпус с осевым отверстием и размещенными на нем упругими оболочками с гидравлическими толкателями, между которыми размещен редукционный клапан, при этом к торцам упругих оболочек со стороны редукционного клапана прикреплены скользящие по корпусу втулки, а гидравлические толкатели снабжены пружинами возврата упругих оболочек в исходное положение и прикреплены к противоположным торцам упругих оболочек.

Основным недостатком данного технического предложения является невозможность его использования при разрыве глубоких скважин, пробуренных в угольном массиве с целью его разупрочнения. Это связано с тем, что упругие оболочки, размещенные на корпусе с осевым отверстием в виду ограниченности объема их тела имеют ограниченные возможности увеличивать свои размеры в диаметральном направлении при их осевом сжатии под воздействием гидравлических толкателей. Поэтому для обеспечения надежной герметизации скважин требуется очень незначи-

тельная разница в диаметре скважины и внешним диаметром упругих оболочек устройства, находящихся в исходном сжатом состоянии, что затрудняет перемещение устройства по не прямолинейным и глубоким скважинам, пробуренным по углю.

Наиболее близким по технической сущности и совокупности существенных признаков является скважинное устройство для осуществления разрыва горных пород (патент на полезную модель №123064, Е21С 37/06, опубл в БИ № 35, 2013г.), включающее корпус, выполненный в виде стакана с отверстием в стенке для прохода рабочей жидкости, герметизаторы с втулками, установленными с обеих сторон стакана.

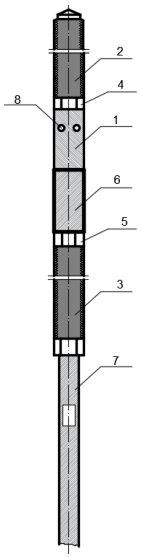
К недостаткам этого технического решения следует отнести то, что имеющиеся в нем герметизаторы, выполненные в виде упруго расширяющихся рукавов несмотря на то, что могут значительно увеличивать свои размеры в диаметральном направлении, вследствие чего появляется возможность свободного перемещения устройства в исходном сжатом состоянии по скважине и дальнейшей ее полноценной герметизации, не обеспечивают надежную работу устройства при высоких давлениях рабочей жидкости. Это объясняется тем, что в момент подачи рабочей жидкости в устройство, упругие элементы герметизаторов увеличиваются в диаметральном направлении вплоть до соприкосновения со стенками скважины. При этом, в силу неизменности объемов упругих элементов, происходит их укорачивание в осевом направлении. Поскольку два герметизатора жестко связаны между собой через корпус, выполненный в виде стакана, то в месте крепления упругих элементов к втулкам герметизаторов, возникают значительные растягивающие силы, стремящиеся разрушить это соединение, что снижает надежность работы устройства.

Технической задачей представленного решения является повышение надежности работы устройства, предназначенного для гидроразрыва скважин в угольном массиве, за счет устранения растягивающих сил в месте присоединения упругих элементов к втулкам герметизаторов, путем введения в конструкцию устройства для разрыва скважин в угольном массиве компенсатора осевых перемещений.

Поставленная задача достигается тем, что в устройстве для разрыва скважин в угольном массиве, включающем корпус, выполненный в виде стакана с отверстиями в стенке для прохода рабочей жидкости, герметизаторы с втулками, установленные с обеих сторон стакана, золотник прижимающий его ко дну, согласно техническому решению между герметизаторами со втулками и корпусом, выполненным в виде стакана, устанавливается компенсатор осевых смещений.

Указанная совокупность признаков позволит существенно повысить надежность работы устройства для гидроразрыва скважин в угольном массиве, так как применение компенсатора осевых смещений устраняет возможность возникновения растягивающих усилий в месте присоединения упругих элементов к втулкам герметизаторов.

Устройство для гидроразрыва скважин в угольном массиве (рис.5) включает в себя корпус, выполненный в виде стакана с отверстиями в стенке для прохода рабочей жидкости 1, герметизаторы 2 и 3 с втулками 4 и 5. (по патенту на полезную модель №123064, Е21С 37/06, опубл в БИ № 35, 2013г.), и компенсатор осевых смещений 6.



1 – стакан с отверстиями (8) в стенке для прохода рабочей жидкости; 2, 3 –герметизаторы; 4 - 5 – втулки; 6 – компенсатор осевых смещений; 7– буровая штанга

Рис. 5. Устройство для гидроразрыва скважин в угольном массиве

Устройство работает следующим образом. При подаче в устройство под давлением рабочей жидкости через буровую штангу 7 упругие элементы герметизаторов 2 и 3 увеличивают свои размеры в диаметральном направлении и прижимаются к стенкам скважины. Происходит герметизация участка скважины в месте дальнейшего ее разрыва. При этом, по мере прижатия упругих элементов герметизаторов 2 и 3 к стенкам скважины герметизаторы сокращаются в осевом направлении, однако это сокращение компенсируется раздвижкой компенсатора осевых смещений 6 и тем самым устраняет возникновение сил, разрушающих место присоединения упругих элементов герметизаторов 2 и 3 к их втулкам 4 и 5. По завершении герметизации пространства, в котором должен быть произведен гидроразрыв и при достижении давления рабочей жидкости до необходимой величины срабатывает устройство, установленное в корпусе, выполненного в виде стакана с отверстиями 8 в стенке через которые рабочая жидкость поступает в загерметизированное пространство. После проведения гидроразрыва скважины в угольном массиве, давление рабочей жидкости сбрасывается, и все комплектующие элементы устройства занимают свои исходные позиции.

Таким образом, предлагаемая технология может быть реализована по следующей схеме ориентированного поинтервального гидроразрыва для интенсификации процесса газовыделения метана в дегазационные скважины и технические средства (буровые станки насосные станции, пакеры) его осуществления (рис. 6) [15,16].

Рис. 6. Технологическая схема интенсификации дегазации метана поинтервальным гидроразрывом пласта через дегазационную скважину

Это позволяет исключить динамические явления в шахтах, а также обеспечить безопасную и эффективную работу очистного забоя с высокими нагрузками. В качестве бурового станка для бурения и поинтервального гидроразрыва выбран станок СБР-400 или СБУ -300, имеющих автоматический перехват штанги без холостого хода и быстрый возврат штанги, что повышает эффективность работ за счет резкого снижения времени проведения мероприятий по гидроразрыву.

Библиографический список

1. Инструкция по дегазации угольных шахт: ЗАО «Научно-технический центр исследований проблем промышленной безопасности», 2012. – М.– Серия 05. – Вып. 22. – 250 с.
2. Трубецкой К.Н., Рубан А.Д., Забурдяев В.С. Методология обоснования способов и параметров дегазации угольных шахт // ФТПРПИ. – 2011. – № 1.
3. Рубан А.Д., Забурдяев В.С., Забурдяев Г.С. Матвиенко Н.Г. Метан в угольных шахтах и рудниках России: прогноз, извлечение и использование. – М.: ИПКОН РАН, 2006. – 312 с.
4. Ножкин Н.В. Заблаговременная дегазация угольных месторождений. – М.: Недра, 1979 – 271 с.
5. Сластунов С.В. Заблаговременная дегазация и добыча метана из угольных месторождений. – М.: Изд-во МГГУ, 1996. – 441 с.
6. Малышев Ю.Н., Худин Ю.Л., Васильчук М.П. и др. Проблемы разработки метаноносных пластов в Кузнецком угольном бассейне. – М.: Изд-во Академии горных наук, 1997. – 463 с.
7. Пучков Л.А., Сластунов С.В., Презент Г.М. Перспективы промышленного извлечения угольного метана / Л.А.Пучков, С.В.Сластунов, Г.М.Презент // Горный информационно-аналитический бюллетень. – М.: Изд-во МГГУ, - 2002. - № 6. - С. 6-10.
8. Сикора П., Смыслов Д. Плетнер О. Особенности заблаговременной дегазации угольных пластов методом бурения скважин с поверхности // Глюкауф. - №1. - 2008. - С. 39-45.
9. Геофизические методы исследования скважин при разведке и добыче метана из угольных пластов: монография / В.А.Шумилов, С.м. Аксельрод, А.В.Шумилов; Перм. гос. нац. исслед. универмитет. – Пермь, 2014. – 138 с.
10. Клишин В.И, Кокоулин Д.И., Кубанычбек Б., Дурнин М.К. Разупрочнение угольного пласта в качестве метода интенсификации выделения метана / Уголь. - №4. - 2010.

11. Рубан, А. Д. Метан в шахтах и рудниках России: прогноз, извлечение и использование / А. Д. Рубан, В.С. Забурдяев, Г. С. Забурдяев и др. – М.: ИПКОН РАН, 2006.

12. Klishin Vladimir Ivanovich, Opruk Gleb Yurievich, Tatsienko Aleksandr Leonidovich. Technology and means of a coal seam interval hydraulic fracturing for the seam degassing intensification // IOP Conference Series: Earth and Environmental Science, 2016.

13. Родин Р.И., Плаксин М.С. Особенности повышения газопроницаемости угольных пластов // Вестник научного центра по безопасности работ в угольной промышленности. – 2016. - №1. – С. 42-48.

14. Клишин В.И, Курленя М.В. Создание оборудования для дегазации угольных пластов на принципе гидроразрыва горных пород / Уголь. - № 10. - 2011. - С.34-38.

15. Клишин В.И, Кокоулин Д.И., Кубанычбек Б., Гуртенко А.П. Станок для бурения разведочных, дегазационных и технических скважин СБР – 400 // ФТПРПИ. - № 4. - 2010. - С.50-55.

16. Патент РФ на изобретение № 2472941. Способ гидроразрыва угольных пластов (авт. Клишин В.И., Кокоулин Д.И). опубл.20.01.2013, бюл. № 2.

17. Патент РФ на ПМ № 123064. Скважинное устройство для осуществления гидроразрыва горных пород (авт. Клишин В.И., Кокоулин Д.И, Клишин С.В). опубл. 20.12.2012 бюл. №35.

18. Черный С.Г. Методы моделирования зарождения и распространения трещин / С.Г. Черный, В.Н. Лапин, Д.В. Есипов, Д.С. Куранаков; Ин-т вычислительных технологий СО РАН. – Новосибирск: Изд-во СО РАН, 2016. 312 с.

УДК 622.6:621.436.1

ТЕОРЕТИЧЕСКИЕ ОСНОВЫ МЕТОДИКИ РАСЧЕТА ТЕМПЕРАТУРНЫХ ПОЛЕЙ В ОГНЕВОМ ДНИЩЕ КРЫШКИ ЦИЛИНДРА ДИЗЕЛЯ ГОРНО-ТРАНСПОРТНОЙ МАШИНЫ

к.т.н. Гутаревич В.О., Рябко Е.В.
Донецкий национальный технический университет,
г. Донецк, Донецкая народная республика

Аннотация. Для обеспечения безотказной работы горно-транспортной машины и предупреждения причин отказов узлов цилиндро-поршневой группы необходимо провести исследования температурных полей в цилиндровой крышке для исключения процесса перегрева, который оказывает непосредственное влияние на работоспособность силовой дизельной установки. В докладе приводится методика расчета температурных полей с последующими рекомендациями.

Ключевые слова: горно-транспортная машина, крышка цилиндра, огневая поверхность, температурное поле, теплопроводность, теплообмен.

Безотказная работа силовой дизельной установки горно-транспортной машины (СДУ ГТМ), зависит от правильной эксплуатации, технического обслуживания и исправности деталей цилиндро-поршневой группы [1-8]. Детали цилиндро-поршневой группы, испытывающие влияние множества факторов, являются наиболее нагруженными частями дизельного привода [9,10]. В зоне повышенных температур и механических нагрузок находится цилиндровая крышка (головка цилиндра) – сложная по конструкции и нагруженная деталь цилиндрового комплекта. Преждевременный выход из строя СДУ ГТМ требует проведения исследований, направленных на изучение температурных полей в огневом днище крышки цилиндра. Поэтому особую актуальность представляют исследования, направленные на изучение изменения температуры в слоях огневого днища крышки цилиндра дизеля горно-транспортной машины.

Температурное поле в огневой поверхности крышки цилиндра СДУ ГТМ является нестационарным, обусловленным с одной стороны изменяющейся температурой газов в цилиндре в течение цикла и постепенным прогревом цилиндровой крышки, а с другой стороны – значительным изменением суммарного коэффициента теплоотдачи α_{Σ}, который выражает сумму составляющих конвекцией и излучением [11].

Основополагающим законом нестационарной и стационарной теплопроводности является закон Фурье:

$$\partial q = -\lambda \frac{\partial T}{\partial x}, \quad (1)$$

где q – плотность теплового потока, Вт/м^2; λ – коэффициент теплопроводности, Вт/(м·К); T – температура, К; x – линейная координата, м.

Количество теплоты, проходящие за время τ, через поверхность S:

$$Q = -\tau \int_0^{\tau} S, \frac{\partial T}{\partial x} \partial S \cdot \partial \tau. \quad (2)$$

Дифференциальное уравнение теплопроводности при одномерном тепловом потоке в декартовых координатах записывается в виде:

$$\frac{\partial T}{\partial \tau} = a \frac{\partial^2 T}{\partial x^2}, \quad (3)$$

где a – коэффициент температуропроводности, м^2/с.

При трехмерном потоке это уравнение имеет вид:

$$\frac{\partial T}{\partial \tau} = a \nabla^2 T, \quad (4)$$

$$\nabla^2 T = \left(\frac{\partial^2}{x^2} + \frac{\partial^2}{\partial y^2} + \frac{\partial^2}{\partial z^2} \right) \partial T.$$

При исследовании температурных полей в огневой поверхности используем условие одномерного течения теплоты, поэтому основное дифференциальное уравнение теплопроводности будет выражаться уравнением (3), а плотность теплового потока - по закону Фурье (1).

В теории теплопроводности решена задача нестационарного изменения температуры плоской стенки [12] для граничных условий, характеризующихся неизменным во времени коэффициентом теплоотдачи $\alpha_{\sum}$, при этом аналитическое решение получено только для случая симметрической задачи, когда коэффициенты теплоотдачи с одной и с другой стороны пластины одинаковы.

Система дифференциальных уравнений для этой задачи имеет вид:

– уравнение нестационарной теплопроводности внутри некоторого объема без источников теплоты

$$\frac{\partial T(x,\tau)}{\partial T} = a \frac{\partial^2 T(x,\tau)}{\partial x^2}, (\tau > 0; -R < X < +R); \quad (5)$$

– начальное распределение температуры в пластине по ее толщине

$$T(x, 0) = f(x); \quad (6)$$

– уравнение теплообмена на поверхности пластины (например, с левой стороны)

$$-\lambda \frac{\partial T(R,\tau)}{\partial x} + \alpha[T_c - T(R,\tau)] = 0; \quad (7)$$

– уравнение теплообмена на поверхности пластины, соответственно с правой стороны

$$-\lambda \frac{\partial T(-R,\tau)}{\partial x} + \alpha[T_c - T(-R,\tau)] = 0, \quad (8)$$

где X – расстояние от центра пластины по ее толщине; τ – текущее время; R – половина толщины пластины; T_c – температура окружающей среды; α – коэффициент теплоотдачи от окружающей среды к поверхности пластины.

Система уравнений (5) – (8) решается с использованием интегрального преобразования Лапласа [12]. Метод интегрального преобразования заключается в том, что изучается не сама искомая величина (в нашем случае – температура), а ее видоизменение, которое называют изображением. Это преобразование осуществляется путем умножения искомой функции на экспоненциальную функцию и интегрирование ее в некоторых пределах.

Пусть имеется функция $f(\tau)$. Ее изображение представляется в виде:

$$f_{L(s)} = \int_0^{\infty} f(\tau) \cdot e^{-\tau s} \partial \tau = L[f(\tau)], \quad (9)$$

где $f(\tau)$ – оригинал функции; $f_{L(s)}$ – ее изображение; s – параметр преобразования.

Если задача решена в изображениях, то обратное преобразование для нахождения функции $f(\tau)$ осуществляется по формуле обращения:

$$f(\tau) = L^{-1}\left[f_{L(s)}\right] = \frac{1}{2\pi i} \int_{\sigma - i\infty}^{\sigma + i\infty} f_{L(s)} e^{s\tau} \cdot \partial s. \quad (10)$$

Для пластины с симметричными граничными условиями [13] решение системы уравнений (5) - (8) в изображениях представляется в виде:

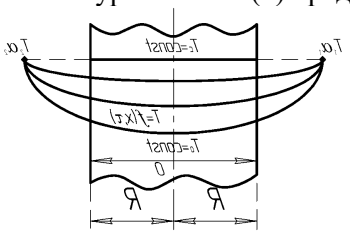
$$T_{L(x,s)} - \frac{T_0}{S} = \frac{T_c - T_0}{S} \cdot \frac{exp\left(\sqrt{\frac{S}{a}} \cdot x\right) + exp - \left(\sqrt{\frac{S}{a}} \cdot x\right)}{exp\left(\sqrt{\frac{S}{a}} \cdot R + exp\left(-\sqrt{\frac{S}{a}} \cdot R\right) + \frac{1}{H}\sqrt{\frac{S}{a}}\left[exp\sqrt{\frac{S}{a}} \cdot R\right) - exp\left(-\sqrt{\frac{S}{a}} \cdot R\right)\right]}. \quad (11)$$

При переходе от изображения (11) к оригиналу функции, академиком Лыковым А.В. получено решение для распределения температур по толщине пластины:

$$\theta = \frac{T_{(x,\tau)} - T_0}{T_c - T_0} = erfc\frac{R-x}{2\sqrt{a\tau}} - exp[H(R-x) + aH^2\tau] \cdot erfc\left(\frac{R-x}{2\sqrt{a\tau}} + H\sqrt{a\tau}\right) + +erfc\frac{R+x}{2\sqrt{a\tau}} - ex\,p[H(R+x) + aH^2\tau] \cdot erfc\left(\frac{R+x}{2\sqrt{a\tau}} + H\sqrt{a\tau}\right),$$

где $erfc = 1 - erf = 1 - \frac{2}{\sqrt{\pi}}\int_0^x e^{-x^2}\partial x = \frac{2}{\sqrt{\pi}}\int_x^\infty e^{-x^2}\partial x.$

Схема температурных полей для пластины с симметричными граничными условиями в разные промежутки времени в соответствии с уравнением (1) представлена на рис. 1.



$T_1 = T_2 = T_c = const$ – температура среды, в которой нагревается пластина;
$\alpha_1 = \alpha_2$ – коэффициенты конвективной теплоотдачи; $T_0 = const$ – начальная температура пластины; R – расстояние по толщине пластины от ее середины

Рис. 1. Схема, поясняющая процесс нагрева пластины [T=f(x, τ)] при симметричных граничных условиях

Для огневой поверхности крышки цилиндра СДУ ГТМ граничные условия существенно отличаются от решаемой выше задачи. Эти отличия заключаются в следующем: температуры сред с обеих сторон пластины неодинаковы, то есть, граничные условия теплообмена несимметричны. Во-вторых, температура газов, омывающих пластину, резко изменяется во времени. В-третьих, коэффициент теплоотдачи α со стороны газов также резко изменяется во времени.

Аналитическое решение задачи нестационарной теплопроводности с показанными выше отличительными условиями является затруднительным. Поэтому такую задачу целесообразно решать одним из численных методов. Одним из проверенных методов решения задач нестационарной теплопроводности является метод элементарных балансов [14].

Для решения задачи нестационарной теплопроводности численным методом необходимо знать закон изменения температуры газов за время цикла. Теплоотдача газов к огневой поверхности обуславливается двумя видами теплоотдачи: конвекцией и излучением. Такую теплоотдачу называют сложным теплообменом. Плотность теплового потока от газа к стенке можно выразить в виде суммы потоков, передаваемых конвекцией и изучением:

$$q = q_{\text{конв}} + q_{\text{изл}}, \quad (13)$$

где q – суммарный тепловой поток; $q_{\text{конв}}$ – тепловой поток, обусловленный конвекцией газов; $q_{\text{изл}}$ – тепловой поток излучения.

Конвективный тепловой поток определяют по формуле Ньютона-Рихмана:

$$q_{\text{конв}} = \alpha_{\text{конв}}(T_c - T_{\text{ст}}), \quad (14)$$

где $\alpha_{\text{конв}}$ – коэффициент конвективной теплоотдачи; T_c – температура среды; $T_{\text{ст}}$ – температура стенки.

Тепловой поток излучения $q_{\text{изл}}$ определяется по закону Стефана-Больцмана:

$$q_{\text{изл}} = \sigma^*[T_c^4 - T_{\text{ст}}^4], \quad (15)$$

где σ^* – приведенный коэффициент лучеиспускания.

В формуле (15) разность четвертых степеней от температур среды T_c и стенки $T_{ст}$ можно разложить на множители, тогда формула может быть записана в следующем виде:

$$q_{\text{изл}} = \sigma^*[(T_c^2 + T_{\text{ст}}^2)(T_c + T_{\text{ст}})](T_c - T_{\text{ст}}) = \alpha_т(T_c - T_{\text{ст}}), \quad (16)$$

где

$$\alpha_т = (T_c^2 + T_{\text{ст}}^2)(T_c + T_{\text{ст}})\sigma^* = \sigma^* B(T);$$
$$B = (T_c^2 + T_{\text{ст}}^2)(T_c + T_{\text{ст}}).$$

Для условий теплообмена между рабочими газами и огневым днищем крышки цилиндра дизеля горно-транспортной машины для определения α_Σ предложен ряд достаточно сложных зависимостей, учитывающих как температуру газов, так и их давление. В работе [15] приведена зависимость α_Σ от угла поворота коленчатого вала для силовой дизельной установки. Именно эту зависимость можно использовать в численном решении задачи нестационарной теплопроводности в огневом днище крышки цилиндра дизеля горно-транспортной машины.

Вывод. Аналитическое решение поставленной задачи является затруднительным ввиду сложности граничных условий теплообмена, изменений температуры газов и коэффициента теплоотдачи во времени. Наиболее рациональным является применение численных методов решения. Применение численного метода позволит произвести расчет температурных полей в слоях огневого днища цилиндровой крышки СДУ ГТМ, с последующей разработкой мероприятий по предотвращению перегрева дизеля горно-транспортной машины.

Библиографический список

1. Новейшие транспортные системы для подземных рудников фирмы SCHARF GmbH [Текст] // Горная Промышленность, 1999. – № 4. – 4 с.

2. Becker Mining Systems [Electronic resource]: website. – Friedrichsthal, 2017. – Режим доступа: http://becker-mining.com, свободный. – Загл. с экрана.

3. Гнайдинг, Э. Презентация фирмы «СМТ Шарф» и новые разработки. Дальнейшее расширение производственной программы [Текст] / Э. Гнайдинг // Глюкауф, 2011. – № 1. – С. 24-27.

4. Gutarevych, V. Dynamic processes during monorail locomotive rocking and their impact on draw gear characteristics / V. Gutarevych // Transport Problems. – 2011. – Vol. 6, Iss. 2. – P. 43-50.

5. Кропп, У. Развитие техники транспортирования угля и материалов [Текст] / У. Кропп // Глюкауф, 1981. – № 16. – С. 45-53.

6. Мельников, С. А. Совершенствование действующих и создание новых шахтных локомотивов [Текст] / С. А. Мельников, В. А. Будишевский, В. И. Бережинский // Уголь Украины. – 2009. – № 5. – С. 12-15.

7. Рудничный транспорт и механизация вспомогательных работ [Текст] / И. Н. Груздев [и др.]. – Москва: Горная книга, 2009. – 534 с.

8. Галкин, В. И. Проблемы совершенствования транспортных систем в горной промышленности [Текст] / В. И. Галкин, Е. Е. Шешко // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал): тр. науч. симп. «Неделя горняка-2011». – Москва, 2011. – Отд. вып. № 1. – С. 458-507.

9. Горожанкин, С. А. Исследование рабочего цикла дизельного двигателя с большим относительным смещением кривошипно-шатунного механизма / С. А. Горожанкин, А. В. Мартынюк // Вести Автомобильно-дорожного института. – Донецк: ДонНТУ, 2009. – № 2 (9). – С. 107-110.

10. Рябко, Е. В. Анализ факторов, влияющих на надежность дизельных силовых установок карьерных и рудничных локомотивов / Е. В. Рябко // Вестник Донецкого национального технического университета. – Донецк: ДонНТУ, 2017. – № 3 (9). – С. 44-51.

11. Woschni, G. A. Universally Applicable Equation for the Instantaneous Heat Transfer Coefficient in the Internal Combustion Engine, SAE Paper, No.670931, 1967.

12. Лыков, А. В. Теория теплопроводности / А. В. Лыков. – М.: Изд-во «Высшая школа», 1966. – 600 с.

13. Чижевский, К. Г. Расчет круглых и кольцевых пластин. Справочное пособие / К. Г. Чижевский. – Л.: «Машиностроение» (Ленинградское отделение), 1977. – 184 с.

14. Михеев, М. А. Основы теплопередачи / М. А. Михеев, И. М. Михеева – М.: Энергия, 1977. – 344 с.

15. Чайнов, Н. Д. Тепломеханическая напряженность деталей двигателей / Н. Д. Чайнов, В. Г. Заренбин, Н. А. Иващенко. – М.: Машиностроение, 1977. – 152 с.

УДК 622. 233. 53

ПОВЫШЕНИЕ ЭНЕРГИИ УДАРА ПОГРУЖНОГО ПНЕВМОУДАРНИКА

к.т.н. Тимонин В.В., Алексеев С.Е., к.т.н. Кокоулин Д.И., к.т.н. Кубанычбек Б., Черниенков Е.М.
Институт горного дела имени Н.А. Чинакала СО РАН, г. Новосибирск, Россия

Аннотация. Представлена принципиальная схема погружного пневмоударника, в которой заложены возможности повышения энергии единичного удара. Показано, что увеличение можно осуществлять за счет увеличение рабочей площади ударника и за счет увеличения хода ударника путем введения в конструкцию эластичного клапана. Приведены некоторые материалы исследований.

Ключевые слова: скважина, давление, энергоноситель, энергия удара, эластичный клапан.

Проходка скважин является важным звеном технологического процесса работ в горном деле [1], строительстве [2] и научных исследованиях [3]. Ударный способ бурения, обладающий малой энергоемкостью разрушения породы, позволяет обеспечить низкие энергозатраты на бурение и высокую производительность при проходке пород средней и высокой крепости, а также дает возможность применения более легкого бурового оборудования.

В середине прошлого века в России были разработаны первые конструкции и изготовлены первые образцы пневматических машин ударного действия, располагаемых непосредственно у забоя буримой скважины – погружные пневмоударники [4]. Они обеспечили наилучшую передачу энергии удара на забой, позволили увеличить скорость бурения и глубину скважины. В этих машинах сжатый воздух используется одновременно как энергоноситель и как очистной агент, что делает технологию бурения более рациональной. Ударная мощность погружного пневмоударника определяется:

$$N = A \cdot n;$$

где A – энергия единичного удара; n – частота ударов.

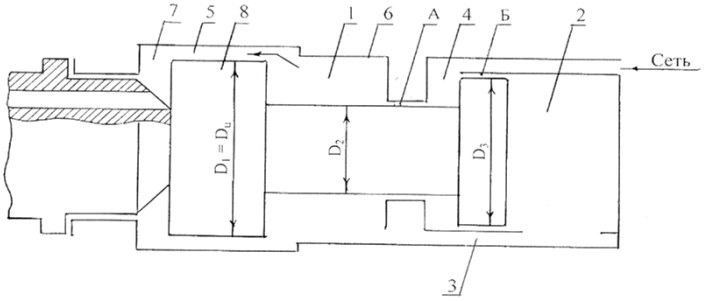
$$A = p_{ср} \cdot F \cdot s_к,$$

где $p_{ср}$ – среднее давление по пути в камере рабочего хода до начала выхлопа; F – рабочая площадь ударника со стороны камеры рабочего хода; $s_к$ - ход ударника, определяемый как разница между полным ходом ударника на рабочем ходу и ходом от начала выхлопа и ударом по инструменту.

Для эффективного разрушения забоя скважины имеет значение, как общая величина ударной мощности, так и соотношение величин основных ее составляющих.

Для проходки скважин по крепким породам наиболее важной составляющей ударной мощности погружного пневмоударника является энергия единичного удара, поскольку предел прочности у этих пород выше. Наиболее простой способ повышения энергии удара - это повышение магистрального давления энергоносителя. Однако в России еще достаточно много предприятий, давление энергоносителя у которых составляет 0,4 – 0,7 МПа. Повышение энергии удара при работе на низком давлении достаточно сложная техническая задача. Путями повышения могут быть увеличение рабочей площади ударника и увеличение хода ударника.

В ИГД СО РАН разработана принципиальная схема погружного пневмоударника, со сдвоенными камерами рабочего хода и промежуточной камерой холостого хода сетевого давления, в которой заложены возможности повышения энергии удара (рис. 1) [5 - 7].



1 – кольцевая камера рабочего хода; 2 – торцевая камера рабочего хода; 3 – канал, соединяющий рабочие камеры; 4 – камера холостого хода; 5 – выхлопной канал; 6 – цилиндр; 7 – камера атмосферного давления; 8– ударник; D_1, D_2, D_3 – диаметры ступеней ударника; $D_ц$ – диаметр цилиндра А и Б – зазоры в подвижных посадках

Рис. 1. Принципиальная схема погружного пневмоударника

Камера рабочего хода состоит из управляемой кольцевой камеры 1 и управляемой торцевой камеры 2, соединенные каналом 3. Управление камерами осуществляется подачей воздуха в торцевую и выхлопом через кольцевую камеру. Между ними расположена камера холостого хода 4, имеющая постоянное сообщение с сетью сжатого воздуха. Выхлоп отработанного воздуха из рабочих камер осуществляется по каналу 5 в стенке цилиндра 6 в камеру атмосферного давления 7. Ударник 8 имеет три ступени с посадочными поверхностями диметрами D_1, D_2, D_3. Диаметр большей ступени D_1 равен диаметру полости цилиндра $D_ц$. Сжатый воздух из камеры холостого хода сетевого давления имеет возможность перетекать в камеры рабочего хода через зазоры в подвижных посадках А и Б, что требует более тщательного выбора посадок, при которых подвижность обеспечивалась бы

при минимальных зазорах. При движении ударника сжатый воздух периодически поступает в камеры рабочего хода. За счет этого ударник совершает возвратно-поступательное движение, причем в конце каждого рабочего цикла он наносит удар по торцу бурового инструмента.

Для обеспечения высоких значений энергии единичного удара большое значение имеет величина рабочих площадей ударника, как со стороны камеры рабочего хода, так и со стороны камеры холостого хода. В данной схеме площадь ударника рабочего хода $S_р$ складывается из рабочих площадей со стороны кольцевой и торцевой камер, а площадь ударника холостого хода $S_х$ образована только со стороны камеры сетевого давления.

$$S_р = \frac{\pi}{4}(D_1^2 - D_2^2 + D_3^2); \qquad S_х = \frac{\pi}{4}(D_3^2 - D_2^2). \tag{1}$$

Важной особенностью схемы является то, что для обеспечения полноты использования площади поперечного сечения полости цилиндра для создания рабочей площади ударника, соблюдается условие $S_р - S_х = S_ц = \frac{\pi}{4} D_ц^2$, где $S_ц$ – площадь поперечного сечения полости цилиндра.

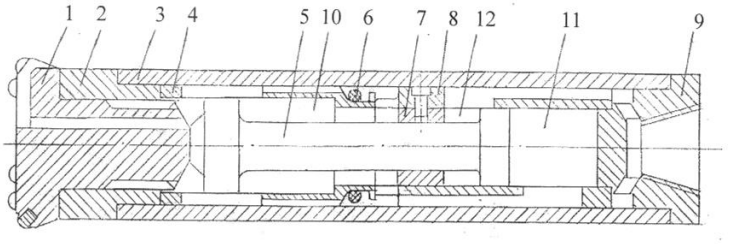
Полное использование полости корпуса для создания рабочей площади ударника рабочего хода обеспечивает повышение энергии единичного удара.

Имеет значение соотношение рабочих площадей пневмоударника [8]. Для данной схемы соотношение этих площадей теоретически может изменяться в пределах

$$0 \prec \frac{S_х}{S_р} \prec 0.5 \quad .$$

В реальных конструкциях из конструктивных соображений и соображений прочности деталей данное соотношение составляет $S_х/S_р = 0{,}2 \ldots 0{,}3$. Это соотношение позволяет получить необходимую величину хода ударника, однако следует исключить влияние негативных факторов, к которым можно отнести перетечки сжатого воздуха из камеры магистрального постоянного давления в рабочие камеры.

Как видно из представленного соотношения при увеличенной площади ударника со стороны рабочих камер, площадь ударника со стороны камеры холостого хода относительно мала. Ударник подвижная деталь и его посадочные поверхности выполнены по посадкам с зазором, величина которых регламентируется в зависимости от диаметра. Через зазоры неизбежно происходит утечка сжатого воздуха. При совершении холостого хода воздух, попадающий в камеру, из-за существенной разницы в величинах рабочих площадей ударника создает значительное сопротивление движению ударника и ограничивает величину его хода. Ограничение хода ударника не позволяет на рабочем ходу существенно увеличить энергию удара. Для уменьшения влияния данного явления в конструкцию введено специальное эластичное кольцо [9] (рис. 2).



1 – буровая коронка; 2 – букса; 3 – корпус; 4 – гильза передняя; 5 – ударник; 6 – эластичный клапан; 7 – кольцо разрезное; 8 – гильза задняя; 9 – переходник; 10 – кольцевая камера рабочего хода; 11 – торцевая камера рабочего хода; 12 – камера холостого хода постоянного давления

Рис. 2. Принципиальная схема погружного пневмоударника ПНБ76Р с режимом разрядки рабочих камер

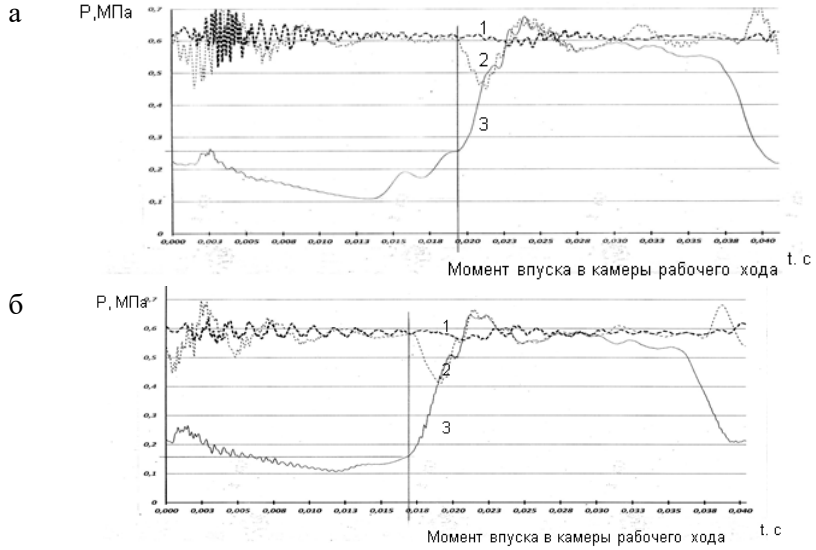
Эластичное кольцо 6, расположенное в проточке передней гильзы 4 с зазором с внутренней стенкой корпуса 3, выполняет роль разрядного клапана. При движении ударника 5 на холостом ходу, воздух, сжимаемый в кольцевой 10 и торцевой 11 камерах рабочего хода после отсечки выхлопа, а также воздух перетечки, поступающий в эти камеры через зазоры подвижных посадок ударника, имеет возможность выходить через указанный зазор, каналы в передней гильзе и далее в атмосферу. Поскольку площади ударника со стороны торцевой и кольцевой камер рабочего хода в несколько раз больше площади ударника со стороны кольцевой камеры холостого хода, то сжатый воздух в торцевой и кольцевой камерах рабочего хода существенно тормозит движение ударника

на холостом ходу и ограничивает величину его хода. Выпуск воздуха из торцевой и кольцевой камер рабочего хода после отсечки выхлопа через эластичное кольцо позволяет существенно снизить противодавление и, как следствие, уменьшить сопротивление движению ударника, при этом ход ударника на холостом ходу увеличивается. В период рабочего хода ударник находится под давлением сжатого воздуха со стороны торцевой и кольцевой камер рабочего хода на большей величине хода, что увеличивает энергию единичного удара и ударную мощность в целом.

Эластичное кольцо в качестве клапана достаточно удобно вписывается в конструкцию пневмоударника, не нарушая ее простоты.

Был изготовлен экспериментальный образец погружного певмоударника ПНБ76Р, снабженный эластичным клапаном с функцией разрядки рабочих камер в период холостого хода.

Пневмоударник прошел доводку и исследования в лабораторных условиях. В процессе исследования сняты диаграммы давлений в рабочих камерах пневмоударника ПНБ76Р с эластичным клапаном при давлении в магистрали 0,6 МПа. Диаграммы в сравнении с диаграммами пневмоударника ПНБ76 без клапана представлены на рис. 3.



1 – давление в питающей магистрали; 2 – давление в камере холостого хода; 3 – давление в торцевой и кольцевой камерах рабочего хода

Рис. 3. Диаграммы давлений в рабочих камерах пневвмоударников: а – ПНБ76 (без клапана), б – ПНБ76Р (с разрядным клапаном)

На диаграммах видно, что в период холостого хода ударника в момент впуска сжатого воздуха в рабочие камеры у пневмоударника ПНБ76Р давление на 0.1 МПа меньше, чем у пневмоударника ПНБ76, что уменьшает сопротивление движению ударника на холостом ходу и увеличивает его ход. Следует отметить, что клапан срабатывает, то есть перекрывает зазор между ним и стенкой корпуса, непосредственно после начала впуска сжатого воздуха в рабочие камеры, поскольку достаточно быстро образуется нужный перепад давлений до и после клапана для его растягивания. Это определяет хороший запуск пневмоударника и его устойчивую работу.

В результате обработки диаграмм по известной методике [10] определены основные энергетические параметры пневмоударников, приведенные в таблице.

Таблица

Параметры пневмоударников

Параметры	ПНБ76 (без клапана)	ПНБ76Р (с разрядным клапаном)
Наружный диаметр корпуса, мм	63,5	
Длина (без коронки), мм	675	
Масса ударника, кг	1,45	
Давление воздуха, МПа	0,6	
Ход ударника, мм	79	93
Энергия удара, Дж	57	71
Частоты ударов, мин$^{-1}$	1450	1456
Ударная мощность, Вт	1378	1723

Вывод. Таким образом, введение в конструкцию эластичного клапана с функцией разрядки рабочих камер пневмоударника ПНБ76Р позволило увеличить ход ударника на 30% в сравнении с такой же конструкцией без клапана, а энергию удара и мощность в целом на 25%. Введение разрядного клапана позволяет нейтрализовать органический недостаток данной схемы воздухораспределения, а именно, образование малой площади ударника холостого хода в сравнении с площадью со стороны камер рабочего хода и позволяет использовать все преимущества этой схемы. Конструкция может быть использована, как при работе на обычном, так и на повышенном давлении сжатого воздуха.

Работа выполнена в рамках проекта ФНИ № государственной регистрации АААА-А17-117122090003-2

Библиографический список

1. Repin A.A, Alekseyev S.E. Air-Percussion Reamer: Practical Experience and Future Prospects. 21st Word Mining Congress & Expo 2008, Poland, Krakow-Katowice-Sosnowiec, 2008, Vol. 29. - P 29-37.

2. Петреев А.М., Примычкин А.Ю. Влияние типа системы воздухораспределения на энергетические показатели пневмоударного узла кольцевой ударной машины // ФТПРПИ. - 2015. - № 3. - С. 117-123.

3. Алексеев С.Е., Тимонин В.В., Кокоулин Д.И., Шахторин И.О., Кубанычбек Б. Создание малогабаритного погружного пневмоударника для проходки исследовательских скважин // Фундаментальные и прикладные вопросы горных наук. – 2015. - № 2. - С.187-193.

4. Иванов К.И., Глазунов В.Н., Надион М.Ф. Современные методы бурения крепких пород. Москва. Годарственное научно-техническое издательство литературы по горному делу. - 1963. - 380 с.

5. Пат. 2090730 РФ: МПК7 Е21В 4/14, Е21С 3/24 Погружной пневматический ударный механизм ./ С.Е. Алексеев**;** ИГД СО РАН. - № 95107596/03; заяв.11.05.95; опубл. 20.09.97 в Бюл. № 26**.**

6. Пат. 2343266 РФ: МПК7 Е21В 4/14 Погружной пневмоударник. / А.А. Репин, С.Е. Алексеев, Г.А. Пятнин; ИГД СО РАН. - № 2007124972/03; заявл. 02.07.2007; опубл. 10.01.2009 в Бюл. №1

7. Полезн. модель 121854 РФ. Погружной пневмоударник. / А.А. Репин, С.Е. Алексеев, В.Н. Карпов; ИГД СО РАН. - № 2012118740/03; заяв. 04.05.2012; опубл. 10.11.2012 Бюл. №31.

8. Репин А.А., Алексеев С.Е. Оценка энергетических параметров пневмомолота на стадии проектирования. В сб. Динамика и прочность горных машин. Труды II международной конференции. Новосибирск. - 2003. - С. 133 – 139.

9. Пат. 2647716 РФ:Е21В 4/14 Погружной пневмоударник / В.В. Тимонин, С.Е. Алексеев, Д.И. Кокоулин, Н.Н. Заболоцкая ИГД СО РАН.- №2017116034/03; заяв.04.05.2017, опубл. 19.03.2018 Бюл. №8.

10. Есин Н.Н. Методика исследования и доводки пневматических молотков. Новосибирск. Редакционно-издательский отдел Сибирского отделения АН СССР. - 1965. - 46 с.

УДК 622.33.013.3

ОПТИМИЗАЦИЯ ШИРИНЫ ЗАХВАТА И РАСПОЛОЖЕНИЯ ТАНГЕНЦИАЛЬНЫХ РЕЗЦОВ НА ШНЕКЕ ОЧИСТНОГО КОМБАЙНА

д.т.н. Ордин А.А., к.т.н. Никольский А.М.
Институт горного дела им. Н.А. Чинакала СО РАН, г. Новосибирск, Россия

Аннотация. Изложена постановка и решение задачи оптимизации ширины захвата очистного шнекового комбайна с учетом физико-механических свойств пласта и фракционного состава отбитого угля. Установлено, что для повышения сортности угля и снижения метановыделения в очистном забое и равномерного износа резцы комбайна следует устанавливать на лопастях шнека неравномерно, по экспоненциальной зависимости.

Ключевые слова: очистной комбайн, шнек, ширина захвата, оптимизация, тангенциальные резцы, фракционный состав угля, метановыделение.

Современные тенденции механизации очистных работ на шахтах заключаются в постоянном увеличении ширины захвата и, соответственно, производительности и мощности шнековых комбайнов. Если первые узкозахватные очистные комбайны выпускались в СССР с шириной захвата 0,63 м, то сейчас ширина захвата комбайнов, таких как, например. SL-500, SL-1000 достигает 1.2 м. При этом скорость подачи таких комбайнов может достигать 30 м/мин., а суммарная мощность приводов резания и подачи превышает 3000 кВт [1].

При проектировании шахт теоретическая производительность очистного комбайна при длинностолбовой системе разработки обычно определяется по формуле [2–5]:

$$A = \gamma m r v_n \text{, т/мин.} \quad (1)$$

где γ – плотность угля, т/м^3; m – вынимаемая мощность пласта, м; r – ширина захвата очистного комбайна, м; v_n – скорость подачи очистного комбайна, м/мин.

Из формулы (1) следует, что теоретическая производительность очистного комбайна прямо пропорциональна ширине захвата, что, собственно, и объясняет практику увеличения этого параметра [2].

Однако, увеличение ширины захвата комбайна имеет и негативные стороны. Резание пласта в кутковой части забоя осуществляется вне зоны отжима, т.е. в области с повышенным сопротивлением пласта резанию. При широкозахватной выемке увеличивается площадь незакрепленной части кровли пласта, что приводит к вывалам породы в очистной забой. С увеличением длины шнека при выемке и погрузке угля на скребковый конвейер происходит переизмельчение угольной массы, что, в свою очередь, приводит к повышению метановыделения в очистном забое и снижению оптовой цены угля из-за низкой его сортности. Увеличение дебита метана из мелкодисперсной угольной массы приводит к тому, что на многих шахтах в Кузбассе производительность длинных очистных забоев сдерживается газовым фактором.

Следует заметить, что линейная зависимость (1) теоретической производительности очистного комбайна от ширины захвата не совсем корректна, так как в ней скорость подачи очистного комбайна не зависит от ширины захвата, а определяется в зависимости от мощности привода и сопротивляемости пласта резанию [5]:

$$v_{ni} = \frac{30 N \eta n_{1л}}{fP\cos\alpha \pm P\sin\alpha + R_{ср} D n_з K_{от} K_{\Sigma}} \text{ ,м/мин.} \quad (2)$$

где N_s – мощность электродвигателей комбайна, кВт; η – КПД редуктора привода подачи; $n_{1л}$ – количество резцов в одной линии резания, принимается в зависимости от конструкции шнека; P – вес комбайна; f – коэффициент трения скольжения между комбайном и скребковым конвейером; α – угол падения пласта, град.; $n_з$ – количество резцов, разрушающих забой одновременно; $R_{ср}$ - средневзвешенная сопротивляемость пласта угля резанию, кН/м; $K_{\Sigma} = K_{\alpha} K_b K_{з.р} K_{фр}$ – коэффициенты, соответственно учитывающие угол резания, ширину резца, затупление и форму резцов; $K_{от}$ - коэффициент отжима, учитывающий уменьшение сил резания вблизи забоя и, соответственно, увеличение сил сопротивления резанию в кутковой части забоя.

Недостаток формулы (2) заключается в отсутствии в ней ширины захвата комбайна. Между тем влияние этого фактора на скорость подачи комбайна очевидно, так как при неизменной мощности привода подачи комбайна увеличение ширины захвата приводит к возрастанию реакции сопротивления пласта и, соответственно, уменьшению скорости подачи.

Отсутствие ширины захвата в (2) связано с одномерной постановкой задачи и, в частности, с использованием линейной функции – сопротивляемости пласта резанию, единицей измерения которой является кН/м. В этой упрощенной постановке задачи сила сопротивления пласта резанию определяется умножением сопротивляемости угля на диаметр шнека.

Более адекватной является двумерная, плоская постановка этой задачи, где в качестве второго геометрического параметра выступает ширина захвата комбайна. В этой постановке необходимо перейти от сопротивляемости пласта резанию к деформациям среза и смятия пласта, для чего следует использовать соответствующие напряжения среза и смятия:

$$\tau = \frac{F_{ср}}{S_{ср}} = \frac{2F_{ср}}{\pi D r}; \quad \sigma = \frac{F_n}{S_{см}} = \frac{4F_n}{n_з \pi d_p^2} \text{, МПа} \quad (3)$$

где F_n, $F_{ср}$ – соответственно усилие подачи при поступательном движении комбайна и окружная сила среза, создаваемая резцами при вращении шнека, Н; σ , τ – нормальное и касательное напряжения, возникающие соответственно при смятии и срезе пласта шнеками комбайна, Па; $S_{см}$ – площадь смятия пласта резцами диаметром $d_р$, м^2; $S_{ср}$ – площадь серповидного среза, определяемая в зависимости от диаметра шнека и ширины захвата комбайна (рис. 1).

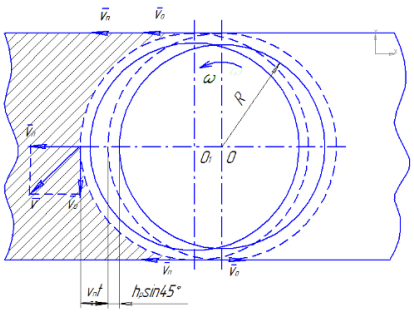


Рис. 1. Серповидный срез пласта шнековым комбайном

Сила подачи обеспечивает равномерное движение очистного комбайна вдоль скребкового конвейера, преодолевая силу трения скольжения, составляющую веса комбайна, зависящую от угла падения пласта, и реакцию сопротивления пласта резанию. Резцы на шнеке комбайна участвуют в сложном движении, состоящем из поступательного движения комбайна вдоль лавы и вращательного движения шнека. Поэтому процесс резания пласта состоит из деформации среза пласта резцами при вращении шнека и деформации смятия пласта при поступательном движении резцов.

Таким образом, реакция сопротивления пласта резанию состоит из векторной суммы сил при деформациях среза и смятия пласта:

$$\overline{F}_p = \overline{F}_n + \overline{F}_{cp}, \tag{4}$$

которая, вследствие поступательного и вращательного движения резцов, изменяется от максимума до минимума (рис. 2).

Максимальная сила среза и смятия пласта возникает в верхней части шнека при его вращении как показано на рис. 2 и равна:

$$F_{p\max} = F_n + F_{cp} = \frac{N_n \eta}{v_n} + \frac{2M_{ш}}{D} = \frac{N_n \eta}{v_n} + \frac{60 N_ш \eta}{D \pi n_ш}, \tag{5}$$

где $N_п$, $N_ш$ –мощности приводов соответственно подачи и вращения шнеков, кВт; $M_ш$ – вращающий момент на шнеке, Нм; $n_ш$ – частота вращения шнека, об./мин.

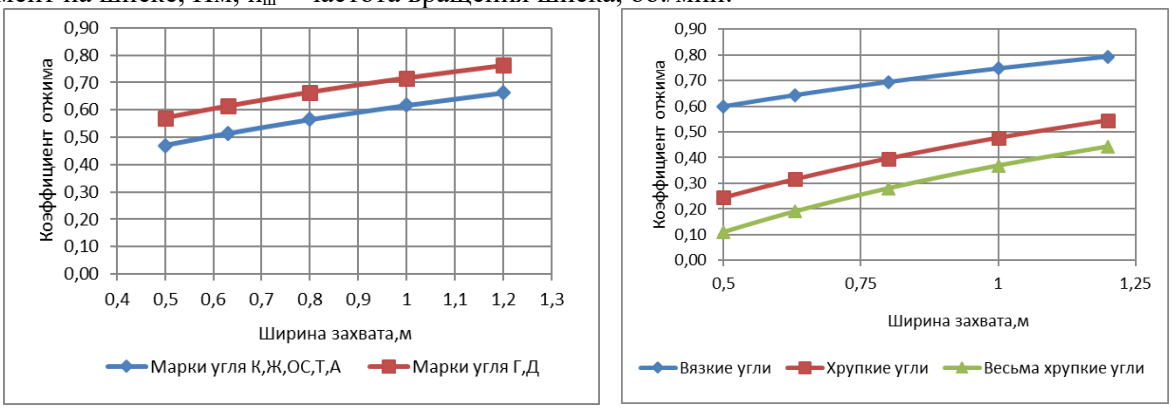


Рис. 2. Зависимости коэффициента отжима от ширины захвата комбайна, марок и хрупкости углей

При резании угля комбайном должно выполняться условие, при котором происходит разрушение пласта на срез и смятие:

$$F_{p\max} = \frac{N_n \eta}{v_n} + \frac{60 N_ш \eta}{D \pi n_ш} \geq \left([\tau] S_{cp} + [\sigma] S_{см}\right), \tag{6}$$

где $[\tau]$– предел прочности угля на срез.

Отсюда находится необходимая скорость подачи комбайна:

$$v_n = \frac{N_n \eta}{fP\cos\alpha \pm P\sin\alpha + \left(0.5[\tau]\pi D r + [\sigma] S_{см} - \frac{60 N_ш \eta}{D \pi n_ш}\right) K_{от} K_{\Sigma}}. \tag{7}$$

Деформация среза осуществляется, в основном, приводом, осуществляющим вращение шнека, а деформация смятия – приводом подачи комбайна.

Коэффициент отжима, входящий в (2), зависит от ширины захвата комбайна [3, 5, 7]:

$$K_{от} = K_o + \frac{r - k_1 m}{r + k_2 m}, \tag{8}$$

где $К_о$ - коэффициент отжима на поверхности забоя (для кузнецких углей марок К, Ж, ОС, Т, А $К_о$=0,35; для марок Г, Д $К_о$=0,45, k_1=0.1, k_2=1 [3]), r - ширина захвата исполнительного органа комбайна, м, m - вынимаемая мощность пласта (по угольным пачкам), м. Для вязких, хрупких и весьма хрупких углей коэффициенты K_o, k_1, k_2 принимаются по [3, 6 – 8].

Как видно из рис. 2 зависимость (6) коэффициента отжима от ширины захвата комбайна являются возрастающими, близкими к линейным.

Таким образом, скорость подачи (2) шнекового комбайна с учетом формул (6–8) определяется по зависимости, обратно пропорциональной его ширине захвата:

$$v_n(r) = \frac{15N_n\eta n_{1л}}{fP\cos\alpha \pm P\sin\alpha + \frac{\pi d_p r}{b\cos\beta}\left(0.25[\sigma]d_p + 0.5[\tau]D - \frac{60N_ш\eta}{D\pi n_ш}\right)\left(K_0 + \frac{r-k_1 m}{r+k_2 m}\right)n_з K_\Sigma}, \text{ м/мин.} \quad (9)$$

Подставляя (9) в (1), получаем зависимость теоретической производительности очистного комбайна от его ширины захвата в виде:

$$A(r) = \frac{15\gamma m N_n\eta n_{1л}}{\frac{1}{r}(fP\cos\alpha \pm P\sin\alpha) + \frac{\pi d_p K_\Sigma}{b\cos\beta}\left(0.25[\sigma]d_p + 0.5[\tau]D - \frac{60N_ш\eta}{D\pi n_ш}\right)\left(K_0 + \frac{r-k_1 m}{r+k_2 m}\right)}, \text{ т/мин.} \quad (10)$$

Знаменатель формулы (10) представляет собой сумму убывающей и возрастающей зависимостей от ширины захвата, имеющей точку минимума, следовательно, теоретическая производительность очистного комбайна имеет точку максимума относительно его ширины захвата.

На рис. 3. приведены графики расчетных зависимостей (6), (7) от ширины захвата скорости подачи и теоретической производительности очистного комбайна SL-500/1 при отработке пласта мощностью 3,0 м. Техническая характеристика комбайна SL-500/1 приведена в табл. 1.

Таблица 1

Техническая характеристика очистного комбайна SL-500/1

Наименование	Ед.изм.	Значение
Диапазон вынимаемой мощности пласта	м	2.0 ÷ 5.0
Допустимый угол падения пласта	град.	35
Суммарная мощность электродвигателей	кВт	948
Мощность привода резания	кВт	700
Мощность привода подачи	кВт	108
Мощность привода резания	кВт	350
Диаметр шнека	м	1.6
Максимальная скорость подачи	м/мин.	28.0
Диапазон ширины захвата	м	0.85 ÷ 1.0
Максимальное тяговое усилие	кН	1000
Вес комбайна	кН	550
Частота вращения шнека	мин.$^{-1}$	23; 29; 34
Вращающий момент	кНм	145; 115; 98

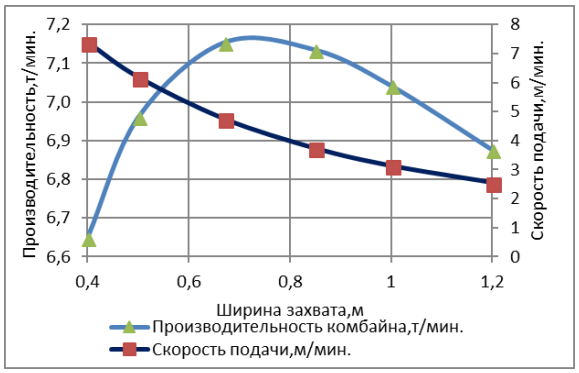


Рис. 5. Зависимости от ширины захвата скорости подачи и производительности очистного комбайна SL-500

Средняя толщина стружки этого среза определяется по формуле [5]:

$$h_{ср} = \frac{2h_м}{\pi} = \frac{2v_n}{\pi n_{1л}}, \text{м} \quad (10)$$

Определим диаметр куска отбитого угля как среднее арифметическое между средней толщиной стружки и расстоянием между резцами на лопастях шнека:

$$d_{cp} = 0.5(h_{cp} + b) = \frac{v_n}{\pi m n_{1л}} + 0{,}5b, \quad (11)$$

Как видно из (10) средний диаметр отбитого куска угля прямо пропорционален скорости подачи очистного комбайна и обратно пропорционален частоте вращения шнека (рис. 4).

Подставляя (6) в формулу (10), получаем нелинейную зависимость среднего диаметра куска угля от ширины захвата комбайна в виде:

$$d_{cp}(r) = \frac{15N\eta}{\pi m(fP\cos\alpha \pm P\sin\alpha + \frac{\sigma_{см} r \pi d_p^2}{4b\cos\beta}\left(K_0 + \frac{r - k_1 m}{r + k_2 m}\right))} + 0{,}5b, \text{ м} \quad (12)$$

Из (11) видно, что с увеличением ширины захвата при одной и той же мощности привода средний диаметр куска угля уменьшается по гиперболической зависимости вследствие снижения скорости подачи, то есть происходит переизмельчение отбитого угля. В свою очередь это приводит к увеличению метановыделения в очистном забое из отбитого угля и снижению оптовой цены угля за счет повышения его сортности [9, 10].

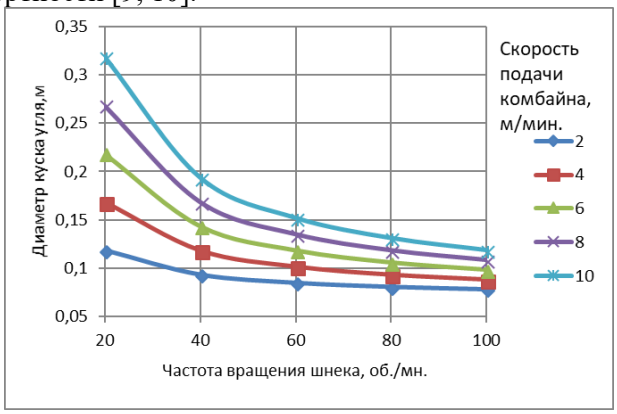


Рис. 4. Зависимость среднего диаметра куска угля от частоты вращения шнека и скорости подачи очистного комбайна

Тангенциальные резцы, расположенные на лопастях шнека очистного комбайна, подвергаются неравномерным нагрузкам и износу. Вследствие того, что коэффициент отжима (6) возрастает с увеличением ширины захвата, максимальные нагрузки на тангенциальные резцы достигаются в кутковой части шнека и, соответственно, минимальные нагрузки – вблизи забоя. Действительно, необходимое усилие для серповидного среза части пласта шириной (δ), равной расстоянию между резцами на лопасти шнека, определяется по формуле:

$$F_{cp}(r) = 0.5\tau_{cp}\pi D\delta K_o(r) = 0.5\tau_{cp}\pi D\delta\left(K_o + \frac{r - k_1 m}{r + k_2 m}\right), \text{ Н}, \quad (13)$$

и, учитывая зависимости, изображенные на рис.3, практически, линейно растет с увеличением ширины захвата. Также линейно, с удалением от забоя вглубь пласта, возрастает и фактическое касательное напряжение среза:

$$\tau = \tau_{cp} K_o(r) = \tau_{cp}\left(K_o + \frac{r - k_1 m}{r + k_2 m}\right), \text{ Па}, \quad (14)$$

Срез пласта обеспечивается вращающим моментом (M) шнека при условии, что окружная сила шнека превосходит необходимое усилие среза:

$$F_o = \frac{M}{0.5D} = \frac{60N_p}{\pi D n} \geq 0.5\tau_{cp}\pi D\delta\left(K_o + \frac{r - k_1 m}{r + k_2 m}\right), \text{ Н}, \quad (15)$$

где М– вращающий момент на шнеке, кНм, N_p –мощность электродвигателя привода резания, кВт.

Из (13) следует, что вследствие неравномерности распределения касательных напряжений тангенциальные резцы следует размещать на лопастях шнека также неравномерно, с меньшим интервалом вблизи кутковой части и с увеличением расстояния между резцами вблизи забоя. Такое расположение резцов на лопасти шнека позволит выровнять нагрузку на резцы и обеспечить увеличение крупности отбитого угля.

В табл. 2 и на рис. 5 приводятся результаты расчетов по рациональному расположению резцов на лопасти шнека и выравниванию нагрузки на резцы для очистного комбайна SL-500/1.

Таблица 2

Результаты расчета расстояний между тангенциальными резцами очистного комбайна SL-500/1

Ширина захвата, r, м	0,2	0,4	0,5	0,63	0,8	1	1,2
Коэффициент отжима для марок угля К, Ж, ОС, Т, А	0,35	0,43	0,47	0,51	0,56	0,62	0,66
Коэффициент отжима для марок угля Г, Д	0,45	0,53	0,57	0,61	0,66	0,72	0,76
Предел прочности на срез, МПа	0,32	0,39	0,42	0,46	0,51	0,56	0,60
Расстояние между резцами для марок угля К. Ж. ОС, Т, см	14,29	11,54	10,64	9,74	8,86	8,11	7,55
Усилие среза, кН	141,3	141,3	141,3	141,3	141,3	141,3	141,3
Предел прочности на срез, МПа	0,41	0,48	0,51	0,55	0,60	0,65	0,69
Расстояние между резцами для марок угля Г, Д, см	11,11	9,38	8,77	8,15	7,53	6,98	6,56
Усилие среза, кН	141,3	141,3	141,3	141,3	141,3	141,3	141,3

Как видно из табл.2, расстояние между резцами зависит от касательных напряжений среза и марок угля. Для марок угля К, Ж. ОС, Т расстояние между резцами следует располагать на лопасти шнека неравномерно, уменьшая от 14 см вблизи груди забоя до 7.5 см вблизи кутковой части забоя. Для марок угля Г и Д расстояние между резцами следует уменьшать соответственно с 11 до 6.5 см. Увеличение плотности расстановки резцов для этих марок вызвано повышением вязкости угля.

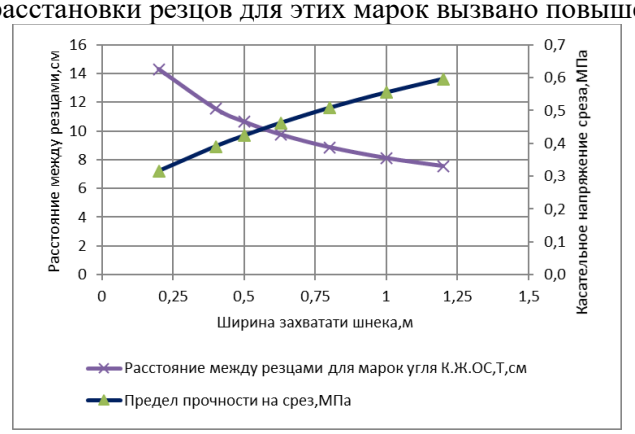


Рис. 7. Зависимости от ширины захвата касательных напряжений пласта на срез и расстояния между резцами на лопасти шнека очистного комбайна SL-500/1

Полученные результаты изменения расстояния между резцами от длины (x) лопасти шнека аппроксимируются нелинейными зависимостями:

- для марок угля Г, Д:

$$\begin{aligned}\delta(x) &= 25.86 - 3.88\ln(x), R^2 = 0.984;\\ \delta(x) &= 43.4x^{-0.36}, R^2 = 0.964;\end{aligned}, \quad (16)$$

- для марок угля К, Ж. ОС, Т:

$$\begin{aligned}\delta(x) &= 20.1 - 2.83\ln(x), R^2 = 0.98;\\ \delta(x) &= 29.05x^{-0.3}, R^2 = 0.98;\end{aligned}, \quad (17)$$

При такой расстановке резцов, как видно из табл.2, на протяжении всей ширины шнека обеспечивается равномерное распределение нагрузки на резцы в 141 кН. Условие (15) для среза пласта обеспечивается вращающим моментом шнека 145 кНм при его вращении с частотой 23 мин.$^{-1}$, так как окружная сила при диаметре шнека 2 м в этом случае составляет 145 кН.

Выводы. Современная тенденция увеличения ширины захвата очистного комбайна при длинностолбовой системе разработки угольных пластов обеспечивает рост производительности очистных забоев, но имеет и негативные стороны. Резание пласта в кутковой части забоя осуществляется вне зоны отжима, т.е. в области с повышенным сопротивлением пласта резанию. При широкозахватной выемке увеличивается площадь незакрепленной части кровли пласта, что приводит к

вывалам породы в очистной забой. При выемке и погрузке угля шнеками комбайна на скребковый конвейер происходит переизмельчение угольной массы, что, в свою очередь, приводит к повышению метановыделения в очистном забое и снижению оптовой цены угля из-за низкой его сортности. Увеличение дебита метана из мелкодисперсной угольной массы приводит к тому, что на многих шахтах в Кузбассе производительность длинных очистных забоев сдерживается газовым фактором.

Существующие в практике проектирования шахт зависимости от ширины захвата производительности и скорости подачи очистного комбайна не являются корректными, так как не учитывают изменение коэффициента отжима угля и динамику нормальных и касательных напряжений пласта вблизи забоя. Учет этих факторов позволил установить обратно пропорциональную зависимость скорости подачи и экстремальную зависимость производительности очистного комбайна от ширины захвата.

Изменение коэффициента отжима угля от ширины захвата приводит к росту касательных напряжений на срез и неравномерности нагрузок на резцы комбайна. Вследствие этого тангенциальные резцы следует размещать на лопастях шнека неравномерно, с меньшим интервалом вблизи кутковой части и с увеличением расстояния между резцами вблизи забоя. Такое расположение резцов на лопасти шнека позволит выровнять нагрузку на резцы и обеспечить увеличение крупности отбитого угля. Результаты расчета касательных напряжений пласта на срез позволили установить для очистного комбайна SL-500/1 убывающие нелинейные зависимости расстояний между резцами на лопастях шнека для различных марок угля.

Библиографический список

1. Демура В.Н., Артемьев В.В., Ясюченя С.В. и др. Технологические схемы подготовки и отработки выемочных участков на шахтах ОАО «СУЭК-Кузбасс». Т.3. Подземные горные работы. - М., 2014. –240 с.

2. Липкович С.М. Основы проектирования угольных шахт. - М.: Недра. – 1967. – 223 с.

3. Солод В.И., Гетопанов В.Н., Рачек В.М. Проектирование и конструирование горных машин и комплексов. - М.: Недра,.1982. –350 с.

4. Малеев. Г.В., Гуляев В.Г., Бойко Н.Г. и др. Проектирование и конструирование горных машин и комплексов. - М.: Недра. –1988. –368 с.

5. Плотников В.П. Вывод формулы для расчета производительности очистных комбайнов со шнековым, барабанным или корончатым исполнительным органом / Уголь. - 2009. - № 9. – с. 5-7.

6. Морозов В.И., Чуденков В.И., Сурина Н.В. Очистные комбайны. Справочник. - М.: МГУ, 2006. – 650 с.

7. Хорешок А.А., Антонов Ю.А. Кожухов Л.Ф. м др. Горные машины и оборудование подземных горных работ. – Кемерово: КузГТУ, 2012. – 125 с.

8. Комбайны очистные. Основные параметры и размеры. ГОСТ 28600-90. М., Госкомитет по управлению качеством продукции и стандартам, 1990.

9. Ордин А.А., Метельков А.А. К вопросу об оптимизации длины и производительности комплексно-механизированного очистного забоя угольной шахты // ФТПРПИ. − 2013. − № 2. – С. 100–113.

10. Ордин А.А., Тимошенко А.М. О влиянии фракционного состава угля на метановыделение в очистном забое // ФТПРПИ. - № 3. - 2016. - С.104-110.

УДК 622.233.53

РАЗРАБОТКА РАБОЧЕГО ОРГАНА ДЛЯ БУРЕНИЯ ДЕГАЗАЦИОННЫХ СКВАЖИН С ОДНОВРЕМЕННОЙ ОБСАДКОЙ

к.т.н. Шахторин И.О.
Институт горного дела имени Н.А. Чинакала СО РАН, г. Новосибирск, Россия

Аннотация. Статья содержит описание технологии бурения скважин с одновременной обсадкой, применяемой в горной промышленности, а также в гражданском строительстве. В работе обосновывается актуальность данной технологии и ее преимущества. Приведено описание и принцип действия оборудования, применяемого при бурении с одновременной обсадкой. Приведено экономическое обоснование данной технологии на примере дегазационных скважин, сооружаемых в АО «СУЭК-Кузбасс» буровой установкой SANDVIK DE-880, для шахты им. С.М.Кирова.

Ключевые слова: скважина, бурение, одновременная обсадка, дегазация.

Проходка скважин в сложных горно-геологических условиях и обсадка их трубами - одна из сложнейших и трудоемких задач, как в горной промышленности, так и в гражданском строительстве. При работе в неустойчивых слабых грунтах существует опасность обрушения стенок пробуренной скважины и, как следствие, невозможность установки обсадных труб. Кроме того, существует опасность потери в скважине бурового инструмента без возможности его извлечения на поверхность [1].

Системы бурения с одновременной обсадкой предназначены для сооружения скважин в сложных горно-геологических условиях (валунно-галечные отложения, наличие водопритока в скважину и др.). Системы для пневмоударного бурения с одновременной обсадкой применяются в случае, когда по геологическим свойствам грунта есть необходимость производить бурение с использованием пневмоударника, но при этом существует необходимость одновременной обсадки скважины. Системы с одновременной обсадкой показывают хорошие результаты при фундаментных работах, они обеспечивают высокую производительность, даже если грунт содержит валуны, бетонные блоки и техногенные включения [2].

Принципиально долото для бурения с одновременной обсадкой состоит из специального забурника, установленного в одном корпусе с оригинальным эксцентриковым или симметричным разбуривающим механизмом (рис. 1). Принцип действия долота заключается в увеличении диаметра бурения забурника расширителями одновременно с первичным бурением скважины. Данные расширители в зависимости от типа обсадной системы могут быть симметричными либо эксцентричными.

Институтом горного дела имени Н.А. Чинакала СО РАН разработаны три типа долот для бурения и одновременного обсаживания скважин в неустойчивых грунтах и горных породах, позволяющих существенно уменьшить время проходки скважины и исключить обрушение ее стенок [3].

Рис. 1. Долота для бурения с одновременной обсадкой

Принцип работы разработанного оборудования заключается в том, что бурение осуществляется погружными пневмоударниками со специальным породоразрушающим инструментом, который за счет оригинальной конструкции обеспечивает диаметр бурения больший по отношению к диаметру обсадной трубы. После завершения бурения породразрушающий инструмент изменяет свои габаритные размеры до внутреннего диаметра обсадной трубы и может быть беспрепятственно извлечен из скважины. При необходимости, дальнейшее бурение в крепких породах можно производить с помощью обычного инструмента (рис. 2) [4].

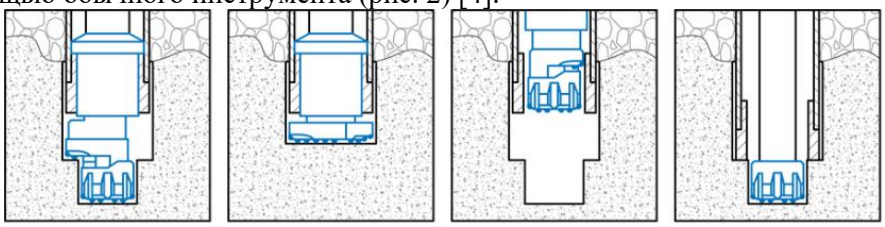


Рис. 2. Принцип работы долота

В рабочем положении расширитель разбуривает скважину до требуемого диаметра для обсадной трубы, спускающейся в скважину под действием собственного веса и от вибрации ударно-вращательного механизма. После окончания бурения одним поворотом буровой штанги в противоположном направлении расширитель складывается в транспортное положение, и через обсаженную трубами скважину буровой снаряд поднимается на поверхность [5, 6].

Комплект оборудования для бурения глубоких дегазационных скважин большого диаметра с дневной поверхности с одновременной обсадкой включает в себя: буровые штанги, погружной пневмоударник в кожухе, буровое долото (рис. 3).

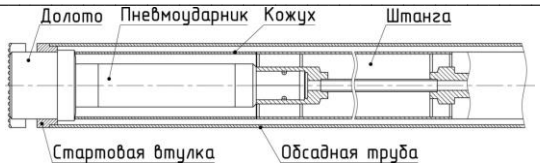


Рис. 3. Конструкция бурового става для бурения дегазационных скважин с одновременной обсадкой

Согласно техническому заданию на бурение дегазационных скважин с земной поверхности в лаву № 24-60 пласта Болдыревский шахты им. С.М. Кирова, конструкция обсадной колонны соответствует параметрам, представленным на рис. 4А. Для сооружения данной скважины применяется буровая установка SANDVIK DE-880, реализующая роторный способ бурения. Скважина бурится с последующей обсадкой трубами различного диаметра и цементированием затрубного пространства. Бурение производится в четыре этапа, в соответствии с количеством обсадных труб.

Применение технологии бурения с одновременной обсадкой для данных условий (рис. 4Б) позволит значительно сократить время сооружения и снизить себестоимость дегазационной скважины за счет исключения двух промежуточных обсадных труб, а также уменьшения времени спускоподъемных операций, позволит сократить количество наименований необходимого бурового оборудования и видов обсадных труб.

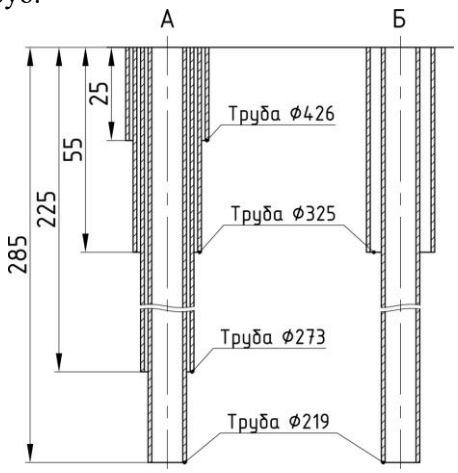


Рис. 4. Конструкция скважины: А – согласно ГТН для шахты им. С.М. Кирова; Б – с применением технологии бурения с одновременной обсадкой

Работа выполнена в рамках проекта ФНИ № гос. регистрации АААА-А17-117122090003-2

Библиографический список

1. Шахторин И.О. Определение параметров погружного пневмоударника // Интерэкспо ГеоСибирь. - 2017. - Т. 2. - № 2. - С. 199-204.

2. Шахторин И.О. Доводка машин ударного действия при помощи современного программного обеспечения // ФПВГН. - 2017. - Т.4. - №1. – С. 72-77.

3. Тимонин В.В., Смоленцев А.С., Полушин Н.И., Лаптев А.И., Шахторин И.О. Анализ причин износа pdc-долот и способы повышения их износостойкости // ФПВГН. - 2016. - Т.2. - №3. – С. 177-183.

4. Шахторин И.О. Обоснование параметров погружного пневмоударника малого диаметра // ФПВГН. - 2016. - Т.2. - №3. – С. 228-233.

5. Еременко В.А., Карпов В.Н., Филатов А.Р., Котляров А.Р., Шахторин И.О. Совершенствование разработки с отбойкой руды на зажатую среду при освоении удароопасных месторождений // Горное дело. -2014. - №1. – С. 50-55.

6. Репин А.А., Алексеев С.Е. Создание пневмоударников для работы на повышенном давлении энергоносителя // Фундаментальные проблемы формирования техногенной геосреды. Т. III. Машиноведение. - Новосибирск: ИГД СО РАН, 2010. – С. -324.

УДК 622.831

ПЕРЕМОНТАЖ МЕХАНИЗИРОВАННОГО КОМПЛЕКСА ПРИ ПОМОЩИ ТЕХНИКИ PETITTO MULE В УСЛОВИЯХ ШАХТ ЮГА КУЗБАССА

[1]к.т.н. Никитина А.М., [1]Риб С.В., [1]Борзых Д.М., [2]Дадынский Р.А.
1 - Сибирский государственный индустриальный университет», г. Новокузнецк, Россия
2- ООО «УМГШО», г. Новокузнецк, Россия

Аннотация. Предлагается снижение продолжительности монтажно-демонтажных работ при переходе на отработку очередного выемочного столба на шахтах, работающих по схеме шахта – лава, что послужит увеличению безопасности и повышению безаварийности ведения горных работ.

Ключевые слова: перемонтаж механизированного комплекса, демонтаж, монтажно-демонтажные работы, демонтажные камеры, сокращение времени.

В условиях требований современного рынка стабильной отгрузки и поставки угля, на шахтах, работающих по схеме шахта – лава, возникают проблемы простоя предприятия по добыче угля при перемонтаже механизированного комплекса.

На «шахтах-лавах» не предусматривается резервный фронт очистных работ. Как показывает практика, продолжительность перемонтажа механизированного комплекса может возрастать в 1,5-2 раза и более, по сравнению с соответствующим показателем, рассчитанным без учета времени, затрачиваемого на ликвидацию последствий обрушений кровли, вывалов вмещающих пород в рабочее пространство. Продолжительность монтажно-демонтажных работ, значительно превышает технически необходимую. Так на шахтах Юга Кузбасса фактическая продолжительность простоев лав при перемонтаже механизированного комплекса составляет 20-150 суток и более. При этом экономический ущерб, связанный с невосполнимыми потерями добычи, достигает 3-7 млн. рублей в сутки [1].

Проведённый анализ в области перемонтажа механизированного комплекса на пластах пологого падения показал, что на сроки перемонтажа в основном влияет время демонтажных работ, так как монтаж механизированного комплекса производится параллельно с демонтажём и в среднем составляет около двух месяцев. В связи с этим, демонтаж механизированного комплекса требует подробного рассмотрения и решения проблем в данной области. С увеличением глубины разработки, вследствие более активного проявления горного давления, усложнился процесс демонтажа механизированного комплекса и возникнет вероятность высокого травматизма рабочих [3].

На основе опыта проведения демонтажных работ распространение получила схема с применением полимерного демонтажного перекрытия и пилотных секций механизированной крепи (рис. 1).

Рис. 1. Схема с совместным применением полимерной сетки и пилотных секций

Для извлечения секций механизированных крепей на протяжении десятилетий на многих шахтах Кузбасса используется стандартный набор оборудования и механизмов (лебедки ЛПК-10Б, ЛМТ-150.01, ЛШМ, насосная станция СНТ-32). Данная технология демонтажа отличается высоким количеством единиц энергопотребления и пусковой аппаратуры, довольно низкими показателями производительности, уровня безопасности, затрат на приобретение и содержание парка демонтажного оборудования. В случае недостаточного тягового усилия применяются полиспастные системы с использованием нескольких монтажных блоков для повышения тягового усилия.

Первые машины для извлечения тяжелых секций крепи Petitto Mule появились в США около 30 лет назад, и в настоящее время уже несколько сотен таких машин работают на многих угольных шахтах в мире, что подтверждает надежность и качество этих машин. Все машины имеют опцию - могут разбираться на четыре части для удобства спуска в шахту. Имеются также машины в дизельном исполнении, взрывозащищенные, предназначенные для извлечения секций крепи массой 50, 60, и 70 т (рис. 2).

Рис. 2. Машина Petitto Mule модель 1550 предназначенная для извлечения секций крепи массой до 36т

Достоинства и недостатки применения техники Petitto Mule:

- высокая стоимость демонтажного оборудования (около 100 млн. руб);
- увеличение ширины демонтажной дорожки;
- сложность организации места перегрузки на дизелевоз в монтажной камере (плохая совместимость с монорельсовой технологией выдачи);
- необходимость усиления почвы (или бетонировки) для передвижения Petitto Mule (на слабых почвах);
+ высокая производительность демонтажных работ;
+ малое количество единиц электрооборудования;
+ высокий уровень безопасности демонтажных работ, отсутствие обширных опасных зон.

Так, например, монтажно-демонтажные работы на шахте «Алардинская» производятся оборудованием, которое применялось для перемонтажа механизированных комплексов, масса секции крепи была в пределах 20т. (КМ-142, КМ-130, FAZOS): лебедка ЛПК-10Б, ЛМТ-150.01, ЛШМ, насосная станция СНТ-32. В данный момент на шахте используется очистной комплекс Glinnik 22/47Poz, масса секции крепи которого составляет 32т. При использовании вышеуказанного оборудования для монтажно-демонтажных работ возникает ряд проблем [2]:

- выход оборудования из строя вследствие перегрузки;
- трудоемкие и затратные по времени подготовительно-концевые операции из-за применения системы полиспастов;
- ежесуточный перемонтаж оборудования, переключение пусковой аппаратуры;
- выдача секций из демонтажной камеры (волоком) требует много времени из-за ограниченной скорости лебедки;
- обслуживание и ремонт пускового оборудования и механизмов;
- высокий травматизм.

Проанализируем затраты времени на каждый процесс в отдельности при демонтаже секций крепи механизированного комплекса, исходя из графика организации работ (рис. 3 и 4).

На демонтаж и разворот секции крепи уходит 90 минут рабочего времени. Это обусловлено большим количеством подготовительно-концевых операций (растягивание каната, навеска блоков), которые повторяются 4-5 раз за цикл, отключение демонтируемой секции крепи от общей гидросистемы механизированного комплекса. Передвижка пилотных секций также состоит из множества манипуляций канатом и блоками. Это ведет не только к большой потере времени, но этот процесс еще и очень трудоемкий. Также люди, осуществляющие демонтаж секций крепи, находятся в непосредственной близости с опасными зонами действия каната.

При выдвигании секции крепи из ряда часть пород кровли попадает в рабочее пространство демонтажной камеры, что впоследствии мешает задвиганию пилотных секций крепи. На шахте «Алардинская» породы кровли пластов представлены песчаниками с большим шагом обрушения. В следствие чего, вывалы горных пород представляют собой достаточно крупные блоки песчаника. Зачистка рабочего места осуществляется вручную с использованием малой механизации (отбойного молотка) и отгрузкой горной массы в транспортную емкость, что тоже приводит к большим затратам времени.

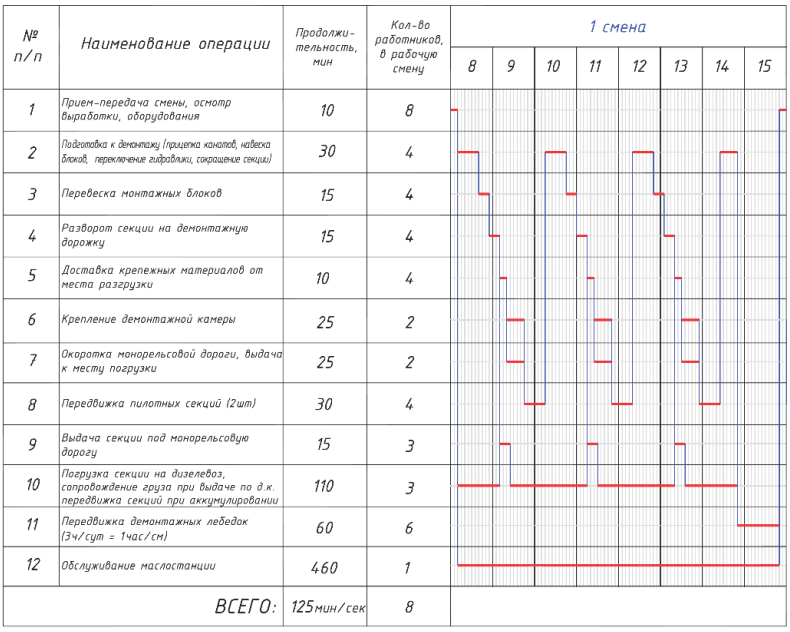


Рис. 3. Планограмма работ по демонтажу при помощи лебедок

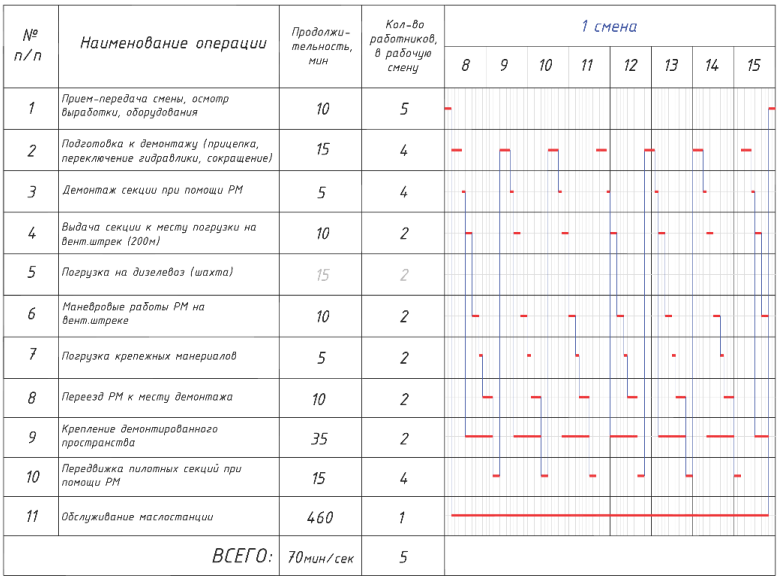


Рис. 4. Планограмма работ по демонтажу при помощи Petitto Mule

Расчет срока демонтажа секций приведён в таблице 1.

Таблица 1

Расчет срока демонтажа секций

Параметр	Ед. изм.	Показатель	
		лебёдки	Petitto Mule
Количество секций	шт	130	
Время демонтажа 1-й секции	мин	125	70
Сменная производительность технологической схемы (1 плечо)	сек/см	2,4	4,9
Суточная производительность технологической схемы	сек/сут	9,6	19,7
Продолжительность демонтажа секций (1 плечо)	сут	13,5	6,6
Продолжительность демонтажа секций (2 плеча)	сут	6,8	3,3

Выдача секции по демонтажной камере осуществляется дизелевозом DLZ-110 FERRIT или лебедками ЛШМ волоком по почве демонтажной камеры с применением системы полиспастов (в случае уменьшения раздвижки гидростоек комплекса в следствии действия горного давления на

секции механизированной крепи). Среднее время выдачи секции механизированной крепи по демонтажной камере, составляет 55 мин.

Процесс крепления места демонтажа является одним из самых трудоемких процессов при демонтаже секций крепи механизированного комплекса. Крепление осуществляется рудничной стойкой диаметром 200-240 мм. При этом через каждые 3-5 демонтированных секций крепи механизированного комплекса в завальной части демонтажной камеры выкладывается костровая крепь 2500х2500 из рудничной стойки. Все операции выполняются вручную, что также приводит к большим потерям времени.

Ремонтная смена практически на всем протяжении ведет подготовку к демонтажным работам (передвижка, крепление демонтажных лебедок, переключение электроаппаратуры, перенос средств пожаротушения). При таком графике организации работ время демонтажа секций механизированного комплекса составит 32-42 дня.

На основе опыта проведения демонтажных работ в условиях шахты «Алардинская» предлагается ведение демонтажных работ под защитой перекрытия кровли сеткой из полимерных материалов (рис.5).

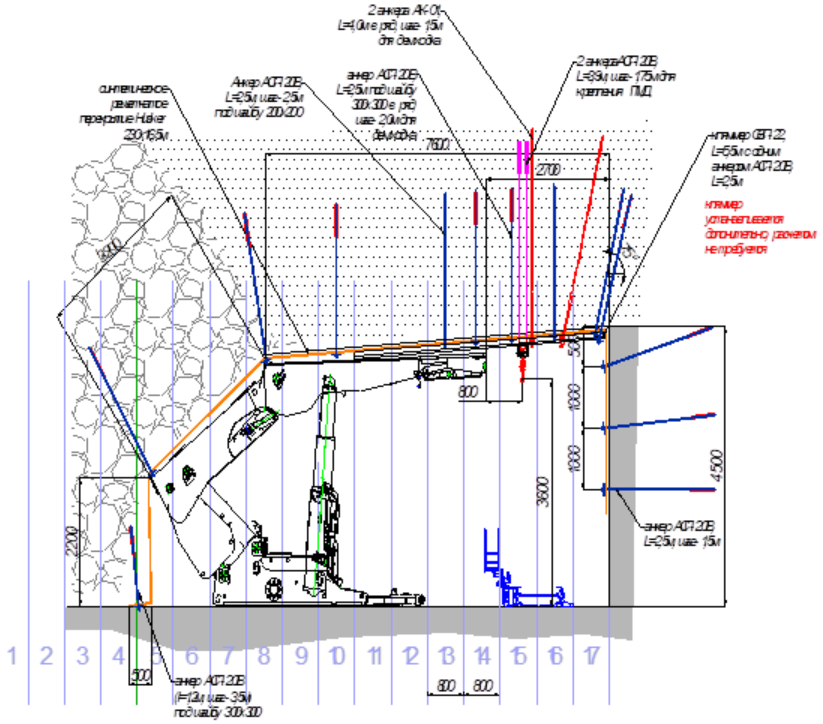


Рис.5. Формирование демонтажной камеры полимерной сеткой «Хьюске»

Рекомендуется применять оборудование для механизированной зачистки места демонтажа и демонтажной камеры поддирочно-погрузочной машиной Deilmann-Haniel L513. Демонтаж секций производить машиной Petitto Mule. Выдачу секций механизированной крепи осуществлять гидравлической лебедкой MW-250. Крепление места демонтажа производить системой деревянных костровых крепей LINK-N-LOCK. Использовать для доставки оборудования от демонтажной камеры до монтажной по наклонным выработкам до аккумулирующих размеровок, находящихся на вентиляционном штреке подготавливаемого выемочного столба подвесными дизельными локомотивами DLZ-110F. От аккумулирующей размеровки до монтажной камеры доставку вести многофункциональным ПДМ с трейлером СНТ-50.

Сокращение времени на основные операции демонтажа механизированного комплекса:

- демонтаж секции механизированной крепи с 90 минут до 15 минут;
- крепление места демонтажа с 40 минут до 30 минут;
- передвижка пилотных секций с 50 минут до 20 минут;
- зачистка места демонтажа с 50 минут до 15 минут.

Данные мероприятия позволят повысить количество циклов за сутки с трех до десяти, срок перемонтажа сократить на 20 дней, что в свою очередь позволит сэкономить до 140 миллионов рублей.

Вывод. Демонтаж при помощи самоходной демонтажной машины Petitto Mule на гусеничном ходу позволяет достигать минимально возможных сроков перемонтажа очистного оборудования, а также снизить риски травмирования персонала при демонтаже.

Библиографический список

1. Коземаслов В.А. Особенности проведения монтажных камер и производства монтажных работ в сложных горно-геологических условиях на шахтах [Текст] / В.А. Коземаслов, А.М. Никитина // Наука и молодежь: проблемы, поиски, решения : труды Всероссийской научной конференции студентов, аспирантов и молодых ученых, 14–15 мая 2013 г. Вып. 17. Ч. 2 : Технические науки / Сиб. гос. индустр. ун-т ; под общ. ред. М. В. Темлянцева. – Новокузнецк : Изд. центр СибГИУ, 2013. – С. 53-54.

2. Техническая документация шахты «Алардинская».

3. Адаптация методов оценки риска обрушения подземных горных выработок к условиям шахт юга Кузбасса [Текст] / А.Н. Домрачев, С.В. Риб, А.М. Никитина // Известия Тульского государственного университета. Науки о земле. – 2016. – № 4. – С. 81–90.

УДК [621.879:622.271]:658

К ВОПРОСУ ПОВЫШЕНИЯ ЭФФЕКТИВНОСТИ СОВРЕМЕННЫХ МЕХАНИЧЕСКИХ ЛОПАТ БОЛЬШОЙ ЕДИНИЧНОЙ МОЩНОСТИ

к.т.н. Чаплыгин В.В., Матвеев А.В.
Сибирский государственный индустриальный университет, г. Новокузнецк, Россия

Аннотация. По результатам анализ производительности экскаваторов разных типов выявлены резервы повышения коэффициента их использования за счет рациональной технологии дробления горных пород.

Ключевые слова: угольный разрез, экскаватор, автосамосвал, уступ, породы вскрыши.

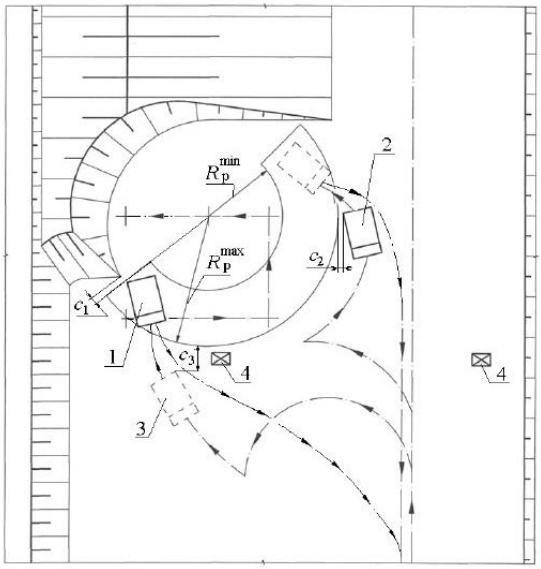
Крупнейшей компанией в Кузбассе, которая ежегодно добывает наиболее эффективным и безопасным открытым способом свыше 45 млн. тонн угля, является ОАО «УК «Кузбассразрезуголь». Около 50% продукции реализуется за рубежом, при этом балансовые запасы угольной компании составляют более 2 млрд. тонн. В настоящее время в её состав входят 6 угольных разрезов – «Кедровский», «Моховский», «Бачатский», «Краснобродский», «Талдинский» и «Калтанский».

Все разрезы компании оснащены современным высокопроизводительным горнотранспортным оборудованием. Применяются механические лопаты с ковшом 20 м^3 и более. Наиболее мощным из них являются 56-ти кубовый «американец» P&H-4100. Первый работает на Талдинском разрезе с 2009 года, второй - на Бачатском с 2011г. Хорошо зарекомендовали себя экскаваторы P&H - 2300 и P&H -2800 с вместимостью ковша соответственно 20 и 33 м^3. [1]

На Краснобродском разрезе завоевывает должное место продукция отечественного производства - экскаватор ЭКГ-32Р «прямая механическая лопата». Он может работать, обеспечивая достаточный уровень безопасности, при температуре минус 45 градусов, а капитальный ремонт ему потребуется только через 20 лет работы (рис. 1).

Рис. 1. Отечественный экскаватор ЭКГ-32Р на Краснобродском разрезе

Эти экскаваторы осуществляют погрузку взорванной вскрышной породы в современные автосамосвалы – БелАЗы: 75131, 75302 (75306) и 75600 грузоподъемностью соответственно 130, 220 и 320 тонн. Для достижения максимальной эффективности мощных экскаваторов успешно применяется технологическая схема его эксплуатации при одновременном использовании двух площадок для установки автосамосвалов под погрузку (рис. 2).



1, 2, 3- места установки автосамосвалов, 4 - передвижные опоры для кабеля подачи электроэнергии

Рис. 2. Технологическая схема отработки уступа вскрышных пород при применении экскаваторов P&H -2300 и P&H -280

Применение подобных схем отработки забоя согласовано с Сибирским управлением Федеральной службы по экологическому, технологическому и атомному надзору Ростехнадзора в 2007г. и успешно применяется в других регионах [1].

Известны рекорды Сибирской угольной энергетической компании (СУЭК) при разработке вскрышных пород на разрезе «Тугнуйский», где применяется экскаватор Bucyrus 495HD, который оснащен ковшом вместимостью 41,3 м^3. Он осуществляет погрузку взорванных полускальных вскрышных пород в автосамосвалы грузоподъёмностью 220 тонн. Достигнуты высокие показатели работы экскаватора. Среднемесячная производительность экскаватора в 2014 г. составила 1,373 млн. м^3, а максимальная ~ 2,011 млн. м^3. Коэффициент использования календарного времени за тот же период - 81%. При этом величина удельного расхода взрывчатых веществ (ВВ) на разрезе «Тугнуйский» составляет ~ 0,88 кг/м^3, а на других предприятиях, в подобных горнотехнических условиях для экскаваторов с меньшим размером ковша расход ВВ изменяется в пределах 0,55-0,7 кг/м^3 [2].

Возникает вопрос - являются ли повышение степени буровзрывного дробления пород столь необходимым условием повышения эффективности эксплуатации для современных механических лопат с вместимостью ковша более 20 кубометров и какой расход ВВ является оптимальным?

Что происходит в производственных условиях если исключить пересмотр ранее установленных нормативов? Например, на Бачатском угольном разрезе экскаватор H&P-2800 с емкостью ковша 33 м^3, обеспечивает только 800 тыс. м^3 в месяц вместо 1000 тыс. м^3, т.е. потеря производительности составляет 20% [3].

Естественно, что в таком случае для снижения суммарных затрат на буровзрывную подготовку горной массы к выемке и выемочно-погрузочные работы, рекомендуют улучшение качества буровзрывной подготовки горной массы к выемке за счет уточнения (увеличения) значения рационального удельного расхода ВВ [3].

Предлагаемая зависимость для определение рационального значения удельного расхода ВВ достаточно сложна для использования, т.к. в каждом случае требует проведение предварительного экспериментального исследования и не включает экономических критериев.

Причина возникновения потери производительности механических лопат большой единичной мощности заключается в возникновении стопорного режима работы [4], при котором во время черпания машинист боится больших усилий напора при наборе ковша из-за возможной поломки

дорогостоящего оборудования и производит погрузку при не полном заполнении ковша породой. Опасения машиниста оправданы тем фактом, что у современных экскаваторов большой единичной мощности собственная масса, приходящаяся на один кубометр вместимости ковша, практически в два раза ниже, чем у машин с емкостью ковша менее 20 м^3 [3, 5].

Анализируя методическую базу для оптимизации параметров технологических схем работы экскаваторно-автомобильного комплекса можно отметить, что её основу составляют зависимости, которые определяют такие параметры, как коэффициент экскавации (Кэ), время цикла ($t_ц$) и производительность экскаватора в функциональной зависимости от вместимости ковша экскаватора (Е) и величины средневзвешенного размера кусков взорванных пород ($d_{св}$). Эмпирические формулы, установленные в основном экспериментально при работе экскаваторов ЭКГ-4,6 и ЭКГ-8И, имеют вид [6, 7]:

$$К_э = \frac{К_н}{К_р} = \frac{1{,}18 \cdot e^{-\frac{6{,}5 \cdot d_{св}^2}{E^{1{,}2}}}}{\frac{d_{св}^2}{0{,}75 \cdot \sqrt[3]{E^2}} \cdot e^{1-\frac{d_{св}^2}{0{,}56 \cdot \sqrt[3]{E^2}}} + 1{,}35}; \quad (1)$$

$$t_ц = \frac{67 \cdot d_{св}^2}{E} + \frac{E}{0{,}11 \cdot E + 0{,}6} + \sqrt[3]{\frac{(35 \cdot E + 0{,}42 \cdot E^2)^{5/3} \cdot \beta_п^2}{E}} + t_р; \quad (2)$$

$$Q_{экс} = \frac{3600 \cdot E \cdot 1.18 \cdot e^{-\frac{6{,}5 \cdot d_{св}^2}{E^{1{,}2}}}}{\left(\frac{67 d_{св}^2}{E} + \frac{E}{0{,}11E + 0{,}6} + \sqrt{\frac{(35 \cdot E + 0{,}42 \cdot E^2)^{5/3} \cdot \beta_п^2}{E}} + 3\right) \cdot \left(\frac{d_{св}}{0{,}75 \sqrt[3]{E^2}} \cdot e^{1-\frac{d_{св}^2}{0{,}56 \sqrt[3]{E^2}}} + 1.35\right)}. \quad (3)$$

Оптимизации параметров выемочно-погрузочных работ, технологических схем работы экскаваторно-автомобильного комплекса, предлагаемая разработчиками этого метода, достигается за счет минимизации суммарных затрат на основании разнонаправленности их изменения по процессам: с увеличением средневзвешенного размера кусков взорванных пород затраты на буровзрывную подготовку пород к выемке уменьшаются, а издержки на экскавацию и транспорт возрастают. Такой методический подход не вызывает возражений, однако возникает сомнение в достоверности результата расчета по формулам 1-3 для современных механических лопат большой единичной мощности.

В работе [5], авторы фактически произвели математическую обработку зависимостей 1, 2 и 3 и предложили упрощенные формулы:

$$К_э = 0{,}83 \exp\left(-2 \frac{d_{св}^5}{E^{0{,}2}}\right); \quad (4)$$

$$t_ц = t_ч + t_п + t_р; \quad (5)$$

$$t_ч = \frac{67 d_{ср}^2}{E} + \frac{E}{0{,}11E + 0{,}6}; \quad (6)$$

$$t_п = \left(\frac{(35E + 0{,}42E^2)^{1{,}67} \beta_п^2}{E}\right)^{0{,}33}, \quad (7)$$

где $t_п$ - продолжительность поворотных операций, с.; $t_р$ – время разгрузки ковша, 3с.

Сомнение о достоверности результата расчета по формулам (4) – (7) для современных механических лопат большой единичной мощности не снимается.

В современных условиях достаточно сложно провести масштабные исследования влияния кусковатости взорванных пород на производительность экскаватора с большой вместимостью ковша. В этой связи заслуживают внимания результаты исследований, полученные в условиях разреза «Тугнуйский» при работе экскаватора Bucyrus 495HD, который оснащен ковшом вместимостью 41,3 м^3 [8].

$$Q_{э\,год} = \left(3600 \cdot G \cdot T_{см} \cdot n_{см} \cdot n_{год} \cdot К_{иэ} \cdot К_{иэг}\right) : T_ц =$$
$$= \left(3600 \cdot \left(56{,}65 : d_{св}^{0{,}287}\right) \cdot T_{см} \cdot n_{см} \cdot n_{год} \cdot К_{иэ} \cdot К_{иэг}\right) : \left(9 \cdot e^{0{,}7 \cdot d_{св}} + 17{,}94\right); т/год \quad (8)$$

$$G = 56{,}65 : d_{св}^{0{,}287}, т \quad (9)$$

$$t_ц = t_н + 17{,}97 = 9 \cdot e^{0{,}7 \cdot d_{св}} + 17{,}97, с \quad (10)$$

Зависимости (8) – (10) эмпирические, их достоверность соответствует вместимости ковша экскаватора 41,3 м^3. На разрезе принята автоматической система диспетчеризации (АСД), которая использует вес породы при учете производительности экскаваторно-автомобильного комплекса.

Произведем сопоставление значений величины $К_э$ и $Т_ц$ из источников [6, 7, 5 и 8]. Для этого, преобразовав зависимость 9, получим расчетную формулу для определения коэффициента экскавации для экскаватора с вместимостью ковша экскаватора 41,3 м^3:

$$К_э = 56{,}65 : (d_{св}^{0{,}287} \cdot Е \cdot \rho), \quad (11)$$

где ρ- плотность породы, т/м^3.

Графические зависимости изменения сопоставляемых величин от средневзвешенного размера кусков взорванных пород для экскаватора с вместимостью ковша экскаватора 41,3 м^3, которые рассчитаны по формулам (1), (4), (11), ($К_э$) и (2), (5), (10), ($Т_ц$) представлены на рис. 2 и 3.

Как видно из графиков, приведенных на рис.2, установленные в настоящее время зависимости изменения величины Кэ от средневзвешенного размера кусков взорванных пород, должны уточняться по результатам дополнительных экспериментальных исследований для современных экскаваторов, таких как P&H-2800, ЭКГ-32Р и P&H-4100.

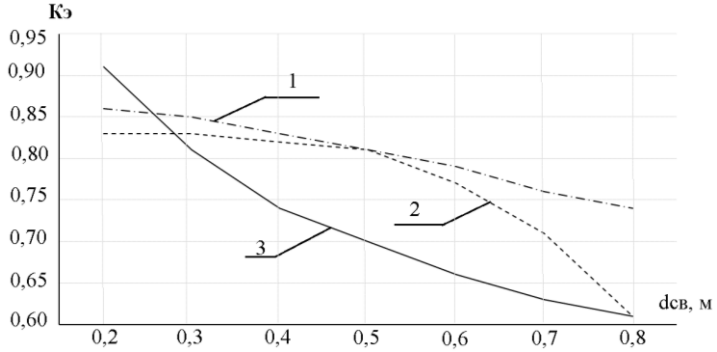


Рис. 2. Графические зависимости изменения коэффициента экскавации от средневзвешенного размера кусков взорванных пород для экскаватора с вместимостью ковша экскаватора 41,3 м^3

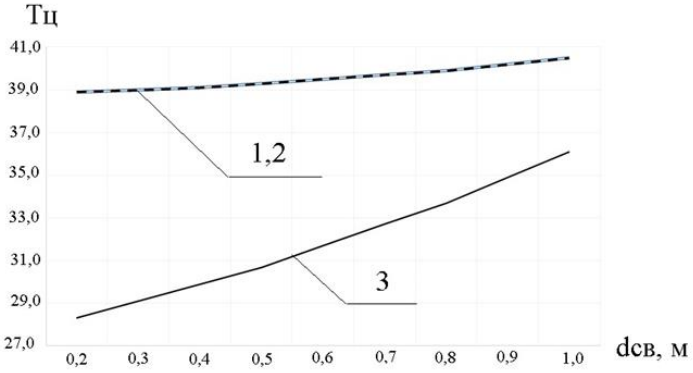


Рис. 3. Графические зависимости изменения время цикла экскаватора от средневзвешенного размера кусков взорванных пород при вместимости ковша экскаватора 41,3 м^3

Подобный вывод напрашивается и по результатам анализа изменения время цикла экскаватора от средневзвешенного размера кусков взорванных пород.

Выводы. Таким образом, ранее установленные зависимости влияния кусковатости взорванных пород на возможности выемочно-погрузочных работ, когда объектом исследования были экскаваторы ЭКГ-4,6, ЭКГ-8, ЭКГ-10, при применении современных механических лопат большой единичной мощности требуют уточнения. В этой связи основными задачами исследований с целью оптимизации параметров экскаваторно-автомобильного комплекса при разработке полускальных вскрышных пород для повышения их эффективности являются:

– установить зависимость изменения производительности современных экскаваторов от величины средневзвешенного размера кусков взорванных пород, которые применяются в горнотехнических условиях разрезов Кузбасса;

– установить зависимость изменения величины затрат на разработку одного кубометра вскрыши по всем основным процессам технологии отработки полускальных вскрышных пород экскаваторно-автомобильными комплексами при различных параметрах БВР от величины средневзвешенного размера кусков взорванной горной массы;

– определить минимум суммарных затрат по основным процессам и соответствующие ему параметры: БВР, экскавации, карьерного транспорта и отвалообразования;

– разработать методику минимизации суммарных затрат по основным процессам при применении современных экскаваторно-автотранспортных комплексов.

Библиографический список

1. Применение экскаваторов большой производственной мощности на разрезах Кузбасса / В.Ф. Колесников, А.И. Корякин // Вестник КузГТУ. - 2012. - № 4. - С. 24-25.

2. Исайченков А.Б. Оптимизация параметров технологии разработки полускальных вскрышных пород экскаватором Bucyrus 495HD на разрезе «Тугнуйском» // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). - 2015. - №6. - С. 211-215.

3. Патент на изобретение РФ № 2563894 F42D1/08. Способ определения рационального удельного расхода взрывчатого вещества / Федотенко В. С., Ташкинов И. А., Ташкинов А. С., Федотенко С.М. Заявка: 2014125638/03, зарегистрировано в Государственном реестре изобретений РФ 24.06.2014г. Опубл. 27.09.2015г.

4. Домбровский Н.Г. Экскаваторы. Общие вопросы теории, проектирования, исследования и применения. – М. : Машиностроение, 1969. -316 с.

5. Ташкинов А.С., Сысоев А.А., Ташкинов И.А. Сравнительная оценка производительности карьерных экскаваторов при разработке взорванных пород // Вестник КузГТУ. – 2009. - №4. - С. 17-20.

6. Временная методика расчета параметров взрывной отбойки пород на угольных разрезах - А. В. Бирюков, Н. Я. Репин, И. А.Паначев, А. С. Ташкинов. - М.: Типография ИГД им. А. А. Скочинского, 1976.

7. Репин Н.Я. Буровзрывные работы на угольных карьерах / Н.Я. Репин, В.П. Богатырев, В.Д. Буткин и др. – М.: Недра, 1987. – 254 с.

8. Кононенко Е.А., Исайченков А.Б. Влияния кусковатости взорванных пород на производительность экскаватора Bucyrus 495HD // Маркшейдерия и недропользование. – 2014. - № 6 – С. 17-19.

УДК 622.831

ТЕХНИЧЕСКИЕ ТРЕБОВАНИЯ К ЛАБОРАТОРНОЙ УСТАНОВКЕ ДЛЯ ИССЛЕДОВАНИЯ ГЛУБИНЫ ЧУВСТВИТЕЛЬНОСТИ СПЕКТРАЛЬНО-АКУСТИЧЕСКОГО МЕТОДА КОНТРОЛЯ НАПРЯЖЕННОГО СОСТОЯНИЯ ГОРНОГО МАССИВА ВПЕРЕДИ ПОДГОТОВИТЕЛЬНОЙ ВЫРАБОТКИ

[1]д.т.н. Шадрин А.В., [1]чл.-корр. РАН, д.т.н. Клишин В.И., [1,2]к.т.н. Никитенко М.С., [2]Трухманов Д.С.

1 - Федеральный исследовательский центр угля и углехимии СО РАН, г. Кемерово, Россия

2 - Кузбасский государственный технический университет имени Т. Ф. Горбачева, г. Кемерово Россия

Аннотация: В статье представлены основные требования к созданию лабораторной установки, позволяющей исследовать глубину чувствительности спектрально-акустического метода контроля напряженного состояния призабойного пространства впереди подготовительной выработки. Эти данные необходимы для установления области применения спектрально-акустического метода при прогнозе динамических явлений в процессе выполнения различных технологических операций при ведении горных работ: прогнозе выбросоопасности, контроле эффективности противовыбросных мероприятий, оценке качества анкерной крепи, эффективности выполнения направленного гидроразрыва труднообрущаемой кровли и др.

Ключевые слова: горный массив, прогнозирование геомеханического состояния, спектрально-акустический метод, акустический сигнал, напряженное состояние массива, подготовительная выработка.

Интенсификация горных работ и увеличение глубины разработки угольных месторождений осложняются проявлением динамических и газодинамических явлений. Начиная с глубины 500 м в

очистных забоях с мощной труднообрушаемой кровлей происходят интенсивные и опасные внезапные выдавливания угля с повышенным газовыделением и другие типы динамических и газодинамических явлений (далее - ДЯ), в результате которых разрушается забойное оборудование и возникает серьезная опасность для горнорабочих очистного забоя [1, 2]. Кроме того, зависание кровли вызывает концентрацию горного давления на угольный массив в зоне очистного забоя и на сопряжениях его с горными выработками, что провоцирует горный удар. В ряде случаев локальный горный удар может перерасти во внезапный выброс угля и газа. Из-за влияния зависающей кровли, имеющей значительную площадь, оставленные целики и охраняемые подготовительные выработки подвергаются действию опорного давления большой величины.

В Кузбассе газодинамические явления преимущественно происходят в подготовительных выработках [3, 4]. Для их исключения на глубинах, расположенных ниже критической по фактору выбросоопасности, необходимо проводить текущий прогноз указанных явлений [5].

Контроль напряженного состояния у боков выработки необходим и при других технологических операциях ведения горных работ: для оценки состояния анкерной крепи [6], при направленном гидроразрыве труднообрушаемой кровли [7], при выполнении противовыбросной и противоударной гидрообработки угольных пластов [5] и ряде других технологических операций [8].

Поскольку для указанных целей в настоящее время все более широко применяется спектрально-акустический метод, было принято решение обосновать область его применения, поскольку метод имеет особенность, ставящую вопрос о радиусе его чувствительности. Эта особенность связана с тем, что при использовании данного метода призабойное пространство зондируется акустическими колебаниями, генерируемыми режущим органом комбайна (или другими работающими механизмами). При этом приемник акустических колебаний (геофон) устанавливается в бок подготовительной выработки на некотором расстоянии от забоя позади контролируемой зоны. Экспериментально установлено, что, несмотря на это метод позволяет зафиксировать приближение к опасной по проявлению ДЯ зоне, находящейся впереди забоя [9, 10]. Причем выявленная опасность, как показано теоретическими и экспериментальными исследованиями [11], при использовании этого метода обусловлена преимущественно ростом напряжений. В то же время, научного обоснования, характеризующего глубину чувствительности метода впереди подготовительной выработки, в литературе в настоящее время не обнаружено. Поэтому авторами поставлена задача разработать и изготовить лабораторную установку для моделирования напряженного состояния призабойного пространства впереди подготовительной выработки, зондирования его акустическими колебаниями и приема их датчиками, установленными позади забоя.

К лабораторной установке предъявляются следующие требования.

1. Требования к конструкции, параметрам и функциональным возможностям.

Размеры ширины моделируемой и реальной подготовительной выработки находятся в соотношении 1:20.

В качестве материала для моделирования угольного пласта используется мелкозернистый песок.

Поле напряжений в призабойном пространстве впереди моделируемой подготовительной выработки должно плавно изменяться в пределах 0-5 МПа с возможностью регулировки отношения между максимальным и минимальным значениями напряжений в пределах 1-1,5.

Установка должна обеспечивать перемещение положения зоны максимума создаваемого напряжения относительно забоя выработки на расстояние 0,2-1,4 ширины выработки дискретно с шагом, равным 0,2 ширины выработки. Таким образом, общее число полос создания напряженного состояния равно семи. Они расположены перпендикулярно оси выработки параллельно почве и кровле и размещены последовательно от забоя вглубь массива.

Ширина моделируемой части горного массива у боков выработки до начала акустических ловушек должна составлять две ширины модели выработки (0,4 м).

Ширина акустических ловушек по бокам выработки, впереди моделируемого призабойного пространства и позади массива у боков выработки равна 0,5 м.

Мощность моделируемой части почвы и кровли над бортами выработки равна ширине выработки (по 0,2 м на почву и кровлю); для обеспечения доступа к оборудованию у забоя выработки пространство над выработкой ничем не заполняется.

Измерение поля напряжений впереди выработки должно выполняться датчиками, расположенными в середине (по ширине выработки) не менее девяти плоскостей сечения, параллельных

забою, в нижней их части, и удаленных друг от друга на расстояние, равное 0,2 части ширины выработки, причем первая плоскость удалена от забоя на расстояние, равное толщине металлической стенки модели.

Модель должна обеспечивать непрерывное излучение акустических колебаний и их регистрацию датчиками, установленными в боку модели выработки. Диапазон моделируемых частот должен соответствовать рабочему диапазону аппаратуры спектрально-акустического метода контроля напряженного состояния горного массива в пределах 20-3500 Гц. Моделируемые частоты должны быть равномерно распределены в данном диапазоне. Их количество должно быть порядка 10. Примерные значения моделируемых частот: 50, 400, 750, 1100, 1500, 1850, 2300, 2650, 300 и 3500 Гц.

При невозможности создать непрерывное излучение на указанных частотах может быть применено импульсное излучение с последующим определением спектра сигнала с помощью быстрого преобразования Фурье.

Излучатель акустических колебаний не должен касаться корпуса модели, а быть изолирован от нее звукопоглощающей прокладкой. Он должен находиться в одном из трех возможных местоположений, расположенных на прямой, проходящей по середине высоты выработки, параллельно почве, причем центры двух из них удалены от бортов выработки на расстояние, равное 0,1 части ее ширины, а третьего – должен находиться в ее середине.

Модель должна обеспечивать измерение амплитуды акустического сигнала трехкоординатными приемными датчиками, установленными у борта моделируемой выработки на расстояниях, равных одному, двум, трем и четырем значениям ширины выработки (т.е. центры приемных датчиков удалены от груди забоя на расстояния соответственно 0,2; 0,4; 0,6; и 0,8 м).

С целью подавления отраженных акустических колебаний от стенок модели она должна иметь акустические заглушки на двух боковых, передней и задней поверхностях модели.

Условия эксплуатации лабораторной установки – средние комнатные условия (температура: 20º-25ºС, относительная влажность: 40-50%).

Условия хранения лабораторной установки - отапливаемые и вентилируемые помещения, расположенные в любых макроклиматических районах.

Условия транспортировки лабораторной установки:

- лабораторная установка может транспортироваться крытым автомобильным транспортным средством в соответствии с правилами и условиями погрузки и крепления грузов, действующими на автомобильном транспорте;
- транспортирование лабораторной установки производят в деревянных ящиках, специально изготовленных по размерам, определяемым габаритами установки.

2. Требования к излучателю и приемнику акустических колебаний и измерительному оборудованию для контроля напряжений и амплитудно-частотной характеристики акустического сигнала.

2.1. Требования к излучателю (или набору излучателей) акустических колебаний:

- диапазон частот: 20-20 000 Гц;
- размеры поверхности излучателя – не более 20 мм.

2.2. Требования к приемнику акустических колебаний (преобразователю акустических колебаний в электрические):

- тип – трехкоординатный (трехкомпонентный) – для регистрации продольных и поперечных акустических волн;
- диапазон частот: 20-20000 Гц;
- неравномерность АЧХ – до 10 %;
- габариты: любой линейный размер – не более 20 мм.

2.3. Требования к датчику давления:

- диапазон измеряемых давлений 0-5 Мпа;
- габаритные размеры: длина, ширина – не более 30 мм; толщина – не более 15 мм.

3. Контрольные требования к лабораторной установке.

Контроль создания лабораторной установки осуществляется в два этапа.

На первом этапе контролируется механическая прочность установки путем создания предельного запланированного напряженного состояния в 5 МПа на всем участке моделирования зоны напряженного состояния.

На втором этапе контроль заключается в проверке ее работоспособности. Для этого делается следующее:

- создается начальное напряженное состояние в моделируемом призабойном пространстве. При увеличении напряжений убеждаются в работоспособности датчиков давления;
- подключается источник акустических колебаний к одному из переходных устройств, через которое звук вводится в моделируемую углепородную среду;
- выходы приемников акустических колебаний через соответствующий клеммник подключаются к регистратору (осциллографу или вольтметру);
- путем включения-выключения источника акустических колебаний по появлению сигналов с выходов пьезоэлектрических акселерометров убеждаются в работоспособности лабораторной установки.

Последующие работы на лабораторной установке по исследованию глубины чувствительности спектрально-акустического метода контроля напряженного состояния призабойного пространства впереди подготовительной выработки проводятся, руководствуясь методикой проведения исследований.

Работа выполнена за счет гранта Российского научного фонда (проект № 17-17-01143)

Библиографический список

1. Клишин В.И. Проблемы безопасности и новые технологии подземной разработки угольных месторождений / В.И. Клишин, Л.В. Зворыгин, А.В. Лебедев, А.В. Савченко. Рос. акад. наук. Сиб. отд-ние, Ин-т горного дела. – Новосибирск: Издательский дом «Новосибирский писатель», 2011. – 524 с.
2. Клишин В.И. Методы направленного гидроразрыва труднообрушающихся кровель для управления горным давлением в угольных шахтах / В.И. Клишин, А.М. Никольский, Г.Ю. Опрук, А.А. Неверов, С.А. Неверов // Уголь. - 2008, - № 11. – С.12-16.
3. Полевщиков Г.Я. Динамические газопроявления при проведении подготовительных и вскрывающих выработок в угольных шахтах. – Кемерово: Институт угля и углехимии СО РАН, 2003. – 317 с.
4. Зыков В.С. Внезапные выбросы угля и газа и другие газодинамические явления в шахтах. – Кемерово: Институт угля и углехимии СО РАН, 2010. – 333 с.
5. Федеральные нормы и правила в области промышленной безопасности «Инструкция по прогнозу динамических явлений и мониторингу массива горных пород при отработке угольных месторождений». Утверждены приказом Федеральной службы по экологическому, технологическому и атомному надзору от 15.08.2016 г. №339. – 129 с.
6. Вознесенский Е.А. Обоснование и разработка спектрального акустического метода контроля анкерной крепи для обеспечения устойчивости горных выработок: Автореф… дис. канд. техн. наук. – Москва: МГГУ, 2012. – 24 с.
7. Клишин В.И. Опыт применения направленного гидроразрыва основной кровли при выходе механизированного комплекса из монтажной камеры / - В.И. Клишин, Г.Ю. Опрук, А.В. Сентюрев, А.В. Николаев // Уголь. – 2015. - № 11. - С. 12-16.
8. Федеральные нормы и правила в области промышленной безопасности "Правила безопасности в угольных шахтах". Утверждены Федеральной службой по экологическому, технологическому и атомному надзору 19.11.2013. Москва: ЗАО НТЦ ПБ . 2014. – 197 с.
9. Мирер С.В. Спектрально-акустический прогноз выбросоопасности угольных пластов / С.В. Мирер, О.И. Хмара, А.В. Шадрин. – М. – Кемерово: Кузбассвузиздат, 1999. – 92 с.
10. Король В.И. Акустический способ прогноза газодинамических явлений в угольных шахтах / В.И. Король, А.В. Скобенко. – Днепропетровск: Национальный горный университет, 2013. – 181 с.
11. Shadrin, A.V. Geophysical criterion of pre-outburst crack propagation in coal beds // Journal of Mining Science, 2016, Volume 52, Issue 4, pp 670–682.

УДК 622.023:001.891.5

ОБОСНОВАНИЕ И РАЗРАБОТКА НОВОГО ЭКСПРЕСС-МЕТОДА ОПРЕДЕЛЕНИЯ ПРОЧНОСТНЫХ СВОЙСТВ ГОРНЫХ ПОРОД

к.т.н. Корнеев В.А.
Сибирский государственный индустриальный университет, г. Новокузнецк, Россия

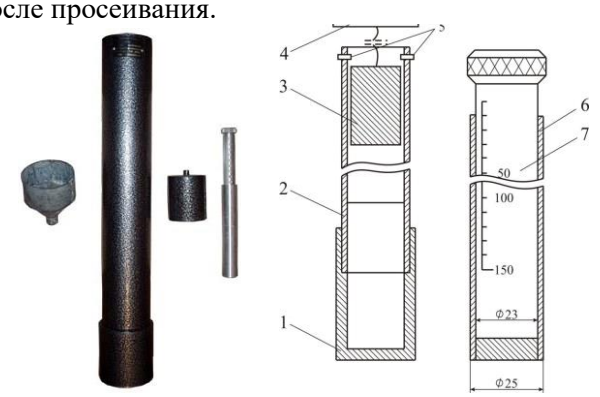
Аннотация. В статье произведен анализ известных экспресс-методов определения прочностных свойств горных пород, нашедших свое применение при решении задач горного производства. Описан разработанный способ определения сопротивляемости горных пород хрупкому разрушению. Показаны его преимущества в сравнении с известными методами при решении задач крепления горных выработок, оценки состояния угольных пластов, склонных к горным ударам и внезапным выбросам угля (породы) и газа, определения параметров буровзрывных работ и др.

Ключевые слова: горная порода, прочность, коэффициент крепости, экспресс-метод, индентор, хрупкое разрушение.

Планирование горных работ, разработка современной горной техники и инструмента не возможны без использования сведений о механических свойствах горных пород. В отечественной и зарубежной практике сформировалось два принципиально различных взгляда на показатели, лежащие в основе горно-технологических расчетов.

Методики отечественной горной школы основаны на работах М.М. Протодьяконова и предложенного им коэффициента крепости горных пород. Зарубежные научные школы как правило используют для расчетов частные показатели прочности горных пород (прочность на одноосное сжатие, прочность на растяжение и т.д.).

Определение прочностных характеристик в лабораторных условиях достаточно трудоемко и затратно, в связи с чем для инженерных расчетов нашли применение экспресс-методы оценки свойств горных пород, основанные на непосредственных механических испытаниях их образцов в производственных условиях. В отечественной практике это как правило метод определения коэффициента крепости горных пород испытанием образцов неправильной формы сбрасыванием груза по ГОСТ 21153.1-75. Метод реализуется посредством специального прибора ПОК-1 (рис. 1), который состоит из стакана 1, вставленного в него трубчатого копра 2, гири 3 массой 2,4 кг с ручкой 4, к которой привязана бечевка. Трубчатый копер имеет в верхней части ограничитель подъема гири 5 до высоты 0,6 м. В комплект прибора входит объемомер, состоящий из стакана 6 и плунжера 7 со шкалой измерений, и сито с размером отверстий 0,5 мм для просеивания раздробленных кусков образцов породы. Определение крепости осуществляется на основании объема фракции раздробленной горной породы после просеивания.



1 – стакан; 2 - трубчатый копер; 3 - гиря 3; 4- ручка; 5 - ограничитель подъема гири; 6 – стакан; 7 - плунжер

Рис. 1. Прибор ПОК-1 для определения крепости горной породы методом толчения по ГОСТ 21153.1-75

В зарубежных научных школах наибольшее распространение получил метод точечной нагрузки (Poin-Load-Test), утвержденный Международным обществом механики горных пород (ISRM) в 1985 г. [1]. Метод точечной нагрузки реализуется раздавливанием образцов между кони-

ческих пуансонов с фиксацией усилия, необходимого для их разрушения. В соответствии с рекомендациями Международного общества механики горных пород, метод может применяться при испытаниях кернов диаметральным или аксиальным приложением нагрузки, а также при испытаниях образцов блочной или кусковатой формы (рис. 2). Результатом испытаний является индекс прочности горных пород, на основании которого по корреляционной зависимости становится возможным вычисление предела прочности на одноосное сжатие [2].

В настоящее время метод Poin-Load-Test широко применяется для решения производственных задач по всему миру. Устройства для его реализации производятся в Англии (VJ Tech), США (GCTS), Канаде (Roctest), Германии (Wille Geotechnik), Италии (Matest), Турции (Testmak), Индии (Enkay Enterprises, Microteknik), Японии (OYO), Австралии (Earth Sciences) и др.

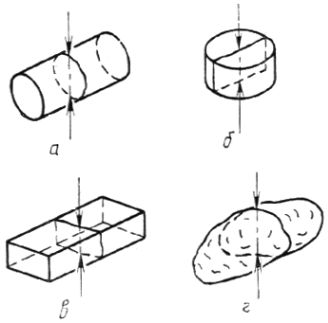


Рис. 2. Форма испытываемых образцов и направление прикладываемой нагрузки в методе Poin-Load-Test: а, б – образцы в виде кернов, в – образец блочной формы, г – образец кусковатой формы

Исследовательский отдел немецкой машиностроительной компании ThyssenKrupp Fördertechnik модифицировал этот метод и разработал специальное устройство (рис. 3) для его реализации и программное обеспечение для обработки результатов измерений [3-4]. Первая конструкция прибора был создана компанией в 1995 г. По методу, предложенному компанией ThyssenKrupp Fördertechnik, становится возможным определять комплекс показателей, характеризующих механические свойства горной породы: индекс прочности горной породы, наклон регрессионной прямой, параметр разброса прочности, средние и максимальные значения прочности породы на сжатие и растяжение, а также энергетические затраты на ее разрушение.

Рис. 3. Устройство для реализации метода Poin-Load-Test в соответствии с рекомендациями компании ThyssenKrupp Fördertechnik

Наиболее близким аналогом метода Poin-Load-Test в России являются методы определения механических свойств горных пород нагружением сферическими инденторами по ГОСТ 249441-81, не получившими особого распространения в горном деле.

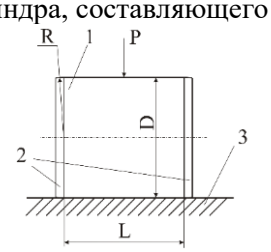
Практика ведения горных работ показала, что для реализации различных технологических задач зачастую требуется наличие сведений о свойства горных пород в различных точках массива. К таким задачам относятся: крепление горных выработок, ведение горных работ на шахтах, разрабатывающих угольные пласты, склонные к горным ударам и внезапным выбросам угля (породы) и газа, определение параметров буровзрывных работ и др. [5-7]. Проведение исследований на кернах вышеприведенными методами достаточно трудоемко и продолжительно по времени. Кроме того, в настоящее время отсутствую методы, обеспечивающие проведение исследований в скважинных

условиях с достаточным обоснованием механизма интерпретации свойств массива по фиксируемым показателям.

Учитывая это, автором настоящей статьи совместно с д.т.н., профессором Дворниковым Л.Т. предложен способ определения сопротивляемости горных пород хрупкому разрушению [8], который может быть успешно использован для решения вышеприведенных горно-технологических задач. В соответствии с этим способом определение прочностных свойств горных пород осуществляется по величине усилия, необходимого для хрупкого разрушения горной породы индентором специальной формы.

Индентор, используемый для реализации способа, приведен на рис. 4-а, где обозначено: 1 - тело индентора, выполненное в виде прямого кругового цилиндра диаметром D, равным его длине L; 2 - торцы индентора, имеющие закругления радиусом R, равным радиусу прямого кругового цилиндра, составляющего тело 1 индентора, 3 – испытуемая горная порода, P – усилие, прикладываемое к индентору. Воздействие индентора на разрушаемую породу 3 осуществляется по образующей прямого кругового цилиндра, составляющего тело 1 индентора.

а



б

1 - тело индентора; 2 - торцы индентора; D – диаметр индентора; L – длина индентора; R – радиус закругления индентора; 3 – испытуемая горная порода, P – усилие, прикладываемое к индентору

Рис. 4. Реализация способа определения сопротивляемости горных пород хрупкому разрушению [8]: а - используемый индентор; б - устройство «Прочностномер ПСШ-1»

Достоинствами разработанного способа является возможность проведения измерений как на образцах горной породы, так и в скважинах. В последнем случае индентор располагается таким образом, что образующая цилиндра, составляющего его тело, направляется параллельно образующей цилиндрической поверхности скважины.

Для реализации способа в скважинных условиях автором совместно с д.т.н., профессором Дворниковым Л.Т. разработано специальное устройство «Прочностномер ПСШ-1», конструктивные особенности которого позволяют производить измерения в особо крепких горных породах за счет оригинальной конструкции измерительного гидроцилиндра [9, 10], а также осуществлять его раскрепление в скважинах значительного диаметра в случае применения способа при проведении исследований, сопровождающих буровзрывные работы на разрезах [11].

Определение свойств горных пород на образцах в соответствии с разрабатываемым способом предполагается осуществлять на ручном гидравлическом прессе. Для интерпретации показаний прибора будут использоваться эмпирические зависимости и теория решения контактных задач, базирующаяся на работах И.Я. Штаермана, А.И. Лурье, С.Д. Пономарева и др. [12-14]. Полученные аналитические зависимости позволят в представлении горной породы упругим изотропным телом выявить основные факторы, влияющие на процесс разрушения, и представить коэффициент крепости горных пород по шкале М.М. Протодьяконова в виде комплекса частных характеристик механических свойств горных пород.

Статья выполнена при финансовой поддержке гранта Президента Российской Федерации для молодых российских ученых - кандидатов наук № МК-6689.2018.8

Библиографический список

1. Using the Point load test to determine the uniaxial compressive strength of coal measure rock [Электронный ресурс]. – Режим доступа: https://www.cdc.gov/niosh/mining/UserFiles/works/pdfs/ut-plt.pdf . – Заглавие с экрана. – (дата обращения 14.05.2018)

2. Point load strength index test of rock (IS-8764) [Электронный ресурс]. – Режим доступа: http://civilblog.org/2014/04/28/point-load-strength-index-test-of-rock-is-8764 . – Заглавие с экрана. – (дата обращения 14.05.2018)

3. Машуков И.В. Исследование прочностных свойств горных пород методом сосредоточенной нагрузки на горнорудных предприятиях [Текст] / И.В. Машуков, В. Раац, О.В. Залеская, Д.В. Малофеев, А.Е. Кравченко // Наукоемкие технологии разработки и использования минеральных ресурсов. -Новокузнецк, СибГИУ. - С. 101-104.

4. Машуков И.В. Исследование прочностных свойств горных пород методом сосредоточенной нагрузки (PLT) [Текст] / И.В. Машуков, О.В. Залесская, Д.В. Малофеев, А.В. Матвеев // Сборник трудов XV Международной научно-практической конференции «Энергетическая безопасность России. Новые подходы к развитию угольной промышленности». Кемерово, Кузбасская выставочная компания «Экспо-Сибирь». - С.41-44.

5. Гарант. Информационно-правовое обеспечение. Федеральные нормы и правила в области промышленной безопасности «Инструкция по расчету и применению анкерной крепи на угольных шахтах» (утв. приказом Федеральной службы по экологическому, технологическому и атомному надзору от 17 декабря 2013 г. N 610) [Электронный ресурс]. – Режим доступа: http://ivo.garant.ru/#/document/70597944/paragraph/1:2. – Заглавие с экрана. – (дата обращения 14.05.2018)

6. РД 05-328-99 Инструкция по безопасному ведению горных работ на шахтах, разрабатывающих угольные пласты, склонные к горным ударам. Утверждена постановлением Госгортехнадзора России от 29 ноября 1999 г. № 87 [Электронный ресурс]. – Режим доступа: http://dokipedia.ru/document/4362894. – Заглавие с экрана. – (дата обращения 14.05.2018)

7. РД 05-350-00 Инструкция по безопасному ведению горных работ на пластах, опасных по внезапным выбросам угля, (породы) и газа. Утверждена постановлением Госгортехнадзора России от 04.04.00 № 14 [Электронный ресурс]. – Режим доступа: http://enis.gosnadzor.ru/activity/control/geology/%D0%A0%D0%94%2005%E2%80%91350%E2%80%9100.pdf. – Заглавие с экрана. – (дата обращения 14.05.2018)

8. Заявка 2018114343 РФ, МПК E 21 C 39/00 (2006.01). Способ определения сопротивляемости горных пород хрупкому разрушению [Текст] / Дворников Л. Т., Корнеев В. А. – заявл. 18.04.2018. – 6 с. ил.

9. Патент № 2433266 РФ, МПК E21C39/00, G01N3/40. Погружной измеритель крепости горных пород / Л. Т. Дворников, В. А. Корнеев. – № 2010110978/03 ; заявл. 22.03.2010 ; опубл. 10.11.2011. – 5 с.: ил.

10. Патент 97765 РФ, МПК E21C 39/00 (2006.01). Устройство для измерения крепости горных пород / Корнеев В.А. – № 2010118862/03 ; заявл. 11.05.2010 ; опубл. 20.09.2010. – 2 с. : ил.

11. Патент 2624064 РФ, МПК E21C 39/00 (2006.01). Погружной измеритель энергоемкости разрушения горных пород / Корнеев В.А. – № 2016116664 ; заявл. 27.04.2016 ; опубл. 30.06.2017. – 4 с. : ил.

12. Штаерман, И. Я. Контактная задача теории упругости [Текст] / И. Я. Штаерман. – М. : Гостехиздат, 1949. – 271 с.

13. Лурье, А. И. Пространственные задачи теории упругости [Текст] / А. И. Лурье. – М. : Государственное издательство технико-теоретической литературы, 1955. – 493 с.

14. Расчеты на прочность в машиностроении Том II [Текст] / С. Д. Пономарев [и др.] ; под ред. С. Д. Пономарева. – М. : Государственное научно-техническое издательство машиностроительной литературы, 1958. – 974 с.

УДК 621.313.333.1+ 621.313.334: 622.23.05

МЕХАНИЧЕСКИЕ ХАРАКТЕРИСТИКИ МАШИНЫ ДВОЙНОГО ПИТАНИЯ И ЕЕ ПРИМЕНЕНИЕ В ЭЛЕКТРОПРИВОДЕ ШАХТНЫХ ПОДЪЕМНЫХ УСТАНОВОК

д.т.н. Островлянчик В.Ю., Поползин И.Ю., Маршев Д.А.
Сибирский государственный индустриальный университет, г. Новокузнецк, Россия

Аннотация. В статье приведены требования к электроприводу шахтной подъемной установки; проведен анализ механических характеристик машины двойного питания в различных режимах; выделены рабочие участки характеристик; режимы работы машины сопоставлены участкам тахограммы подъемной установки; показана целесообразность комбинированного управления машиной с изменением режимов работы.

Ключевые слова: шахтная подъемная установка, машина двойного питания, асинхронный двигатель с фазным ротором, асинхронный режим, синхронный режим, перегрузочная способность, диапазон регулирования, комбинированное управление.

Большинство подъемных установок оснащено электроприводами с асинхронными двигателями с фазным ротором и роторной станцией. Основными недостатками этих электроприводов являются значительные потери электрической энергии в роторной станции, а также динамические перегрузки в механической части привода, возникающие при коммутациях ступеней станции. Поэтому работы, связанные с устранением этих недостатков на действующих подъемных установках, являются актуальными.

При модернизации шахтных подъемных установок (ШПУ) перспективным является применение для асинхронных электродвигателей с фазным ротором режима машины двойного питания (МДП), при котором в цепь ротора двигателя вводится добавочное напряжение от преобразователя частоты. При этом используются преобразователи частоты, которые способны как потреблять энергию скольжения и рекуперировать ее в сеть, так и подпитывать двигатель, то есть работать как в прямом, так и в обратном направлении.

Для ШПУ следует выделить 5 основных характерных режимов (участков тахограммы движения) [1]:

1) Управление моментом на заторможенном двигателе. Необходимо для исключения обратного хода барабана машины при снятии механического тормоза и трогании с места.
2) Движение на скорости $0 \le \omega \le 0{,}1\omega_0$ при выходе из кривых или в режиме «Ревизия».
3) Разгон до заданной скорости.
4) Движение на заданной скорости.
5) Замедление.

Основным критерием, определяющим рабочие участки механических характеристик, является постоянная жесткость $\beta = \frac{d\omega}{dM} = const$ (где ω – угловая скорость, М – момент электропривода) и требуемая перегрузочная способность $\lambda = \frac{M_{кр}}{M}$ (где $M_{кр}$ – критический момент на заданной характеристике). Рассмотрим возможные режимы работы МДП и сопоставим их с тахограммой подъемной установки. Режим работы МДП зависит от соотношения между частотой собственной ЭДС ротора и частотой добавочного напряжения, вводимого в цепь ротора. Если частота добавочного напряжения равна частоте собственной ЭДС, то такой режим работы называется асинхронным [2 - 4], если частота добавочного напряжения не зависит от нагрузки и скорости вращения ротора - то режим называется синхронным [2, 3, 5]. В асинхронном режиме частота добавочного напряжения является зависимым от скорости параметром, а в синхронном – независимым параметром, определяющим скорость [2, 4].

Уравнение механических характеристик МДП для асинхронного режима получено в [2, 4]. Оно записывается в виде:

$$M = \frac{3}{2} z_{П} \frac{k_S^2 U_S^2}{\omega_0^2 \sigma L_R} \frac{s_{KPн} s}{s_{KPн}^2 + s^2} \left[1 - \frac{U_R^*}{s} \left(\cos\delta + \frac{s}{s_{KPн}} \sin\delta \right) \right], \qquad (1)$$

где k_S - коэффициент связи статора; L_R - индуктивность ротора; $z_П$ – число пар полюсов машины; М – электромагнитный момент машины; ω_0 - скорость идеального холостого хода машины; $\sigma = 1 - \frac{L_\mu^2}{L_S L_R}$ - коэффициент рассеяния (L_μ - взаимная индуктивность статора и ротора; L_S - индуктивность статора); k_S – коэффициент связи статора; $s_{KPн} = \frac{R_R}{\omega_0 \sigma L_R}$ - номинальное критическое скольжение машины на естественной механической характеристике $R_{Rн}$ – номинальное активное сопротивление ротора; $X_{Kн}$ – номинальное реактивное сопротивление короткого замыкания машины; $s = \frac{\omega_0 - \omega}{\omega_0}$ – текущее скольжение; ω – текущая скорость вращения ротора машины; $U_R^* = \frac{U_R}{k_S U_S}$ - относительное значение амплитуды напряжения на роторе; U_R, U_S – действующие значения напряжений на роторе и статоре соответственно; δ – фазовый сдвиг между добавочным напряжением на роторе и напряжением на статоре.

Выражение для механической характеристики (1) можно разбить на две составляющие:

а) $M_e = \frac{3}{2} z_П \frac{k_S^2 U_S^2}{\omega_0^2 \sigma L_R} \frac{s_{KPн} s}{s_{KPн}^2 + s^2}$ - уравнение естественной механической характеристики асинхронного двигателя с фазным ротором (при отсутствии в цепи ротора источника добавочного напряжения);

б) $k_y = 1 - \frac{U_R^*}{s}\left(\cos\delta + \frac{s}{s_{KPн}}\sin\delta\right)$ - составляющая (коэффициент), описывающая изменение естественной механической характеристики машины при введении в цепь ротора добавочного напряжения. Эта составляющая зависит от амплитуды добавочного напряжения и его фазы. В [7] получено условие максимизации этой составляющей по фазовому сдвигу добавочного напряжения. Согласно [7] для обеспечения максимального значения момента при заданной скорости следует управлять фазой добавочного напряжения на роторе по закону

$$\delta = arctg\left(\frac{s}{s_{KPн}}\right). \qquad (2)$$

При соблюдении условия (2) механические характеристики МДП имеют наиболее длинные участки с отрицательной жесткостью (рабочие участки).

Регулирование скорости в асинхронном режиме осуществляется изменением относительной амплитуды добавочного напряжения на роторе U_R^*. Как следует из (1), увеличение амплитуды добавочного напряжения на роторе уменьшает скорость машины при неизменном моменте нагрузки. При этом уменьшается также и скорость идеального холостого хода на искусственных характеристиках машины, критическое скольжение и критический момент в силу того, что при увеличении U_R^* уменьшается k_y.

Семейство механических характеристик МДП при максимизации момента по условию (2) приведено на рис. 1 (жирными линиями выделены рабочие участки характеристик).

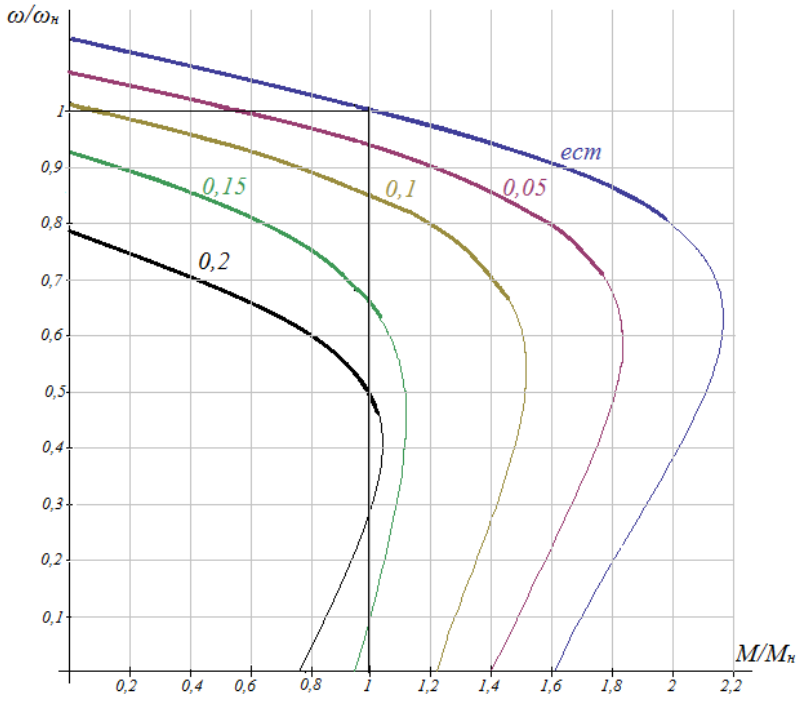


Рис. 1. Семейство механических характеристик машины двойного питания в асинхронном режиме в зависимости от относительной амплитуды добавочного напряжения на роторе

Как видно по приведенному на рис. 1 семейству механических характеристик при увеличении амплитуды добавочного напряжения на роторе уменьшается скорость машины, однако при этом снижается перегрузочная способность машины и уменьшается рабочий участок механических характеристик (участок с отрицательной жесткостью). Также видно, что регулирование скорости в асинхронном режиме МДП при постоянстве момента нагрузки нецелесообразно ниже скорости

$0{,}6\omega_0$, поскольку перегрузочная способность машины становится неудовлетворительной. Приведенное семейство характеристик построено для экспериментальной МДП на основе кранового двигателя, рабочий участок естественной механической характеристики которого имеет сравнительно малую жесткость. Поскольку в ШПУ используются мощные асинхронные двигатели с малым номинальным скольжением (и, следовательно, большей жесткостью рабочих участков), то нижняя граница регулирования скорости подъемной установки на основе МДП может быть оценена как $0{,}5\omega_0$.

Таким образом, МДП в асинхронном режиме при номинальном моменте нагрузки может работать только в диапазоне скоростей $0{,}5\omega_0<\omega\leq\omega_0$, а диапазон регулирования скорости в этом режиме не превышает 2:1 вниз от номинальной скорости машины. Следовательно, асинхронный режим пригоден только для работы ШПУ на постоянной максимальной скорости или при разгоне/замедлении в диапазоне скоростей $0{,}5\omega_0<\omega<\omega_0$.

Синхронный режим работы имеет место при независимом от частоты собственной ЭДС ротора задании частоты добавочного напряжения [2, 3, 5]. Скорость вращения ротора в данном режиме постоянна и определяется по выражению:

$$\omega = \omega_0 \frac{f_S - f_R}{f_S} = \omega_0 s, \tag{3}$$

где f_S, f_R – частоты напряжений на статоре и добавочного напряжения на роторе соответственно. Параметр s в данном случае имеет смысл относительной частоты напряжения на роторе.

Выражение для механической характеристики МДП, работающей в синхронном режиме, получено в [5, 7]. Оно имеет следующий вид:

$$M = \left(\frac{L_\mu}{L_S}\right)^2 \frac{3sR_R^{'}U_S^2}{\omega_0\left(R_R^{'2} + X_K^2 s^2\right)} + \frac{L_\mu}{L_S}\frac{3U_S U_R}{\omega\sqrt{R_R^{'2} + X_K^2 s^2}}\sin\gamma, \tag{4}$$

где $R_R^{'}$ – приведенное к статору значение активного сопротивления ротора; $\gamma = \theta + arctg\frac{sX_K}{R_R^{'}}$ - фазовый сдвиг между полем статора и полем ротора, θ – угол нагрузки, определяемый аналогично углу нагрузки синхронной машины.

Из выражения (2) следует, что механическая характеристика МДП в синхронном режиме имеет две составляющие: а) $M_e = \left(\frac{L_\mu}{L_S}\right)^2 \frac{3sR_R^{'}U_S^2}{\omega_0\left(R_R^{'2} + X_K^2 s^2\right)}$ - составляющая, эквивалентная естественной механической характеристике асинхронного двигателя с фазным ротором без источника добавочного напряжения в роторе (асинхронная составляющая);

б) $M_c = \frac{L_\mu}{L_S}\frac{3U_S U_R}{\omega\sqrt{R_R^{'2} + X_K^2 s^2}}\sin\gamma$ - составляющая, описывающая электромеханическое преобразование энергии в машине в результате взаимодействия поля статора и обмотки ротора, по которой протекает ток, обусловленный наличием источника добавочного напряжения в цепи ротора.

Поскольку относительная частота s в данном режиме зависит только от f_R, она является независимым параметром в (4) и не зависит от момента на валу машины, ее параметров и амплитуды напряжений на статоре и роторе. В этом случае асинхронная составляющая (4) постоянна для заданного значения относительной частоты, а синхронная составляющая зависит только от угла γ, обусловленного внутренним углом нагрузки машины θ.

Практически из-за ограниченности быстродействия преобразователя частоты в цепи ротора, ненулевого времени переходных процессов в цепи ротора при изменении частоты добавочного напряжения и допущений, сделанных при выводе выражения (2), скорость машины в этом режиме зависит от нагрузки в силу колебаний частоты добавочного напряжения, и механические характеристики имеют большую, но конечную жесткость. Тем не менее, для целей данного исследования можно принять, что жесткость механических характеристик бесконечна, а скорость вращения ротора зависит только от f_R и γ.

Поскольку скорость вращения ротора не зависит от нагрузки и задается принудительно, изменение нагрузки ведет к изменению углов θ и γ. Таким образом, при росте нагрузки на валу машины увеличивается угол γ и синхронная составляющая момента Mc. Синхронная составляющая момента максимальна при $\gamma=\pi/2$. При $\gamma>\pi/2$ синхронная составляющая момента начинает падать при увеличивающейся нагрузке, машина выходит из синхронизма и останавливается. Таким образом, пере-

грузочная способность машины в синхронном режиме ограничена максимально возможной величиной синхронной составляющей момента. При этом синхронная составляющая, как следует из (4), может быть увеличена, если увеличить амплитуду добавочного напряжения на роторе.

Семейство механических характеристик МДП, соответствующих выражениям (3) и (4), приведено на рис. 2. Характеристики получены при амплитуде добавочного напряжения на роторе $0{,}15U_S$. Пунктирными линиями показаны участки механических характеристик, соответствующие неустойчивой работе машины после выхода из синхронизма.

По приведенным на рисунке 2 характеристикам видно, что рабочие участки механических характеристик МДП в синхронном режиме являются жесткими, а при превышении моментом нагрузки критического момента машина «опрокидывается», эти участки механических характеристик имеют положительную жесткость, а работа машины в этом режиме неустойчива. При увеличении частоты добавочного напряжения на роторе машины скорость вращения ротора снижается в соответствии с (2). С учетом погрешности регулирования частоты на выходе преобразователя в цепи ротора целесообразно принять максимальную частоту добавочного напряжения в пределах 47,5-49 Гц, чему соответствует относительная скорость вращения ротора 0,02-0,05.

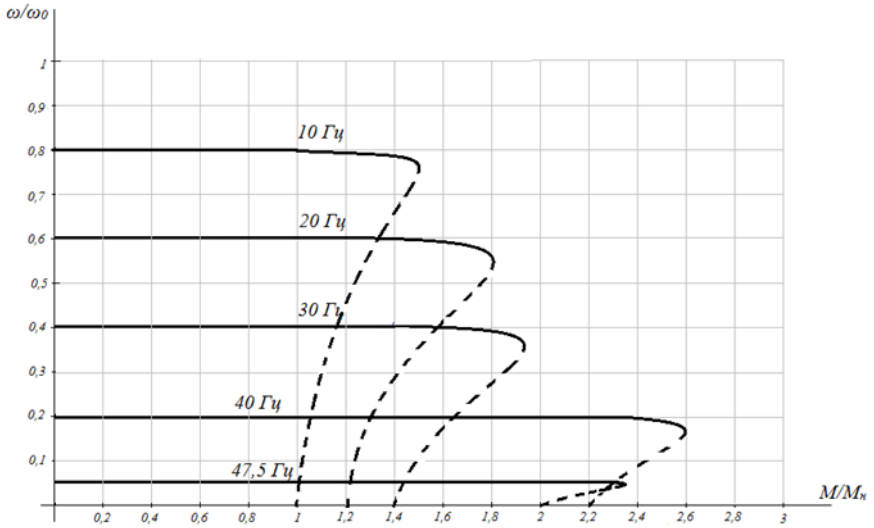


Рис. 2. Семейство механических характеристик МДП в синхронном режиме

В целом, механические характеристики МДП в синхронном режиме подобны механическими характеристиками синхронного двигателя. Однако перегрузочная способность МДП зависит от скорости (рисунок 2). Наибольшая перегрузочная способность наблюдается в области малых скоростей (ниже $0{,}5\omega_0$). Кроме того, при уменьшении частоты добавочного напряжения в роторе увеличиваются потери в магнитной системе машины (аналогично уменьшению частоты напряжения на статоре [8]). Также при уменьшении частоты напряжения затрудняется коммутация силовых вентилей преобразователя частоты. Поэтому частоту добавочного напряжения в синхронном режиме МДП целесообразно изменять в диапазоне 25 Гц – 47,5÷49 Гц, чему соответствует работа машины в диапазоне скоростей $0{,}02 \div 0{,}05\omega_0 \le \omega \le 0{,}5\omega_0$. Таким образом, синхронный режим пригоден для работы ШПУ в указанном диапазоне скоростей, в том числе разгона и замедления.

Как следует из вышеприведенного анализа асинхронного и синхронного режимов работы, ни один из этих режимов не пригоден для работы ШПУ при заторможенном двигателе. В синхронном режиме машина не развивает момента при заторможенном роторе, а в асинхронном режиме перегрузочная способность слишком мала, чтобы реализовать устойчивую работу машины в диапазоне скоростей $0 \le \omega \le 0{,}1\omega_0$. Поэтому для реализации работы ШПУ следует использовать режим изменения активного сопротивления ротора. В этом случае уравнение механической характеристики МДП в этом режиме аналогично таковому для асинхронного двигателя с фазным ротором [9], и его можно записать в виде:

$$M = \frac{3U_S^2 k^2 R_{R\Sigma}}{\omega_0 s\left[\left(R_S + k^2\frac{R_{R\Sigma}}{s}\right)^2 + X_K^2\right]}, \qquad (4)$$

где $R_{R\Sigma}$ - суммарное активное сопротивление роторной цепи; k – коэффициент трансформации машины.

Поскольку момент реализуется только активной составляющей тока ротора, можно принять, что в выражении (4) $X_K = 0$ и записать (4) в виде:

$$M = \frac{3U_S^2 k^2 R_{R\Sigma}}{\omega_0 s\left[\left(R_S + k^2 \frac{R_{R\Sigma}}{s}\right)^2\right]}. \quad (5)$$

Анализ выражения (4) показывает, что с увеличением активного сопротивления роторной цепи МДП критический момент остается неизменным, а скорость при неизменном моменте уменьшается, то есть жесткость механических характеристик в этом режиме обратно пропорциональна суммарному активному сопротивлению роторной цепи. Семейство механических характеристик МДП в этом режиме приведено на рис. 3.

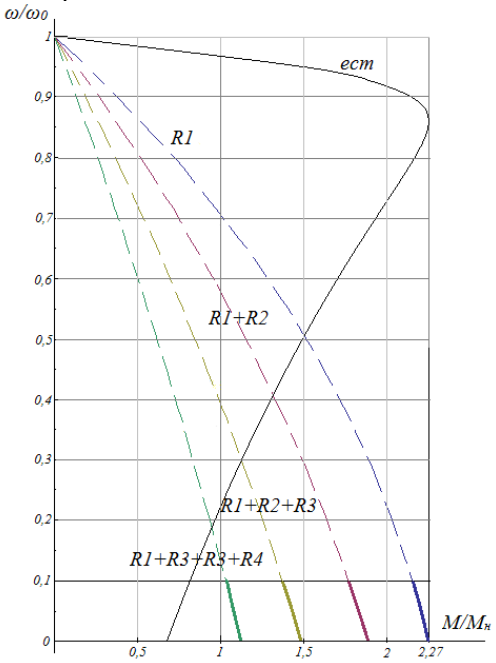


Рис. 3. Механические характеристики МДП в режиме изменения активного сопротивления ротора

Жирными линиями выделены участки рабочих характеристик, обеспечивающие работу машины на нулевой скорости, в режиме растормаживания и в диапазоне скоростей $0 \le \omega \le 0{,}1\omega_0$. Если имитировать изменение активного сопротивления плавно (что эквивалентно бесконечно малому приращению активного сопротивления ротора), то можно добиться постоянства момента, развиваемого машиной. Рабочая зона механических характеристик МДП в данном режиме ограничена скоростью, определяемой исходя из параметров роторной цепи машины и величины добавочного сопротивления в цепи ротора. На практике целесообразно выбрать эту скорость как $0{,}05 \div 0{,}1\omega_0$ для того, чтобы после растормаживания машина вышла на режим разгона или малой скорости ($0 \le \omega \le 0{,}1\omega_0$) и могла перейти в синхронный режим. Таким образом, наиболее рациональным для регулирования скорости в диапазоне $0 \le \omega \le 0{,}1\omega_0$ целесообразно использовать управляемый преобразователь тока в роторной цепи, при этом МДП по своим характеристикам аналогична характеристикам АД ФР с активным сопротивлением в цепи ротора.

Выводы. Таким образом, можно сделать следующие выводы:

Основным критерием определения рабочих участков механических характеристик электропривода подъемной установки является постоянная отрицательная жесткость и перегрузочная способность;

Для достижения большого диапазона регулирования скорости в электроприводе ШПУ следует комбинировать асинхронный режим, синхронный режим и режим изменения активного сопротивления.

Для работы машины в диапазоне $0 \le \omega \le 0{,}1\omega_0$ целесообразно применение управляемого преобразователя тока в цепи ротора с имитацией изменения активного сопротивления роторной цепи, поскольку он обеспечивает хорошую перегрузочную способность на малой скорости и возможность плавного разгона.

Синхронный режим работы целесообразно применять для разгона, торможения и работы на малой скорости в диапазоне скоростей $0{,}02 \div 0{,}05\omega_0 \le \omega \le 0{,}5\omega_0$.

4) Асинхронный режим целесообразно применять для работы ШПУ на максимальной скорости подъема, а также при разгоне и торможении машины в диапазоне скоростей $0{,}5\omega_0 < \omega \le \omega_0$.

6) Указанная комбинация режимов позволяет достичь регулирования скорости машины в диапазоне не менее 30:1 с сохранением приемлемой перегрузочной способности МДП на всем диапазоне регулирования скорости.

Библиографический список

1. Островлянчик В. Ю. Автоматический электропривод постоянного тока горно-металлургического производства. – Новокузнецк, 2004. – 382 с.

2. Онищенко Г. Б. Асинхронные вентильные каскады и двигатели двойного питания / Г. Б. Онищенко, И. Л. Локтева. – М.: Энергия, 1979. – 200 с.

3. Фираго Б. И. Регулируемые электроприводы переменного тока / Б. И. Фираго, Л. Б. Павлячик. – Минск: ЗАО «Технoперспектива», 2006. – 363 с.

4. Островлянчик В.Ю., Поползин И.Ю. Асинхронный электропривод шахтной подъемной установки, построенный по схеме машины двойного питания с комбинированным управлением // Наукоемкие технологии разработки и использования минеральных ресурсов. – 2016. - №3. – С. 303-309.

5. Ключев В. И. Теория электропривода / В. И. Ключев. – М.: Энергоатомиздат, 2001. – 704 с.

6. V Yu Ostrovlyanchik et al. Mechanical characteristics of a double-fed machine in asynchronous mode and prospects of its application in the electric drive of mining machines / V Yu Ostrovlyanchik, I Yu Popolzin, V A Kubarev and D A Marshev // IOP Conference Series: Earth and Environmental Science, 2017. –Vol. 84. – Conf. 1. – 012030.

7. Островлянчик В.Ю., Поползин И.Ю., Маршев Д. А. Исследование механических характеристик машины двойного питания в синхронном режиме / В. Ю. Островлянчик, И. Ю. Поползин // Автоматизированный электропривод и промышленная электроника Труды Седьмой Всероссийской научно-практической конференции. – 2016. – С. 66-78.

8. Островлянчик В.Ю., Поползин И.Ю. Исследование магнитной системы асинхронного двигателя при частотном управлении / В. Ю. Островлянчик, И. Ю. Поползин // Вестник КузГТУ. – 2016. - №2(114). – С. 75-84.

9. Основы автоматизированного электропривода / М. Г. Чиликин, М. М. Соколов, В. М. Терехов, А. В. Шинянский. – М.: Энергия, 1974. – 568 с.

УДК 620.170:621.791:927

ФИЗИКО-ТЕХНИЧЕСКИЕ ОСНОВЫ ТЕХНОЛОГИИ ПОВЫШЕНИЯ ИЗНОСОСТОЙКОСТИ РАБОЧИХ ПОВЕРХНОСТЕЙ БОЛЬШЕОБЪЕМНЫХ КОВШЕЙ ЭКСКАВАТОРОВ

д.ф.-м.н. Громов В.Е., д.т.н. Райков С.В., Кормышев В.Е., к.т.н. Косинов Д.А., к.ф.-м.н. Кондратова О.А., к.т.н. Романов Д.А.
Сибирский государственный индустриальный университет, г. Новокузнецк, Россия

Аннотация. Установлены структурно-фазовые состояния и трибологические свойства износостойкого покрытия, сформированного электродуговой наплавкой порошковой проволокой на низкоуглеродистую сталь Hardox 450, используемую для защиты большеобъемных ковшей экскаваторов.

Ключевые слова: наплавка, износостойкость, микротвердость, структура, фазовый состав.

Введение. Интенсификация технологических процессов добычи полезных ископаемых предъявляет повышенные требования к комплексу механических свойств рабочих поверхностей механизмов и агрегатов добывающего и технологического оборудования.

Для защиты металлов и сплавов от различных видов внешних воздействий – износа, коррозии, статических и динамических нагрузок используется электродуговая наплавка, обеспечивающая высокие эксплуатационные свойства изделий.

При научно-обоснованном практическом использовании различных видов наплавки в изделиях ответственного назначения необходим тщательный анализ соотношения – параметры износа – твердость – микроструктура. Только в этом случае возможно получить изделия с высокими эксплуатационными параметрами.

Это позволяет решать одну из важнейших задач обеспечения оптимального соотношения свойств поверхности и объема материала. В данном случае отпадает необходимость использования объемно-легированных материалов и появляется возможность в известной степени решить кардинальную задачу повышения надежности и долговечности деталей в условиях эксплуатации [1-3].

Целью настоящей работы являлся анализ результатов исследования механических и трибологических свойств слоя, сформированного на стали Hardox 450 электродуговой наплавкой порошковой проволоки системы *Fe-C-Ni-B.*

Материал и методика исследования. В качестве материала основы использовали листы из стали марки Hardox 450 ((вес. %): 0,19 *C*; 0,70 *Si*; 1,6 *Mn*; 0,025 *P*; 0,010 *S*; 0,25 *Cr*; 0,25 *Ni*; 0,25 *Mo*, 0,004 *B*; остальное – *Fe*). Она характеризуется низким содержанием легирующих элементов, вследствие чего хорошо сваривается и обрабатывается.

Листы из стали марки Hardox 450 являются футеровочными пластинами, защищающими рабочие поверхности ковша экскаватора Harnischfeger 2800 вместимостью 33 м^3. В зависимости от условий эксплуатации срок службу такой футеровки составляет 12-18 месяцев.

Наплавку упрочняющего слоя осуществляли методом MIG/MAG (Metal Inert Gas / Metal Active Gas – дуговая сварка плавящимся металлическим электродом с автоматической подачей присадочной проволоки) в среде газа (*Ar* – 98 %, CO_2 – 2%) при сварочном токе 250 – 300 А и напряжении (30 – 35) В. В качестве наплавляемого электрода использовали порошковую проволоку следующего химического состава (вес. %): 0,7 *C*; 2,0 *Mn*; 1,0 *Si*; 2,0 *Ni*; 4,5 *B*; остальное – *Fe* (рис. 1).

а, б – полуавтоматическая наплавка сетки; *в, г* – вид сетки; *д* – пята ковша; *е* – общий вид бронирования передней стенки ковша

Рис. 1. Бронирование футеровочных пластин из стали HARDOX 400 методом полуавтоматической наплавки порошковой проволоки

Трибологические испытания осуществляли на трибометре «CSEM Tribometer High Temperature *S/N* 07-142», CSEM Instruments; контртело – шарик диаметром 2 мм из твердого сплава ВК6, скорость износа оценивали по площади поперечного сечения трека износа, используя 3D-профило-

метр MICRO MEASURE 3D station фирмы STIL. Структуру объема модифицированного слоя анализировали методом поперечного шлифа, для чего образцы разрезали на две части перпендикулярно поверхности модифицирования. Дефектную структуру материала изучали методами оптической (микроскоп «Микровизор металлографический μVizo - MET-221»), сканирующей (сканирующий электронный микроскоп «SEM-515 Philips») и просвечивающей дифракционной (приборы ЭМ-125 FET Tecnai 2062 TWIN) электронной микроскопии [4-7]. Элементный состав поверхностного слоя определяли методами микрорентгеноспектрального анализа (микроанализатор EDAX ECON IV, являющийся приставкой к электронному сканирующему микроскопу SEM-515 «Philips»). Анализ фазового состава поверхностного слоя выполняли методами дифракции рентгеновских лучей (дифрактометр XRD-7000s, Shimadzu, Япония) [8-9].

Результаты и их обсуждение. Основное отличие стали Hardox 450 от широкораспространенных износостойких сталей – это низкое содержание легирующих элементов. За счет этого сталь хорошо сваривается и обрабатывается. Высокая твердость сталей Hardox достигается за счет специальной системы закалки листов, которая позволяет получить мелкозернистую структуру. Суть закалки заключается в быстром охлаждении прокатного листа без последующего отпуска.

Формирование наплавленного электродуговым методом слоя на поверхности стали сопровождается слабо контролируемым нагревом материала. Это приводит к протеканию процесса отпуска закаленного состояния. Отпуск стали приводит к выделению частиц карбидной фазы (цементита), расположенных в объеме пластин и на их границах. Частицы имеют игольчатую форму, характерную для цементита, образующегося при низкотемпературном отпуске закаленной стали [10, 11].

Исследования механических и трибологических свойств наплавленного слоя показали, что микротвердость при одном проходе изменяется в пределах 10,5÷12,5 ГПа и ≈15 ГПа при двойном проходе, что в 2 и 3 раза, соответственно, выше микротвердости основы (рис. 2).

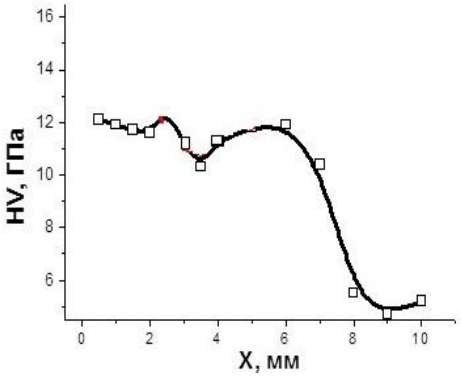
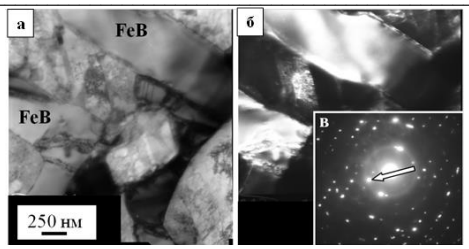


Рис. 2. Профиль микротвердости системы «наплавленный слой / сталь»

При одном проходе износостойкость в 2 раза выше, а коэффициент трения в ≈2,2 раза ниже соответствующих величин стали в исходном состоянии.

Различие в твердости наплавленных слоев обусловлено различием фазового состава одинарного и двойного слоев. При одном проходе в наплавленном слое формируется, преимущественно, борид железа состава Fe_2B, при двойном проходе – FeB, твердость которых различается в 1,5 раза. Дополнительно к этому, повышенные механические и трибологические свойства наплавленного слоя обусловлены формированием многофазной субмикро- и наноразмерной структуры, обусловленной закалочным эффектом (формирование ультрамелкой мартенситной структуры α-фазы) и наличием включений боридов железа состава Fe_2B и FeB субмикронных размеров, формирующих эвтектику пластинчатого типа. Бориды железа не содержат дислокационной субструктуры, что обусловлено, по-видимому, их высокой твердостью (рис. 3). В α-фазе скалярная плотность дислокаций достигает 10^{11}см$^{-2}$.

Отмечено наличие изгибных экстинкционных контуров, указывающих на формирование внутренних полей напряжений на границах раздела фаз Fe_2B/α-Fe и Fe_2B/FeB. В контактном слое со стороны стали Hardox 450 выявляется субструктура пластинчатого типа со скалярной плотностью дислокаций ~$5\cdot10^{10}$ см$^{-2}$. В объеме и на границах пластин выявлены частицы цементита размером 20-30 нм и бориды Fe состава FeB. Со стороны наплавки в зоне контакта формируется структура пластинчатой эвтектики α-Fe+ бориды Fe состава Fe_2B.



а – светлое поле; б – темное поле, полученное в рефлексах [103]*FeB* + [110]α-*Fe*;
в – микроэлектронограмма (стрелкой указаны рефлексы, в которых получено темное поле)

Рис. 3. Электронно-микроскопическое изображение структуры наплавленного слоя с боридами железа

Применение технологии наплавки порошковой проволоки на футеровочные пластины из стали Hardox 450 позволяет:

1. Снизить расход денежных средств на защиту ковша объемом 33м^3 с 5 млн. руб. при сроке эксплуатации 12-18 месяцев до 4,3 млн. руб. на 21 месяц.
2. Сократить время межремонтного простоя экскаватора с учетом капитального ремонта и перебронирования на 6 суток.
3. Снизить зависимость предприятий-заказчиков от поставки импортных комплектующих частей.

Выводы. Методами современного физического материаловедения выполнены исследования структуры, фазового состава, дефектной субструктуры, механических и трибологических свойств покрытий, наплавленных на низкоуглеродистую сталь электродуговым методом в различных режимах за один и два прохода порошковой борсодержащей проволокой.

Наплавка, созданная *Fe-C-Ni-B* проволокой, формирует высокопрочный слой толщиной ≈7 мм с микротвердостью 10,5 - 12,5 ГПа при одном проходе и толщиной 10 мм с микротвердостью ≈15 ГПа при двойном, что в 2 и 3 раза, соответственно, выше микротвердости металла основы. Износостойкость наплавленного слоя ≈ в 2 раза выше износостойкости исходной стали, а коэффициент трения в 2,2 раза ниже.

При наплавке за один проход проволокой формируется эвтектика пластинчатого типа, содержащая субмикронные бориды состава Fe_2B, а при двойном наплавленном слое – *FeB*. Формирование закаленной ультрамелкой мартенситной структуры α-фазы, высокая скалярная плотность дислокаций (~10^{11}см$^{-2}$), наличие большого количества изгибных экстинкционных контуров дают дополнительный вклад в повышенные механические и трибологические свойства.

Результаты работы внедрены в горнодобывающих предприятиях для защиты ковшей экскаваторов от абразивного износа.

Исследование выполнено при финансовой поддержке Минобрнауки РФ в рамках государственного задания № 3.1283.2017/4.6

Библиографический список

1. Капралов Е.В. Структура и свойства композиционных износостойких наплавок на сталь: монография / Е.А. Будовских, В.Е. Громов и др. – Новокузнецк: Изд. центр СибГИУ, 2014. – 109 с.
2. Kapralov E.V. Structural phase states and properties of coatings welded onto steel surfaces using powder / S.V. Raikov, E.A. Budovskikh, V.E. Gromov, E.S. Vaschuk, Yu.F. Ivanov // Bulletin of the Russian academy of sciences. Physics. – 2014. – Vol. 78. – No. 10. – pp. 1015-1021.
3. Громов В.Е. Структура и свойства износостойких покрытий, наплавленных электродуговым методом на сталь порошковыми проволоками / Е.В. Капралов, С.В. Райков, Ю.Ф. Иванов, Е.А. Будовских // Успехи физики металлов. – 2014. – Т. 15. – С. 211-232.
4. Утевский, Л. М. Дифракционная электронная микроскопия в металловедении / Л. М. Утевский. – М.: Металлургия, 1973. – 584 с.
5. Эндрюс, К. Электронограммы и их интерпретация / К. Эндрюс, Д. Дайсон, С. Киоун. – М.: Мир, 1971. – 256 с.
6. Практические методы в электронной микроскопии / Под ред. Одри М. Глоэра: пер с англ. – Л.: Машиностроение. Ленингр. отд-ние, 1980. – 375 с.
7. Смирнова, А. В. Электронная микроскопия в металловедении: Справ. изд. / А. В. Смирнова, Г. А. Кокорин, С. М. Полонская и др. – М.: Металлургия, 1985. – 192 с.

8. Брандон, Д. Микроструктура материалов. Методы исследования и контроля / Д. Брандон, У. Каплан. – М.: Техносфера, 2006. – 384 с.

9. Криштал, М. М. Сканирующая электронная микроскопия и рентгеноспектральный микроанализ в примерах практического применения / М. М. Криштал, И. С. Ясников, В. И. Полунин и др. – М.: Техносфера, 2009. – 208 с.

10. Курдюмов В.Г., Превращения в железе и стали / Л.М. Утевский, Р.И. Энтин – М.: Наука, 1977. 236 с.

11. Иванов Ю.Ф., Закаленная конструкционная сталь: структура и механизмы упрочнения / Е.В. Корнет, Э.В. Козлов, В.Е. Громов – Новокузнецк: Изд-во СибГИУ, 2010. – 174 с.

УДК 621.793.7

ЭЛЕКТРОВЗРЫВНЫЕ ЭЛЕКТРОЭРОЗИОННОСТОЙКИЕ ПОКРЫТИЯ СИСТЕМЫ Ag-W ДЛЯ ЭЛЕКТРИЧЕСКИХ КОНТАКТОВ СИЛОВОГО ШАХТНОГО ОБОРУДОВАНИЯ

к.т.н. Романов Д.А., Московский С.В., д.ф-м.н. Громов В.Е., к.т.н. Соснин К.В.
Сибирский государственный индустриальный университет, г Новокузнецк, Россия

Аннотация. В данной работе были исследованы покрытия системы Ag-W, полученные на медных электрических контактах силового шахтного оборудования с помощью электровзрывного напыления. Были подобраны режимы напыления и массы навесок порошка Ag-W, проведены металлографические исследования методами световой и атомно-силовой микроскопии, испытания на микротвердость.

Ключевые слова: электровзрывное напыление, электрические контакты, покрытие, серебро, вольфрам, микротвердость, световая микроскопия, атомно-силовая микроскопия.

Введение. Электрической эрозии, то есть разрушению токопроводящего материала под действием электрических разрядов, подвержены многие металлические контакты. Как известно, величина эрозионного разрушения падает с возрастанием температуры плавления материала [1]. Нанесение покрытий из тугоплавких материалов на контакты позволяет вместе с сохранением электропроводности защитить их от электрической эрозии, тем самым продлевая срок службы данных изделий [2-4].

В настоящее время ученые располагают различными методами нанесения покрытий с помощью концентрированных потоков энергии: нанесение гальванических покрытий, газотермический, электронно-лучевого испарения–конденсации в вакууме, нанесения защитных покрытий плазменным распылением, ионноплазменного нанесения покрытий и др.

Немалую роль в современном развитии методов формирования защитных покрытий играет электровзрывное напыление. Электровзрывное напыление – это метод нанесения упрочняющих покрытий из продуктов электрического взрыва фольги и порошковых навесок на поверхность материалов. Этот метод позволяет получать на металлической подложке, как это было отмечено в работах [5-10], модифицированный материал с повышенными прочностными, дюрометрическими и трибологическими свойствами. Упрочнение достигается за счет формирования покрытий с образованием мелкодисперсных фаз в вязкой металлической матрице [5].

Таким образом, целью данной работы является изучение покрытий системы Ag-W, полученных с помощью электровзрывного напыления на медных контактах.

Материалы и методы исследования. В данном исследовании на подложку из меди (контакты КПВ-604) были нанесены композиционные покрытия системы Ag-W методом электровзрывного напыления на электровзрывной установке ЭВУ 60/10 (Сибирский государственный индустриальный университет, г. Новокузнецк). Электровзрывная установка имеет следующие параметры плазмы, формирующейся при электрическом взрыве серебряной фольги с навеской порошка вольфрама: время воздействия плазмы ~ 100 мкс, поглощаемая плотность мощности на оси струи ~ 8,2 ГВт/м^2, давление в ударно-сжатом слое вблизи поверхности ~18,8 МПа.

Была применена торцевая схема взрыва [5], для того, чтобы повысить интенсивность теплового воздействия на поверхность материала до ее оплавления и обеспечить этим условия для напыления. Серебряная фольга массой 0,2463 г зажималась между коаксиальными электродами, на которые через вакуумный разрядник подавалось регулируемое напряжение. На серебряную фольгу

насыпался порошок вольфрама массой 0,434 г. Покрытия нанесены при тепловом воздействии, вызывающем нагрев поверхности подложки до температуры плавления при трех различных режимах энергетического воздействия, отличающихся значениями поглощающей плотности мощности на коаксиальных электродах: $U_1 = 2,4$ кВ, $U_2 = 2,5$ кВ, $U_3 = 2,6$ кВ. При разряде емкостного накопителя периферийная область фольги, прилегающая к внешнему электроду-соплу, становится источником конденсированной фазы продуктов взрыва, а участок фольги над центральным электродом, куда засыпается порошок вольфрама, работает как источник ионизированного пара [10].

После проведенного электровзрывного напыления полученные при различных режимах образцы были исследованы на микротвердость по методу Виккерса (микротвердомер HVS-1000A). Нагрузка была постоянной для всех режимов и составляла 0,05 HV.

Исследование структуры прямых шлифов было проведено на металлографическом микроскопе Olympus GX-51. Исследование пористости покрытия и зоны термического влияния образцов производили на атомно-силовом микроскопе NT-MDT Solver «NEXT.

С помощью программы Image Analysis 3.5, встроенной в интерфейс программного обеспечения атомно-силового микроскопа, был проведен анализ шероховатости покрытия, слоя с измененным состоянием и материала подложки (меди), изучено распределение высоты рельефа поверхности прямого шлифа в зависимости от расстояния.

Результаты исследований и их обсуждение. При анализе структуры на металлографическом микроскопе поперечного сечения всех трех образцов, выявлено формирование многослойной структуры, которая состоит из низкопористого покрытия, незначительно варьирующей толщины, слоя жидкофазного легирования и слоя термического влияния (рис. 1). Толщина покрытия равна $49,04 \pm 0,7$ мкм для режима 1, $68,5 \pm 0,9$ мкм для режима 2 и $61,26 \pm 0,6$ мкм для образца 3. Измерение толщины покрытий произведено с помощью метода вертикальных секущих. Покрытия при режимах 2 и 3 получились более однородные по ширине, чем при режиме 1, что может быть объяснено, соответственно, более высокой температурой струи и, значит, скорость диффузии покрытия с подложной до охлаждения оказалась выше.

Из рис. 1 видно, что при первом режиме обработки в покрытии имеются поры размером от 3-х до 30 мкм. При режиме обработки 2 размер пор уменьшается, по сравнению с режимом 1. Среднее значение размера пор при втором режиме составляет 16 мкм. При третьем режиме обработки средний размер пор составляет 8 мкм. Таким образом, с увеличением поглощающей плотности мощности средний размер пор в покрытии системы Ag-W уменьшается.

Среднее значение толщины слоя с измененным состоянием между покрытием и подложкой равно 14 мкм для режима 1, 18,5 мкм для режима 2 и 20 мкм для режима 3. Ширина слоя измененного состояния между подложкой и покрытием растет по мере увеличения значений поглощающей плотности мощности на коаксиальных электродах.

Анализ переходного слоя между покрытием и подложкой (рис. 2) показал, что граница не является ровной. Формируется зона взаимного смешивания покрытия с подложкой.

Анализируя данные сравнительной гистограммы (рис. 3), можно сделать вывод о том, что режим обработки № 2 имеет максимальное среднее значение микротвердости слоя покрытия, по сравнению с другими исследуемыми режимами. Оно составляет $457,5 \pm 55,2$. В подложке значения микротвердости меньше, по сравнению со слоем покрытия, и составляют $119,4 \pm 2,5$ HV и $122,0 \pm 3,3$ HV на расстоянии 5 и 40 мкм от покрытия, соответственно.

Также важно отметить, что среднее значение микротвердости на расстоянии 5 мкм от покрытия при всех режимах обработки меньше, чем среднее значение микротвердости на 40 мкм от покрытия. Можно сделать предположение, что причиной этому является термическое влияние, которое реализуется при нанесении покрытия системы Ag-W методом элетровзрывного легирования [11].

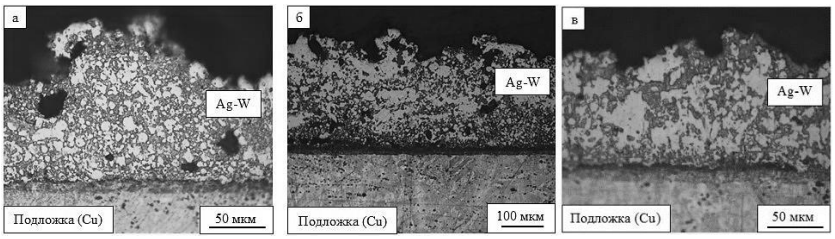
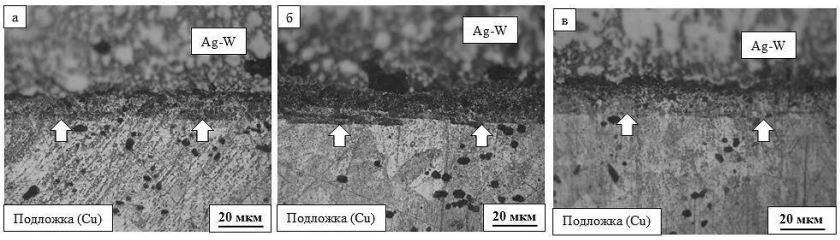


Рис. 1. Структура поперечных сечений электровзрывных покрытий системы Ag-W-Cu, полученных при различных режимах обработки: а – режим 1; б – режим 2; в – режим 3



Стрелками указаны зоны взаимного смешивания покрытия с основой

Рис. 2. Структура поперечных сечений электровзрывных покрытий системы Ag-W-Cu на границе покрытия с подложкой, полученных при различных режимах обработки:
а – режим 1; б – режим 2; в – режим 3

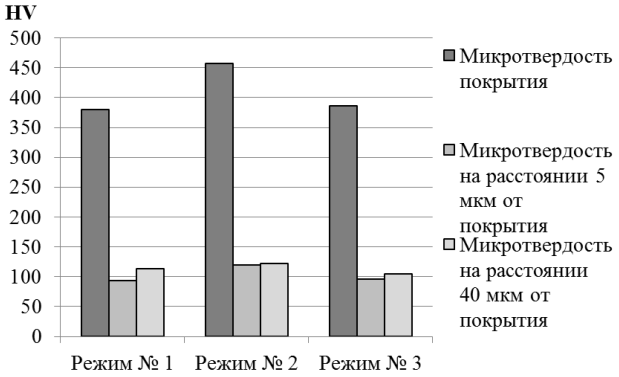


Рис. 3. Сравнительная гистограмма микротвердости покрытия системы Ag-W, полученного при различных режимах обработки медных контактов КПВ-604

Заключительным этапом комплексного исследования закономерностей формирования электровзрывных электроэрозионностойких покрытий системы Ag-W стала атомно-силовая микроскопия покрытия, полученного при оптимальном режиме воздействия (режим 2). Топография прямого шлифа образца, обработанного по режиму 2, представлена на рис. 4.

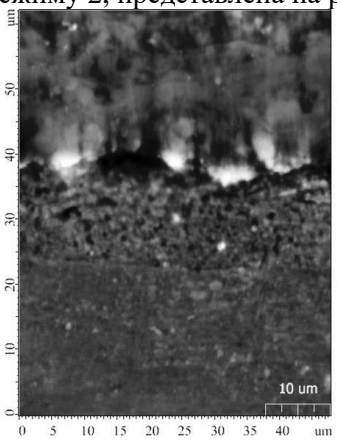


Рис. 4. Атомно-силовая микроскопия профиля поверхности покрытия системы Ag-W, напыленного на медный контакт (режим 2)

Атомно-силовое изображение позволило установить, что нанесение методом электровзрывного напыления покрытий системы Ag-W на медный контакт при оптимальном режиме обработки приводит к формированию структуры, состоящей из покрытия, слоя измененного состояния и материала подложки. Среднее значение толщины слоя с измененным состоянием, расположенного между покрытием и подложкой, составляет 16 мкм, что коррелирует с данными, полученными при металлографическом анализе.

Изучение распределения высоты рельефа поверхности в зависимости от расстояния представлено на рис. 5.

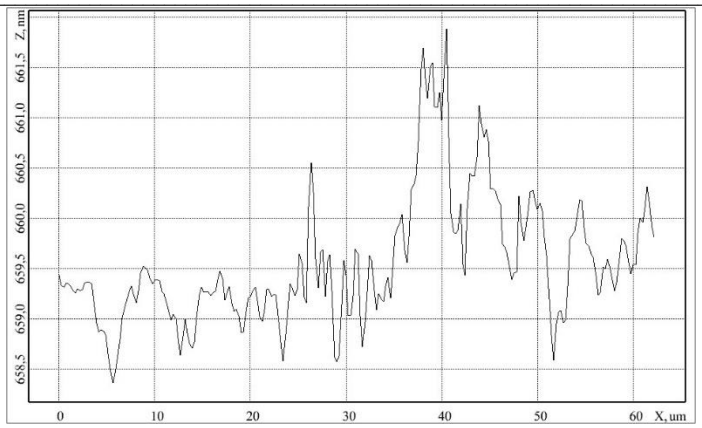


Рис. 5. Распределение высоты рельефа поверхности в зависимости от расстояния (режим 2)

Анализ представленного на рис. 5 графика распределения высоты поверхности Z от расстояния X (исходное изображение представлено на рис. 4), показывает, что высота профиля покрытия выше высоты подложки, а также слоя с измененным состоянием. Наибольшее значение высоты рельефа достигается при 40 мкм (рис. 4). Среднее значение высоты в данной точке равно 661,5 нм – эта точка соответствует границе перехода от слоя с измененным состоянием к слою покрытия.

Изучение шероховатости покрытия, слоя с измененным состоянием и материала подложки (меди) при режиме 2 выявило следующие значения шероховатости:

- среднее значение шероховатости подложки равно 25,397 нм;
- среднее значение шероховатости слоя с измененным состоянием равно 52,563 нм;
- среднее значение шероховатости покрытия равно 75,412 нм.

Таким образом, анализ атомно-силового изображения показал, что среднее значение шероховатости покрытия, больше средних значений шероховатости подложки и слоя с измененным состоянием на 50,015 и 22,849 нм, соответственно.

Выводы. В ходе данной работы по исследованию электровзрывных покрытий системы Ag-W, сформированных на медных контактах КПВ-604, были подобраны режимы напыления и массы навесок порошка Ag-W, нанесены покрытия методом электровзрывного напыления на медные контакты при различных режимах, проведены металлографические исследования, испытания на микротвердость и атомно-силовая микроскопия полученных покрытий.

Результаты проведения микроиндентирования позволили выявить оптимальный режим напыления (U_2 = 2,5 кВ), при котором слой покрытия имеет наибольшее среднее значение микротвердости, по сравнению с другими исследуемыми режимами. Это значение составляет 457,5 ± 55,2 HV, что в 3,8 раз превышает среднее значение микротвердости в медной подложке.

Анализ шероховатости поперечного шлифа при режиме 2 показал, что среднее значение шероховатости покрытия больше средних значений шероховатости подложки и слоя с измененным состоянием на 50,015 нм и 22,849 нм, соответственно.

Таким образом, нанесение покрытий системы Ag-W на медные контакты способствует повышению их механических и физических свойств. Изученные режимы обработки позволяют значительно увеличить микротвердость поверхностного слоя контактов, а также повысить их электроэрозионностойкость за счет наличия в покрытии частиц вольфрама, а также сохранить необходимую электропроводность, чему способствует наличие частиц серебра.

Результаты исследования свидетельствуют о том, что покрытия системы Ag-W, полученные на медных контактах, могут быть рекомендованы для использования в конструкторских разработках, направленных на уменьшение электроэрозии контактов и продление срока их службы.

Исследование выполнено при финансовой поддержке РФФИ в рамках научных проектов № 16-32-60032 мол_а_дк, 18-48-420001 р_а, 18-32-00075 мол_а, Гранта Президента Российской Федерации для государственной поддержки молодых российских ученых – кандидатов наук МК-1118.2017.2 и государственного задания 3.1283.2017/4.6

Библиографический список

1. Урванцов Л. А. Эрозия и защита металлов. М.: Машиностроение, 1966. - 236 с.

2. Лобанов Н. Ф., Каменский М. Н. Создание объёмно-пространственной структуры газотермического подслоя противокоррозионного покрытия // Известия Тульского Государственного университета. Технические Науки. - 2014. - № 2. - С. 62-67.

3. Сафонов А. Л., Сафонов Л. И. Электрические прямоугольные соединители. Анализ физических процессов в контактах // Технологии в электронной промышленности. - 2007. - № 6 (18). - С. 54-58.

4. Сафонов, А. Л., Сафонов Л. И. Прямоугольные электрические соединители. Фреттинг-коррозия в электрических контактах // Технологии в электронной промышленности. - 2009. - № 3(31). - С. 48-54.

5. Vashchuk, E. S., Romanov D. A., Budovskikh E. A., Ivanov Y. F. Electroexplosive boron-copper plating and subsequent electron-beam treatment of steel 45 // Steel in Translation. - 2011. - V. 6. - P. 469-474.

6. Romanov, D. A., Budovskikh E. A., Gromov V. E. Surface relief and structure of electroexplosive composite surface layers of the molybdenum-copper system // Journal of surface investigation: X-ray, synchrotron and neutron techniques. - 2011. - V. 6. - P. 1112-1117.

7. Багаутдинов, А. Я. Физические основы электровзрывного легирования металлов и сплавов. Новокузнецк : Изд-во СибГИУ, 2007. - 301 с.

8. Vashchuk E. S. Electroexplosive boron-copper plating and subsequent electron-beam treatment of steel 45 // Steel in Transl. - 2011. - V. 41(6). - P. 469-474.

9. Ivanov Y. F., Budovskikh E. A., Gromov V. E., Bashchenko L. P., Soskova N. A., Raikov S. V. Formation of nanocomposite layers at the surface of VT1-0 titanium in electroexplosive carburization and electron-beam treatment // Journal of surface investigation: X-ray, synchrotron and neutron techniques. - 2012. - V. 6. - P. 499-501.

10. Granovskii A. Y., Sarychev V. D., Gromov V. E. Model of formation of inner nanolayers in shear flows of material // Tech. Phys. - 2013. - V. 58(10). - P. 1544-1547.

УДК 625.143.48

МЕТОДИКА ИССЛЕДОВАНИЯ ВЛИЯНИЯ РЕЖИМОВ ИЗОТЕРМИЧЕСКОГО ОТЖИГА ПРИ СВАРКЕ РЕЛЬСОВ ОТКАТОЧНЫХ ПУТЕЙ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК

Шевченко Р.А., д.т.н. Козырев Н.А., к.т.н. Куценко А.И., к.т.н. Усольцев А.А., к.т.н. Куценко А.А.
Сибирский государственный индустриальный университет, г. Новокузнецк, Россия

Аннотация. Рассматриваются современные проблемы контактной стыковой сварки откаточных путей горных выработок. В статье описана методика исследования влияния режимов изотермического отжига сварного соединения образцов из рельсовой стали. Приведена схема вырезки образцов, на которых были проведены исследования, оборудование с помощью которого производилось исследования. Разработанная методика позволяет измерить температуру в металле шва и зон термического влияния в процессе сварки образцов из рельсовой стали. Предлагается с помощью данной методики изучить влияние термических циклов контактной стыковой сварки на структуру рельсовой стали. Показан в качестве примера результат использования данной методики.

Ключевые слова: контактная сварка, термообработка, методика, зона термического влияния, структура рельсовой стали.

При создании и ремонте бесстыкового железнодорожного пути применяется электроконтактная и алюминотермитная сварка рельсов. В России основную часть рельсов сваривают электроконтактным способом [1,2]. От сварки способом непрерывного оплавления с предварительным подогревом перешли к способу пульсирующим оплавлением.

Данный способ контактной сварки наиболее экономичен и технологичен в сравнении с непрерывным оплавлением. При контактной сварке рельсов, так же, как и при других видах сварки происходит нагрев и непрерывное охлаждение металла в зоне термического влияния (З.Т.В.). В зависимости от химического состава стали, выбирается технологический процесс сварки с использованием существующих методов оплавления: непрерывного или пульсирующего, определяющих линейную величину и температурные поля в З.Т.В. сварного стыка [3, 4]. Выбор теплового режима

основан на исключении образования структур закалки (мартенсита и бейнита), вызывающих дополнительные напряжения и трещины, которые приводят к разрушению рельсов [5]. В связи с этим [6, 7] особое значение приобретает разработка режимов для железнодорожных рельсов высокоскоростных магистралей, изготовленных из хромистой стали.

Известно, что увеличение содержания хрома в стали вызывает смещение вправо С-образных кривых начала и конца распада аустенита на диаграмме изотермического распада аустенита, что в свою очередь приводит к снижению критической скорости охлаждения при которой аустенит превращается в мартенсит [8, 9]. При быстром нагреве сварного стыка, которое обеспечивается методом пульсирующего оплавления и последующим интенсивным охлаждением З.Т.В. на месте микрообъемов с повышенным содержанием хрома, никеля и углерода формируется высокопрочный слой со структурой мартенсита. Участки мартенсита [5], играют роль концентраторов напряжения и приводят к образованию дефектов в сварных стыках (развитие усталостных трещин в головке, шейке и подошве рельса с хрупким изломом).

Данная проблема в процессе изготовления бесстыкового пути при сварке рельсов решается обязательной термической обработкой сварного стыка. Термообработку производят с помощью индукционных установок, что в свою очередь увеличивает затраты. Этот недостаток на практике предлагается исправлять совмещением непрерывного и пульсирующего методов оплавления, изменением интенсивности нагрева при сварке и регулированием скорости охлаждения [6]. При этом, частично используя метод непрерывного оплавления, возможно появление дефектов сварочного характера присущих непрерывному оплавлению.

Предлагается альтернативный способ решения проблемы, позволяющий использовать любой из рассмотренных методов оплавления. После осадки и охлаждения сварного стыка в момент достижения необходимой температуры, предлагается производить изотермический отжиг путем пропускания импульсов переменного электрического тока через сварной стык [10].

В данной статье описана методика исследования влияния режимов изотермического отжига сварного соединения образцов из рельсовой стали, производимого путем пропускания импульсов переменного электрического тока через сварной стык. Во избежание получения структур закалки, выбирается температура выдержки исходя из получения более мелкодисперсной структуры металла шва. Время выдержки определяется инкубационным периодом образования необходимой структуры и регулируется количеством импульсов тока.

Для исследования вырезаются образцы 90 мм ×30 мм ×10 мм рельсовой стали (рис. 1), в дальнейшем производится контактная стыковая сварка при разных режимах изотермического отпуска.

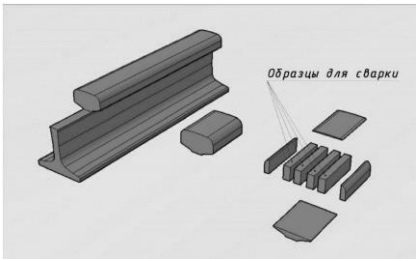


Рис. 1. Схема вырезания образцов размером 90 мм ×30 мм ×10 мм

Сварка образцов производится на модернизированной машине для контактной стыковой сварки МС-2008М. Управление режимами сварки осуществляется с помощью персонального компьютера.

Для получения информации о термическом влиянии на структуру металла разработана методика измерения температур в зоне термического влияния во время сварки. При этом производится измерение силы сварочного тока для дальнейшей корректировки режимов. Схема взаимодействия оборудования показана на рис. 2.

Рис. 2. Схема взаимодействия оборудования

Работает машина для контактной стыковой сварки оплавлением следующим образом (рис.3). Перед началом сварки устанавливаются и зажимаются свариваемые детали в подвижном 2 и неподвижном 3 зажимах, с помощью устройств зажатия свариваемых деталей. Если детали зажаты правильно, оператором на пульте управления включается сварка. При этом срабатывает контактор включения сварочного тока 11, который в свою очередь включает сварочный трансформатор 7. Одновременно включается электродвигатель 12 привода оплавления и осадки. Начинается процесс оплавления. По мере сближения концов свариваемых деталей в конце оплавления и в начале осадки срабатывает концевой выключатель, предназначенный для подачи сигнала на контроллер 13 о начале этапа термообработки, и установленный на блоке концевых выключателей 10, отключается контактор включения сварочного тока 11. Осадка заканчивается без тока. В конце осадки срабатывает концевой выключатель, отвечающий за работу электродвигателя 12 привода оплавления и осадки и происходит его остановка. При этом контроллер 13 через запрограммированный промежуток времени подает напряжение на симистор 14 для включения контактного реле, которое в свою очередь включает контактор включения сварочного тока 11, таким образом, включая сварочный трансформатор 7. Через зажатую деталь в зажимах 1 и 2 от сварочного трансформатора 7 протекает электрический ток, вследствие чего осуществляется нагрев сварного соединения до определенной температуры. По истечению заданного программой времени контроллер 13 перестает подавать сигнал на симистор 14, отключая сварочный трансформатор 7. Производится охлаждение сварного соединения до определенной температуры. Включение сварочного трансформатора 7 повторяется необходимое количество раз и через необходимые промежутки времени по заданной программе, записанной в контроллере 13. Таким образом, происходит процесс термообработки сваренных деталей. По завершению процесса сваренное изделие оператор удаляет для дальнейшего охлаждения в специально отведенную зону.

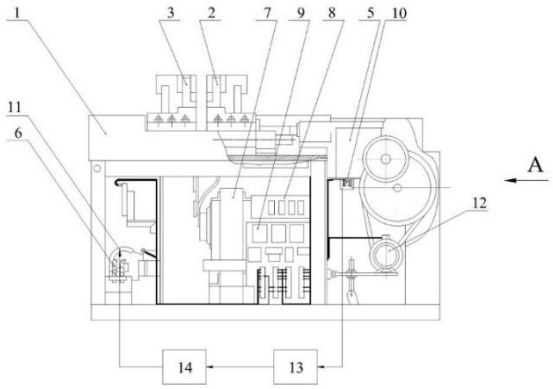
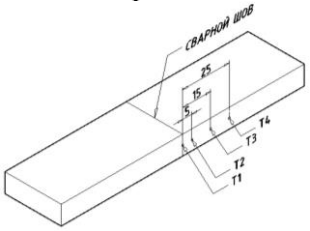


Рис. 3. Общий вид машины для контактной стыковой сварки МС-2008М

Замер температуры производится в точках Т1, Т2, Т3, Т4. Предполагаемая зона термического влияния изменяется при различных режимах от 15 до 25 мм от центра шва, чему соответствует максимальное расстояние установки термопары в точке Т4. Так как невозможно измерять температуру в центре шва, температура замеряется тепловизором HotFind-D в точке Т1. Расположение точек в которых измеряется температура показана на рис. 4.



Т1 – измеряется с помощью телевизора, Т2, Т3, Т4 – измеряется с помощью термопар

Рис. 4. Расположение точек в которых измеряется температура

Для измерения температуры металла применяются термопары ХА (хромель-алюмелевая). Стандартная градуировка термопар ХА обеспечивается в соответствии с ГОСТ 3044-84 (СТ СЭВ 1059-85). Термопары изготавливаются из термоэлектродной проволоки диаметром 0,1-0,5 мм пайкой (при использовании защитного кварцевого колпачка) или скруткой (при измерении оголенным

спаем). Для изоляции термоэлектродов друг от друга используются: кварцевая соломка (диаметром 0,5-1,0 мм), двухканальные корундовые и фарфоровые трубки (диаметр наружный 3,5 мм).

Сбор и обработку данных, полученных от термопар, производится с помощью измерительного комплекса «Tempol». Используемые в комплексе микропроцессорные модули позволяют выполнять измерения аналогового сигнала в интервале от 15 мВ до 2,5 В. Управление работой комплекса осуществляет ПК на основе разработанного программного обеспечения, функционирующего в средах MS DOS и WINDOWS 95/98/2000/XP. Комплекс позволяет производить сбор, регистрацию и хранение аналоговых сигналов на жестком диске ПК с возможностью масштабирования до 2048 каналов. Программное обеспечение измерительного комплекса включает в себя две программы, написанных на языке программирования Basic для операционных сред MS DOS и MS Windows и электронную таблицу Microsoft Excel. Программное обеспечение позволяет устанавливать связь с модулем I-7018, который подключен к последовательному порту «COM1» компьютера через преобразователь I-7520, и осуществлять запись измерений последовательно от 8-ми датчиков в таблицу заданного формата. По окончании процесса измерения полученный массив данных преобразуется в графическое изображение в зависимости от задач исследований.

Тепловизор HotFind-D позволяет производить измерение температур до 1500 ˚С. Тепловизор снабжен неохлаждаемой микроболометрической матрицей в фокальной плоскости объектива разрешением 160×120 пикселей. Передача видеоизображения термограмм на ПК производится с помощью платы видеозахвата аналогового сигнала в формате NTSC частотой 60 Гц.

На рис. 5 приведен пример использования методики для определения изменения температуры в процессе сварки.

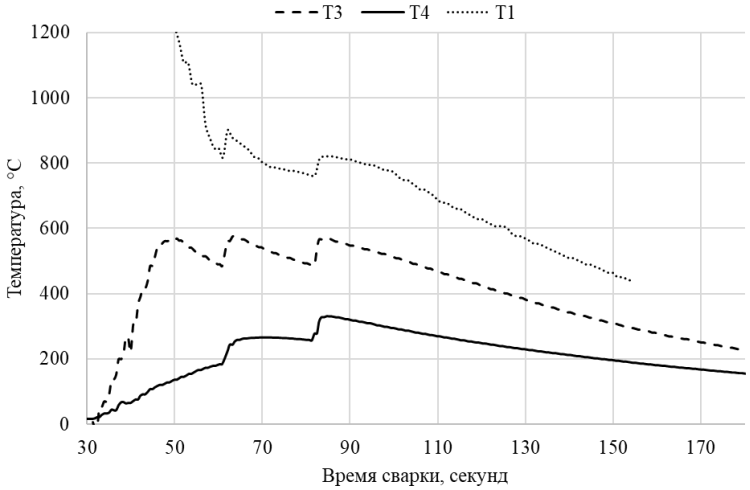


Рис. 5. Пример измеренного термического цикла сварки образцов

Вывод: Предложенная методика позволяет измерить термические циклы контактной стыковой сварки образцов из рельсовой стали на машине МС-2008М, и произвести расчет скорости охлаждения металла шва и зоны термического влияния, а также спрогнозировать получаемую структуру стали с определенным химическим составом. Измерение силы сварочного тока позволяет корректировать тепловложение при сварке.

Библиографический список

1. Modern Methods of Rail Welding / N.A. Kozyrev, O.A. Kozyreva, A.A. Usoltsev, R.E. Kryukov, R.A. Shevchenko // IOP Conference Series: Materials Science and Engineering, Volume 253 (2017) 012002: International Scientific-Practical Conference: Innovations in Fuel and Energy Complex and Mechanical Engineering (FEC-2017) 18–21 April 2017, Kemerovo, Russian Federation,–pp.1-6|| doi:10.1088/1757-899X/253/1/012002

2. Kuchuk-Yatsenko, S.I., Shvets, Yu.V., Didkovskii, A.V., Chvertko, P.N., Shvets, V.I., Mikitin, Ya. I., Technology and equipment for resistance flash welding of railway crossings with rail ends through an austenitic insert // Welding International. Volume 22 - Issue 5, 2008, Pages 338-341.Mitsuru F. Rail flash-butt welding technology/ F. Mitsuru, N. Hiroaki, N. Kiyoshi// JFE Technical Report. – 2015. – № 20. – P. 159 – 163.

3. Mitsuru F. Rail flash-butt welding technology/ F. Mitsuru, N. Hiroaki, N. Kiyoshi// JFE Technical Report. – 2015. – № 20. – P. 159 – 163.

4. Saita K. Trends in rail welding technologies and our future approach/ K. Saita, K. Karimine, M. Ueda, K. Iwano, T. Yamamoto, K. Hiroguchi // Nippon steel & sumitomo metal technical report. – 2013. – № 105. – P. 84 – 92.

5. Шур Е. А. Влияние структуры на эксплуатационную стойкость рельсов [Текст]// Влияние свойств металлической матрицы на эксплуатационную стойкость рельсов: сб. Екатеринбург: УИМ, 2006. - С. 37 – 63.

6. Шур Е.А. Комплексный метод контактной сварки рельсов/ Е.А. Шур, В.А. Резанов// Вестник ВНИИЖТ. – 2012. – № 3. – С. 20 – 22.

7. Гаврилов В.В. Пути решения вопроса повышения эксплуатационной надежности рельсов для метрополитенов производства ЕВРАЗ ЗСМК / В.В. Гаврилов // Метро и тоннели. – 2012. – № 1. – С. 42 – 43.

8. Гуляев А.П. Металловедение: учебник для вузов/ А. П. Гуляев, А. А. Гуляев. – М.: ИД Альянс, 2012. – 644 с.

9. Шевченко Р.Е. Совершенствование технологии сварки рельсовой стали с повышенным содержанием хрома/ Р.Е. Шевченко// Труды Всероссийской научной конференции студентов, аспирантов и молодых ученых Вып. 20 – Ч III. Естественные и технические науки / Под общей редакцией М.В. Темлянцева; СибГИУ. – Новокузнецк, 2016. – С. 196-198.

10. Выбор оптимальных режимов сварки железнодорожных рельсов / Шевченко Р.А., Козырев Н.А., Крюков Р.Е., Патрушев А.О., Усольцев А.А. // Сборник трудов XX Международной научно-практической конференции «Металлургия: технологии, инновации, качество»; СибГИУ. – Новокузнецк, – 2017. - С.332 – 336.

УДК 621.791:624

ИСПОЛЬЗОВАНИЕ ШЛАКА СИЛИКОМАРГАНЦА И КОВШЕВОГО ЭЛЕКТРОСТАЛЕПЛАВИЛЬНОГО ШЛАКА ПРИ ИЗГОТОВЛЕНИИ СВАРОЧНЫХ ФЛЮСОВ ДЛЯ НАПЛАВКИ ГОРНОГО ОБОРУДОВАНИЯ

д.т.н. Козырев Н.А., Михно А.Р., к.т.н. Усольцев А.А., к.т.н. Крюков Р.Е., к.т.н. Уманский А.А.
Сибирский государственный индустриальный университе, г. Новокузнецк, Россия

Аннотация. Оценена и показана принципиальная возможность использования техногенных отходов металлургического производства: шлака производства силикомарганца и флюс-добавки на основе ковшевого электросталеплавильного шлака в качестве наплавочного флюса горного оборудования.

Ключевые слова: наплавка, сварочные флюсы, техногенные отходы, шлак силикомарганца, ковшевой электросталеплавильный шлак, неметаллические включения, горное оборудования.

Введение. Важным и перспективным направлением в сварочном производстве является разработка и использование новых сварочных флюсов на основе отходов металлургического производства. При наплавке используются флюсы с повышенным содержанием основных оксидов и низким содержанием FeO [1-10].

В последние годы проведен ряд исследований с использованием техногенных отходов. Ряд исследований посвящён совершенствованию составов сварочных флюсов для горного оборудования с использованием новых флюс - добавок с применением техногенных металлургических отходов (шлаков и шламов) [11-17]. В частности, предложены новые сварочные флюсы, изготовленные с использованием шлака производства силикомарганца [18, 19]. Использование техногенных металлургических отходов в качестве исходных компонентов для производства сварочных флюсов позволяет значительно снизить себестоимость их производства.

Методы исследования. Химический состав исследуемых наплавленных образцов определяли по ГОСТ 10543–98 рентгенофлуоресцентным методом на спектрометре XRF-1800 и атомно-эмиссионным методом на спектрометре ДФС-71. Исследование продольных образцов наплавленного слоя на наличие неметаллических включений осуществляли в соответствие с ГОСТ 1778-70 с помощью оптического микроскопа OLYMPUS GX-51 в светлом поле в диапазоне увеличений ×100.

Результаты и всестороннее рассмотрение вопроса. В данной работе рассмотрена возможность использования шлака силикомарганца производства Западно - Сибирского металлургического завода с химическим составом, мас.%: Al_2O_3 6,91-9,62%, CaO 22,85-31,70 %, SiO_2 46,46-48,16 %, FeO 0,27-0,81 %, MgO 6,48-7,92 %, MnO 8,01-8,43%, F 0,28-0,76%, Na_2O 0,26-0,36% K_2O до 0,6 2 %, S 0,15-0,17 %, P 0,01 %. С ковшевым шлаком электросталеплавильного производства рельсовой стали АО «ЕВРАЗ ЗСМК» с химическим составом, мас.%: 1,31% FeO, 0.22% MnO, 36.19% CaO, 36.26% SiO_2, 6.17% Al_2O_3, 11,30% *MgO, 0,28%* Na_2O, 0% K_2O, 3,34% F, <0,12% C, 1.26% S, 0.02% P.

Шлак производства силикомарганца фракции 0,45-2,5мм смешивали с флюс - добавкой, изготовленной из ковшевого электросталеплавильного шлака в смеси с жидким стеклом.

Изготовление флюс – добавки проводили следующим образом: ковшевой электросталеплавильный шлак фракции менее 0,2мм. смешивали с жидким стеклом в соотношении 62% и 38% соответственно. После чего осуществляли 24-часовую выдержку при комнатной температуре, с последующей сушкой в печи при температуре 350 ºС, далее смесь охлаждалась, дробилась и просевалась с выделением фракции 0,45-2,5мм.

В опытах использовали флюс - добавку с химическим составом, мас. %: FeO - 0.84; MnO – 0.06; CaO – 35.47; Al_2O_3 – 4.71; MgO – 5.01; Na_2O – 1.92; K_2O - 0.11; S – 0.98; P – 0.013; Cr_2O_3 - 0.04; TiO – 0.33. Флюс – добавку смешивали со шлаком силикомарганца в различных соотношениях (табл. 1).

Таблица 1

Соотношение шлака силикомарганца и флюс – добавки, %

Маркировка флюса	Шлак силикомарганца (SiMn), мас %.	Флюс-добавка, мас %.
90	100	0
91	95	5
92	90	10
93	80	20
94	70	30
95	50	50

Изучение возможности использования различных составов сварочных флюсов проводили в лабораторных условиях на сварочном тракторе ASAW-1250 режим наплавки: $I_{св.}$ = 680 А; $U_д$ = 28 В; $V_{св.}$ = 28 м/ч. Наплавку под слоем флюса производили на образцах 300×150мм толщиной 20мм из листовой стали марки 09Г2С с использованием проволоки Св-08ГА диаметром 4 мм.

Внешний вид наплавленных валиков удовлетворительный для наплавки при содержании флюс-добавки до 30%. Химические составы флюсов, шлаковых корок, и металла сварных швов приведены в табл. 2-4 соответственно.

Таблица 2

Химический состав флюса

флюс	Массовая доля элементов, %													
	FeO	MnO	CaO	SiO_2	Al_2O_3	MgO	Na_2O	K_2O	S	P	ZnO	Cr_2O_3	F	TiO_2
90	0,50	7,97	31,34	46,09	6,61	5,74	0,40	0,01	0,33	0,011	0,004	0,05	0,45	0,07
91	0,38	7,59	32,71	45,04	6,60	4,34	1,07	0,081	0,28	0,012	0,003	0,031	0,77	0,10
92	0,42	7,28	33,12	45,10	6,33	4,52	1,40	0,082	0,32	0,011	0,003	0,029	0,87	0,11
93	0,42	6,90	32,06	46,20	6,85	4,03	1,40	0,082	0,34	0,011	0,003	0,024	0,89	0,11
94	0,57	4,62	34,03	43,80	5,09	4,58	3,28	0,14	0,54	0,012	0,004	0,036	1,63	0,17
95	0,74	2,58	35,64	43,33	5,19	4,92	3,99	0,17	0,73	0,013	0,005	0,041	1,99	0,21

Таблица 3

Химический состав шлаковых корок

флюс	Массовая доля элементов, %													
	FeO	MnO	CaO	SiO_2	Al_2O_3	MgO	Na_2O	K_2O	S	P	ZnO	Cr_2O_3	F	TiO_2
90	1,69	7,78	32,35	42,50	6,59	5,55	0,30	0,01	0,21	0,011	0,012	0,04	0,37	0,07
91	1,54	7,61	32,42	44,28	7,87	4,28	0,59	0,001	0,16	0,011	0,003	0,033	0,53	0,094
92	1,62	7,04	32,47	43,39	6,63	4,24	0,89	0,081	0,20	0,011	0,004	0,033	0,68	0,11
93	1,78	6,36	33,10	43,13	7,23	4,38	1,19	0,088	0,23	0,012	0,004	0,034	0,83	0,12
94	1,69	5,34	33,28	44,55	6,05	4,64	2,05	0,11	0,33	0,011	0,005	0,032	1,24	0,15
95	1,66	3,90	34,48	44,61	5,59	4,87	2,78	0,14	0,46	0,012	0,005	0,036	1,66	0,17

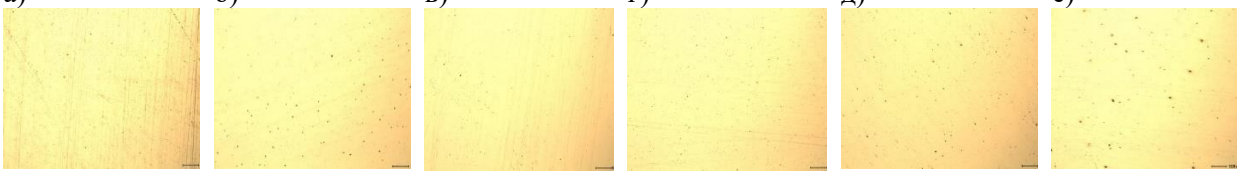
Таблица 4

Химический состав наплавленного металла

	Массовая доля элементов, %												
	C	**Si**	**Mn**	**Cr**	**Ni**	**Cu**	**Ti**	**V**	**Mo**	**Al**	**Nb**	**S**	**P**
90	0,07	0,43	1,16	0,05	0,11	0,14	отс.	0,007	0,021	отс	0,003	0,019	0,012
91	0,04	0,44	1,30	0,04	0,08	0,13	0,001	0,002	0,01	0,002	0,010	0,019	0,012
92	0,04	0,42	1,30	0,04	0,09	0,13	0,001	0,003	0,01	отс	0,010	0,024	0,011
93	0,04	0,41	1,22	0,04	0,09	0,13	отс	0,001	0,01	отс	0,11	0,031	0,010
94	0,04	0,38	1,25	0,04	0,08	0,13	отс	0,002	0,01	отс	0,011	0,033	0,009
95	0,04	0,35	1,22	0,04	0,09	0,12	отс	отс	0,01	отс	0,011	0,036	0,008

Металлографическое исследование проводилось на микрошлифах без травления с помощью оптического микроскопа OLYMPUS GX-51 при увеличении ×100. Вид неметаллических включений в зоне наплавленного валика, приведен на рис. 1, оценка неметаллических включений, проведенная согласно ГОСТ 1778-70, приведена табл. 5.

а) б) в) г) д) е)



Образцы: а) 90; б) 91; в) 92; г) 93; д) 94; е)95

Рис. 1 - Неметаллические включения в зоне наплавленных образцов

Таблица 5

Неметаллические включения в зоне сварных швов

Образец	Неметаллические включения, балл	
	силикаты недеформирующиеся	оксиды точечные
90	1б,2б	1а
91	2б,1б	2а,1а
92	1б,2б	1а,2а
93	1б, редко 2б	1а
94	1б, редко 2б	1а
95	2б,3б, редко 4б	1а,2а

Влияние количества введенной добавки в наплавленном слое на концентрацию серы и фосфора приведено на рис. 2, 3.

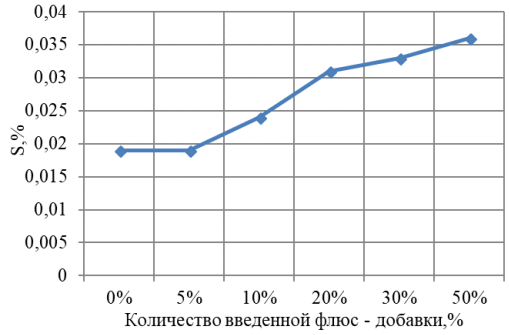


Рис. 2 - Влияние количества введенной добавки в наплавленном слое на концентрацию серы

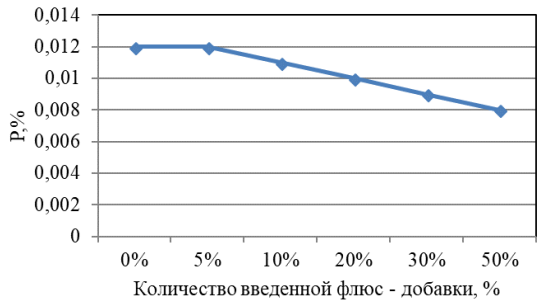


Рис. 3 - Влияние количества введенной добавки в наплавленном слое на концентрацию фосфора

Таким образом, в связи с низким содержанием концентрации оксида железа и повышенной основностью, возможно использование данного материала при наплавке легированного металла. Анализ уровня загрязненности неметаллическими включениями и увеличение содержания серы в наплавленном металле показал, что без ухудшения качества возможно введение флюс - добавки на основе кошевого шлака сталеплавильного производства в количестве не более 20%.

Выводы. Показана принципиальная возможность использования техногенных отходов металлургического производства: шлака производства силикомарганца и флюс-добавки на основе ковшевого электросталеплавильного шлака в качестве наплавочного флюса для горной промышленности. При увеличении введения флюс-добавки более 30% ухудшается внешний вид наплавленного слоя. Введение флюс-добавки увеличивает содержание серы и снижает содержание фосфора в наплавленном слое. При увеличении флюс – добавки больше 20% качество наплавки ухудшается, возрастает количество неметаллических включений, увеличивается содержание серы.

Библиографический список

1. Study of the relationship between the composition of a fused flux and its structure and properties/ Amado Cruz Crespo, Rafael Quintana Puchol, Lorenzo Perdomo González, Carlos R. Gómez Pérez, Gilma Castellanos, Eduardo Díaz Cedréa & Tamara Ortíz / Welding International. – 2009.- Volume 23. - №2. - p. 120-131

2. Special features of agglomerated (ceramic) fluxes in welding/V. V. Golovko & N. N. Potapov//Welding International.– 2011.- Volume 25. - №11. - p. 889-893.

3. The influence of the air occluded in the deposition layer of flux during automatic welding: a technological aspect to consider in the quality of the bead/Rafael Quintana Puchol, Jeily Rodríguez Blanco, Lorenzo Perdomo Gonzalez, Gilma Castellanos Hernández & Carlos Rene Gómez Pérez//Welding International.– 2009.- Volume 23. - №2. - p. 132-140.

4. Obtaining a submerged arc welding flux of the MnO–SiO2–CaO–Al2O3 – CaF2 system by fusion/A.C. Crespo, R.Q. Puchol, L.P. Goncalez, L.G. Sanchez, C.R. Gomez Perez, E.D. Cedre, T.O. Mendez & J.A. Pozol//Welding International.– 2007.- Volume 21. - №7. - p. 502-511.

5. Using a new general-purpose ceramic flux SFM-101 in welding of beams/ Yu. S. Volobuev, O. S. Volobuev, A. G. Parkhomenko, E. I. Dobrozhela & O. S. Klimenchuk//Welding International.– 2012.- Volume 26. - №8. - p. 649-653.

6. The development and properties of a new ceramic flux used for reconditioning rolling stock components/Yu.S. Volobuev, A.V. Surkov, O.S. Volobuev, P.N. Kipiani, D.V. Shestov, N.V. Pavlov, A.I. Savchenko/ Welding International.– 2010.- Volume 24. - №4. - p. 298-300.

7. A criterion for evaluating the activity of fused welding fluxes/N N Potapov, S A Kurlanov/ Welding International.– 1987.- Volume 1. - №10. - p. 951-954.

8. Determination of hydrogen in the form of moisture in basic electrode coatings and fluxing materials in metallurgical production/P L Babushkin, V Yu Persits/ Welding International.– 1991.- Volume 5. - №9. - p. 741-742.

9. Подгаецкий, В. В. Флюсы для автоматической и полуавтоматической сварки / В.В. Подгаецкий, Д.М. Рабкин. - Киев : Изд-во АН УССР, 1954. —56 с.

10. Потапов, Н. Н. Сварочные материалы для дуговой сварки : справочник. В 2 т. Т. 1. Защитные газы и сварочные флюсы : справочное пособие / Н. Н. Потапов, Б. П. Конищев, С. А. Курланов [и др.] ; ред. Н. Н. Потапов. – Москва : Машиностроение, 1989. – 544 с.

11. Павлов П.Н. Основы инженерного расчета элементов машин на усталостную и длительную прочность / П.Н. Павлов. – Ленинград : Машиностроение, 1988. – 209 с.

12. Толстов И.А. Справочник по наплавке / И.А. Толстов, В.А. Коротков. – Челябинск : Металлургия, 1990. – 384 с.

13. Тылкин М.А. Повышение долговечности деталей металлургического оборудования / М.А. Тылкин. – Москва : Металлургия, 1971. – 610 с.

14. Шехтер С.Я. Наплавка деталей металлургического оборудования: справочник / С.Я. Шехтер, А.Я. Шварцер. – Москва : Металлургия, 1981. –160 с.

15. Хазин, М. Л. Теория и методы восстановления деталей горных машин / М. Л. Хазин. - Екатеринбург: УГГУ, 2006. -319 с.

16. Коберник Н. В., Орлик А. Г. Получение износостойких антиабразивных покрытий / Труды МГТУ им. Н. Э. Баумана. - 2010. - С. 49-52.

17. Чернышов Г. Г., Коберник Н. В., Орлик А. Г., Чернышова Т. А. Влияние структуры наплавленных покрытий на стойкость к абразивному износу // Физика и химия обработки материалов. - 2011. - № 5. - С. 44-50.

18. Manufacturing of New Welding Fluxes Using Silicomanganese Slag / R E Kryukov, N A Kozyrev, O A Kozyreva, A A Usoltsev // International Scientific-Practical Conference: Innovations in Fuel and Energy Complex and Mechanical Engineering (FEC-2017) 18–21 April 2017, Kemerovo, Russian Federation IOP Conf. Series: Materials Science and Engineering, 2017, vol 253 pp. 1-9 || doi:10.1088/1757-899X/253/1/012007.

19. Разработка новых сварочных флюсов и флюс-добавок для сварки и наплавки стали с использованием отходов металлургического производства. Сообщение 2. Сварочные флюсы на основе шлака силикомарганца/ Н. А. Козырев, Р.Е. Крюков, Н.Е. Крюков, И.Н. Ковальский, О.Е. Козырева // Черная металлургия. Бюллетень научно-технической и экономической информации. – 2017. – Вып. 5 (1409). - С. 85-89.

УДК 621.791:624

ИСПОЛЬЗОВАНИЕ БАРИЙ – СТРОНЦИЕВОГО МОДИФИКАТОРА ПРИ ИЗГОТОВЛЕНИИ СВАРОЧНОГО ФЛЮСА НА ОСНОВЕ ШЛАКА СИЛИКОМАРГАНЦА ДЛЯ СВАРКИ И НАПЛАВКИ ГОРНО - ШАХТНОГО ОБОРУДОВАНИЯ

д.т.н. Козырев Н.А., Михно А.Р., к.т.н. Крюков Р.Е., д.т.н. Якушевич Н.Ф., Проводова А.А.
Сибирский государственный индустриальный университет, г. Новокузнецк, Россия

Аннотация. Показана принципиальная возможность применения барий-стронциевого модификатора в качестве рафинирующей и газозащитной добавки для сварочных флюсов на основе шлака производства силикомарганца для наплавки горно – шахтного оборудования.

Ключевые слова: наплавка, флюсы, технология, барий-стронциевый карбонатит, образцы, неметаллические включения, горные машины.

Введение. Разработка материалов и использование технологии восстановления, значительно повышающих износостойкость рабочих поверхностей механизмов машин горного оборудования, испытывающих абразивное и ударное изнашивание при эксплуатации, является важной задачей. К наиболее перспективным методам восстановления относится использование наплавки под слоем флюса на изнашивающиеся поверхности деталей.

Для восстановления горного оборудования используются такие сварочные флюсы как: АНФ-6-1, АН-348, АН-60, АН-20, АН-28. Для снижения себестоимости восстановления горно – шахтного оборудования предложено использование нового сварочного флюса на основе отходов металлургического производства таких как: шлак силикомарганца и флюс – добавки на основе барий стронциевого модификатора [1-22].

Исследования по введению добавки барий-стронциевого модификатора в сварочные флюсы на основе шлака производства силикомарганца, а также качество получаемых наплавленных валиков изучалось ранее [23-24], дальнейшие исследования приведены в данной работе.

Методы исследования. Химический состав исследуемых наплавленных образцов определяли по ГОСТ 10543–98 рентгенофлуоресцентным методом на спектрометре XRF-1800 и атомно-эмиссионным методом на спектрометре ДФС-71. Исследование продольных образцов наплавленного слоя на наличие неметаллических включений осуществляли в соответствие с ГОСТ 1778-70 с помощью оптического микроскопа OLYMPUS GX-51 в светлом поле в диапазоне увеличений ×100.

Результаты и всестороннее рассмотрение вопроса. Для изготовления флюса применяли шлак производства силикомарганца с химическим составом, приведенным в табл. 1.

Таблица 1

Химический состав шлака производства силикомарганца

Содержание, %										
Al_2O_3	CaO	SiO_2	FeO	MgO	MnO	F	Na_2O	K_2O	S	P
6,91-9,62	22,85-31,70	46,46-48,16	0,27-0,81	6,48-7,92	8,01-8,43	0,28-0,76	0,26-0,36	до 0,62	0,15-0,17	0,01

Изготовление флюс добавки на основе барий – стронциевого модификатора с химическим составом, приведенным в табл. 2, проводили путем смешения барий-стронциевого модификатора с жидким стеклом в соотношении 75% и 25% соответственно. После чего смесь выдерживали при комнатной температуре в течении 24 часов, осуществляли сушку в печи при температуре 300 ºС, с дальнейшим охлаждением, дроблением и просевом с выделением фракции 0,45-2,5мм. Далее проводили смешение флюса и флюс – добавки в различных соотношениях.

Таблица 2

Химический состав барий - стронциевого модификатора

Содержание, %											
BaO	SrO	CaO	SiO_2	MgO	K_2O	Na_2O	Fe_2O_3	MnO	Al_2O_3	TiO_2	CO_2
13,0-19,0	3,5-7,5	17,5-25,5	19,8-29,8	0,7-1,1	2,5-3,5	1,0-2,0	1,5-6,5	до 0,4	1,9-3,9	0,7-1,1	16,0-20,0

Исследуемые соотношения флюса и флюс – добавки приведены в табл. 3. В опытах использовали шлак производства силикомарганца фракции 0,45-2,5мм. По первому варианту (с жидким стеклом) добавку вводили в количестве 2, 4, 6, 8, 10%. (Соответствующие образцы М2, М4, М6, М8, М10). По второму варианту добавку (пыль) вводили в количестве 2, 6, 8, 10% (Соответствующие образцы М21, М61, М81, М101) Для сравнения использовали флюс, изготовленный из шлака производства силикомарганца без добавок (М).

Наплавку производили на образцах размером 300×150 мм толщиной 20 мм из листовой стали марки 09Г2С. Процесс проводили сварочной проволокой Св-08ГА с использованием сварочного трактора ASAW-1250 при режимах: $I_{св.}$ = 680 А; $U_д$ = 28 В; $V_{св.}$ = 28 м/ч.

Таблица 3

Исследуемые соотношения флюс – флюс-добавки, %

Маркировка флюса	Количество барий-стронциевой добавки, мас %.		Количество шлака производства силикомарганца, мас%
	с жидким стеклом	пылеобразной	
М	-	-	100
М2	2	-	98
М4	4	-	96
М6	6	-	94
М8	8	-	92
М10	10	-	90
М21	-	2	98
М61	-	6	94
М81	-	8	92
М101	-	10	90

Из наплавленных пластин вырезали образцы и выполняли рентгеноспектральный анализ состава наплавленного слоя и металлографические исследования наплавленного слоя. Химический состав сварочных флюсов приведен в табл. 4. Химический состав шлаковой корки приведен в табл. 5, химический состав металла сварных швов приведен в табл. 6.

Таблица 4

Химический состав флюса

флюс	Массовая доля элементов, %															
	FeO	MnO	CaO	SiO_2	Al_2O_3	MgO	Na_2O	K_2O	S	P	ZnO	Cr_2O_3	F	BaO	SrO	TiO_2
М	0,50	7,97	31,34	46,09	6,61	5.74	0,40	0,01	0.33	0.011	0.004	0.05	0,45	отс.	отс.	0.07
М2	1,39	7,68	31,27	46,31	6,48	5,40	0,52	0,04	0,20	0,022	0,008	0,03	0,48.	0,35	0,18	0,09
М4	0,77	7,69	30,56	46,11	6,42	5,42	0,49	0,03	0,38	0,022	0,0014	0,04	0,36	0,35	0,21	0,08
М6	1,11	7,12	29,27	45,52	6,87	4,75	0,75	0,20	0,17	0,037	0,0012	0,04	0,45	0,79	0,41	0,14
М8	1,04	7,14	31,65	43,93	6,22	3,71	0,79	0,27	0,13	0,044	0,003	0,033	0,41	0,95	0,44	0,16
М10	2,08	7,09	30,16	43,90	7,17	3,58	0,62	0,20	0,12	0,027	0,011	0,039	0,34	1,45	0,60	0,13
М21	1,32	8,14	32,09	45,19	6,20	5,35	0,36	0,01	0,43	0.014	0.009	0.05	0,40	0.15	0.087	0.07
М61	0.33	8,02	30,97	46,38	6,71	6,01	0,29	0.01	0,18	0.0,13	0.009	0.03	0,42	0.16	0.092	0.07
М81	1,89	7,90	30,79	40,07	5,71	3,03	0,48	0,57	0,13	0,090	0,005	0,028	0,52	1,57	0,99	0,22
М101	1,01	7,22	31,62	44,99	6,71	3,29	0,40	0,32	0,14	0,061	0,003	0,021	0,40	2,97	1,11	0,15

Таблица 5

Химический состав шлаковых корок

флюс	Массовая доля элементов, %															
	FeO	MnO	CaO	SiO_2	Al_2O_3	MgO	Na_2O	K_2O	S	P	ZnO	Cr_2O_3	F	BaO	SrO	TiO_2
M	1,69	7,78	32,35	42,50	6,59	5,55	0,30	0,01	0,21	0,011	0,012	0,04	0,37	-	-	0,07
M2	2,07	7,54	31,91	43,63	6,52	5,92	0,31	0,01	0,16	0,012	0,006	0,10	0,45	0,19.	0,098	0,08
M4	2,11	7,15	31,45	45,31	6,38	5,42	0,43	0,03	0,18	0,017	0,008	0,07	0,41	0,38	0,20	0,09
M6	1,93	7,20	31,37	44,30	7,46	5,26	0,39	0,02	0,23	0,017	0,008	0,05	0,46	0,34	0,19	0,09
M8	2,00	7,83	31,19	44,55	7,35	3,68	0,53	0,13	0,11	0,023	0,005	0,037	0,42	0,64	0,39	0,12
M10	1,12	7,16	30,60	44,90	6,48	3,10	0,84	0,32	0,14	0,047	0,013	0,026	0,56	1,52	0,58	0,16
M21	2,34	7,42	31,97	43,30	6,59	5,56	0,31	0,3	0,21	0,014	0,004	0,07	0,38	0,34	0,20	0,07
M61	2,21	6,95	30,26	45,55	7,06	4,99	0,33	0,13	0,17	0,017	0,011	0,04	0,38	0,64	0,39	0,11
M81	1,84	7,78	31,94	45,21	6,87	3,94	0,34	0,077	0,12	0,019	0,004	0,039	0,38	0,83	0,41	0,11
M101	2,04	7,36	31,25	44,43	7,50	3,75	0,38	0,20	0,12	0,030	0,003	0,035	0,48	1,03	0,54	0,14

Таблица 6

Химический состав наплавленных валиков

№ пробы	Массовая доля элементов, %											
	C	Si	Mn	Cr	Ni	Cu	V	Mo	Nb	S	P	Ba	Sr
M	0.07	0.43	1.16	0.05	0.11	0.14	0,007	0,021	0,003	0,029	0,018	отс.	отс.
M2	0.08	0.26	0.83	0.05	0.13	0.15	0,003	0,020	0,004	0,026	0,015	0,0041	0,0004
M4	0.07	0.29	0.84	0.05	0.13	0.15	0,005	0,020	0,003	0,025	0,014	0,0054	0,0006
M6	0.09	0.26	0.77	0.04	0.10	0.15	0,004	0,020	0,003	0,021	0,011	0,0065	0,0008
M8	0,04	0,41	1,28	0,05	0,08	0,13	0,001	0,01	0,012	0,013	0,011	0,0096	0,0010
M10	0,04	0,36	1,20	0,05	0,08	0,12	0,001	0,01	0,010	0,014	0,012	0,0119	0,0011
M21	0.09	0.31	0.76	0.05	0.13	0.15	0,004	0,019	0,002	0,028	0,016	0,0049	0,0001
M61	0.08	0.23	0.77	0.05	0.13	0.14	0,004	0,017	0,003	0,026	0,014	0,0058	0,0003
M81	0,05	0,41	1,25	0,04	0,08	0,13	0,003	0,01	0,011	0,013	0,011	0,0086	0,0005
M101	0,04	0,41	1,26	0,04	0,08	0,13	0,001	0,01	0,011	0,012	0,011	0,0112	0,0006

Влияние количества введенной добавки в наплавленном слое на концентрацию бария, стронция, серы, фосфора приведено на рис. 1-4 соответственно. Как видно из рис. 1-4 при введении флюс добавки происходит восстановление бария, стронция, а также снижение концентрации серы и фосфора.

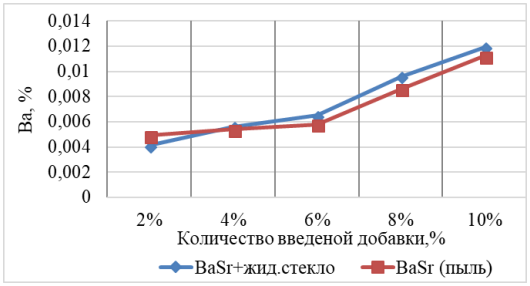


Рис. 1. Влияние количества введенной добавки в наплавленном слое на концентрацию бария

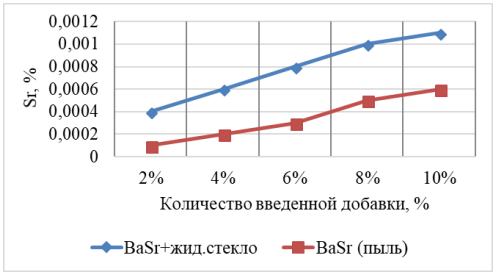


Рис. 2. Влияние количества введенной добавки в наплавленном слое на концентрацию стронция

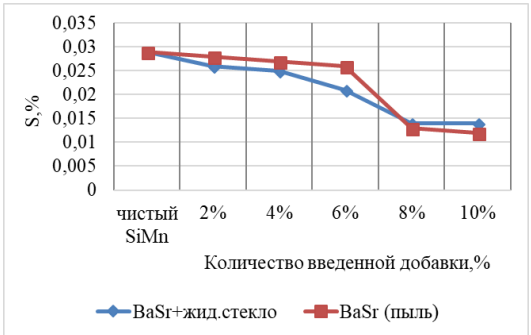


Рис. 3. Влияние количества введенной добавки в наплавленном слое на концентрацию серы

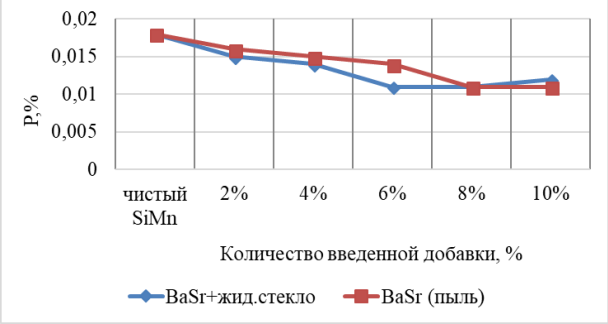
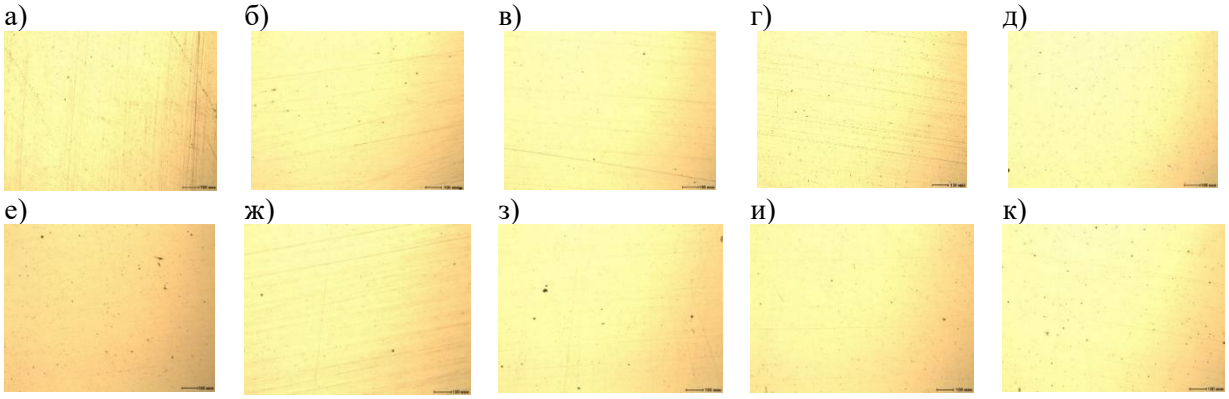


Рис. 4. Влияние количества введенной добавки в наплавленном слое на концентрацию фосфора

Исследование продольных образцов наплавленного слоя на наличие неметаллических включений проводилось на микрошлифах без травления с помощью оптического микроскопа OLYMPUS GX-51 при увеличении ×100 методом сравнения с эталонными шкалами в соответствие с ГОСТ 1778-70.

В результате изучения характера загрязненности наплавленного металла неметаллическими включениями установлено присутствие в нем силикатов недеформирующихся, оксидов точечных и сульфидов (рис. 5). Характеристика неметаллических включений наплавленного слоя приведена в табл. 5.



Образцы: а) М; б) М2; в) М4; г) М6; д) М8; е) М10; ж) М21; з) М61; и) М81; к) М101

Рис. 5 – Характер неметаллических включений в наплавленном слое

Таблица 5

Характеристика неметаллических включений наплавленного металла

Образец	Неметаллические включения, балл		
	силикаты недеформирующиеся	оксиды точечные	сульфиды
М	1б,2б, редко 3б	1а	1а.
М2	1б,2б	1а	Отс.
М4	1б,2б	1а	Отс.
М6	1б,2б	1а	Отс.
М8	1б,2б	1а	Отс.
М10	1б,2б, редко 3б	1а	1а
М21	1б,2б	1а	Отс
М61	1б,2б	1а	Отс.
М81	1б,2б	1а	Отс.
М101	1б,2б, редко 4б	1а	2б

Показано, что при использовании смеси барий-стронциевого модификатора в количестве 2-8% с жидким стеклом степень загрязненности наплавленного металла неметаллическими включениями меньше, по сравнению с отсутствием жидкого стекла в добавке, а также содержанием 10% жидкого стекла в ней.Использование пыли стронций – бариевого модификатора в количестве 2-8%

также уменьшает уровень загрязненности наплавленного слоя неметаллическими включениями по сравнению с применением большего количества добавки (10%).

Выводы. Показана принципиальная возможность применения барий-стронциевого карбонатита в качестве рафинирующей и газозащитной добавки для сварочных флюсов. Использование смеси барий-стронциевого карбонатита с жидким стеклом в качестве добавки предпочтительнее по отношению с применением добавки в виде пыли.

Разработанные добавки на основе барий-стронциевого карбонатита позволяют уменьшить загрязненность наплавленного слоя неметаллическими включениями, а также повысить десульфурирующую способность сварочных флюсов.

Определено, что оптимальным, с точки зрения степени загрязненности наплавленного металла неметаллическими включениями, является использование не более 8% барий- стронциевой добавки. Этот флюс рекомендуется применять для наплавки и сварки горношахтного оборудования

Библиографический список

1. Ивакин В.Л. Новая технология повышения качества металлов и сплавов барийстронциевым карбонатом / В.Л. Ивакин, С.С. Черняк, Д.Ю. Пимнев. – Иркутск, 2004. – 123 с.

2. Рожихина И.Д. Модифицирование стали барием и стронцием/ И.Д Рожихина, О.И. Нохрина, В.И. Дмитриенко, М.А. Платонов //Известия ВУЗов. Черная металлургия. – 2015. - Т.58. - №15. - С.871-875.

3. Rafael Quintana Puchol, Jeily Rodríguez Blanco, Lorenzo Perdomo Gonzalez, Gilma Castellanos Hernández & Carlos Rene Gómez Pérez. The influence of the air occluded in the deposition layer of flux during automatic welding: a technological aspect to consider in the quality of the bead // Welding International. 2009. Vol. 23. № 2. P. 132 – 140.

4. Crespo A.C., Puchol R.Q., Goncalez L.P., Sanchez L.G., Gomez Perez C.R., Cedre E.D., Mendez T.O. & Pozol J.A. Obtaining a submerged arc welding flux of the MnO – SiO2 – CaO – Al2O3 – CaF2 system by fusion // Welding International. 2007. Vol. 21. № 7. P. 502 – 511.

5. Amado Cruz Crespo, Rafael Quintana Puchol, Lorenzo Perdomo González, Carlos R. Gómez Pérez, Gilma Castellanos, Eduardo Díaz Cedré & Tamara Ortíz. Study of the relationship between the composition of a fused flux and its structure and properties // Welding International. 2009. Vol. 23. № 2. P. 120 – 131.

6. Golovko V.V., Potapov N.N. Special features of agglomerated (ceramic) fluxes in welding // Welding International. 2011. Vol. 25. № 11. P. 889 – 893.

7. Volobuev Yu.S., Volobuev O.S., Parkhomenko A.G., Dobrozhela E.I., Klimenchuk O.S. Using a new general-purpose ceramic flux SFM-101 in welding of beams // Welding International. 2012. Vol. 26. № 8. P. 649 – 653.

8. Volobuev Yu.S., Surkov A.V., Volobuev O.S., Kipiani P.N., Shestov D.V., Pavlov N.V., Savchenko A.I. The development and properties of a new ceramic flux used for reconditioning rolling stock components // Welding International. 2010. Vol. 24. № 4. P. 298 – 300.

9. Potapov N.N., Kurlanov S.A. A criterion for evaluating the activity of fused welding fluxes // Welding International. 1987. Vol. 1. № 10. P. 951 – 954.

10. Babushkin P.L., Persits V.Yu. Determination of hydrogen in the form of moisture in basic electrode coatings and fluxing materials in metallurgical production // Welding International. 1991. Vol. 5. № 9. P. 741 – 742.

11. Pavlov I.V., Oleinichenko K.A. Regulating generation of CO by varying the composition of ceramic fluxes // Welding International. 1995. Vol. 9. № 4. P. 329 – 332.

12. Chigarev V.V., Kosenko A.A. Regulating the silicon-reduction process in welding under ceramic fluxes with an active deoxidising agent // Welding International. 1994. Vol. 8. № 10. P. 808 – 809.

13. Kurlanov S.A., Potapov N.N,. Natapov O.B. Relationship of physical and welding-technological properties of fluxes for welding low-alloy steels // Welding International. 1993. Vol. 7. № 1. P. 65 – 68.

14. Bublik O.V., Chamov S.V. Advantages and shortcomings of ceramic (agglomerated) fluxes in comparison with fused fluxes used for the same applications // Welding International. 2010. Vol. 24. № 9. P. 730 – 733.

15. Study of the relationship between the composition of a fused flux and its structure and properties/ Amado Cruz Crespo, Rafael Quintana Puchol, Lorenzo Perdomo González, Carlos R. Gómez Pérez, Gilma Castellanos, Eduardo Díaz Cedréa & Tamara Ortíz / Welding International. – 2009.- Volume 23. - №2. - p. 120-131

16. Special features of agglomerated (ceramic) fluxes in welding/V. V. Golovko & N. N. Potapov//Welding International. – 2011.- Volume 25. - №11. - p. 889-893.

17. The influence of the air occluded in the deposition layer of flux during automatic welding: a technological aspect to consider in the quality of the bead/Rafael Quintana Puchol, Jeily Rodríguez Blanco, Lorenzo Perdomo Gonzalez, Gilma Castellanos Hernández & Carlos Rene Gómez Pérez//Welding International.– 2009.- Volume 23. - №2. - p. 132-140.

18. Obtaining a submerged arc welding flux of the $MnO–SiO_2–CaO–Al_2O_3 – CaF_2$ system by fusion/A.C. Crespo, R.Q. Puchol, L.P. Goncalez, L.G. Sanchez, C.R. Gomez Perez, E.D. Cedre, T.O. Mendez & J.A. Pozol//Welding International.– 2007.- Volume 21. - №7. - p. 502-511.

19. Using a new general-purpose ceramic flux SFM-101 in welding of beams/ Yu. S. Volobuev, O. S. Volobuev, A. G. Parkhomenko, E. I. Dobrozhela & O. S. Klimenchuk//Welding International.– 2012.- Volume 26. - №8. - p. 649-653.

20. The development and properties of a new ceramic flux used for reconditioning rolling stock components/Yu.S. Volobuev, A.V. Surkov, O.S. Volobuev, P.N. Kipiani, D.V. Shestov, N.V. Pavlov, A.I. Savchenko/ Welding International.– 2010.- Volume 24. - №4. - p. 298-300.

21. A criterion for evaluating the activity of fused welding fluxing /N N Potapov, S A Kurlanov/ Welding International.– 1987.- Volume 1. - №10. - p. 951-954.

22. Determination of hydrogen in the form of moisture in basic electrode coatings and fluxing materials in metallurgical production/P L Babushkin, V Yu Persits/ Welding International.– 1991.- Volume 5. - №9. - p. 741-742.

23. Использование барийстронциевого карбонатита при изготовлении сварочных флюсов на основе шлака производства силикомарганца/ Козырев Н.А., Крюков Р.Е., Бурнаков М.А., Михно А.Р., Федотов Е.Е.// Металлургия: технологии, инновации, качество: труды XX Международной научно-практической конференции: в 2-х ч. Ч. 1; Сиб. гос. индустр. ун-т. – Новокузнецк: Изд. центр СибГИУ, 2017. – С. 296-299.

24. Разработка новых сварочных флюсов и флюс-добавок для сварки и наплавки стали с использованием отходов металлургического производства. Сообщение 3. Флюс добавки для сварочных флюсов, содержащих барий стронциевый карбонатит/ Н. А. Козырев, Р.Е. Крюков, Н.Е. Крюков, И.Н. Ковальский, О.Е. Козырева // Черная металлургия. Бюллетень научно-технической и экономической информации. – 2017. – Вып. 6 (1410). - С. 95-98.

УДК 519.237: 669.018.25

РАЗРАБОТКА ПОРОШКОВОЙ ПРОВОЛОКИ ДЛЯ НАПЛАВКИ ГОРНОРУДНОГО ОБОРУДОВАНИЯ, РАБОТАЮЩЕГО В УСЛОВИЯХ УДАРНО-АБРАЗИВНОГО ИЗНОСА

Гусев А.И., д.т.н. Козырев Н.А., к.т.н. Усольцев А.А., к.т.н. Крюков Р.Е., Михно А.Р.
Сибирский государственный индустриальный университет, г. Новокузнецк, Россия

Аннотация. Изучено влияние введения в шихту порошковой наплавочной проволоки различных элементов. В лабораторных условиях изготовлены образцы порошковых проволок, произведена наплавка, проведено измерение твердости и скорости истирания, проведены металлографические исследования.

Ключевые слова: сварка, флюс, порошковая проволока, наплавка, микроструктура, твердость, износостойкость, многофакторный анализ.

Введение. Повышение работоспособности исполнительных органов очистных и проходческих комбайнов, работающих в условиях ударно – абразивного износа, является важнейшим резервом увеличения объема производства продукции и экономии срока службы оборудования. Разработка новых материалов, значительно повышающих износостойкость таких деталей и использование технологии их восстановления, является весьма важной и актуальной задачей [1-14]. Сегодня для легирования материалов, используемых в условиях абразивного износа в основном, используются наплавочные материалы (сплавы на железоуглеродистой основе) содержащие хром, марганец, никель. В сочетании с перечисленными элементами в наплавочные материалы также вводят карбидообразующие элементы вольфрам, ванадий, титан и молибден. Широкое распространение для

наплавки абразивно-изнашивающихся изделий получили наплавочные проволоки систем Fe–C–Si–Mn–Cr–Ni–Mo типа А и В по классификации МИС [15].

Методы исследования. Лабораторные исследования проводили по схеме, приведенной в работах [16-18]. Многослойную наплавку образцов производили с предварительным подогревом пластин до 350^0С и последующим (после наплавки) замедленным охлаждением. Наплавку осуществляли сварочным трактором ASAW-1250 с использованием изготовленной порошковой проволоки на пластины. В состав ряда образцов проволоки вводили: никель, кобальт, вольфрам; аморфный углерод заменили на углеродфторсодержащую пыль, со следующим химическим составом, масс. %: Al_2O_3 =21-46; F =18-27; Na_2O = 8-15; K_2O=0,4 – 6%; CaO=0,7- 2,3; SiO_2=0,5-2,5; Fe_2O_3=2,1-3,3; $C_{общ}$=12,5-30,2; MnO=0,07-0,9; MgO=0,06-0,9; S=0,09-0,19; P=0,10-0,18. Дисперсность такого материала позволяет проводить хорошее смешение с металлической составляющей шихты порошковой проволоки. Наплавку проводили на пластины из стали 09Г2С в 6 слоев. Изготовление проволоки проводилось на лабораторной машине. Диаметр изготовленной проволоки 5 мм, оболочка выполнена из ленты Ст3. В качестве наполнителя использовались порошкообразные материалы: порошок железа марки ПЖВ1 по ГОСТ 9849-86, порошок ферросилиция марки ФС 75 по ГОСТ1415-93, порошок высокоуглеродистого феррохрома марки ФХ900А по ГОСТ 4757-91, порошок углеродистого ферромарганца ФМн 78(А) по ГОСТ 4755-91, порошок никеля ПНК-1Л5 по ГОСТ 9722-97, порошок ферромолибдена марки ФМо60 по ГОСТ 4759-91, порошок феррованадия марки ФВ50У 0,6 по ГОСТ 27130-94, порошок кобальта ПК-1У по ГОСТ 9721-79, порошок вольфрамовый ПВН ТУ 48-19-72-92.

Химический состав наплавленного металла определяли рентгенофлюоресцентном методом на спектрометре XRF-1800 и атомно-эмиссионным методом на спектрометре ДФС -71 (табл. 1). Измерение твердости исследуемых образцов выполняли по методу Роквелла в соответствии с требованиями ГОСТ 9013-59.

Таблица 1

Химический состав наплавленных слоев

№ образца	C	Si	Mn	Cr	Mo	Ni	Al	Co	Cu	W	Ti	V	S	P
Г5	0,4	0,7	0,8	5,2	0,5	0,4	0,02	0,1	0,0	0,00	0,00	0,05	0,03	0,02
Г6	0,4	0,8	0,7	4,9	0,5	0,5	0,02	0,11	0,0	0,00	0,00	0,04	0,04	0,02
Г7	0,2	0,7	0,7	5,5	0,4	0,6	0,02	0,08	0,1	0,00	0,00	0,04	0,04	0,01
Г8	0,3	0,6	0,8	4,9	0,4	0,8	0,02	0,09	0,0	0,00	0,02	0,04	0,03	0,02
Г9	0,1	0,7	0,6	4,1	0,3	0,3	0,10	0,05	0,0	0,00	0,01	0,02	0,05	0,02
Г10	0,1	0,6	0,6	4,0	0,3	0,3	0,06	0,05	0,0	0,00	0,02	0,03	0,05	0,01
Г11	0,2	0,5	0,6	4,1	0,3	0,3	0,03	0,12	0,0	0,00	0,00	0,02	0,04	0,01
Г12	0,2	0,6	0,6	4,0	0,3	0,3	0,05	0,19	0,0	0,00	0,02	0,03	0,05	0,02
Г13	0,2	0,5	0,5	0,0	0,3	0,3	0,01	0,05	0,1	7,74	0,00	0,00	0,07	0,01
Г14	0,2	0,5	0,4	0,0	0,3	0,2	0,02	0,07	0,0	7,42	0,00	0,01	0,04	0,01
Г15	0,2	0,5	0,5	0,0	0,3	0,2	0,05	0,07	0,0	7,55	0,00	0,01	0,03	0,01
Г16	0,2	0,5	0,5	0,0	0,3	0,2	0,05	0,06	0,0	7,65	0,00	0,02	0,03	0,01
Г131	0,2	0,7	1,4	7,1	0,3	0,3	0,08	0,00	0,0	0,00	0,01	0,02	0,03	0,00
Г141	0,2	0,7	1,3	5,9	0,3	0,2	0,09	0,00	0,0	0,00	0,03	0,03	0,02	0,01
Г151	0,2	0,7	1,2	6,3	0,3	0,3	0,08	0,00	0,0	0,00	0,00	0,02	0,03	0,01
Г161	0,2	0,7	1,1	6,0	0,3	0,3	0,07	0,00	0,0	0,00	0,02	0,04	0,03	0,01
Г17	0,1	0,5	0,9	3,9	0,2	0,2	0,02	0,00	0,0	0,03	0,00	0,00	0,03	0,01
Г18	0,1	0,6	1,2	6	0,3	0,3	0,01	0,00	0,1	0,02	0,00	0,00	0,03	0,01
Г19	0,1	0,5	1,1	5,9	0,3	0,3	0,00	0,00	0,0	1,64	0,00	0,00	0,03	0,01
Г20	0,1	0,4	0,9	4,1	0,2	0,2	0,00	0,00	0,0	0,02	0,00	0,03	0,03	0,01
Г21	0,1	0,5	1,1	6,2	0,3	0,4	0,00	0,00	0,0	0,02	0,00	0,04	0,03	0,01
Г22	0,2	0,6	0,9	4,1	0,4	0,2	0,03	0,01	0,0	0,04	0,00	0,00	0,02	0,01
Г23	0,2	0,6	0,9	3,5	0,3	0,2	0,02	0,02	0,0	4,66	0,00	0,00	0,03	0,01
Г24	0,2	0,7	1,0	4,1	0,3	0,2	0,03	0,19	0,0	0,08	0,00	0,00	0,03	0,01

Металлографическое исследование микрошлифов осуществляли с помощью оптического микроскопа OLYMPUSGX-51 в светлом поле в диапазоне увеличений ×100 – 1000 после травления поверхности образцов в 4 %-ном растворе азотной кислоты. Величину зерна определяли по ГОСТ 5639-82 при увеличении ×100. Дисперсность мартенсита оценивали при сопоставлении структуры с эталонами соответствующих шкал и размеров игл мартенсита с данными таблицы № 6 ГОСТ 8233-56. Определение длины игл мартенсита осуществляли с помощью пакета прикладных программ для металлографических исследований SiamsPhotolab 700. Исследование продольных образцов наплавленного слоя на наличие неметаллических включений проводили по ГОСТ 1778-70. Полированную поверхность изучали при увеличении ×100 с помощью металлографического микроскопа ЛабоМет-1И.

Скорость истирания наплавленного слоя опытных образцов определяли путем проведения испытаний на износ на машине 2070 СМТ-1 по схеме диск – колодка.

Результаты и всестороннее рассмотрение вопроса. Химический состав наплавленного металла приведен в табл. 1. Металлографические исследования показали (табл.2, рис. 1), что микроструктура наплавленного слоя порошковой проволокой системы Fe–C–Si–Mn–Cr–Mo–Ni–V–Co состоит из мартенсита, формирующегося внутри границ бывшего аустенитного зерна, аустенита остаточного, присутствующего в небольшом количестве в виде отдельных островков, и тонких прослоек δ-феррита, располагающегося по границам бывших зерен аустенита, при отсутствии хрома – структура феррито-перлитная.

Таблица 2

Характеристики наплавленного металла

№ образца	Структура	Величина зерна аустенита	HRC	Скорость истирания, г/об
Г5	Мартенсит	7	49	0,0000140
Г6	Мартенсит	6 и 7	52	0,0000056
Г7	Мартенсит	6	50	0,0000710
Г8	Мартенсит	6 и 7	52	0,0000140
Г9	Мартенсит	6 и 7	44,5	0,0000710
Г10	Мартенсит	6 и 7	42,5	0,0000390
Г11	Мартенсит	6 и 7	42,5	0,0000440
Г12	Мартенсит	6 и 7	37	0,0000730
Г13	Феррито-перлитная	5 и 6	22,5	0,0002060
Г14	Феррито-перлитная	6	25,5	0,0000480
Г15	Феррито-перлитная	5	22	0,0000360
Г16	Феррито-перлитная	6	26	0,0000390
Г131	Мартенсит	7	55	0,0000280
Г141	Мартенсит	7	41	0,0000550
Г151	Мартенсит	7	45	0,0000074
Г161	Мартенсит	7	45	0,0000340
Г17	Мартенсит	6-7;	40	0,0000280
Г18	Мартенсит	6	45	0,0000540
Г19	Мартенсит	6	49	0,0000430
Г20	Мартенсит	6-7;	38	0,0001420
Г21	Мартенсит	6	48	0,0000550
Г22	Мартенсит	6	43	0,0000330
Г23	Мартенсит	6-7;	49	0,0000650
Г24	Мартенсит	6-7;	42	0,0000300

Считается, что наиболее благоприятными основами для износостойких сплавов при восстановлении деталей оборудования является мартенситная и аустенитная. При этом в зависимости от общего строения сплава и наличия избыточных фаз в разных случаях предпочтительной может оказаться та или другая основа. Совмещение этих двух основ (мартенсита с определенным количеством аустенита) может обеспечить наиболее благоприятное сочетание свойств наплавляемого сплава.

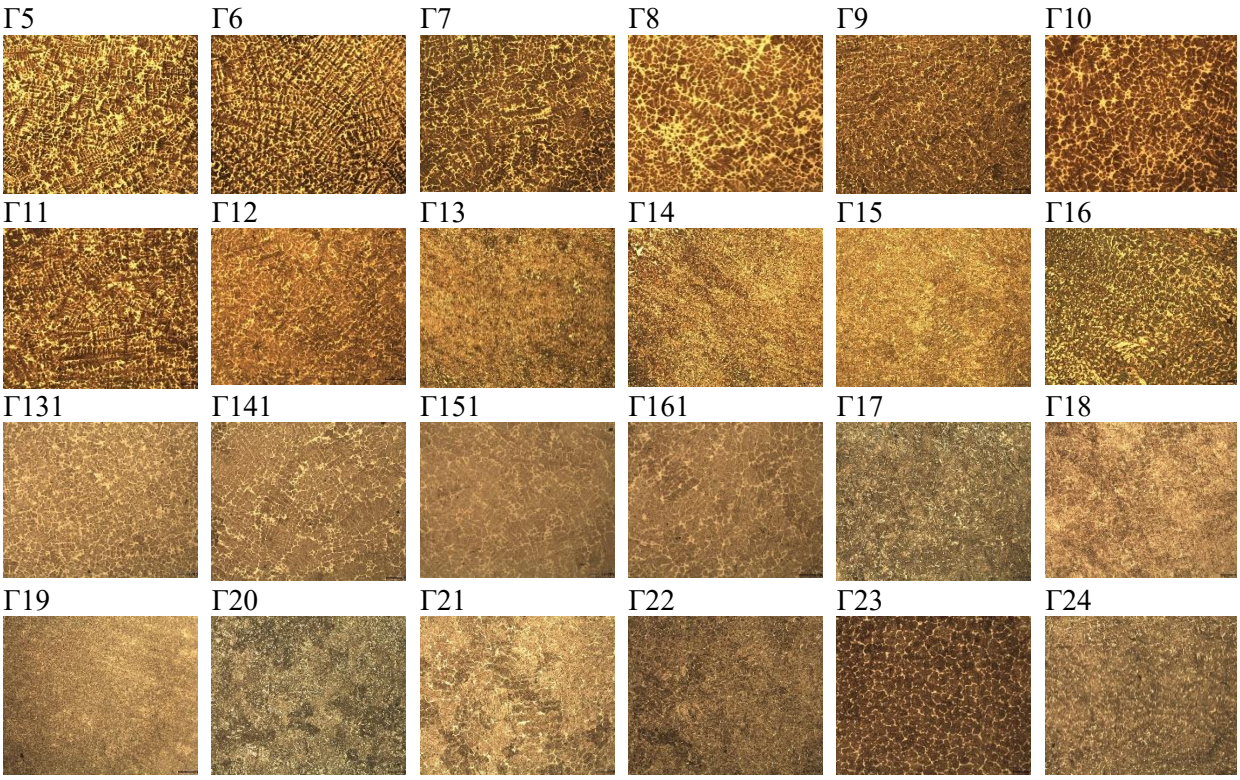


Рис.1 – Микроструктура образцов наплавленного слоя × 100

С увеличением количества углерода в сплаве возрастает количество остаточного аустенита, а также количество карбидов и карбидная неоднородность. При высоком содержании хрома в сплаве, кроме образования специальных карбидов хрома, происходит упрочнение хромом аустенита и мартенсита. Хром, как и углерод, в целом способствует повышению не только твердости, но и износостойкости металла.

Введение разного количества марганца и никеля в состав наплавочных материалов позволяет менять количество остаточного аустенита, который в свою очередь может по-разному влиять на износостойкость материалов. Марганец и никель сходны в том отношении, что они оба растворяются в аустените, увеличивают его устойчивость и способствуют тем самым увеличению количества остаточного аустенита. Никель не входит в состав карбидов и в основном легирует твердый раствор (основу). Марганец содержится как в твердом растворе, так, частично, и в карбидах. С повышением количества марганца в материале возрастает склонность к росту зерна при нагреве, что неблагоприятно сказывается на его свойствах (увеличивается хрупкость). Легирование наплавочных материалов вольфрамом и ванадием приводит к образованию их карбидов, что повышает их износостойкость. К тому же вольфрам, находясь в твердом растворе, в некоторой степени увеличивает устойчивость аустенита.Анализ полученных результатов показал, что степень влияния различных химических элементов на твердость наплавленного слоя и скорость износа образцов разная. В исследуемых пределах углерод, хром, молибден, никель, марганец и в незначительной мере ванадий одновременно повышают твердость наплавленного слоя и уменьшают скорость износа образцов. При исследовании влияния использования вольфрама и кобальта на свойства наплавленного слоя установлено, что повышение концентрации вольфрама несколько увеличивает твердость наплавленного металла, однако при этом снижается износостойкость. Это, по-видимому, связано с высокопрочной твердой мартенситной матрицей, в которую «вмонтированы» более твердые карбиды вольфрама. Низкая вязкость матрицы не позволяет удерживать на поверхности карбиды вольфрама, в результате чего износ осуществляется не по схеме равномерного истирания поверхности, а по схеме выкрошивания высокопрочных частиц карбидов из матрицы, в результате чего в матрице образуются трещины, способствующие дополнительному износу матрицы.

Введение в состав шихты кобальта не оказывает заметного влияния на твердость и абразивный износ наплавленного слоя, что связано с получением более вязкой, но менее твердой матрицы. В случае отсутствия твердых частиц карбидов, вмонтированных в матрицу, эффект от введения кобальта отрицательный. Следует также отметить, что влияние вольфрама на твердость наплавлен-

ного слоя и скорость износа образцов, в первую очередь, связано со структурой металлической матрицы, причем замена мартенситной структуры в наплавляемом слое на феррито-перлитную также не оказало большого положительного влияния на износостойкость.

Оценка влияния химического состава порошковых проволок на скорость износа и твердость наплавленного слоя проводилась математико-статистическими методами, которые позволяют изучить закономерности изменения результирующего показателя в зависимости от поведения различных факторов по методикам, изложенным в работах [19, 20].

Зависимости твердости наплавленного слоя и его износостойкости от массовой доли элементов, полученные в результате проведенного анализа:

1. Твердость наплавленного слоя:

$$HRC=35,884+22,840\cdot C+11,079\cdot Si-15,903\cdot Mn+4,785\cdot Cr+10,118\cdot Mo+1,399\cdot Ni-38,964\cdot Al-24,126\cdot Co-65,841\cdot Cu-0,057\cdot W+17,887\cdot Ti-76,116\cdot V-76,351\cdot S-239,206\cdot P$$

(ошибка аппроксимации составляет 4,2%);

2. Скорость износа образцов (И):

$$И=-0,00025-0,00034\cdot C+0,000171\cdot Si+0,000144\cdot Mn-0,000008\cdot Cr-0,00014\cdot Mo+0,0000308\cdot Ni-0,00076\cdot Al-0,000088\cdot Co+0,000227\cdot Cu+0,0000074\cdot W+0,00017\cdot Ti+0,000633\cdot V+0,002836\cdot S+0,005644\cdot P$$

(ошибка аппроксимации составляет 8,14%).

Полученные функциональные зависимости были использованы для прогнозирования твердости наплавленного слоя и его износостойкости при изменении химического состава наплавленного металла, а результаты исследований легли в основу защищенной патентом РФ порошковой проволоки [21]. Апробация новой порошковой проволоки проводилась на пластинах, установленных на шнека диаметром 2м, очистного комбайна JOY 4LS20 (рис. 2).

Рис. 2 – Защитные пластины на шнеке комбайна JOY 4LS20

Выводы. В исследуемых пределах, углерод, хром, молибден, никель, марганец и в незначительной мере ванадий одновременно повышают твердость наплавленного слоя и уменьшают скорость износа образцов.

Установлено, что повышение концентрации вольфрама несколько увеличивает твердость наплавленного металла, однако при этом снижается износостойкость. Показано, что низкая вязкость матрицы не позволяет удерживать на поверхности карбиды вольфрама, в результате чего износ осуществляется не по схеме равномерного истирания поверхности, а по схеме выкрошивания высокопрочных частиц карбидов из матрицы, в результате чего в матрице образуются дополнительные трещины, способствующие дополнительному износу матрицы.

Показано, что введение в состав шихты кобальта не оказывает заметного влияния на твердость и абразивный износ наплавленного слоя, что связано с получением более вязкой, но менее твердой матрицы. В случае отсутствия твердых частиц карбидов, вмонтированных в матрицу, эффект от введения кобальта отрицательный.

По результатам проведенного многофакторного корреляционного анализа были определены зависимости твердости наплавленного слоя и его износостойкости от массовой доли элементов, входящих в состав порошковых проволок системы Fe–C–Si–Mn–Cr–Mo–Ni–V–Co. Полученные зависимости могут быть использованы для прогнозирования твердости наплавленного слоя и его износостойкости при изменении химического состава наплавленного металла.

Библиографический список

1. Kirchgaßner M, Badisch E, Franek F. Behaviour of iron-based hardfacing alloys under abrasion and impact. / Wear Journal. 2008. – Vol.265. –P. 772–779.

2. Исследование влияния легирующих элементов на износостойкость в сплавах, предназначенных для электрошлаковой наплавки, бил молотковых мельниц / М. В. Тепляшин, В. Г. Комков // Электронное научное издание «Ученые заметки ТОГУ», 2013. - Том 4. - № 4. - С. 1554 – 1561.

3. Разработка экономнолегированного сплава для восстановления бил молотковых мельниц / М. В. Тепляшин, В. Г. Комков, В. А. Стариенко // Электронное научное издание «Ученые заметки ТОГУ» 2013. - Том 4. - № 4. - С. 1543 – 1549.

4. Разработка состава экономнолегированной Fe-Cr-Mn стали с регулированием содержания и метастабильности аустенита / Чейлях Я.А., Чигарев В.В. // Журнал «Вестник» Приазовского государственного технического университета. Серия: Технические науки. – 2011. - Выпуск № 22. - С. 103-108.

5. Metlitskii V.A. Flux-cored wires for arc welding and surfacing of cast iron / Welding International. 2008. – Vol 22. – P. 796-800.

6. R. Kejžar & J. Grum. Hardfacing of Wear-Resistant Deposits by MAG Welding with a Flux-Cored Wire Having Graphite in Its Filling \ Welding International. 2005. – Vol 20. – P. 961-976.

7. R. Li. Wear and high temperature oxidation behavior of wire arc sprayed iron based coatings / R. Li, D. Y. He, Z. Zhou, Z. J. Wang & X. Y. Song. // Surface Engineering. 2014. – Vol 30. – P. 784-790.

8. H. R. Ma. Fe-based amorphous coating with high corrosion and wear resistance / H. R. Ma, X. Y. Chen, J. W. Li, C. T. Chang, G. Wang, H. Li, X. M. Wang & R. W. Li // Surface Engineering. 2016. – Vol 46. – P. 1-7.

9. M.A. Filippov. Structure and wear resistance of deposited alloys based on metastable chromium–carbon austenite / M.A. Filippov,V.I. Shumyakov,S.A. Balin,A.S. Zhilin,V.V. Lehchilo&G.A. Rimer. // Welding International. 2015. – Vol 29. – P. 819-822.

10. D.S. Liu,R.P. Liu&Y.H. Wei. Influence of tungsten on microstructure and wear resistance of iron base hard facing alloy / Materials Science and Technology. 2013. – Vol 30. – P. 316-322.

11. S. C. Lim. WearresistantWC–Co composite hard coatings // S.C. Lim,M. Gupta,Y.S. Goh&K.C. Seow. // Surface Engineering. 1997. – Vol 13. – P. 247-250.

12. Zhuk Yu. Super-HardWear-Resistant Coating Systems / Materials Technology. 1999. – Vol 14. – P. 126-129.

13. J. Hardell. Abrasive wear behaviour of hardened high strength boron steel / J. Hardell,A. Yousfi,M. Lund,L. Pelcastre&B. Prakash // Tribology - Materials, Surfaces & Interfaces. 2014. – Vol 8. – P. 90-97.

14. X.T. Deng. Epsilon carbide precipitation and wear behavior of low alloy wear resistant steels / X.T. Deng,T.L. Fu,Z.D. Wang,R.D.K. Misra& G. D. Wang // Materials Science and Technology. 2016. – Vol 32. P. 320-327.

15. Технология электрической сварки металлов и сплавов плавлением / под ред. Б.Е. Патона. – М.: Металлургия, 1974. – 768 с.

16. Изучение структуры и свойств металла, наплавленного порошковой проволокой системы Fe-C-Si-Mn-Cr-Mo-Ni-V-Co / Гусев А.И., Козырев Н.А., Кибко Н.В., Попова М.В., Крюков Р.Е. // Актуальные проблемы в машиностроении. – 2017. - Т.4. – № 2. - С. 113-119.

17. Наплавка порошковыми проволоками C– Si–Mn–Mo –V–B и C – Si – Mn – Cr–Mo – V деталей горнорудного оборудования / Гусев А.И., Кибко Н.В., Попова М.В., Козырев Н.А., Осетковский И.В. // Известия вузов. Черная металлургия. – 2017. –– т. 60. № 4. – С. 318-323.

18. A study on the properties of the deposited metal by flux cored wires 40GMFR and 40H3G2MF/ A I Gusev, N V Kibko, N A Kozyrev, M V Popova, I V Osetkovsky// IOP Conf. Series: Materials Science and Engineering 150 (2016) 012033- pages 1-9| doi:10.1088/1757-899X/150/1/012033

19.Вентцель Е.С. Теория вероятностей и ее инженерные приложения / Е.С. Вентцель, Л.А. Овчаров. – М.: Издательский центр «Академия», 2003. – 464 с.

20.Гмурман В.Е. Теория вероятности и математическая статистика / В.Е. Гмурман. – М.: Высшая школа, 2003. – 479 с.

21. Пат.2641590 МПК[8]B23 K35/36 B 23 K35/36 Порошковая проволока/ Козырев Н.А., Гусев А.И., Галевский Г.В., Крюков Р.Е., Осетковский И.В., Усольцев А.А., Козырева О.А.; ФГБОУ ВО «Сибирский государственный индустриальный университет». - № 2016125085/02(039292), Заявл. 22.06.2016.

УДК 621.791.92[621.879:622.2]

РАЗРАБОТКА НОВОЙ ИЗНОСОСТОЙКОЙ ПОРОШКОВОЙ ПРОВОЛОКИ ДЛЯ НАПЛАВКИ БРОНИ КОВШЕЙ ГОРНОДОБЫВАЮЩЕГО ОБОРУДОВАНИЯ

д.т.н. Козырев Н.А., к.т.н. Крюков Р.Е., к.т.н. Усольцев А.А., к.т.н. Кибко Н.В., Непомнящих А.С.
Сибирский государственный индустриальный университет, г. Новокузнецк, Россия

Аннотация. В работе изучена возможность изготовления порошковой проволоки с использованием пыли газоочистки производства силикомарганца и пыли газоочистки алюминиевого производства при различном соотношении компонентов. Показана принципиальная возможность изготовления порошковой проволоки для наплавки, изучены качественные показатели и рассчитаны коэффициенты усвоения марганца.

Ключевые слова: порошковая проволока, наплавка, образы, неметаллические включения, микроструктура, твердость, скорость истирания.

Введение. В процессе эксплуатации горнодобывающего оборудования возникает ряд проблем, которые приводят к аварийным остановкам. В первую очередь, это связано с тем, что при работе основных деталей машин горнодобывающего оборудования под воздействием износа происходит разрушение рабочих поверхностей, что требует применения технологических мер по повышению их износостойкости. По этой причине весьма актуальной становится задача совершенствования технологий изготовления новых порошковых проволок для горнодобывающего оборудования, обладающих высокой износостойкостью. [1-12].

Методы исследования. При испытании на износостойкость использовали метод потери массы образца, который основывается на изменении массы образца при испытании диск - колодка. Износ образцов производили на машине 2070 СМТ–1. Химический состав исследуемых наплавленных образцов определяли по ГОСТ 10543–98 рентгенофлуоресцентным методом на спектрометре XRF-1800 и атомно-эмиссионным методом на спектрометре ДФС-71. Твёрдость наплавленных слоев измеряли с помощью твердомера МЕТ-ДУ. Оценка неметаллических включений проводилась согласно ГОСТ 1778-70 на микрошлифах без травления с помощью оптического микроскопа OLYMPUS GX-51 при увеличении ×100.

Результаты и всестороннее рассмотрение вопроса. Изготовление проволоки проводили на лабораторной установке по изготовлению порошковых проволок по технологии с пропусканием через фильеры. Диаметр изготовленной проволоки 6 мм, оболочка выполнена из ленты Ст3. В качестве наполнителя использовались: пыль газоочистки алюминиевого производства, мас. %: Al_2O_3 = 21-46,23; F = 18-27; Na_2O = 8-15; K_2O = 0,4-6; CaO = 0,7-2,3; Si_2O = 0,5-2,48; Fe_2O_3 = 2,1-3,27; $C_{общ}$ = 12,5-30,2; MnO = 0,07-0,9; MgO = 0,06-0,9; S = 0,09-0,19; P = 0,1-0,18 и пыль газоочистки силикомарганца, мас. %: Al_2O_3 = 2,43; Na_2O = 1,32; K_2O = 5,56; CaO = 6,4; SiO_2 = 29,19; BaO =0,137; MgO = 7,54; S =0,23; P = 0,04; Fe =1,067; Mn =27,69; Zn =2,687; Pb =3,833.

Наплавку проводили под флюсом, изготовленным из шлака силикомарганца с химическим составом: AL_2O_3=6,91-9,62%, CaO= 22,85-31,70 %, SiO_2= 46,46-48,16 %, FeO= 0,27-0,81 %, MgO =6,48-7,92 %, MnO =8,01-8,43%, F= 0,28-0,76%, Na_2O = 0,26-0,36% K_2O = 0,6 2 %, S=0,15-0,17 %, P= 0,01 %, с использованием сварочного трактора ASAW – 1250 на стальных пластинах толщиной 14-16 мм размером 100х500 мм. Подобран режим наплавки: $I_{св}$ = 520А, $U_д$ = 28В, $V_{св}$ = 18м/ч.. Химический состав наплавленного металла определяли рентгено флюоресцентным методом на спектрометре XRF-1800 и атомно-эмиссионным методом на спектрометре ДФС -71 (табл. 1). Химический состав наплавленного слоя металла и химический состав шлаковых корок приведен в табл. 2, 3, твердость и результаты испытания на износостойкость в табл. 4.

Погрешность измерителя частоты вращения вала нижнего образца составляет ± 3%, предел допускаемого значения среднего квадратичного отклонения случайной составляющей приведенной погрешности измерителя момента трения в режиме статического нагружения –1 %. Испытания проводились при режиме: нагрузка 30 мА (78,4Н), частота 20 об/мин., нагружение образцов производилось с помощью пружинного механизма, частота вращения измерялась с помощью тахогенератора на валу двигателя, а число оборотов с помощью бесконтактного датчика. В процессе испытания образец взаимодействовал с колодкой, изготовленной из стали типа Р18.

Таблица 1

Параметры порошковых проволок

№	Пыль газоочистки силикомарганца		Пыль газоочистки алюминиевого производства		Общая масса, г	Масса оболочки, г	Масса порошка, г	Коэффициент заполнения, %	Усвоение марганца, %
	г	%	г	%					
81	100	89,89	11,25	10,11	19,759	18,333	1,426	7,217	73
82	100	81,63	22,5	18,37	17,816	16,523	1,293	7,258	82
83	100	74,77	33,75	25,23	18,975	17,735	1,240	6,535	88
84	100	68,96	45	31,04	19,510	18,501	1,009	5,172	126
85	100	59,70	67,5	40,3	19,089	17,983	1,106	5,794	124
86	100	50	100	50	19,428	18,082	1,346	6,928	124

Таблица 2

Химический состав наплавленного слоя металла

Маркировка	Массовая доля элементов, %												
	C	Si	Mn	Cr	Ni	Cu	Ti	V	Mo	Al	Nb	S	P
81	0,08	0,38	1,31	0,03	0,08	0,11	0,001	0,003	0,02	0,00	0,0	0,079	0,017
82	0,08	0,57	1,35	0,05	0,06	0,19	отс.	0,004	отс.	0,05	0,0	0,074	0,014
83	0,08	0,40	1,19	0,04	0,07	0,010	отс.	отс.	отс.	0,01	0,0	0,063	0,015
84	0,09	0,49	1,25	0,03	0,08	0,09	0,001	0,003	0,01	0,01	0,0	0,076	0,017
85	0,16	0,46	1,19	0,02	0,07	0,07	0,001	0,003	0,01	0,01	0,0	0,073	0,016
86	0,22	0,50	1,19	0,03	0,07	0,07	0,001	0,003	0,01	0,00	0,0	0,083	0,014

Таблица 3

Химический состав шлаковых корок

Маркировка	Массовая доля элементов, %													
	FeO	MnO	CaO	SiO_2	Al_2O_3	MgO	Na_2O	K_2O	S	P	ZnO	Cr_2O_2	F	TiO_2
81	1,8	8,3	29,9	43,6	7,27	5,3	0,3	0,1	0,1	0,01	0,04	0,04	0,6	0,0
82	2,2	8,1	30,0	44,4	7,70	5,4	0,3	0,1	0,1	0,01	0,03	0,05	0,6	0,0
83	1,7	8,1	30,1	43,8	7,51	5,1	0,3	0,0	0,1	0,01	0,01	0,05	0,6	0,0
84	2,7	7,5	31,6	43,1	7,56	5,3	0,3	0,0	0,1	0,01	0,01	0,05	0,4	0,0
85	2,1	7,9	30,5	42,9	8,41	5,5	0,4	0,0	0,1	0,01	0,01	0,04	0,7	0,0
86	2,1	7,7	30,3	42,4	8,47	5,4	0,4	0,0	0,1	0,01	0,01	0,03	0,8	0,0

Таблица 4

Твердость и износ образцов

№	Начальный вес, г	Вес после истирания, г	Обороты, n.	Потеря массы образца, г	Износ, г/об.	Твердость, НВ
81	82,587	82,139	3070	0,448	0,000146	126
82	92,395	91,960	3300	0,435	0,000132	136
83	89,288	88,780	4990	0,508	0,000102	132
84	84,935	84,495	3500	0,44	0,000126	133
85	113,299	112,974	3410	0,325	0,000095	143
86	115,758	115,338	3300	0,42	0,000127	167

Проведенные исследования показали, что коэффициент усвоения марганца (отношение концентрации марганца, полученного в наплавленном металле, к общему количеству введенного марганца) связан не только с восстановлением оксида марганца из марганецсодержащего флюса, за счет содержащегося в порошковой проволоке углерода, но и при значительном избытке углерода в порошковой проволоке из марганецсодержащего флюса, при этом усвоение марганца равно более 100% (табл. 1). Усвоение марганца зависит от коэффициента заполнения порошковой проволоки (рис. 1), а также от концентрации в составе шихты углеродсодержащего материала (пыли газоочистки алюминиевого производства) и соответственно концентрации углерода в наплавленном металле (рис. 2, 3).

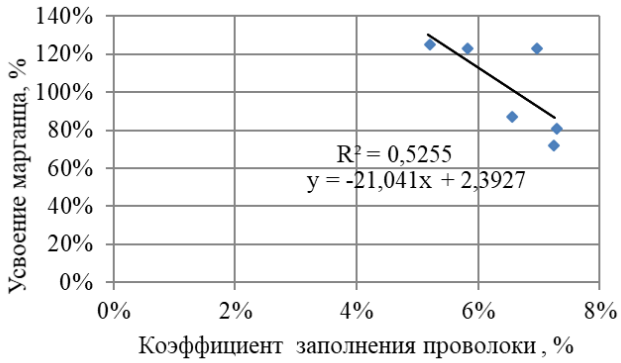


Рис. 1. Зависимость усвоения марганца от коэффициента заполнения порошковой проволоки

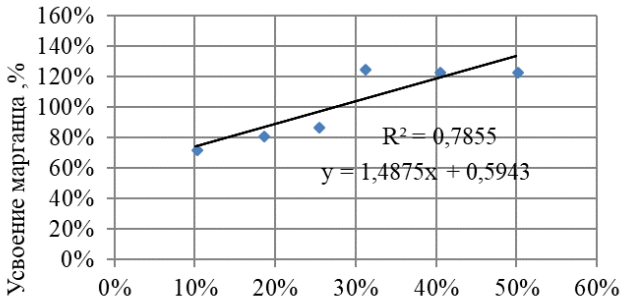


Рис. 2. Зависимость усвоения марганца от концентрации пыли газоочистки алюминиевого производства

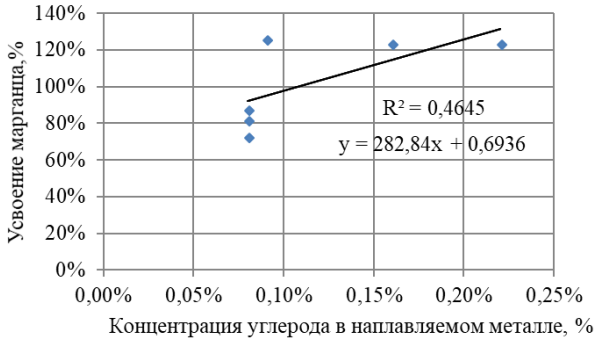
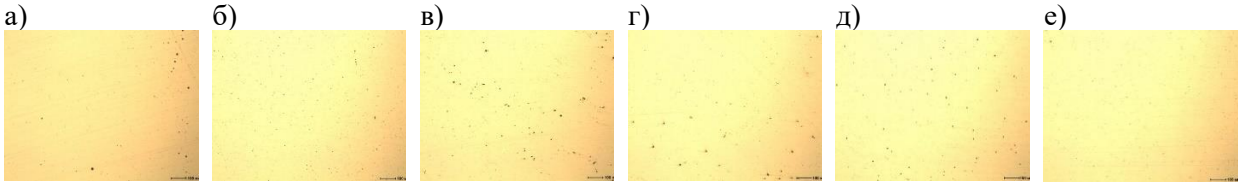


Рисунок 3 – Зависимость усвоения марганца от концентрации углерода в наплавляемом металле

На рис. 4 приведены неметаллические включения в зоне наплавленного валика; оценка неметаллических включений, проведенная согласно ГОСТ 1778-70, представлена в табл. 5.



Образцы: а) 81; б) 82; в) 83; г) 84; д) 85; е)86

Рисунок 4 - Неметаллические включения в зоне наплавленных образцов

Таблица 5

Неметаллические включения в зоне сварных швов

Образец	Неметаллические включения, балл	
	силикаты недеформирующиеся	оксиды точечные
81	1б,2б	1а, 2а, 3а
82	1б	1а, 2а, 3а

83	2б, редко 4б	1а,2а
84	2б, 1б	1а
85	2б, 1б	1а
86	1б, редко 4б	1а

Выводы. Показана принципиальная возможность изготовления порошковой проволоки для износостойкой наплавки, с использованием пыли газоочистки производства силикомарганца и пыли газоочистки алюминиевого производства при различном соотношении компонентов.

Определены оптимальные режимы наплавки, изучены качественные показатели и рассчитано усвоение марганца при различных соотношениях компонентов. Проведена статистическая обработка результатов исследований, построены статистические зависимости влияния компонентного состава на свойства наплавленного слоя. Данная порошковая проволока рекомендуется к использованию.

Библиографический список

1. Metlitskii V.A. Flux-cored wires for arc welding and surfacing of cast iron / Welding International. 2008. – Vol 22. – P. 796-800.

2. M.A. Filippov. Structure and wear resistance of deposited alloys based on metastable chromium–carbon austenite / M.A. Filippov,V.I. Shumyakov,S.A. Balin,A.S. Zhilin,V.V. Lehchilo&G.A. Rimer. // Welding International. 2015. – Vol 29. – P. 819-822.

3. D.S. Liu,R.P. Liu&Y.H. Wei. Influence of tungsten on microstructure andwearresistanceof iron base hardfacing alloy / Materials Science and Technology. 2013. – Vol 30. – P. 316-322.

4. R. Kejžar & J. Grum. Hardfacing of Wear-Resistant Deposits by MAG Welding with a Flux-Cored Wire Having Graphite in Its Filling \ Welding International. 2005. – Vol 20. – P. 961-976.

5. R. Li. Wear and high temperature oxidation behavior of wire arc sprayed iron based coatings / R. Li, D. Y. He, Z. Zhou, Z. J. Wang & X. Y. Song. // Surface Engineering. 2014. – Vol 30. – P. 784-790.

6. H. R. Ma. Fe-based amorphous coating with high corrosion and wear resistance / H. R. Ma, X. Y. Chen, J. W. Li, C. T. Chang, G. Wang, H. Li, X. M. Wang & R. W. Li // Surface Engineering. 2016. – Vol 46. – P. 1-7.

7. S. C. Lim. WearresistantWC–Co composite hard coatings // S.C. Lim,M. Gupta,Y.S. Goh&K.C. Seow. // Surface Engineering. 1997. – Vol 13. – P. 247-250.

8. Zhuk Yu. Super-HardWear-ResistantCoating Systems / Materials Technology. 1999. – Vol 14. – P. 126-129.

9. J. Hardell. Abrasivewearbehaviour of hardened high strength boron steel / J. Hardell,A. Yousfi,M. Lund,L. Pelcastre&B. Prakash // Tribology - Materials, Surfaces & Interfaces. 2014. – Vol 8. – P. 90-97.

10. X.T. Deng. Epsilon carbide precipitation andwearbehaviouroflowalloywearresistantsteels / X.T. Deng,T.L. Fu,Z.D. Wang,R.D.K. Misra& G. D. Wang // Materials Science and Technology. 2016. – Vol 32. P. 320-327.

11. Kirchgaßner M, Badisch E, Franek F. Behaviour of iron-based hardfacing alloys under abrasion and impact. / Wear Journal. 2008. – Vol.265. –P. 772–779.

12. Mitsuru F. Rail flash-butt welding technology/ F. Mitsuru, N. Hiroaki, N. Kiyoshi// JFE Technical Report. – 2015. – № 20. – P. 159 – 163.

13. Saita K. Trends in rail welding technologies and our future approach/ K. Saita, K. Karimine, M. Ueda, K. Iwano, T. Yamamoto, K. Hiroguchi // Nippon steel & sumitomo metal technical report. – 2013. – № 105. – P. 84 – 92.

14. Порошкообразная проволока системы C-Si-Mn-Cr-V-Mo/ Козырев Н.А., Титов Д.А., Козырева О.Е., Шурупов В.М. // Технологии упрочнения, нанесения покрытий и ремонта: теория и практика. Материалы 16-й Между народной научн.-практич. конф. - С-Петербург: изд. Санкт-Петербургского политехнического университета, 2014. - т.1. - С. 69-71.

15. Тылкин М.А. Повышение долговечности деталей металлургического оборудования. – М.: Металлургия, 1971. – 210 с.

16. Разработка экономнолегированного сплава для восстановления бил молотковых мельниц / М. В. Тепляшин, В. Г. Комков, В. А. Стариенко // Электронное научное издание «Ученые заметки ТОГУ» 2013. - Том 4. - № 4. - С. 1543 – 1549.

17. Разработка состава экономнолегированной Fe-Cr-Mn стали с регулированием содержания и метастабильности аустенита / Чейлях Я.А., Чигарев В.В. // Журнал «Вестник» Приазовского государственного технического университета. Серия: Технические науки. – 2011. - Выпуск № 22. - С. 103-108.

18. Поволоцкий Д.Я. Основы технологии производства стали. - Челябинск: ЮУрГУ, 2000. – 189 с.

19. Разработка новых порошковых проволок для наплавки. Порошковые проволоки с использованием углеродфторсодержащих материалов для ремонта прокатных валков/ Н. А. Козырев, Р.Е. Крюков, А.А. Усольцев, А.А. Уманский, П.Д. Соколов // Черная металлургия. Бюллетень научно-технической и экономической информации. – 2018.– Вып. 1 (1417). - С. 77-86.

20. Development of a wear-resistant flux cored wire of Fe-C-Si-Mn-Cr-Ni-Mo-V system for deposit welding of mining equipment parts /I V Osetkovsky, N A Kozyrev, R E Kryukov, A A Usoltsev and A I Gusev// International Scientific and Research Conference on Knowledge-based Technologies in Development and Utilization of Mineral Resources (KTDMUR2017), 6–9 June 2017, Novokuznetsk, Russian Federation, 2017, Vol. 84, pp. 1-7 ||https://doi.org/10.1088/1755-1315/84/1/012017 References.

УДК 005.931.2:656.078:625.7.8

МОДЕЛИ ФУНКЦИОНИРОВАНИЯ И РАСПРЕДЕЛЕНИЯ РЕСУРСОВ АВТОДОРОЖНОГО КОМПЛЕКСА

Буйвис В.А., д.т.н. Новичихин А.В.
Сибирский государственный индустриальный университет, г. Новокузнецк, Россия

Аннотация. Определены особенности функционирования современного автодорожного комплекса. Предложены индикаторы и модели функционирования и распределения ресурсов автодорожного комплекса. Разработаны сценарии функционирования автодорожного комплекса Кемеровской области и получены их прогнозные оценки.

Ключевые слова: автодорожный комплекс, функционирование и распределение ресурсов, сценарии, модели.

Существующее состояние автодорожного комплекса не в полной мере отвечает современным требованиям как экономики Кемеровской области, так и экономики всей Российской Федерации в целом [1]. Социально-экономическое развитие во многом сдерживается из-за состояния и уровня развития автомобильных дорог. В настоящее время с превышением нормативной загрузки эксплуатируется почти 27 % протяженности сети дорог, при этом местная дорожная сеть развита недостаточно [2]. В Кемеровской области 26,73 % автомобильных дорог общего пользования не соответствуют нормативным требованиям к транспортно-эксплуатационным показателям, в том числе 66,36 % автомобильных дорог регионального или межмуниципального значения и 11,32 % автомобильных дорог местного значения. Ускорение насыщения автомобильного парка страны пока не привело к соответствующему росту объемов строительства, реконструкции и ремонта дорожной сети, а ремонт автомобильных дорог в последние годы даже несколько сократился. Например, при увеличении за последние 10 лет протяженности автомобильных дорог общего пользования на 15 % парк транспортных средств вырос более чем в 1,7 раза. Осевая нагрузка в 11,5 т обеспечивалась на участках федеральных дорог общей протяженностью 2613 км (5,2 % общей протяженности сети) при потребности в 22 тыс. км, нагрузка в 10 т – на 11,9 тыс. км (23,8 % общей протяженности сети) при потребности в 26 тыс. км соответственно [2].

Одной из причин, существующего положения в автодорожном комплексе, является то, что функционирование системы распределение ресурсов осуществляется в условиях неопределенностей [3, 4].

Как инструментарий обоснования управляющих решений и формирования проектов на краткосрочные периоды предлагается следующий набор индикаторов функционирования и распределения ресурсов автодорожного комплекса [5]:

- инфраструктурный индикатор Ind_1, характеризующий протяженность участков транспортных коммуникаций, на которых имеются ограничения пропускной и провозной способности из-за несоответствия нормативным требованиям;

- индикатор транспортной работы Ind_2, характеризует объем перевозок, следующий по резервным маршрутам вследствие неудовлетворения нормативным требованиям автомобильных дорог, по которым проложены основные маршруты, транспортно-эксплуатационным показателям;
- эксплуатационный индикатор Ind_3, характеризующий величину отправок, доставленных автомобильным транспортом в сроки, превышающие нормативный (договорной) срок;
- социальный индикатор Ind_4, характеризует величину дополнительного времени нахождения населения в пути из-за несоответствия автомобильных дорог нормативным требованиям:
- экономический индикатор Ind_5, характеризует эффективность инвестиций, направленных в систему автодорожного комплекса, в качестве индикатора предлагается использовать чистый дисконтированный доход (*NPV*).

Для разработки проектов в автодорожном комплексе используется сценарный подход, который обусловлен уровнем возможного финансирования. В этой связи рассматриваются сценарии трех типов (оптимистичный, умеренный и пессимистичный) для условий Кемеровской области в зависимости от инвестиционного потенциала. Протяженность участков транспортных коммуникаций, на которых имеются ограничения пропускной и провозной способности из-за несоответствия нормативным требованиям на начало сценариев составляет 5070 км [6].

Оптимистический сценарий предполагает высокий уровень инвестиций, соответствие темпов производства работ по строительству и текущему содержанию объектов автодорожного хозяйства уровню автомобилизации и плановым объемам перевозок, продолжительность нарушения сроков доставки грузов зависит только от протяженности резервных маршрутов, пользование которыми предусмотрено в период производства работ.

В умеренном сценарии уровень инвестиций составляет 50 % от необходимого, темпы производства работ по строительству и текущему содержанию объектов автодорожного хозяйства сопоставимы или незначительно опережают темп их износа, продолжительность нарушения сроков доставки грузов обусловлена не только протяженностью резервных маршрутов, пользование которыми предусмотрено в период производства работ, но и наличием протяженность участков транспортных коммуникаций, на которых имеются ограничения пропускной и провозной способности из-за несоответствия нормативным требованиям.

По пессимистическому сценарию уровень инвестиций составляет 25 % от необходимого, темпы производства работ по строительству и текущему содержанию объектов автодорожного хозяйства сопоставимы или незначительно уступают темпу их износа, продолжительность нарушения сроков доставки грузов обусловлена не только протяженностью резервных маршрутов, пользование которыми предусмотрено в период производства работ, но и наличием протяженность участков транспортных коммуникаций, на которых имеются ограничения пропускной и провозной способности из-за несоответствия нормативным требованиям.

Результаты моделирования представлены на рис. 1, период составляет 12 лет (с 2019г. по 2030 г.) в соответствии с Транспортной стратегией Российской Федерации до 2030 года [2].

Для устранения неопределенностей при планировании функционирования и распределения ресурсов автодорожного комплекса на стратегическом уровне предлагается использовать метод нечетких множеств [7] для разработки соответствующих математических моделей.

Таким образом, применение нечетких моделей функционирования и распределения ресурсов автодорожного комплекса позволит решить следующие задачи:

1. Определение множества критериев, ограничений, факторов, детализирующих оценку состояния системы.

2. Формирование суждений о взаимосвязях и взаимозависимостях факторов и ограничений.

3. Выбор факторов среды (сочетаний факторов), имеющих наибольшее значение для моделирования состояния системы планирования функционирования и распределения ресурсов автодорожного комплекса.

Сформулируем модель задачи функционирования и распределения ресурсов автодорожного комплекса с позиции теории нечетких множеств:

$$SSRR = < T, R | M, \mathrm{A}, P, E, I, O, F(x), B, X_d, X_c, K > \quad (1)$$

где *SSRR* – состояние системы распределения ресурсов автодорожного комплекса; T –период времени на который производится оценка состояния системы распределения ресурсов автодорожного комплекса; R – ресурсы необходимые для функционирования системы автодорожного комплекса; $M = \{M_1, M_2, \dots, M_i\}$ – множество формализованных описаний материальных ресурсов, являющихся необходимым фактором для функционирования системы автодорожного комплекса; A =

$\{A_1, A_2, \dots, A_i\}$ – множество состояний (желательных, планируемых, требуемых) системы планирования функционирования и распределения ресурсов автодорожного комплекса; $P = \{P_1, P_2, \dots, P_k\}$ – множество формализованных описаний человеческих ресурсов, являющихся необходимым фактором для функционирования системы автодорожного комплекса; $E = \{E_1, E_2, \dots, E_j\}$ – множество формализованных описаний экономических ресурсов, являющихся необходимым фактором для функционирования системы автодорожного комплекса; $I = \{I_1, I_2, \dots, I_n\}$ – множество формализованных описаний инфраструктурных ресурсов, являющихся необходимым фактором для функционирования системы автодорожного комплекса; $O = \{O_1, O_2, \dots, O_R\}$ – множество формализованных описаний организационно-управленческих ресурсов, являющихся необходимым фактором для функционирования системы автодорожного комплекса; $F(x)$ – функция, характеризующая важность сочетания ресурсов для достижения планируемого состояния системы распределения ресурсов автодорожного комплекса; $B = \{B_1, B_2, \dots, B_x\}$ – множество ограничений, которые должны быть учтены для при разработке альтернативных траекторий достижения планируемого состояния системы распределения ресурсов автодорожного комплекса; $X_C = \{X_{C1}, X_{C2}, \dots, X_{Cd}\}$ – множество фактических оценок значимости анализируемых факторов (их влияния на функционирования автодорожного комплекса); $X_d = \{X_{d1}, X_{d2}, \dots, X_{dc}\}$ – множество оценок значимости сочетаний факторов среды с точки зрения важности и целесообразности учета их влияния на возможность достижения планируемого состояния системы распределения ресурсов автодорожного комплекса; K - критерий выбора множества предпочтительных факторов и их сочетаний для учета в разработке альтернативных траекторий достижения планируемого состояния системы распределения ресурсов автодорожного комплекса.

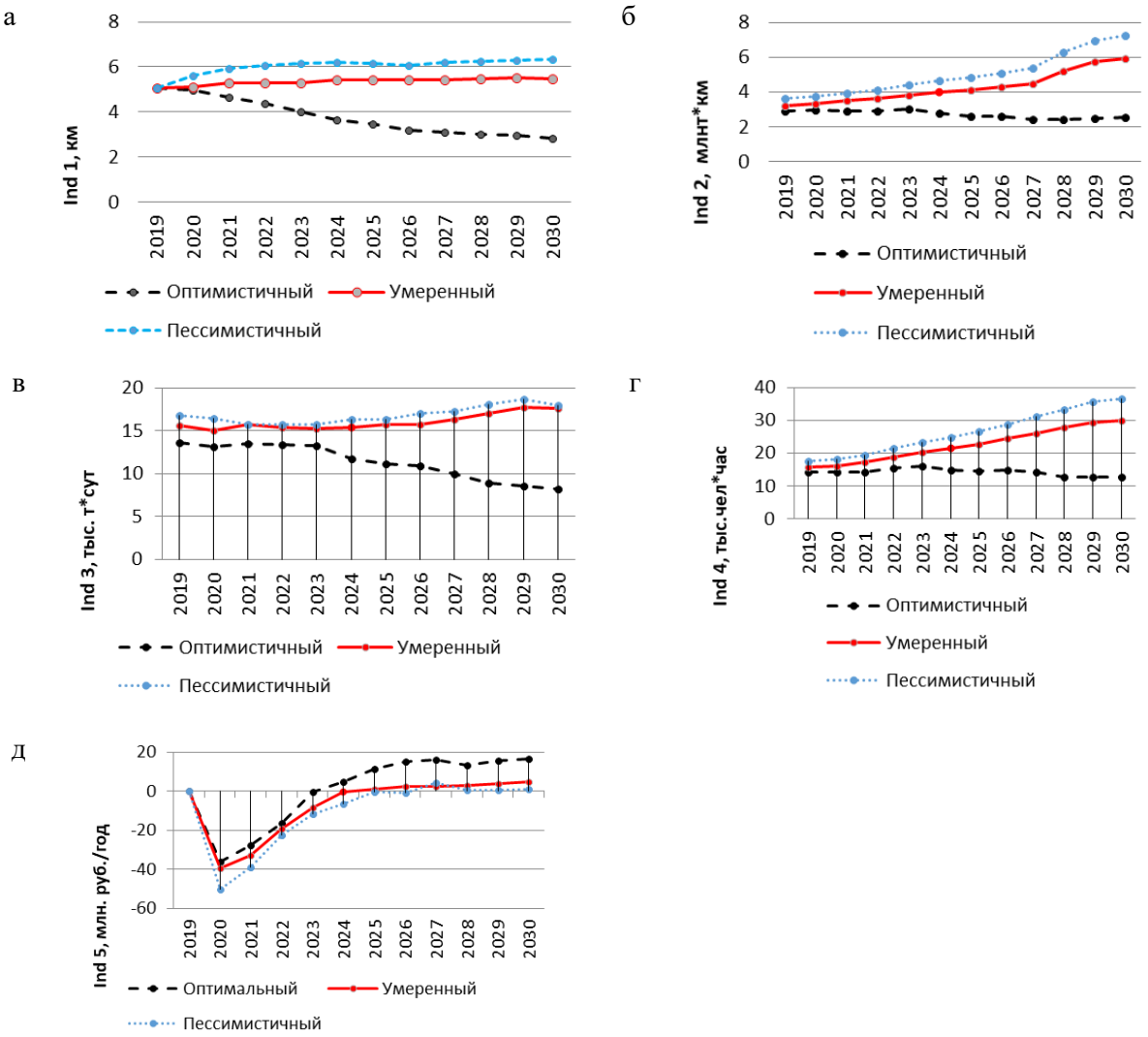


Рис. 1. Прогнозные оценки индикаторов функционирования и распределения ресурсов автодорожного комплекса (на количественном уровне): а- инфраструктурный индикатор; б - индикатор транспортной работы; в - эксплуатационный индикатор; г - социальный индикатор; д - экономический индикатор

Результаты моделирования предложенных выше сценариев на основе разработанной нечеткой модели функционирования и распределения ресурсов автодорожного комплекса представлены на рис. 2.

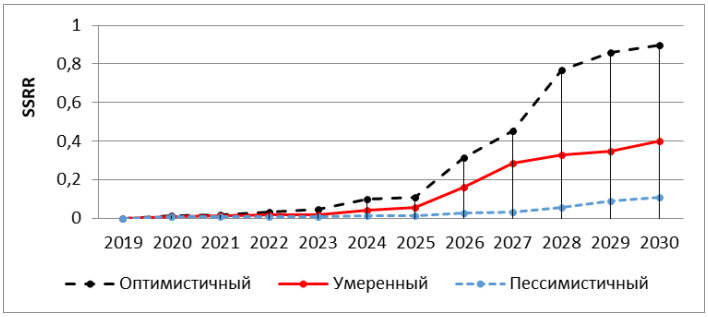


Рис. 2. Прогнозные оценки состояние системы распределения ресурсов автодорожного комплекса (на качественном уровне)

Прогнозные оценки позволяют корректировать стратегию развития автодорожного комплекса с учетом формализованного представления качественных оценок его показателей.

Вывод. Предлагаемые модели функционирования и распределения ресурсов автодорожного комплекса позволяют получить количественные и качественные оценки состояния системы для оценки эффективности функционирования при оперативном и стратегическом планировании в условиях неопределенностей.

Библиографический список

1. Дорожное хозяйство России цифры и факты. - М.: Росавтодор, 2003г. -325 с.5. Отраслевой дорожный методический документ № 2018-00-2005. - М.: Росавтодор. - 2005. – 9 с.

2. Распоряжение Правительства Российской Федерации «Об утверждении Транспортной стратегии Российской Федерации на период до 2030 года N 1734-р от 22 ноября 2008 г. [Электронный ресурс] // http://docs.cntd.ru/document/902132678

3. Кузьмин, Е.А. Неопределенность и определенность в управлении организационно-экономическими системами / Е.А.Кузьмин. – Екатеринбург: Институт экономики УрО РАН, 2012. – 184 с.

4. Borch, K.H. The Economics of Uncertainty / K.H.Borch. – Princeton University Press, 1968.

5. Buyvis, V.A. Mathematical models of functioning and allocation indicators of road-transport complex resources in the fuel and raw materials region / V.A. Buyvis, A.V. Novichikhin, M.V. Temlyantsev // IOP Conference Series: Earth and Environmental Science. 2017. Vol. 84. 012026. doi:10.1088/1755-1315/84/1/012026.

6. Постановление Коллегии Администрации Кемеровской области «Об утверждении региональной программы "Развитие сети автомобильных дорог общего пользования Кемеровской области" на 2015 - 2022 годы» N 212 от 30 июня 2015 г. [Электронный ресурс] http://docs.cntd.ru/document/428628801

7. Zadeh, L.A. Fuzzy sets as a basis for a theory of possibility/ L.A.Zadeh // Fuzzy Sets and Systems. – 1978. – V.1. – №1. – PP.3-28

УДК 621.926.3

МОДЕЛИРОВАНИЕ ПЕРЕХОДНЫХ ПРОЦЕССОВ В ЩЕКОВЫХ ДРОБИЛЬНЫХ МАШИНАХ ПРИ ЧАСТОТНОМ УПРАВЛЕНИИ

д.т.н. Никитин А.Г., к.т.н. Тагильцев-Галета К.В., к.ф.-м.н. Лактионов С.А., к.т.н. Лавцевич Г.В.
Сибирский государственный индустриальный университет, г. Новокузнецк, Россия

Аннотация. Для управления щековой дробилкой в условиях постоянно меняющихся входных воздействий используются различные виды типовых регуляторов. При этом необходимо учитывать тот факт, что современная щековая дробильная машина является не только элементом дробильно-сортировочного комплекса, но и является системой сама по себе. При управлении механической подсистемой величины изменяются пропорционально, но в системе контроля параметров электропривода их величины изменяются сообразно используемому типу регулятора. Показано, что

каждый из типовых регуляторов имеет свои недостатки, которые могут быть несущественными при эксплуатации.

***Ключевые слова*:** щековая дробилка, предохранитель, регулятор, автоматический контроль.

Введение. Многие промышленные производства перерабатывают и используют в больших количествах сыпучие материалы различных классов крупности. В большинстве случаев нужная крупность достигается измельчением более крупных кусков на дробилках.

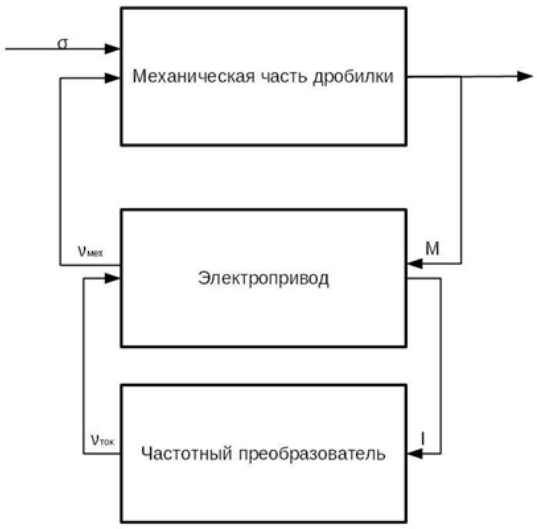
Дробильные машины (в том числе и щековые) используются в составе дробильно-сортировочных комплексов, состоящих из питателей, предварительных грохотов, дробильного отделения и грохотов для разделения фракций продукта дробления [1, 2]. Так как дробильно-сортировочный процесс является непрерывным, остановка одного элемента неизбежно приводит к остановке всего комплекса в результате срабатывания систем управления технологическим процессом.

Методы исследования. При конструировании дробильных машин необходимо учитывать, что современная дробилка является не только элементом дробильно-сортировочного комплекса [3], но и является системой сама по себе [4]. Каждый элемент этой системы обладает определенной изолированностью, вплоть до наличия независимого предохранительного устройства у каждой подсистемы. Выбор структуры, обеспечивающей наилучшее с точки зрения оперативности контроля, взаимодействие этих элементов является актуальной задачей.

Обязательным, а потому самым распространенным элементом защиты дробильных машин является распорная плита [5], относящаяся к устройствам защиты механической подсистемы. Это устройство часто ломается без видимых перегрузок, а не только при попадании недробимых тел в камеру дробления [3]. Элементом защиты электрической подсистемы является система управления приводом дробилки на основе контроля основных параметров электропривода [6], которая изменяет частоту тока в соответствии с изменением величины тока, которая пропорциональна моменту, развиваемому приводом, что создает обратную связь.

Результаты и всестороннее рассмотрение вопроса. Дробильная машина с точки зрения управления также представляет собой систему с обратной связью (рис.1), функционирующую следующим образом: при изменении значения входной величины – прочности материала, пропорционально изменяется усилие, а, следовательно, и момент, необходимый для его измельчения.

Увеличение необходимого момента приводит к росту значения тока статора электропривода. Изменяя частоту тока с помощью частотного преобразователя, достигается такая частота вращения вала электродвигателя, при которой он развивает необходимый для измельчения материала момент.



σ – прочность материала, M – момент, I – ток статора электропривода, $\upsilon_{ток}$ – частота тока, $\upsilon_{мех}$ – частота вращения вала

Рис. 1. Структурная схема работы дробильного агрегата

Во время переходных процессов, возникающих при изменении технологических параметров (например, при изменении прочности измельчаемого материала), в цепях обратной связи может воз-

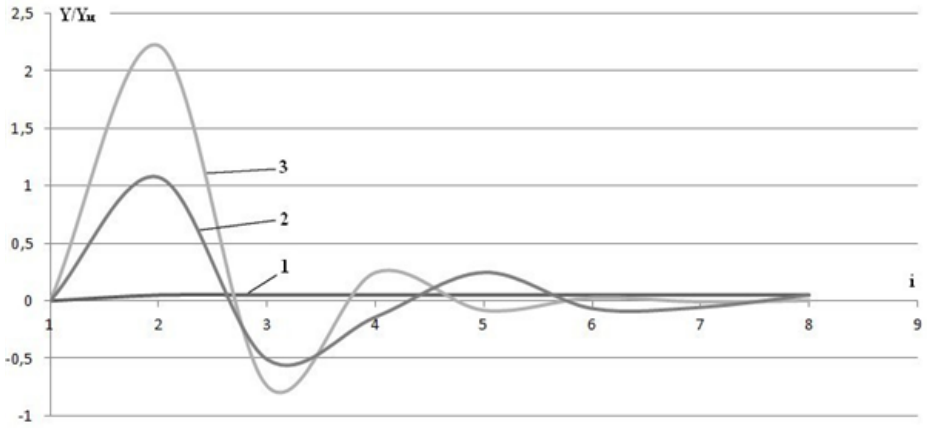
никнуть перерегулирование – превышение сигнала над целевым или заданным значением, определяемым условиями технологического процесса, которое, в данном случае, приводит к перегрузкам в дробильной машине, ведущим к разрушению предохранительного элемента. Возникновение перерегулирования определяется, в том числе, структурой регулятора.

При работе дробилки в штатном режиме зависимости между величинами в механической части и внутри электропривода являются линейными и пропорциональными [3, 7]. Иные законы используются в преобразователях частоты. Существует несколько типовых законов управления, используемых в современных регуляторах частоты [8, 9]: П, ПИ и ПИД.

В процессе работы дробилки, в которой используется П-регулятор, величина поправки в регулирующее воздействие пропорциональна величине отклонения. ПИ-регулятор обеспечивает изменение величины поправки в регулирующее воздействие не только пропорционально величине отклонения, но и в зависимости от накопленного действия отклонения регулируемой величины. ПИД-регулятор учитывает не только накопленное значение регулируемой величины, но и скорость ее изменения.

Если изменении входной величины (в данном случае – прочности материала) происходит ступенчато, то изменение выходной величины (момента на валу двигателя) будет зависеть от типа применяемого регулятора (рис. 2). Параметры регуляторов были приняты по методу Никольса-Циглера [10].

Рассмотренные регуляторы имеют следующие свойства: П-регулятор оперативно реагирует на изменение входной величины, но ведет к ошибкам регулирования, что приводит к повышенным нагрузкам на привод, ПИ-регулятор достаточно быстро реагирует на изменение входной величины, позволяет игнорировать ее кратковременные повышения, но вызывает значительное изменение выходной величины, что отрицательно сказывается на производительности, ПИД-регулятор реагирует на изменение входной величины с минимальным воздействием на оборудование и позволяет игнорировать кратковременные изменения во входной величине, однако переходный процесс происходит в течение значительного времени.



1 – П-регулятор, 2 – ПИД-регулятор, 3 – ПИ-регулятор, $Y/Y_ц$ – отношение значения входной величины к целевому значению, i – дискретные отсчеты времени

Рис. 2. Отклонение выходной величины при использовании различных регуляторов

Выводы. Использование различных типов регуляторов обеспечивает работу дробильной машины в условиях постоянного изменения прочности материала, что не позволяет использовать П-регулятор. ПИД-регулятор, обладающий значительным временем переходного процесса, также не является оптимальным с точки зрения оперативности контроля. Таким образом, наилучшим решением для контура управления дробильной машиной является ПИ-регулятор.

Библиографический список

1. Jack de la Vergne. Hard Rock Miner’s Handbook./ Jack de la Vergne; Stantec Consulting – 112 Street, Edmonton, Alberta, Canada: Stantec Consulting, 2008. – 330 с. – ISBN 0-9687006-1-6

2. John Milne. The Miner’s Handbook./ John Milne; Crosby Lockwood and son – London: Crosby Lockwood and son, 1893. – 338 с.

3. Клушанцев Б.В., Косарев А.И., Муйземнек Ю.А. Дробилки. Конструкция, расчет особенности эксплуатации - М.: Машиностроение, 1990. - 320 с.

4.Никитин А.Г., Тагильцев-Галета К.В. Система аварийного управления дробильного агрегата // Известия высших учебных заведений. Черная Металлургия. 2015. - № 58(2).

5.ГОСТ 27412-93 Дробилки щековые. Общие технические условия М.: ИПК Издательство стандартов, 1997.

6. Петухов В.С. диагностика состояния электродвигателей // Новости электротехники. - 2005. - №1. - С. 54-61.

7. Мусин А. М. Аварийные режимы работы асинхронных электродвигателей и способы их защиты. – М.: Колос, 1979. 112 с., ил.

8. Частотные преобразователи Siemens. URL:http://www.siemens-ru.com/ taxonomy/term/1 (дата обращения: 20.03.2018)

9. Частотные преобразователи Omron URL:https://industrial.omron.ru /ru/products/frequency-inverters (дата обращения: 20.03.2018)

10. Ziegler J. G., Nichols N. B. Optimum settings for automatic controllers. - Trans. ASME, vol. 64, p. 759–768, 1942.

РОБОТИЗАЦИЯ И АВТОМАТИЗАЦИЯ ПРОЦЕССОВ ГОРНОГО ПРОИЗВОДСТВА

УДК 622.33:004.896

ГЕОМЕХАНИЧЕСКОЕ ОБОСНОВАНИЕ НА ОСНОВЕ ЧИСЛЕННОГО МОДЕЛИРОВАНИЯ ПАРАМЕТРОВ КОМБИНИРОВАННОЙ ТЕХНОЛОГИИ ОТРАБОТКИ ВЫЕМОЧНЫХ УЧАСТКОВ ПРИ ИСПОЛЬЗОВАНИИ РОБОТИЗИРОВАННЫХ СРЕДСТВ ПОДЗЕМНОЙ УГЛЕДОБЫЧИ

[1]д.т.н. Фрянов В.Н., [1]д.т.н. Павлова Л.Д., [2]Черепов А.А.
1 - Сибирский государственный индустриальный университет, г. Новокузнецк, Россия
2 - ООО «Распадская угольная компания», г. Новокузнецк, Россия

***Аннотация*.** В статье по результатам численного моделирования проведена оценка вариантов выборочной и последовательной отработки выемочных участков и блоков угольной шахты соответственно длинными комплексно механизированными забоями (КМЗ) с полным обрушением пород кровли (ДСО) и короткими забоями (КСО). Установлено, что последовательная отработка выемочных участков приводит к более равномерному распределению коэффициентов концентрации вертикальных напряжений, снижает вероятность возникновения зон повышенного горного давления и газодинамических явлений, а также обеспечивает возможность повышения коэффициента извлечения угля.

Ключевые слова: угольный пласт, длинный забой, короткий забой, выемочный столб, численное моделирование, дизъюнктивные нарушения, смещения, напряжения.

Введение. Современная технология подземной разработки пологих угольных пластов характеризуется суточной нагрузкой на очистной забой 5-30 тыс. тонн, что достигается при выборочной отработке участков угольных пластов, как правило, прямоугольной формы при длине выемочного столба до 3 км и лавы до 400 м.

Факторами, осложняющими применение высокопроизводительных КМЗ, являются геологические нарушения разрывного типа, зоны повышенного горного давления и угрожаемые по газодинамическим явлениям, участки угольных пластов с повышенной трещиноватостью и склонностью пород кровли к вывалам, переменная мощность и угол падения пласта, высокая газоносность углеметанового пласта в пределах выемочного столба. Указанные факторы, учитывая сложную форму границ горного отвода, изменчивость горно-геологических параметров и необходимость снижения производственных затрат из-за высокой конкуренции угольной продукции на рынке, приводят к необходимости применять выборочную отработку угольных пластов. При этом реализуется раздельная отработка пласта на первом этапе высокопроизводительными КМЗ, а на втором предполагается отработка остаточных запасов по специальным технологиям. Соответственно все балансовые запасы угля в пределах шахтного поля делятся на две следующие категории: технологичные для применения длинных КМЗ и остаточные, временно законсервированные и предназначенные для отработки в будущие периоды по новым технологиям.

В настоящей статье предлагается вариант одновременной комбинированной отработки выемочных участков прямоугольной формы длинными КМЗ и косоугольных участков с ограниченными запасами угля короткими забоями.

По результатам анализа схем вскрытия, подготовки и отработки свиты угольных пластов шахт «Антоновская», «Полосухинская», «Юбилейная», «Алардинская» и других в Кузбассе проведена реконструкция наиболее типичной горнотехнической ситуации с расположением высокопроизводительных длинных КМЗ (выемочные столбы 4 и 7 на рис.1) и блоков ограниченных размеров или в форме косоугольных фигур (блоки 1-3,5,6 на рис.1). Согласно тектонике Кузбасса в пределах горного отвода шахты выявлены дизъюнктивные нарушения (на рис. 1 показаны квадратной штриховкой), которые регламентируют пространственное положение выемочных 4 и 7 для отработки их длинными КМЗ и блоков с выемкой угля в коротких забоях.

Очевидно, что после выборочной отработки запасов угля в выемочных столбах 4, 7 длинными комплексно-механизированными забоями возможны следующие варианты развития горных работ на пласте (рис.1):

-доработка остаточных запасов угля в блоках 1-3, 5, 6 по периферийным технологиям, например короткими забоями;

- консервация горных работ на пласте.

При доработке остаточных запасов угля возможно влияние следующих осложняющих факторов:

- ограниченный доступ к запасам, так как при отработке пласта длинными КМЗ на участках ДСО 4,ДСО 7 оконтуривающие их вентиляционные штреки 4, 7 и конвейерные штреки 4, 7 будут погашены, поэтому и возникнет необходимость проведения новых выработок;

- отсутствие прогрессивных технологических решений для отработки участков пластов ограниченных размеров или в форме косоугольных фигур;

- расположение участков с остаточными запасами угля в зонах опорного горного давления, возникающего под влиянием зависающих подработанных пород кровли в выемочных столбах 4, 7, что может привести к возникновению концентраторов упругой энергии и горных ударов;

- необходимость обеспечения уровня технико-экономических показателей, не ниже достигнутых при начальной стадии отработки угольных пластов длинными КМЗ.

Таким образом, раздельная последовательная отработка пласта на первом этапе высокопроизводительными КМЗ, а на втором остаточных запасов по специальным технология, связана как с повышением риска возникновения опасных производственных ситуаций, так и снижением технико-экономических показателей на втором этапе.

Однако возможен и комбинированный вариант одновременной отработки запасов угольных пластов в сложных горно-геологических условиях. Сущность метода состоит в одновременной подготовке и отработке выемочных участков прямоугольной формы длинными КМЗ и короткими забоями косоугольных участков с ограниченными запасами угля.

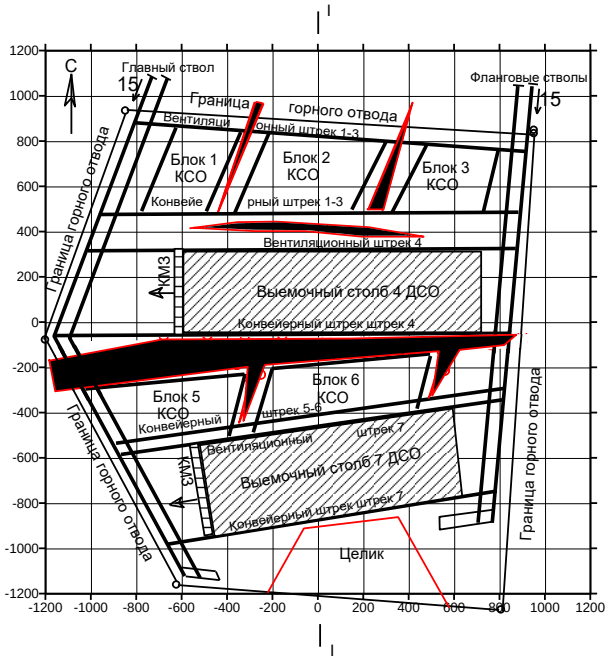


Рис. 1. Схемы вскрытия, подготовки и отработки угольного пласта в сложных горно-геологических условиях

Преимущества такой организации горных работ по комбинированной технологии состоят в следующем:

- увеличение коэффициента извлечения балансовых запасов в угольном пласте за счёт частичной выемки угля на участках с косоугольной формой и ограниченными запасами угля;

- сокращение удельного объёма проведения выработок за счёт использования их при отработке технологичных и нетехнологичных для длинных КМЗ запасов угля;

- компенсация снижения уровня добычи по шахте при перемонтаже очистного оборудования за счёт периодического увеличения объёма добычи одновременно на нескольких косоугольных участках с ограниченными запасами угля;

- снижение рисков возникновения газодинамических явлений посредством прогноза параметров геомеханических процессов, рационального пространственно-временного расположения длинных и коротких очистных забоев и порядка ведения горных работ в пределах шахтного поля.

В связи с изложенным актуальными являются научные исследования, обеспечивающие рациональное пространственно-временное расположение горных выработок при одновременной комбинированной отработке выемочных участков прямоугольной формы длинными КМЗ и косоуголь-

ных участков с ограниченными запасами угля короткими забоями. В качестве альтернативной геотехнологии отработки косоугольных участков с ограниченными запасами угля можно применять специальные способы, в том числе с элементами автоматизации и роботизации технологических процессов [8 - 11].

Методы исследования. Для геомеханического обоснования параметров и выбора рационального пространственно-временного расположения горных выработок при одновременной комбинированной отработке выемочных участков в пределах шахтного поля использованы следующие методы: анализ и обобщение опыта отработки участков угольных пластов по последовательной схеме, численное моделирование на основе метода конечных элементов для количественного прогнозирования геомеханических параметров при взаимном влиянии длинных и коротких очистных забоев, научное обобщение результатов исследований.

Результаты и всестороннее рассмотрение вопроса. Для решения поставленной задачи разработана и реализована следующая программа исследований: формирование геомеханической модели массива горных пород при разных вариантах расположения горных выработок, численное моделирование геомеханических процессов; выявление закономерностей распределения геомеханических параметров систем разработки угольного пласта, выбор рационального варианта одновременной комбинированной схемы отработки выемочных участков прямоугольной формы длинными КМЗ и короткими забоями косоугольных блоков с ограниченными запасами угля.

Геомеханическая модель массива горных пород при разных вариантах расположения горных выработок включала вертикальные разрезы по линии падения пласта (I-I на рис.1).

Массив горных пород в модели принят слоистым с изотропным распределением слоёв в каждом слое, количество слоёв равно 100. Мощности слоёв и физико-механические свойства пород приняты для условий Ерунаковского района Кузбасса. Область исследования ограничена сверху земной поверхностью, снизу границей зоны надработки, принятой согласно [1,2]. На боковых границах модели вертикальные смещения определялись в гравитационном поле напряжений по теории Динника [3]. На нижнем основании модели вертикальные смещения приняты равными нулю. Угол падения пласта равен 0^{o}, вынимаемая мощность пласта 3,00 м. Размеры модели по падению пласта, согласно рис. 1, равны 2400 м, максимальная глубина залегания пласта 400 м. В зонах дизъюнктивных нарушений повышенная зона трещиноватости и вывалов учитывалась коэффициентом структурного ослабления согласно [2].

Количественный прогноз геомеханических процессов осуществлялся методом конечных элементов в плоско-деформированной двумерной постановке задачи с использованием авторского пакета проблемно-ориентированных программ [4-8].

По результатам численного моделирования определялись вертикальные, горизонтальные и главные напряжения, а также вертикальные и горизонтальные смещения и деформации горных пород в пределах всей модели. Расчёты проводились поэтапно посредством решения следующих задач:

1) упругой без учёта влияния горных выработок;

2) упругой с учётом влияния горных выработок и дизъюнктивных нарушений;

3) упруго-пластичной посредством замены модуля упругости на диаграмме «напряжение – деформация» секущим модулем деформации с предварительной оценкой запредельного состояния пород по паспорту прочности Кулона-Мора и по энергетической теории прочности.

В процессе численного моделирования рассмотрено несколько вариантов расположения выработок и отработанных выемочных участков (табл. 1).

Таблица 1

Варианты расположения отработанных выемочных участков

Номер варианта	Схема расположения выработок	Максимальный коэффициент концентрации вертикальных напряжений	
		у короткого забоя	у длинного забоя
1	Отработаны выемочные столбы ДСО 4, ДСО 7	2,48	-
2	Отработаны блоки КСО 1-3	-	1,77
3	Отработаны блоки КСО 1–3, столб ДСО 4	2,82	2,44
4	Отработаны блоки КСО 1-3, столб ДСО 4, блоки КСО 5-6	3,02	2,48
5	Отработаны блоки КСО 1-3, столб ДСО 4, блоки КСО 5- 6, столб ДСО 7	3,61	2,62

Учитывая большой объём информации для сравнения геомеханических параметров массива горных пород принят один интегральный показатель - коэффициент концентрации вертикальных напряжений.

На рис. 2 приведены изолинии распределения коэффициента концентрации вертикальных напряжений в массиве горных пород после выборочной отработки выемочных участков длинными (рис.2а) и последовательной отработки короткими и длинными забоями (рис. 2б).

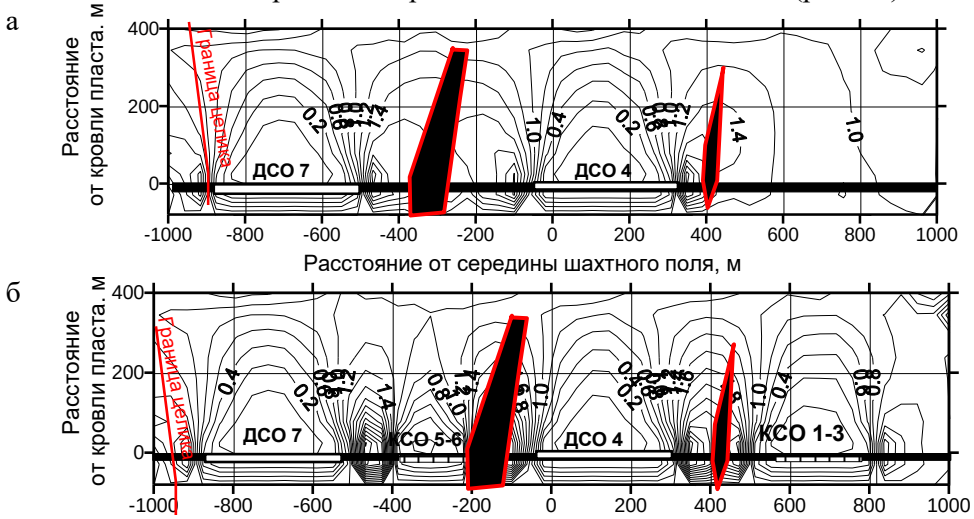


Рис. 2. Распределение коэффициента концентрации вертикальных напряжений в массиве горных пород: а- после выборочной отработки выемочных участков ДСО-4 и ДСО-7 (вариант 1 в табл. 1); б- после отработки последовательной отработки выемочных участков КСО 1-3, ДСО-4, КСО 5-6 и ДСО-7 (вариант 5 в табл. 1)

По результатам сравнения пяти вариантов расположения выемочных блоков и столбов установлено следующие зависимости.

- коэффициент концентрации вертикальных напряжений при отработке одиночного блока короткими забоями в 1,4 меньше соответствующего коэффициента при отработке пласта длинными забоями;

- высота зоны растягивающих вертикальных напряжений (зоны разгрузки) над выработанным пространством составляет 100-120 м, то есть примерно 30% длины очистного выработанного пространства;

- последовательная отработка выемочных блоков короткими забоями и столбов длинными забоями приводит к перераспределению вертикальных напряжений с постепенным увеличением коэффициента концентрации над угольными целиками между выработанными пространствами до 3,61;

- дизъюнктивные нарушения являются концентратами повышенных напряжений и являются очагами вероятного возникновения газодинамических явлений.

Особенности распределения коэффициента концентрации вертикальных напряжений в окрестности блоков, отработанных короткими забоями, показаны на рис. 3.

Рис. 3. Распределение коэффициента концентрации вертикальных напряжений в массиве горных пород после отработки выемочных блоков КСО 1-3 (вариант 2 в табл. 1)

Проведено сравнение параметров зоны опорного горного давления на краевых участках пласта с учётом влияния дизъюнктивного нарушения. Установлено, что в зоне влияния дизъюнктива (слева от блока КСО 1-3 на рис. 3) ширина зоны опорного горного давления достигает 200 м, а при отсутствии нарушения – 130 м. Следовательно, при выборе пространственного положения подготовительных выработок и ширины целиков следует учитывать ширину дизъюнктивного нарушения, как источника возникновения газодинамических процессов.

Изолинии распределения коэффициента концентрации вертикальных напряжений при взаимном влиянии выработанных пространств после отработке пласта длинными и короткими забоями при наличии дизъюнктивных нарушений представлены на рис. 4.

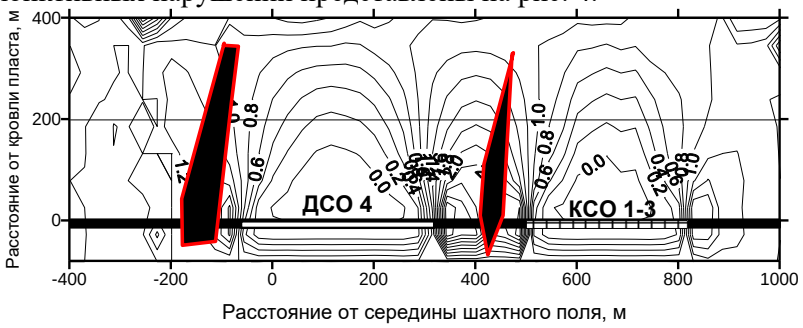


Рис. 4. Распределение коэффициента концентрации вертикальных напряжений в массиве горных пород после отработки выемочных блоков КСО 1-3 и ДСО 4 (вариант 3 в табл. 1)

Согласно рис. 4, характер распределения коэффициента концентрации вертикальных напряжений в подработанных как длинными, так и короткими забоями породах кровли, идентичный. Наиболее опасным по геомеханическим критериям является угольный целик между столбом ДСО 4 и блоками 1-3, так как оконтуривающие подготовительные выработки будут расположены в опасной зоне в окрестности дизъюнктивных нарушений. Особо следует отметить, что в этой зоне высока вероятность возникновения газодинамических явлений в форме горных ударов или внезапных выбросов.

Исходя из прогноза геомеханической ситуации следует, что технология проведения подготовительных выработок и выемка угля в очистных забоях должна включать роботизированные элементы, обеспечивающие выполнение основных операций без присутствия людей. Для снижения опасных последствий возникновения динамических явлений в виде горного удара или внезапного выброса угля, породы и газа в окрестности отрабатываемых короткими забоями блоков также необходимо применение средств роботизированной выемки угольного пласта.

Выводы. Таким образом, последовательная отработка угольного пласта в пределах шахтного поля по комбинированной технологии возможна по геомеханическим условиям и может быть рекомендована для применения в комплексе с использованием роботизированных средств выемки и транспорта горной массы.

Предлагаемый подход обеспечит увеличение коэффициента извлечения угля, снижение вероятности аварий и инцидентов и повышения эффективности производства за счет сокращения удельных капитальных затрат и многократного использования подготовительных выработок при комбинированной отработке пласта короткими и длинными забоями.

Библиографический список

1. Рева В.Н. Поддержание горных выработок / В.Н. Рева, О.И. Мельников, В.В. Райский. - М.: Недра, 1995. -270 с.

2. Указания по рациональному расположению, охране и поддержанию горных выработок на угольных шахтах СССР / Л.: ВНИМИ, 1986. -222 с.

3. Динник А.Н. Распределение напряжений вокруг подземных горных выработок / А.Н. Динник, А.Б. Моргаевский, Г.Н. Савин. // Труды совещания по горному давлению. – М.: Академия СССР. Отделение технических наук, 1938. – С. 7 - 55.

4. Fryanov V.N. Prospects for application of robotic mechano-hydraulical excavation of gas-bearing coal layers at great depths / V.N. Fryanov, L.D. Pavlova // IOP Conference Series: Earth and Environmental Science. - 2016. – Vol. 45. (012002) (Режим доступа: http://iopscience.iop.org/issue/1755-1315/45/1)

5. Fryanov V. N. Theoretical approaches to creation of robotic coal mines based on the synthesis of simulation technologies / V. N. Fryanov, L. D. Pavlova, M. V. Temlyantsev // IOP Conference Series:

Earth and Environmental Science. – 2017. – Vol. 84. - P. 1-8 (012001). – Режим доступа: http://iop-science.iop.org/issue/1755-1315/84/1

6. Tsvetkov A. B. Numerical simulation of geomechanical state of coal massif in the vicinity of underground workings in the superimposed seams / A. B. Tsvetkov, L. D. Pavlova, V. N. Fryanov // IOP Conference Series: Earth and Environmental Science. – 2017. – Vol. 84. - P. 1-7 (012005). – Режим доступа: http://iopscience.iop.org/issue/1755-1315/84/1

7. Черепов А.А., Павлова Л.Д. Оценка соответствия результатов численного моделирования и шахтных исследований параметров напряжённо-деформированного состояния массива горных пород // Вестник КузГТУ, 2017. - № 6. - С. 61-68.

8. Корнев Е.С. Численное моделирование геомеханических процессов при короткозабойной отработке угольных пластов: монография / Е.С. Корнев, Л.Д. Павлова, В.Н. Фрянов. – Прага: Vědecko vydavatelské centrum «Sociosféra-CZ», 2014. – 206 с.

9. Павлова Л.Д. Обоснование геомеханических параметров роботизированной выемки угольных пластов на больших глубинах по результатам численного моделирования / Л.Д. Павлова, В.Н. Фрянов // Горный журнал. – 2018. - №2. – С. 48-52.

10. Николаев П.И. Методика обоснования подземных роботизированных геотехнологий без постоянного присутствия людей в забоях / П.И. Николаев, В.В. Зиновьев//Вестник Кузбасского государственного технического университета. – 2016. -№4. – С. 26–33.

11. Фрянов В.Н. Имитационное моделирование и определение оптимальной траектории движения исполнительного органа роботизированного выемочного агрегата / В.Н. Фрянов, Л.Д. Павлова //Фундаментальные и прикладные вопросы горных наук. – 2016. -Том 2. - №3. – С. 202 – 210.

УДК 622.27

ИНТЕЛЛЕКТУАЛЬНАЯ ШАХТА УГОЛЬНОГО РАЗРЕЗА

д.т.н. Федорин В.А., к.т.н. Шахматов В.Я., Михайлов А.Ю.
Федеральный исследовательский центр угля и углехимии СО РАН,
г. Кемерово, Россия

Аннотация. Рассмотрены технологические решения по автономным шахтоучасткам модульной структуры для действующих разрезов с открыто-подземной разработкой пологих угольных пластов по концепции «Интеллектуальная шахта угольного разреза». Определена эффективность использования интеллектуальной собственности как перспективного кредитного инструмента в сфере комплексного освоения угольных месторождений Кузбасса.

Ключевые слова: шахта, угольный разрез, комбинированная геотехнология, интеллектуальная собственность, патенты.

Перспективами научно-технологического развития отраслей ТЭК [1] предусматриваются приоритетные технологии угольной отрасли в рамках концепций «интеллектуальный разрез» и «интеллектуальная шахта» с возможностью сокращения на 15-20 % операционных затрат в добычу угля за счет эффективного управления интеллектуальной собственностью [2]. Одновременно отмечается низкий уровень научно-технологического потенциала и инновационной активности в угольной отрасли.

Освоение угольных месторождений Кузбасса базируется на новых научных концепциях и принципах строительства интеллектуальных технологических объектов на основе структурно-сетевой теории вскрытия пологих угольных пластов. В 2017 году на 40 шахт Кузбасса работало 38 комплексно-механизированных забоев (КМЗ) с добычей около 80 млн. тонн угля. В среднем почти по 2 млн. т в год на один КМЗ. Самые лучшие показатели у работающих шахт, использующих модульные геотехнологии. Это позволяет разработать технологические решения по автономным шахтоучасткам модульной структуры для действующих разрезов с открыто-подземной разработкой пологих угольных пластов по концепции «Интеллектуальная шахта угольного разреза». Выделяется необходимая и достаточная горнотехнологическая структура (ГТС) вскрытия и подготовки шахтоучастка, адаптированная к технологической схеме отработки угольного разреза, для одного высо-

копроизводительного очистного забоя (длинного или короткого) с элементами безлюдной технологии Комплекса глубокой разработки пласта и простого воспроизводства горных работ по комбинированной геотехнологии на угольных пластах мощностью 3–5 метров и более.

В Институте угля ФИЦ УУХ СО РАН разработаны модульные горнотехнологические структуры шахтоучастков, адаптированные к открыто-подземным технологиям добычи угля в Кузбассе, защищенные патентами РФ [3]. Нематериальные активы интеллектуальной собственности представляют особую ценность для бизнеса, ориентированного на проведение научных исследований и коммерциализацию результатов интеллектуальной деятельности [4].

Научно-технологическое обеспечение комплексного освоения угольных месторождений должно быть направлено на создание и совершенствование комбинированных геотехнологий с соответствующей интеллектуальной собственностью, ориентированной на инновационную составляющую патентного портфеля, стоимость которого может во много раз превышать стоимость иного имущества угледобывающей компании. Поэтому интеллектуальная собственность может рассматриваться как перспективный кредитный инструмент в сфере комплексного освоения недр [2].

Основой наших исследований являются научно-методические разработки специалистов ИПКОН РАН, ИГД СО РАН и НТЦ-НИИОГР применительно к комбинированной (открыто-подземной) геотехнологии комплексного освоения угольных месторождений. Для визуализации модели объектов в трехмерном пространстве используется компьютерная технология на основе системы MINEFRAME (ГоИ КФ РАН). Поэтому для нахождения рациональной глубины перехода от открытого на подземный способ формируется экономико-математическая модель, связанная с определенным модельным представлением оцифрованных недр и дневной поверхности в программной платформе системы MineFrame 6, которая используется для визуализации параметров комбинированной (открыто-подземной) геотехнологии освоения недр Кузбасса и их интерпретации.

На основе этих исследований разработана научная концепция открыто-подземный способа комплексного освоения угольных месторождений по глубине тремя ярусами, защищенная патентами РФ:

- первый осваивается открытыми работами до проектной глубины по экономическому критерию с использованием на заключительном этапе подземной транспортной инфраструктуры (патент РФ № 2387836);

- второй (открыто-подземный ярус) – одним высоким уступом (Highwall) без разноса бортов угольного разреза с использованием безлюдной технологии Комплекса глубокой разработки пластов (КГРП) и выдачей угля по существующим коммуникациям разреза (патент РФ № 2285121);

- третий – подземными работами по модульной геотехнологической структуре шахтоучастков с использованием производственной инфраструктуры угольного разреза (патент РФ № 2284414).

Применительно к угледобывающей промышленности комбинированные геотехнологии – это совокупность знаний о совмещении в пространстве и во времени открытого и подземного способов разработки угольных месторождений, закономерностях поведения системы «угольный разрез-подземные выработки» в массиве горных пород, технических, экономических, экологических и организационных взаимосвязях технологических процессов при добыче угля.

Технологический комплекс комбинированной разработки угольных месторождений рассматривается в работе как совокупность функционально взаимосвязанных средств технологического оснащения открытых и подземных работ для выполнения в регламентированных горно-геологических условиях добычи угля заданных технологических процессов или операций (высоких технологий) в расширенном воспроизводстве геотехнологического потенциала угольной промышленности России [3, 5, 6].

Всего Институтом угля ФИЦ УУХ СО РАН с 2006 по 2017 годы получено 14 патентов РФ по комбинированной (открыто-подземной) геотехнологии комплексного освоения недр как формальное право интеллектуальной собственности (табл. 1).

Практическое применение комбинированного (открыто-подземного) способа разработки в Кузбассе началось с 2000-х годов благодаря научно-методическому обоснованию комбинированной физико-технической геотехнологии в Институте угля СО РАН [7] и технико-экономическому обоснованию инвестиций для шахт угольного разреза «Сибиргинский» (Гипроуголь, г. Новосибирск) и угольного разреза «Моховский» (шахта «Байкаимская»). В 2017 году добыча угля открыто-подземным способом составляет 59424 тыс. тонн или 25 % от общей добычи в Кузбассе в 2017 году (рис. 1). Подземным способом добыто 57466 тыс. тонн, открытым способом — 124560 тыс. тонн

при общей добыче в Кузбассе в 2017 году открытым, подземным и комбинированным (открыто-подземным) способами — 241500 тыс. тонн.

Таблица 1

Объекты интеллектуальной собственности по открыто-подземной разработке

№ патента РФ	Название	Дата опубликования	ФИО авторов
2285121	Способ открыто-подземной разработки свиты пологих угольных пластов	10.10.2006, бюл. № 28	Ялевский В.Д., Федорин В.А., Анферов Б.А., Варфоломеев Е.Л., Кассина О.В.
2387836	Способ открытой добычи угля с использование инфраструктуры смежной шахты	27.04.2010, бюл. № 12	Шахматов В.Я., Федорин В.А., Анферов Б.А., Кузнецова Л.В., Михайлов А.Ю.
2430236	Способ комбинированной разработки угольного месторождения	27.09.2011, бюл. № 27	Федорин В.А., Шахматов В.Я., Анферов Б.А., Кузнецова Л.В.
2435956	Способ открыто-подземной разработки мощного пологого угольного пласта	10.12.2011, бюл. № 34	Федорин В.А., Шахматов В.Я., Анферов Б.А., Кузнецова Л.В.
2436953	Способ открыто-подземной разработки пологого угольного пласта средней мощности	20.12.2011, бюл. № 35	Федорин В.А., Шахматов В.Я., Анферов Б.А., Кузнецова Л.В.
2487240	Способ открыто-подземной разработки мощного пологого угольного пласта	10.07.2013, бюл. № 19	Федорин В.А., Шахматов В.Я., Анферов Б.А., Кузнецова Л.В.
2490454	Способ открыто-подземной разработки мощного крутонаклонного угольного пласта	20.08.2013, бюл. № 23	Анферов Б.А., Кузнецова Л.В
2490455	Способ открыто-подземной разработки пологого угольного пласта средней мощности	20.08.2013, бюл. № 23	Федорин В.А., Шахматов В.Я., Анферов Б.А., Кузнецова Л.В.
2490456	Способ открыто-подземной разработки мощного пологого угольного пласта	20.08.2013, бюл. № 23	Федорин В.А., Шахматов В.Я., Анферов Б.А., Кузнецова Л.В.
2490457	Способ открыто-подземной разработки пологого угольного пласта средней мощности	20.08.2013, бюл. № 23	Федорин В.А., Шахматов В.Я., Анферов Б.А., Кузнецова Л.В.
2499129	Способ открыто-подземной разработки крутых угольных пластов	20.11.2013, бюл. 32	Анферов Б.А., Кузнецова Л.В.
2513785	Способ комплексного освоения угольного месторождения	20.04.2014, бюл. № 11	Анферов Б.А., Кузнецова Л.В.
2555997	Способ открыто-подземной разработки мощного одиночного крутонаклонного угольного пласта	10.07.2015, бюл. № 19	Анферов Б.А., Кузнецова Л.В.
2563895	Способ открыто-подземной разработки свиты крутонаклонных угольных пластов	27.09.2015, бюл. № 27	Анферов Б.А., Кузнецова Л.В.
2651833	Способ открыто-подземной разработки угольного пласта, залегающего в виде брахисинклинали	24.04.2018, Бюл. № 12	Анферов Б.А., Кузнецова Л.В.

На графике показано, что с 2009 года по 2017 год добыча угля в Кузбассе комбинированным способом увеличилась в 2 с лишним раза (с 27 до 59 млн. тонн в год).

Проведен также анализ добычи угля в Кузбассе комбинированным способом разработки с выделением как открытого способа добычи, так и подземного по модульной геотехнологической

структуре шахтоучастков на угольных разрезах с использованием единой производственной инфраструктуры угледобывающего комплекса (рис. 2).

Установлено, что добыча на модульных шахтоучастках угольных разрезов за 8 лет была увеличена почти в 2,5 раза (с 11,4 до 27,4 млн. т). Открытым способом при комбинированной технологии добыча угля была увеличена в 2 раза (с 15,8 до 32 млн. т).

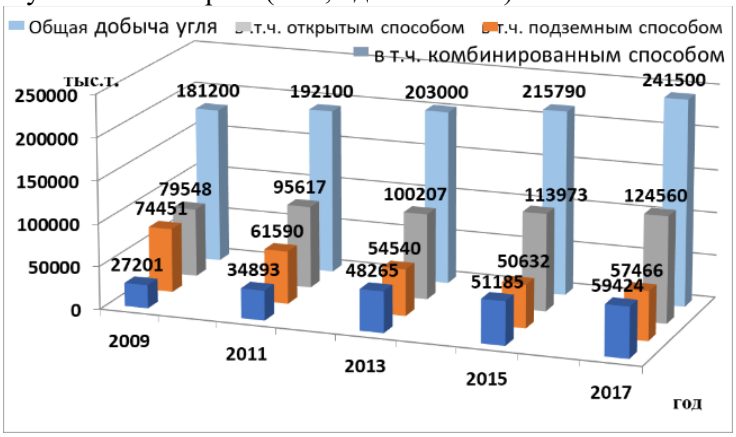


Рис. 1. Разделение общей годовой добычи в Кузбассе по способам добычи угля (открытый, подземный, комбинированный (открыто-подземный)

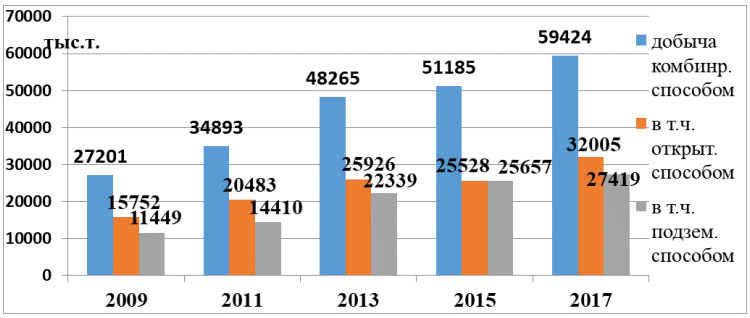


Рис. 2. Соотношение объемов добычи угля в Кузбассе комбинированным способом (тыс. т/год)

Область применения схем вскрытия и подготовки полей угольных разрезов по модульной горнотехнологической структуре комбинированного способа угледобычи охватывает, практически, весь диапазон условий действующих, проектируемых и перспективных разрезов на пологих пластах Кузбасса. Особенно целесообразна она для разработки первоочередных подземных участков при предельном коэффициенте вскрыши разреза, так как предусматривает увеличение срока существования угледобывающего предприятия без значительных капитальных затрат в условиях рационального использования недр. Целесообразно применение открыто-подземной разработки при дренаже поля разреза для угольных месторождений со сложными гидрогеологическими условиями, где требуется взаимная увязка горной и дренажной частей проекта угольного разреза. Всего в Кузбассе в 2017 году работало 12 угледобывающих предприятий по комбинированному (открыто-подземному) способу добычи угля. Как уже отмечалось это примерно четверть от общей добычи в Кузбассе за 2017 год.

При этом эффективность ведения горных работ повышается за счет целого ряда факторов:

- совместного использования большей части производственной инфраструктуры, линий электопередач и подстанций, автомобильного транспорта для перевозки угля, автодорог, ж.-д примыканий и т.п.;
- возможности транспортирования угля из открытых работ на поверхность конвейерным транспортом подземного шахтоучастка, что может исключить движение груженых углем самосвалов на подъем, повысить их производительность, уменьшить износ и аварийность;
- использования техники угольного разреза для существенного уменьшения трудоемкости вскрытия пластов для подземных работ;
- дренажа осушения поля угольного разреза и осветления шламовых вод в подземных условиях за счет ведения горных работ на обводненных угольных пластах;

- возможности внутреннего отвалообразования при граничном коэффициенте вскрыши открытых горных работ в условиях рациональной отработки горного отвода угольного разреза.

В период с 2006 по 2017 годы сотрудниками лаборатории эффективных технологий разработки угольных месторождений Института угля ФИЦ УУХ СО РАН получено 15 патентов по способам открыто-подземной геотехнологии комплексного освоения угольных месторождений (см. табл. 1).

Следует заметить, что интеллектуальная собственность комплексного открыто-подземной способа разработки угольных пластов может осуществляется и на базе горнопроходческого добычного блока (модуля) [8].

Развиваемый в Институте угля ФИЦ УУХ СО РАН методический подход заключается в последовательном формировании моделей объектов горной технологии и их оптимизации на основе технико-экономического анализа связанных с ними технологических процессов. Для проектирования и планирования горных работ на угольных месторождениях используется программная платформа системы MineFrame 6.0 (по Генеральному оглашению о научно-техническом сотрудничестве и совместной деятельности с ГоИ КФ РАН от 15.12.2014 г.). MineFrame 6.0 используется для визуализации параметров комбинированной (открыто-подземной) геотехнологии освоения недр Кузбасса и их интерпретации [3]:

1. Создание моделей рельефа и производственной инфраструктуры угольного разреза и шахты, для определения и расположения породных отвалов, технологических зданий и комплексов и т. д. Цифровые модели рельефа и производственной инфраструктуры в границах угледобывающих предприятий необходимы не только для пространственной привязки проектируемых объектов, но также очень полезны для реализации на их основе мониторинга технологического и вспомогательного транспорта, а также анализа чрезвычайных ситуаций. Как и модель рельефа, модели объектов инфраструктуры могут быть созданы с необходимой детализацией в зависимости от решаемых с их использованием задач. Таким образом, создается единое информационное пространство.

2. Создание геологической модели свиты угольных пластов.

Созданию геологической модели предшествует формирование базы данных (БД) геологического опробования. Такая работа, как правило, выполняется геологоразведочными организациями. На основе данных опробования формируется геологическая модель. Её целевое назначение заключается в максимально достоверной передаче геометрии пластовых залежей и пространственного распределения в их границах пластов угля (каркасная модель). Целевое назначение геологической модели заключается в предоставлении информации о структуре свиты угольных пластов в удобном для использования виде. В первую очередь, геологоструктурная модель необходима для создания геомеханической модели угольного месторождения, что весьма актуально для открыто-подземного способа разработки угольных пластов.

3. Выбор конструкции бортов и создание экономически обоснованной модели угольного разреза при переходе с открытого на подземный способ разработки, обоснование параметров комбинированной геотехнологии. Комбинированный способ разработки приводит к разделению запасов угля на 3 яруса (открытый, открыто-подземный и подземный) со своей специфической технологией горных работ. При этом наличие транспортных подземных коммуникаций одновременно открывает дополнительные возможности для транспортирования угля и горной массы с нижних горизонтов карьера. А все это вместе взятое представляет собой комбинированный способ разработки со сложным для технико-экономической оценки сочетанием открытых и подземных горных выработок по концепции «Интеллектуальная шахта угольного разреза».

Для нахождения рациональной глубины перехода от открытого на подземный способ разработки формируется экономико-математическая модель, связанная с определенным модельным представлением варианта границ перехода. Переход с открытого на подземный способ отработки предполагает также корректировку конструкции дна карьера для уменьшения потерь прибортовых запасов угля и удержания производительности предприятия при переходе на подземный способ разработки на приемлемом уровне.

В 2017 году в лаборатории эффективных технологий разработки угольных месторождений Института угля ФИЦ УУХ СО РАН представлен укрупненный расчет основных показателей эффективности комбинированной (открыто-подземной) геотехнологии добычи угля в Кузбассе [9].

Расчет основных показателей эффективности (себестоимость, цена, прибыль, рентабельность) для действующей комбинированной технологии отработки угольных пластов осуществлен на основе методического положения оценки и выбора экономически эффективных технологических

схем разработки угольных пластов в конкретных горно-геологических условиях угольных предприятий РФ. Приняты ориентировочные экономические и финансовые показатели 12 конкретных предприятий Кузбасса с общей добычей 59424 тыс. тонн в основном коксующихся марок угля в 2017 году (табл. 2). Себестоимость добычи угля комбинированным способом по 24 шахтам и угольным разрезам, ведущим добычу комбинированным (открыто-подземным) способом, принимаем усредненной, равной 2286 руб/т (см. табл. 2). Цена 1 т угля — 3513 руб/т (по данным информационного сборника за 2017 г.).

Таблица 2

Расчет прибыли от добычи угля открыто-подземным способом

Наименование укрупненных показателей	2017 год
Товарная добыча угля открыто-подземным способом, всего, тыс. т, в т. ч. открытый способ, тыс. т подземный способ, тыс. т	59424 35005 27419
Затраты по выпуску товарной продукции, млн. руб.	135843
Себестоимость 1 т угля, руб.	2286
Цена 1 т угля, руб.	3513
Товарная продукция, млн. руб.	208755
Прибыль от выпуска, млн. руб.	72912
Налог на имущество и др., млн. руб.	11819
Балансовая прибыль, млн. руб.	61093
Налог на прибыть, млн. руб.	15273
Чистая прибыль, млн. руб.	45820
Чистая прибыль, руб./т	771
Рентабельность реализации, %	45

Рентабельность реализованной продукции определяется как отношение величины балансовой прибыли к текущим издержкам и составляет 45 %. Рентабельность по величине чистой прибыли — 39 %

Перспективы использования безлюдной технологии добычи угля открыто-подземным способом с использованием комплекса глубокой разработки пластов (КГРП). В исследовании рассматривается безлюдная геотехнология «Highwall» (Комплекс глубокой разработки пластов — КГРП) как промежуточный ярус открыто-подземного способа разработки угольных пластов. КГРП является полностью автономной, мобильной, высокопроизводительной и экономичной угледобывающей системой, позволяющей осуществлять полностью механизированную подземную разработку угольных пластов [10]. Для безопасного ведения горных работ с использованием КГРП были сформулированы основные условия, регламентирующие технологию добычи угля без присутствия людей в очистном забое [11], которые вошли в работу «Моделирование и обоснование технологий разработки угольных месторождений подземным и открыто-подземным способами без постоянного присутствия людей в забоях», подготовленную в Институте угля ФИЦ УУХ СО РАН в рамках регионального проекта РФФИ № 16-47-420490 (2016–2017 гг.).

Технология Highwall является разновидностью подземной камерно-столбовой системы разработки (Shortwall), требующей подготовленного фронта работ в виде пласта в борту открытой горной выработки. Глубокая разработка пластов может рассматриваться и как дополнение к открытому способу добычи. Фактически открытые горные работы являются средством, обеспечивающим доступ к угольным пластам техники, осуществляющей подземную добычу.

КГРП устанавливается на открытой площадке, которая образуется в результате извлечения вскрышных пород и угля по контуру блока, предполагаемого к разработке (рис. 3).

Рис. 3. Комплекс глубокой разработки пластов (КГРП)

Безусловно, данный способ разработки угольных месторождений можно отнести к открыто-подземному и без постоянного присутствия людей в забоях (безлюдная технология).

Таким образом, использование указанного способа ведет к многократному снижению объема вскрышных работ, снижению ущерба, наносимому окружающей среде, за счет частичной рекультивацию нарушенных земель уже в процессе добычных работ и расширению области использования КГРП.

Кроме этого, уникальность технологии с использование КГРП еще и в том, что она мобильна — возможность транспортировки в различные регионы и в короткие сроки, в том числе и на новые месторождения с неразвитой инфраструктурой, т. к. комплекс является полностью автономным — снабжается электроэнергией от собственной электрогенераторной дизельной системы.

Рентабельность реализованной продукции определяется как отношение величины балансовой прибыли к текущим издержкам и составляет 50 %. Рентабельность по величине чистой прибыли — 40 %. [9]

Исходя из показателей эффективности безлюдной технологии, можно сделать вывод, что при заданных условиях и ценах отработка запасов угля с использованием КГРП является экономически целесообразной и эффективной.

Выводы. В Институте угля ФИЦ УУХ СО РАН разработаны модульные горнотехнологические структуры шахтоучастков, адаптированные к открыто-подземным технологиям добычи угля в Кузбассе, защищенные патентами РФ: Нематериальные активы интеллектуальной собственности представляют особую ценность для бизнеса, ориентированного на проведение научных исследований и коммерциализацию результатов интеллектуальной деятельности. Поэтому интеллектуальная собственность может рассматриваться как перспективный кредитный инструмент в сфере научной концепции «интеллектуальная шахта угольного разреза».

В результате проведенных расчетов установлена высокая эффективность комбинированного (открыто-подземного) способа разработки угольных пластов с прибылью выше среднего по Кузбассу в 1,5 раза.

В перспективе рассматривается безлюдная геотехнология «Highwall» (Комплекс глубокой разработки пластов — КГРП) как промежуточный ярус открыто-подземного способа разработки угольных пластов. КГРП является полностью автономной, мобильной, высокопроизводительной и экономичной угледобывающей системой, позволяющей осуществлять полностью механизированную подземную разработку пластов на угольном разрезе.

Библиографический список

1. Прогноз научно-технологического развития отраслей ТЭК России на период до 2035 года. (Утв. Минэнерго РФ 14.10.2016 г.). - 106 с. [Электронный ресурс]. – Режим доступа: ТЭК document-66647.pdf.

2. Лебедь В.А., Misiti Jacopo, Рожкова О.В. Интеллектуальная собственность как перспективный кредитный инструмент в сфере комплексного освоения недр/ Наукоемкие технологии разработки и использования минеральных ресурсов: научный журнал, Сиб. гос. индустр. ун-т, под общей ред. В.Н. Фрянов. – Новокузнецк, 2017. - № 3. –С. 116-119.

3. Федорин В.А., Шахматов В.Я., Михайлов А.Ю. Комбинированный способ разработки угольных пластов Кузбасса на основе синтеза процессов ведения открытых и подземных горных работ / Вестник Научного центра ВостНИИ по промышленной и экологической безопасности, - Кемерово, 2018. - № 1. - С. 32-40.

4. Состояние и перспективы развития проектов государственно-частного партнерства в контексте комплексного освоения недр / Б.А. Анферов, Е.В. Гоосен, В.Н. Захаров и др.; под ред А.Э. Конторовича, С.М. Никитенко, Е.В. Гоосен. – Кемерово: ООО «Сибирская издательская группа», 2015. – 331 с.

5. Татаринова О.А., Варфоломеев Е.Л. Определение и классификация открыто-подземного (комбинированного) способа разработки угольных месторождений Кузбасса // Вестник КузГТУ. - 2017. - № 6. – С. 25-30.

6. Клишин В.И., Федорин В.А., Шахматов В.Я., Михайлов А.Ю. Регламентирующие условия открыто-подземного способа разработки угольных месторождений Кузбасса / Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал) Специальный выпуск. – 2017. - № 4(5-2).

7. Ялевский В.Д., Федорин В.А. Модульные горнотехнологические структуры вскрытия и подготовки шахтных полей Кузбасса (Теория. Опыт. Проекты.). – Кемерово: Кузбассвузиздат, 2000. – 224 с..

8. Черных Н.Г. Способ комплексной открыто-подземной разработки угольных пластов // Наукоемкие технологии разработки и использования минеральных ресурсов: научный журнал, Сиб. гос. индустр. ун-т, под общей ред. В.Н. Фрянов. – Новокузнецк, 2017. - № 3. – С. 157-161.

9. Федорин В.А., Шахматов В.Я., Михайлов А.Ю., Варфоломеев Е.Л. Оценка эффективности открыто-подземного способа разработки угольных месторождений Кузбасса // Материалы III международной научно-практической конференции «Открытые горные работы в XXI веке: результаты, проблемы и перспективы» // ГИАБ (научно-технический журнал). -2017. В 2-х томах -№ 12 (специальный выпуск 38). - Т. 2. – С. 244-252.

10. Нецветаев А.Г., Григорян А.А., Пружина Д.И. Развитие технологии безлюдной угледобычи с применением комплексов КГРП // Горная Промышленность. - 2015. - № 4. -С. 87–93.

11. Федорин В.А., Шахматов В.Я., Михайлов А.Ю., Варфоломеев Е.Л. Условия, регламентирующие безлюдную технологию разработки угольных пластов с использованием комплекса глубокой разработки пластов / В.Я. Шахматов, А.Ю. Михайлов, Е.Л. Варфоломеев // Вестник научного центра по безопасности работ в угольной промышленности. - 2016. - № 4. - С. 83–88.

УДК 622.2:681.5

СХЕМА УПРАВЛЕНИЯ ТЕХНИЧЕСКИМИ СРЕДСТВАМИ ОБЕСПЕЧЕНИЯ РЕГУЛИРУЕМОГО ВЫПУСКА УГЛЯ ПОДКРОВЕЛЬНОЙ ТОЛЩИ НА ЗАБОЙНЫЙ КОНВЕЙЕР

[1,2]Кизилов С.А., [1,2]к.т.н. Никитенко М.С., [2]Худынцев А.А.
1 - Федеральный исследовательский центр угля и углехимии СО РАН, г. Кемерово, Россия
2 - Кузбасский государственный технический университет имени Т.Ф. Горбачева, г. Кемерово, Россия

Аннотация: В статье рассмотрена стендовая установка для исследования процесса регулируемого выпуска, а именно технические средства, обеспечивающие выпуск сыпучего эквивалента. Описана схема управления стендовой установкой, позволяющая экспериментально изучить режимы выпуска в масштабе 1:4, установить зависимости объема выпускаемой горной массы от угла открывания заслона, скорости движения и угла наклона питателя.

Ключевые слова: механизированная крепь, секция крепи, мощный пласт, выпуск угля, стендовая установка, питатель, заслон, схема управления.

Технология отработки мощных пластов с управляемым выпуском горной массы на забойный конвейер предполагает использования секций крепи с выпускными окнами и техническими средствами, обеспечивающими регулируемый выпуск угля на забойный конвейер. К таким средствам относятся:

- заслон (отсечное устройство), обеспечивающий перекрывание выпускного окна секции;
- питатель, инициирующий процесс движения выпускаемой горной массы и погрузки угля из подкровельной толщи на забойный конвейер [1, 2];
- направляющий лоток, обеспечивающий функцию погрузки на призабойный конвейер при одновременной работе питателя.

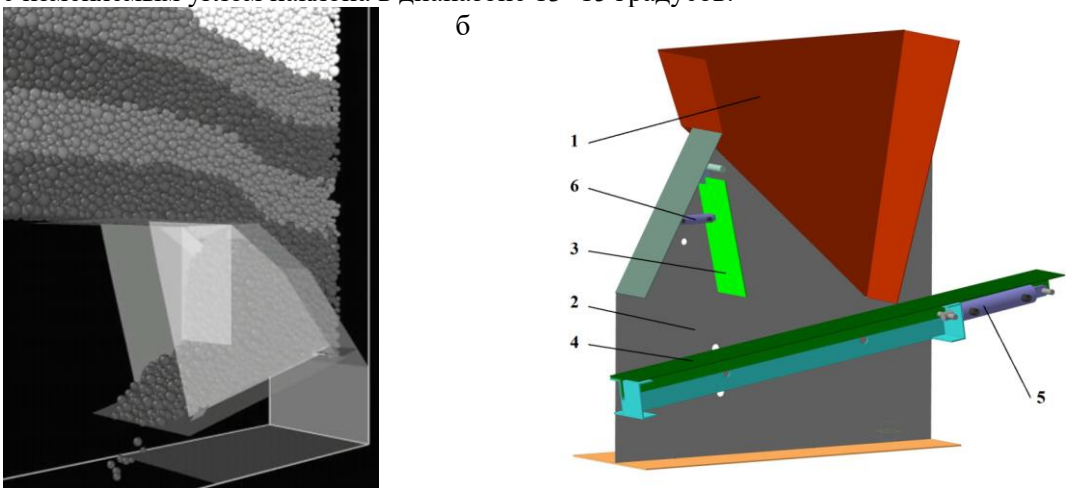
Ранее авторами на основе IDEFO моделирования рассмотрен процесс работы технических средств для обеспечения управляемого выпуска угля подкровельной толщи на забойный конвейер [3-5]. Управляемый выпуск характеризуется регулированием параметров потока выпускаемого угля (горной массы) по всей площади проема выпускного окна и его своевременной остановкой, предотвращая заблаговременно выход породы.

Моделирование процесса выпуска (рис. 1а), а также результаты работ исследователей, изучавших процесс выпуска угля подкровельной толщи на забойный конвейер в лабораторных условиях, показали, что изменением угла наклона, режимов работы питателя и заслона можно управлять

параметрами потока, обеспечивать одновременный, площадный выпуск, смещать зону потока с завальной стороны, что позволяет осуществить разворот потока угля на питателе и создать подпор из породной подушки [6-9].

Для проведения экспериментальных исследований процесса выпуска в ФИЦ УУХ СО РАН разработана стендовая установка, моделирующая поток выпускаемой массы и кинематическую работу основных технических средств, обеспечивающих выпуск в масштабе 1:4 (рис. 1б). Установка создана для изучения процесса регулируемого выпуска в лабораторных условиях, отработки режимов, тестирования системы автоматизированного управления. Стендовая установка состоит из бункерной части (1), направляющих стенок (2), имитирующих направляющий лоток, заслона (3), питателя (4) с изменяемым углом наклона в диапазоне 13÷15 градусов.

а б



1 - бункерная часть; 2 - направляющие стенок; 3 – заслон; 4 - питатель

Рис. 1 – Моделирование выпуска: а – компьютерная модель потока горной массы при организации регулируемого выпуска, б – модель стендовой установки для исследования процесса регулируемого выпуска

Основываясь на элементах теории подобия при масштабировании конструкции питателя для создания стендовой установки и максимального приближения кинематики движения технических средств к реальным условиям, привод подвижных элементов реализован на основе гидроцилиндров (цилиндры 5 питателя 4 и одиночный цилиндр 6 заслона 3). Применяемые промышленные системы управления средствами выпуска при отработке мощных угольных пластов[10, 11] также реализованы через предусмотренные свободные (резервные) каналы управления исполнительными гидроцилиндрами отдельной секции на базе выпускаемых автоматизированных систем электрогидравлического управления. Вследствие чего, будущее внедрение полученных результатов в опытные образцы крепи и их интеграция в систему интеллектуального и электрогидравлического управления значительно упрощается.

Таким образом, основными элементами схемы управления (рис. 2) являются: гидравлическая насосная станция высокого давления, гидроцилиндры, обеспечивающие возвратно-поступательное движение питателя и угол открывания заслона, программно-логический контроллер (ПЛК), переключатель, электроклапаны и концевые механические выключатели.

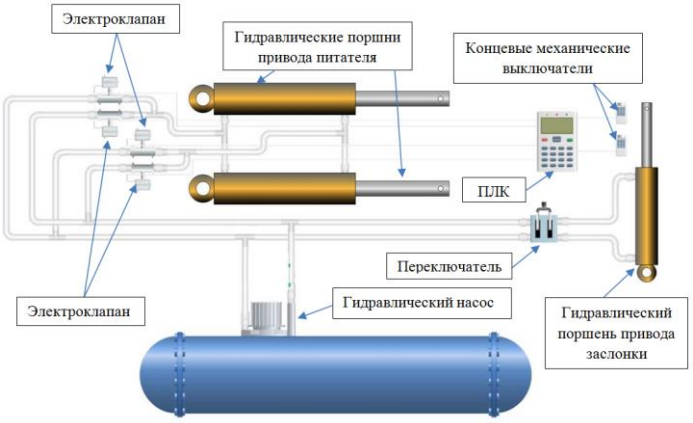


Рис. 2. Структурная схема полуавтоматизированного управления модели стендовой установки для исследования процесса регулируемого выпуска

Схема разработана для полуавтоматизированного управления стендовой установкой исследования процесса регулируемого выпуска, позволяющего детально изучить режимы выпуска на масштабной модели крепи, установить зависимости объема выпускаемой горной массы от угла открывания заслона, скорости движения питателя и угла его наклона. Настройка угла наклона осуществляется вручную перед очередной загрузкой бункера. Полностью автоматизирована система, обеспечивающая возвратно-поступательное движение лотка питателя. Регулирование угла открывания заслона производится с помощью переключателя. Для обеспечения циклической работы привода лотка питателя в гидравлическую систему установлены четыре электроклапана, управляемых ПЛК. Электроклапаны закрываются и открываются попарно, обеспечивая нормальный проток гидравлической жидкости. Достижение питателем крайней точки отслеживается двумя концевыми выключателями, которые установлены на корпусе стенда и передают сигнал на ПЛК. В соответствии с полученным сигналом от концевого выключателя ПЛК дает команду на открытие одной пары клапанов и закрытие другой пары, что приводит к смене направления движения гидравлического поршня, и, соответственно, питателя.

Поскольку практическую реализацию схемы автоматизированного управления техническими средствами выпуска, даже на начальном уровне стоит рассматривать, как разработку подсистемы управления, в перспективе интегрируемую в применяемую систему комплексного интеллектуального и электрогидравлического управления лавным комплексом, после проведения исследований режимов планируется практическая реализация системы управления на базе промышленной системы управления лавным комплексом. Наиболее передовыми и известными системами автоматизированного управления лавными комплексами являются:

Marco Systemanalyse und Entwicklung GmbH (Германия) [12]; EEP Elektro-Elektronik Pranjic GmbH (Германия) [13]; TIANDI Science&Technology Co., LTD (КНР) [11, 14], (однако по данным представителя компании в России, систему электрогидравлического управления и интеллектуализации используют с совместного завода в Китае TIANDI-Marco); Caterpillar (США), в том числе марка Deutsche Bergbautechnik GmbH (DBT) [10, 15]; TIEFENBACH Control Systems GmbH (Германия) [16]; Komatsu (Япония) [17]; Elgór + Hansen S.A. (Польша) [18]; FAMUR Group (Польша), при этом горношахтное электрооборудование для подземной эксплуатации группа FAMUF поставляет, производимое компанией Elgór+Hansen S.A. [19]; Ильма (Россия) [20].

Практическая реализация схемы автоматизации технических средств модели секций механизированной крепи, обеспечивающих управляемый выпуск угля подкровельной толщи на забойный конвейер на основе системы электрогидравлического управления одного из представленных производителей позволит значительно ускорить процесс интеграции в действующую систему интеллектуального управления лавным комплексом.

Статья подготовлена при финансовой поддержке Министерства образования и науки Российской Федерации в рамках Федеральной целевой программы «Исследования и разработки по приоритетным направлениям развития научно-технологического комплекса России на 2014–2020 годы» по теме «Разработка технологии эффективного освоения угольных месторождений роботизированным комплексом с управляемым выпуском подкровельной толщи» (Уникальный идентификатор RFMEF160417X0173)

Библиографический список

1. Клишин В.И., Анферов Б.А., Кузнецова Л.В. Направления совершенствования разработки мощных пластов с выпуском угля подкровельной толщи // В сборнике: Инновации в топливно-энергетическом комплексе и машиностроении (ТЭК-2017) сборник трудов Международной научно-практической конференции. – 2017. – С. 57-63.

2. Клишин В.И., Клишин С.В. Исследование процессов выпуска угля при отработке мощных пологих и крутых угольных пластов // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. – 2010. – № 2. – С. 68-80.

3. M. S. Nikitenko, S. A. Kizilov, P. I. Nikolaev, I. S. Kuznetsov. Technical devices of powered roof support for the top coal caving as automation objects. IOP Conference Series: Materials Science and Engineering, Volume 354 (2018), conference 1. С. 012014. doi:10.1088/1757-899X/354/1/012014 http://iopscience.iop.org/article/10.1088/1757-899X/354/1/012014/pdf

4. Кизилов С. А., Неоджи Б., Никитенко М.С., Николаев П. И., Кузнецов И.С. Автоматизация управления технологическими процессами при отработке мощных пластов с выпуском угля подкровельной толщи // Горная промышленность. - №6 (136). - 2017 г. – С. 96-99.

5. Кизилов С.А., Николаев П.И., Никитенко М.С., Кузнецов И.С. Технические средства выпуска угля подкровельной толщи как объекты автоматизации системы управления очистным комплексом. Системы автоматизации в образовании, науке и производстве: Труды XI Всероссийской научно-практической конференции / Сиб. гос. индустр. Ун-т; под общ. редакцией С.М. Кулакова, Л.П. Мышляева. - Новокузнецк: Изд. центр СибГИУ, 2017. - С. 241-245.

6. Клишин, С.В. Моделирование процесса выпуска угля при механизированной отработке мощных крутопадающих угольных пластов / В.И Клишин, Г.Ю. Опрук // ФТПРПИ. - № 6. - 2013. – С. 105-117.

7. Опрук, Г.Ю. Новые технические решения отработки мощных крутых пластов / В.И Клишин, Д.И Кокоулин, Б. Кубанычбек // Фундаментальные проблемы формирования техногенной геосреды: Материалы конференции. – Новосибирск, 2009. – С. 48-52.

8. Опрук, Г.Ю. Управление площадным выпуском угля / Б. Кубанычбек // Наукоемкие технологии разработки и использования минеральных ресурсов: Международная научно-практическая конференция. – Новокузнецк, 2010. – С. 94-98.

9. Кубанычбек, Б. Разработка механизированных комплексов для отработки мощных угольных пластов с управляемым выпуском / В.И Клишин, Д.И Кокоулин, Г.Ю. Опрук // Технологическое оборудование для горной и нефтегазовой промышленности: Сборник докладов VII Международной научно-технической конференции Чтения памяти В.Р. Кубачека. – Екатеринбург, 2009. – С.51-55.

10. Customized roof support systems // CAT.com URL: https://www.cat.com/en_US/products/new/equipment/underground-longwall/roof-supports/18346354.html (дата обращения: 30.10.2017).

11. TIANDI Science&Technology Co. URL: http://tdtec.com (дата обращения: 30.10.2017).

12. Bergbau Streb Automation // marco URL: https://www.marco.de/index.php?page=products (дата обращения: 09.10.2017)

13. Elektro-Elektronik Pranjic // EEP URL: http://www.eep.de/index.php/ru/ (дата обращения: 09.10.2017).

14. «Тяньди»: технологии будущего // Журанал "Уголь Кузбасса" URL: http://www.uk42.ru/index.php?id=3056 (дата обращения: 10.10.2017

15. Управление секцией крепи PMC-R // Caterpillar URL: https://www.cat.com/ru_RU/products/new/equipment/underground-longwall/mining-controls/18537075.html (дата обращения: 12.10.2017)

16. Системы управления механизированными крепями // TIEFENBACH Control Systems GmbH URL: http://tibacon.com/index.php?id=90&L=2 (дата обращения: 12.10.2017).

17. Система управления Faceboss // Komatsu URL: https://mining.komatsu/ru/технологии/органы-управления-и-приводы/система-управления-faceboss (дата обращения: 26.10.2017)

18. Система автоматического управления лавным комплексом EH-SmartWall // Elgorhansen URL: http://elgorhansen.com/assets/files/RU/A/RU_EH_SmartWall_.pdf (дата обращения: 05.10.2017).

19. Горношахтное-электрооборудование // famuf.com URL: https://famur.com/ru/ наше-предложение/горношахтное-электрооборудование/ (дата обращения: 06.10.2017)

20. Система автоматизированного управления механизированным комплексом «Ильма МК» с аппаратурой радиомониторинга // Ильма URL: http://ilma-mk.ru/catalog/products/1 (дата обращения: 07.10.2017)

УДК 681.51

РАЗВИТИЕ АВТОМАТИЗИРОВАННОЙ СИСТЕМЫ УПРАВЛЕНИЯ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИМИ ПРОЦЕССАМИ ОБОГАТИТЕЛЬНОЙ ФАБРИКИ

[1]д.т.н. Мышляев Л.П., [1]Макаров Г.В., [1]к.т.н. Ляховец М.В., [2]к.т.н. Венгер К.Г., [2]Леонтьев И.А., [3]Мелкозеров М.Ю.

1 - ООО «Научно-исследовательский центр систем управления», г. Новокузнецк, Россия

2 - ЗАО «Стройсервис», г. Кемерово, Россия

2 - ОФ ООО СП «Барзасское товарищество», г. Березовский, Россия

Аннотация. Рассматривается опыт модернизации автоматизированной системы управления технологическими процессами обогатительной фабрики в условиях технического перевооружения обогатительной фабрики ООО СП «Барзасское товарищество» (г. Березовский). Представлена модернизируемая автоматизированная система управления технологическим процессами (АСУ ТП), цели модернизации и пути их достижения, приведены основные подсистемы интегрированной АСУ ТП, укрупненные функциональная и техническая структура модернизируемой системы. Описана процедура ввода в действие модернизированной системы.

Ключевые слова: АСУТП, системы управления, обогатительные фабрики.

Современное горноперерабатывающее предприятие – это «живой» развивающийся организм, постоянно изменяющий технологическую структуру и, соответственно, системы автоматизации технологическими процессами. Так, обогатительная фабрика ООО СП «Барзасское товарищество» (г. Березовский) начиналась в качестве перегрузочного пункта с простейшими функциями сортировки и в настоящее время является сложным комплексным предприятием, включающим в себя технологические процессы в следующих отделениях:

– углеприёма и углеподготовки;

– обогащения угля в главном корпусе, включая тяжелосредное обогащение, сгущение и обезвоживание и др.;

– флото-фильтровального отделения;

– сушильно-топочного отделения;

– складирования и погрузки.

В рамках текущего этапа технического перевооружения были реализованы два отделения: флото-фильтровальное и сушильно-топочное, а также проведена модернизация существующего технологического комплекса склада концентрата [1].

Действующая обогатительная фабрика представляет собой сложный объект с множеством технологического оборудования, поточно-транспортных линий с их территориальным распределением. Причем технологические процессы автоматизированы, и задача модернизации заключается, в том числе, и в целевом изменении действующей автоматизированной системы, позволяющей при минимальных материальных и временных затратах реализовать и внедрить автоматизацию вновь вводимого оборудования и технологических процессов без нарушения работоспособности всей системы в целом.

Следующим этапом перевооружения является модернизация процессов обогащения, происходящих в главном корпусе и достраиванием нового промежуточного модуля между углеприёмом и обогащением в главном корпусе с добавлением комплекса тяжелосредного сепаратора.

В настоящее время модернизация технологического комплекса неразрывно связана и с модернизацией систем автоматизации соответствующих технологических процессов.

Интеграция АСУ ТП реконструируемого комплекса погрузки и проектируемой АСУ ТП строящейся ОФ и создание целостного автоматизированного технологического комплекса обогатительной фабрики, обеспечивается путем:

– создания единого информационного пространства в системе централизованного сбора, обработки и хранения информации в автоматизированной системе оперативно-диспетчерского управления технологическим комплексом фабрики, общей дисциплины визуализации данных и диспетчерского управления;

– включения в состав математического обеспечения АСУ ТП алгоритмов управления согласованием технологических режимов и взаимной блокировкой оборудования в точках сопряжения существующего и проектируемого технологического комплекса;

– частичного использования программно-аппаратных средств АСУ ТП реконструируемого комплекса погрузки для реализации функциональных систем АСУ ТП строящейся ОФ.

Реализуемая в рамках модернизации АСУ ТП предназначена для комплексной автоматизация контроля и управления производственными и технологическими процессами, оборудованием перевооружаемого комплекса погрузки и обогатительной фабрики, включая решение следующих дополнительных задач (с учетом того, что действующая система полностью выполняет возложенный на неё функционал и не требует модернизации какого-либо обеспечения): централизованный

контроль, анализ и отображение информации о состоянии производственных и технологических процессов и оборудования обогатительной фабрики и реконструируемым комплексом погрузки.

Целью модернизации является повышение эффективности процесса обогащения за счет интеграции в единую АСУ ТП систем управления комплексом флото-фильтровального отделения; сушильно-топочного отделения; склада концентрата, а также модернизации отделения углеприема, погрузки и главного корпуса и, вследствие этого, улучшение технико-экономических показателей его функционирования: снижение удельных затрат на производство и увеличения выхода годного продукта; а также повышение качества товарной продукции.

Достижение поставленной цели обеспечивается по следующим направлениям.

1. Автоматизация информационных и управляющих функций при решении задач: оперативного формирования и анализа информации об изменениях режимов функционирования и состоянии технологических процессов, агрегатов и оборудования; оперативной согласованной коррекции заданий на режимные параметры технологических процессов; оперативной реализации управляющих решений и регулирования технологических параметров; контроля, учета и анализа нарушений технологической и производственной дисциплины, эффективности управления.

2. Повышение надежности системы автоматизации управления технологическим комплексом, оперативности и качества контроля и управления за счет: применения современных технических средств, методов и алгоритмов автоматического контроля, анализа, диагностики состояния и управления технологическими процессами и оборудованием; комплексного и детального отображения информации о состоянии оборудования и агрегатов, изменениях технологических параметров, действий оперативного персонала в системе; использования в качестве технической базы на нижнем уровне системы современных микропроцессорных контроллеров, обладающих высокой надежностью, большими сроками наработки на отказ, простотой замены вышедших из строя элементов, расширения технической структуры, модификации математического и программного обеспечения; минимизации количества малонадежных электромеханических устройств в локальных системах логического контроля и управления отдельными механизмами и агрегатами.

Автоматизированная система управления технологическими процессами флото-фильтровального, сушильно-топочного отделений и склада концентрата (АСУ ТП ФФО) разрабатывается как составная часть интегрированной автоматизированной системы управления технологическими процессами обогатительной фабрики и реконструируемого технологического комплекса погрузки угля (АСУ ТП ОФ) ООО СП «Барзасское товарищество» на базе существующих программно-аппаратных средств действующей АСУ ТП ОФ технологического комплекса обогащения I и II очереди и комплекса погрузки.

Проектируемые АСУ ТП разрабатываются с учетом максимально возможного использования ресурсов уже существующих технических средств АСУ ТП, унификации программно-аппаратных средств проектируемых и действующей АСУ ТП. Все ранее введенные в эксплуатацию и вновь проектируемые АСУ ТП технологическими комплексами объединены через общий интерфейс, унификацию аппаратных средств и единообразный подход к управлению как локальными агрегатами, так и комплексами в целом.

Укрупненная функциональная структура интегрированной АСУ ТП ОФ изображена на рис. 1, а. В ее состав входят следующие основные системы.

1) Существующая АСУ ТП ОФ I и II очереди, включающая:

– автоматическую систему централизованного сбора, обработки и хранения информации обогатительной фабрики (ОФ);

– систему инженерного сопровождения;

– систему автоматизации управления производством (САУП);

– автоматизированную систему оперативно-диспетчерского управления (АСОДУ) технологическим комплексом обогатительной фабрики;

– локальную систему централизованного контроля и управления погрузкой;

– системы автоматического контроля и управления технологическими комплексами (САУ ТК) углеприема, обогащения и погрузки I и II очереди фабрики.

2) Проектируемая АСУ ТП ФФО, включающая:

– автоматическую систему централизованного сбора, обработки и хранения информации флото-фильтровального и сушильно-топочного отделений;

– автоматизированную систему оперативно-диспетчерского управления технологическим комплексом флото-фильтровального и сушильно-топочного отделений (АСОДУ ФФО и СТО);

– систему автоматического контроля и управления погрузкой в части вновь устанавливаемого оборудования склада концентрата;

– систему автоматического контроля и управления технологическим комплексом флотофильтровального отделения (САУ ТК ФФО);

– систему автоматического контроля и управления технологическим комплексом сушильно-топочного отделения, поставляемую комплектно с технологическим оборудованием, включая локальную систему централизованного контроля и управления сушильными агрегатами (САУ ТК СТО).

Укрупненная функциональная структура АСУ ТП реконструируемого технологического комплекса погрузки угля и строящейся обогатительной фабрики изображена на рис. 1, б. В ее состав входят следующие основные системы.

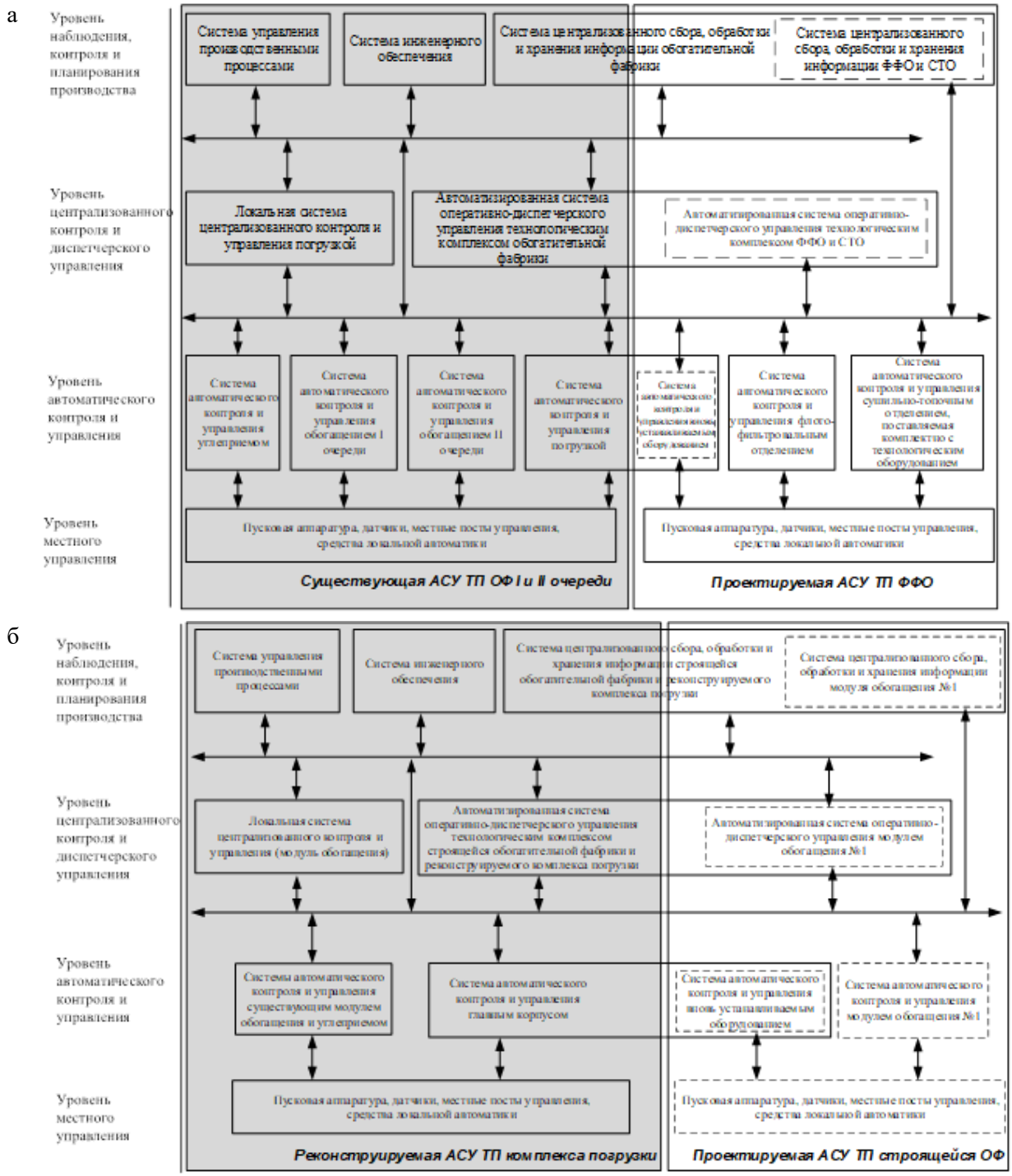


Рис. 1. Схемы функциональных структур интегрированной АСУ ТП ОФ ООО СП «Барзасское товарищество»

1) Реконструируемая АСУ ТП комплекса погрузки, включающая:

– систему централизованного сбора, обработки и хранения информации реконструируемого комплекса погрузки;

– систему инженерного сопровождения;

– систему управления производственными процессами;

– автоматизированную систему оперативно-диспетчерского управления (АСОДУ) реконструируемого комплекса погрузки;

– локальную систему централизованного контроля и управления (модуль обогащения);

– системы автоматического контроля и управления существующим модулем обогащения и углеприемом;

систему автоматического контроля и управления главным корпусом.

2) Проектируемая АСУ ТП строящейся ОФ, включающая:

– систему централизованного сбора, обработки и хранения информации модуля обогащения №1;

– автоматизированную систему оперативно-диспетчерского управления модулем обогащения №1;

– систему автоматического контроля и управления вновь устанавливаемым оборудованием главного корпуса;

– систему автоматического контроля и управления модуля обогащения №1.

Автоматическая система централизованного сбора, обработки и хранения информации по технологическому комплексу флото-фильтровального отделения и АСОДУ ФФО реализуются на базе программно-аппаратных средств существующей АСУ ТП ОФ I и II очереди путем расширения ее информационного и программного обеспечения.

Проектируемая АСУ ТП представляет собой двухуровневую систему.

Верхний уровень:

– система автоматизации оперативно-диспетчерского контроля и управления технологическими комплексами флото-фильтровального и сушильно-топочного отделений;

– система автоматизации оперативно-диспетчерского управления модулем обогащения №1.

Нижний уровень:

– системы автоматического управления технологическими комплексами флото-фильтровального отделения, сушильно-топочного отделения, погрузки (склада концентрата);

– система автоматического контроля и управления модулем обогащения №1, система автоматического контроля и управления вновь устанавливаемым оборудованием главного корпуса.

Применение такого рода двухуровневых систем автоматизирования апробировано на других объектах угольной промышленности и хорошо себя зарекомендовали.

Схема укрупненной технической структуры системы автоматизации управления технологическими процессами технологического комплекса погрузки угля и обогатительной фабрики разреза «Барзасский» представлена на рис. 2.

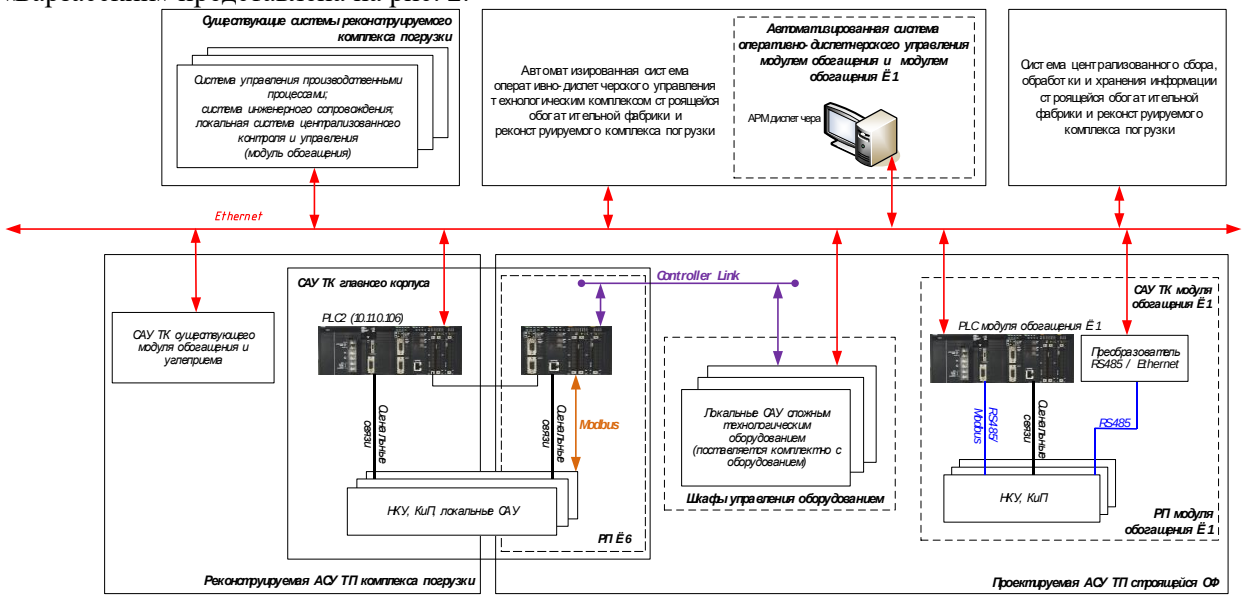


Рис. 2. Схема укрупнённой технической структуры АСУ ТП ОФ

Схема укрупненной технической структуры системы автоматизации управления технологическими процессами флото-фильтровального и сушильно-топочного отделения представлена в работе [1] Аппаратная реализация системы выполнена на базе микропроцессорных программируемых контроллеров, серверов, персональных компьютеров и сенсорных панелей.Аппаратная реализация систем верхнего уровня, включая существующие системы интегрированной АСУ ТП ОФ (система управления производственными процессами; система инженерного сопровождения; система централизованного контроля и управления погрузкой I и II очереди; система централизованного сбора, обработки и хранения информации; система автоматизации оперативно-диспетчерского контроля и управления технологическим комплексом фабрики), а также проектируемая система АСУ ТП ФФО (автоматизированная система управления технологическими процессами флото-фильтровального, сушильно-топочного отделений и склада концентрата) выполнены на базе серверов и персональных компьютеров корпорации Hewlett-Packard, DELL, HMI-терминалов фирмы Omron.

В качестве базового программного обеспечения верхнего уровня вновь вводимой АСУ ТП ФФО используется действующий программный пакет Genesis32 фирмы ICONICS v.9.21. Функциональные возможности данного пакета прикладных программ достаточны для выполнения всех автоматизированных функций, приобретение дополнительных программных модулей не требуется.

Подсистема нижнего уровня реализуется на микропроцессорных программируемых логических контроллерах серии CJ2 корпорации Omron и обеспечивает: прием и обработку дискретных сигналов о состоянии оборудования и агрегатов, формирование дискретных сигналов управления агрегатами, реализуя функции местного, дистанционного и автоматического управления оборудованием агрегата; прием и обработку сигналов измерительной информации от локальных систем измерения и контроля технологических параметров; предусматривается возможность приема стандартных аналоговых и дискретных сигналов; обмен данными между контроллерами по специализированной контроллерной сети Controller Link; обмен данными по информационной сети Ethernet с рабочими станциями с серверами и с операторскими HMI-терминалами верхнего уровня системы; автоматическое или по командам диспетчера формирование команд пуска/останова агрегатов в соответствии с текущим состоянием процесса и агрегатов, требованиями регламента.

Подбор модулей ввода вывода, построение системы сбора, обработки и передачи информации и управляющих воздействий выполнены исходя из схемы укрупненной технической структуры системы (рис. 2), состава оборудования и агрегатов технологического комплекса фабрики.

Сопряжение контроллеров АСУ ТП со средствами измерения и контроля параметров технологических процессов и состояния оборудования обеспечивается аналоговыми (4-20mA) и дискретными (24VDC) сигналами. Для передачи управляющих воздействий в схемы управления электроприводами используются «сухие контакты». Для обеспечения гальванической развязки дискретных выходов контроллеров используется система быстрого монтажа Omron G70A-ZOC16-3.

Ввод в действие АСУ ТП осуществлялся следующим образом.

На первом этапе выполнялся ввод в действие модернизированной системы автоматического контроля и управления технологическим комплексом склада концентрата.

На втором этапе выполнялся ввод в действие системы автоматического контроля и управления технологическим комплексом флото-фильтровального отделения.

На третьем этапе планируется ввод в действие системы автоматического контроля и управления технологическим комплексом сушильно-топочного отделения, поставляемую комплектно с технологическим оборудованием, включая локальную систему централизованного контроля и управления сушильными агрегатами.

Дальнейшая реконструкция включает добавление новых модулей обогащения и модернизацию существующих с последующей интеграцией всех АСУ ТП комплексами ОФ в единую систему с централизованным управлением.

Задача модернизации существующей системы автоматизации осложняется тем фактом, что обогатительная фабрика не закрывается на реконструкцию и не может останавливаться на длительное время, оставаясь действующим производством.

Вводимая в действие в рамках реконструкции система автоматизации непосредственно связана с существующим технологическим комплексом и его управляющей системой, например, автоматизированной системой оперативно-диспетчерского управления. Интеграцию вновь вводимой системы с существующей системой необходимо выполнять на остановленном технологическом

оборудовании. Однако на практике утвержденные производственные планы позволяют производить останов технологического оборудования только для выполнения планово-предупредительных работ (ППР), что зачастую недостаточно для выполнения интеграционных и отладочных процедур. Таким образом, ввод в действие обновленных систем автоматизации производится кусочно, в моменты проведения ППР, конкурируя по времени с работами, проводимыми обслуживающим персоналом производственного объекта. Это существенно затягивает сроки ввода в эксплуатацию [2].

Поэтому рациональнее начинать модернизацию системы с формирования и монтажа шкафов с новым оборудованием, учитывая тесную интеграцию устанавливаемого оборудования с существующим. После чего поэтапно (либо по агрегатам, либо по технологическим подсистемам) переносить функции старой системы на новую с обеспечением возможности параллельного функционирования обеих систем. Демонтаж устаревшего оборудования производится в последнюю очередь, только после принятия новой системы в эксплуатацию.

При готовности шкафов контроллеров и завершении прокладки сигнальных линий от щитов управления агрегатами в шкафы PLC осуществляется

– поочередное включение временных схем управления технологическими агрегатами, которые можно остановить для пуско-наладки; причем необходимо предусмотреть возможность функционирования части агрегатов под управлением старой, а части – новой системы;

– при временной схеме управление модернизируемыми агрегатами переводится на контроллер, однако для целей контроля и управления агрегатами используются сигнальные линии старой системы; общее управление технологическим комплексом и остальными агрегатами остается без изменений, контроль также остается на существующей мнемосхеме; на данном этапе ведется отладка программного обеспечения вводимой в эксплуатацию системы;

– после отладки программного обеспечения контроллеров всех агрегатов, осуществляется перевод на окончательную схему управления агрегатами; при этом убираются все ненужные сигнальные связи;

– по готовности средств управления верхнего уровня (SCADA-системы) осуществляется перевод диспетчерского управления с мнемосхемы на рабочую станцию;

– после отладки работы локальной системы управления каждым агрегатом, осуществляется перевод управления всем технологическим комплексом с помощью контроллеров обновленной системы автоматизированного управления.

Применение такого рода поэтапной модернизации с одной стороны требует больших затрат времени на ввод в эксплуатацию обновленной системы, с другой стороны позволяет проводить все регламентные работы по модернизации системы без длительных остановок технологического оборудования [3].

Важным положительным фактором создания АСУ ТП ОФ ООО СП «Барзасское товарищество» является понимание руководством со стороны заказчика необходимости последовательной разработки системы управления специалистами одной организации для обеспечения единообразных решений в техническом, алгоритмическом, программном и информационном обеспечении, поддержания принятых ранее принципов на всех уровнях управления. Даже при наличии большого числа локальных систем автоматизации необходимо обеспечивать принятые в едином пространстве АСУ ТП ОФ обозначения и подходы, чтобы предоставить оператору возможность сосредоточиться на выполнении своих основных функций, а не на изучении «разношерстных» интерфейсов поставщиков локальных АСУ или отдельных комплексов, далеко не всегда идущих навстречу при интеграции их подсистем в единую среду. Анализируя накопленный опыт [4-6] видно, что проводить реконструкцию одного этапа необходимо учитывая дальнейшее развитие АСУ ТП и принимая решения с учетом последующей «бесшовной» интеграции созданных подсистем в единую современную систему управления сложным комплексным многоэтапным производством, каким является на данный момент ОФ ООО СП «Барзасское товарищество».

Работа выполнена по Госзаданию Минобрнауки России № 8.8611.2017/8.9

Библиографический список

1. Ляховец М.В. Модернизация автоматизированной системы управления технологическими процессами обогатительной фабрики в условиях технического перевооружения / Ляховец М.В., Венгер К.Г., Мышляев Л.П., Шипунов М.В., Грачев В.В., Мелкозеров М.Ю. // В сборнике: Системы автоматизации в образовании, науке и производстве Труды XI Всероссийской научно-

практической конференции. Сибирский государственный индустриальный университет: Под редакцией С.М. Кулакова, Л.П. Мышляева, 2017. - С. 151-156.

2. Мышляев Л.П. Проблемы реконструкции систем автоматизации углеобогатительных фабрик / Мышляев Л.П., Ляховец М.В., Леонтьев И.А., Венгер К.Г., Саламатин А.С. // В сборнике: Системы автоматизации в образовании, науке и производстве Труды XI Всероссийской научно-практической конференции. Сибирский государственный индустриальный университет; Под редакцией С.М. Кулакова, Л.П. Мышляева, 2017. - С. 55-57.

3. Ивушкин А.А. Выработка программ проектирования и строительства промышленных комплексов / Ивушкин А.А., Грачев В.В., Мышляев Л.П. // В сборнике: Наукоемкие технологии разработки и использования минеральных ресурсов сборник научных статей. под общей редакцией В.Н. Фрянова, 2007. - С. 247-252.

4. Мочалов С.П. Автоматизированный экспериментально-лабораторный энерго-технологический комплекс / Мочалов С.П., Ивушкин А.А., Мышляев Л.П., Венгер К.Г., Мурко В.И., Куценко А.И., Федяев В.И., Карпенок В.И. // Уголь. - 2012. - № 10 (1039). - С. 49-53.

5. Ивушкин К.А. Система автоматизации управления технологическим комплексом обогатительной фабрики «Матюшинская» / Ивушкин К.А., Шипунов М.В., Грачев В.В., Мышляев Л.П. // В сборнике: Наукоемкие технологии разработки и использования минеральных ресурсов сборник научных статей. Под общей редакцией В.Н. Фрянова, 2013. - С. 185-189.

6. Грачев В.В. Создание системы автоматизации управления углеобогатительной фабрикой "Калтанская-энергетическая" / Грачев В.В., Шипунов М.В., Ивушкин К.А., Мышляев Л.П., Циряпкина А.В., Линков А.А., Макаров Г.В. // В сборнике: Системы автоматизации в образовании, науке и производстве Труды X Всероссийской научно-практической конференции (с международным участием), 2015. - С. 191-195.

УДК 004.5

МОДЕРНИЗАЦИЯ ВЕРХНЕГО УРОВНЯ СИСТЕМЫ АВТОМАТИЗАЦИИ УПРАВЛЕНИЯ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИМ КОМПЛЕКСОМ ОБОГАТИТЕЛЬНОЙ ФАБРИКИ «АНТОНОВСКАЯ»

[1]к.т.н. Циряпкина А.В., [2]к.т.н. Грачев В.В., [2]д.т.н. Мышляев Л.П., [3]Прокофьев С.В., [1]Шипунов М.В.

1 - ООО «Научно-исследовательский центр систем управления», г. Новокузнецк, Россия
2 - Сибирский государственный индустриальный университет, г. Новокузнецк, Россия
3 - АО «ОФ «Антоновская», г. Новокузнецк, Россия

Аннотация. Статья посвящена совершенствованию верхнего уровня системы автоматизации управления технологическим комплексом обогатительной фабрики «Антоновская» (г. Новокузнецк). Выявлены недостатки ранее действующей системы, послужившие причиной для модернизации. Описаны основные этапы модернизации, особое внимание уделено описанию информационного обеспечения системы.

Ключевые слова. Система автоматизации управления технологическим комплексом (САУ ТК), автоматизированное рабочее место (АРМ), обогатительная фабрика (ОФ), базовое и прикладное программное обеспечение, Wonderware System Platform 2017.

Обогатительная фабрика «Антоновская» (г. Новокузнецк), введенная в эксплуатацию в 2001 году, является одной из первых фабрик нового поколения, при строительстве которой использовались новейшие проектные и технологические решения. К ним можно отнести гибкость технологической схемы, обеспечивающую возможность изменения структуры объекта, экологичность и безопасность производства, исключение традиционных процессов сушки концентрата и другие [1-3]. Система автоматизации управления технологическим комплексом (САУ ТК) ОФ «Антоновская», построенная на базе микропроцессорных программируемых логических контроллеров (ПЛК) Omron и SCADA-системы RealFlex, функционировала в режиме жесткого реального времени.

Несмотря на то, что САУ ТК ОФ выполняла все возложенные на нее функции, к 2017 году появилась необходимость в ее модернизации из-за морального и физического устаревания используемого оборудования и программного обеспечения [4]. В числе недостатков можно выделить,

например, отсутствие подсистемы централизованного сбора и хранения информации о ходе технологического процесса и работе оборудования; несоответствие технологической схемы ОФ и мнемосхем, отображаемых на экране диспетчера, из-за добавления новых агрегатов; несоответствие технических характеристик АРМов современным требованиям по производительности.

Кроме этого, существующая с 2001 года система была построена по принципу «лоскутной» автоматизации. Для решения производственных задач фабрики, таких как визуализация, хранение предыстории, построение отчетов, было задействовано большое количество программных продуктов разных производителей, для их согласованной и эффективной работы требовалось использование множества разнообразных интерфейсов и протоколов.

В 2017-2018 гг. была проведена поэтапная модернизация верхнего уровня САУ ТК ОФ «Антоновская» с целью устранения недостатков и расширения функциональных возможностей. Модернизация проводилась без остановки основного производства, параллельно действующей системе.

Этап 1. Развернута инженерная станция, введен в действие сервер предыстории. Инженерная станция используется для конфигурирования серверов, отладки проектов для диспетчерских и операторских станций, настройки драйверов ввода/вывода.

Этап 2. Введен в действие АРМ оператора погрузки. В процессе развертывания, настройки и отладки вновь вводимой операторской станции управление комплексом погрузки осуществлялось с действующего АРМа.

Этап 3. Введены в действие АРМы диспетчера фабрики для управления главным корпусом обогащения и комплексом углеприема. В процессе развертывания, настройки и отладки вновь вводимых диспетчерских станций управление комплексами фабрики осуществлялось с действующих АРМов.

Верхний уровень системы аппаратно реализован на базе персональных компьютеров, серверов визуализации и дискового массива корпорации Hewlett-Packard. АРМы диспетчера ОФ и оператора погрузки реализованы на базе персональных компьютеров HP280 G2 MT с 27” LCD-мониторами. На рис. 1 представлены мониторы АРМа диспетчера фабрики и АРМа оператора погрузки, введенные в эксплуатацию в рамках модернизации системы.

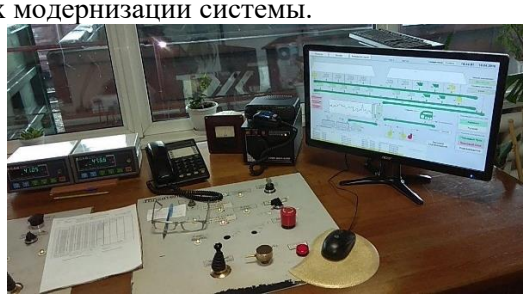
а б 

Рис. 1. Мониторы АРМов: а - диспетчера фабрики; б - оператора погрузки

В качестве базового программного обеспечения САУ ТК ОФ «Антоновская» использовался пакет Wonderware System Platform 2017 корпорации Schneider Electric (Франция) [5]. Данное программное обеспечение строится по модульному принципу, имеет возможность сопряжения с различными продуктами других фирм, имеет в наличии мощный и универсальный скриптовый язык, возможность встраивания готовых компонентов, в том числе и ActiveX.

Прикладное программное обеспечение, разработанное с помощью пакета WSP2017, представлено в виде мнемосхем на мониторах АРМов диспетчера фабрики и оператора погрузки. Для примера на рис. 2, 3 представлены мнемосхемы АРМов диспетчера ОФ и оператора погрузки до и после модернизации.

Для АРМов диспетчера фабрики и оператора погрузки была подобрана цветовая схема предоставления информации с учетом предпочтений оперативно-диспетчерского персонала для более комфортной и эффективной работы. Структура мнемосхем была переработана с учетом вновь введенного в технологический процесс оборудования. В верхней части мнемосхем АРМов добавлены элементы переключения между видеокадрами, диагностические табло связи с ПЛК и серверами. На мнемосхемы добавлены такие объекты, как графики уровней, кнопки группового останова питателей.

а б

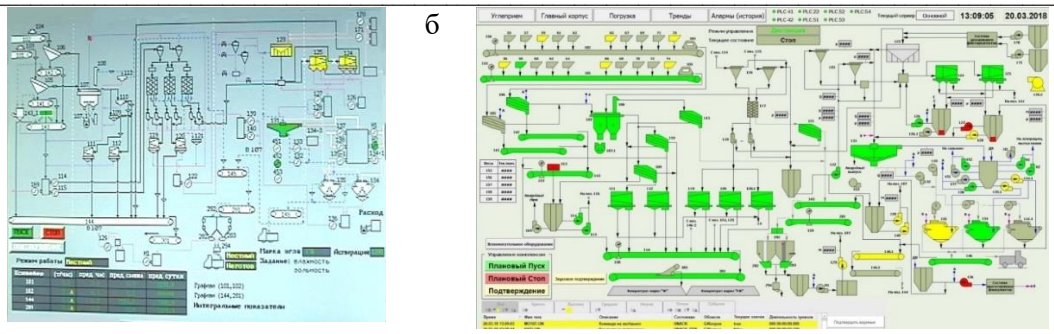


Рис. 2. Мнемосхемы АРМа диспетчера фабрики до (а) и после (б) модернизации САУ ТК

а б

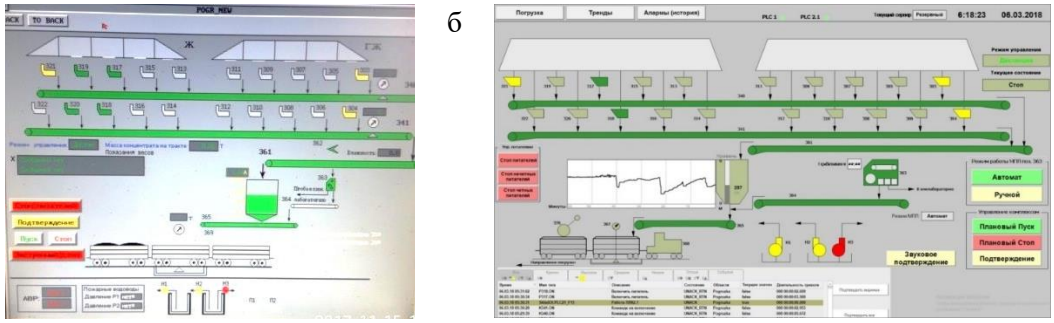


Рис. 3. Мнемосхемы АРМа оператора погрузки до (а) и после (б) модернизации САУ ТК

Детальная информация о текущем состоянии каждого агрегата, причинах его неготовности или аварии дается в виде текстовых сообщений на всплывающих диагностических окнах, вызываемых по команде диспетчера или оператора. На рис. 4 представлены примеры всплывающих окон для центрифуги поз. 120, фильтр-пресса поз. 135.

а б

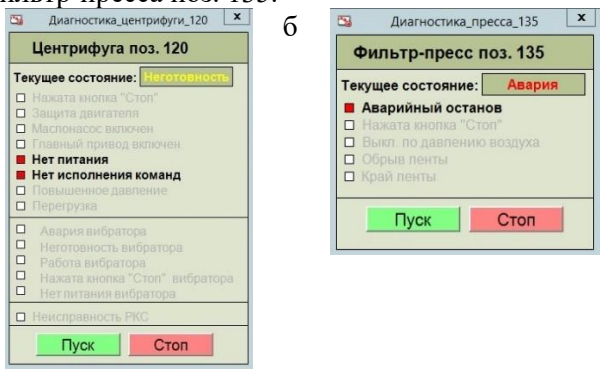


Рис. 4. Всплывающее окно: а - центрифуги поз. 120; б - фильтр-пресса поз. 135

Каждый АРМ модернизируемой системы оснащен дополнительными видеокадрами «Тренды» и «Алармы (история)».

Видеокадр «Тренды» (рис. 5) служит для отображения архивных графических трендов или трендов реального времени. Видеокадр оснащен удобными, интуитивно понятными инструментами для фильтрации, отображения и настройки необходимых пользователю графиков.

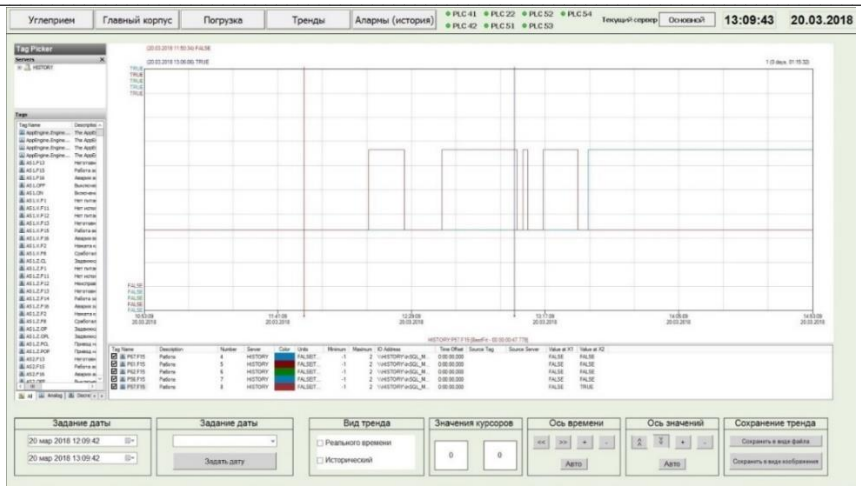


Рис. 5. Дополнительный видеокадр «Тренды»

Видеокадр «Алармы (история)» (рис. 6) служит для отображения сообщений аварий и тревог. На данном видеокадре в табличной форме пользователю предоставляется список аварий и событий, сконфигурированных в системе за выбранный промежуток времени.

Модернизация верхнего уровня САУ ТК ОФ «Антоновская» позволила расширить и улучшить технические и функциональные возможности системы, повысила удобство, безопасность и эффективность работы оперативно-диспетчерского персонала. Обеспечила платформу для создания интегрированной системы класса MES (Manufacturing Execution System – система управления производством) и, как следствие, увеличила потенциал для дальнейшего развития САУ ТК.

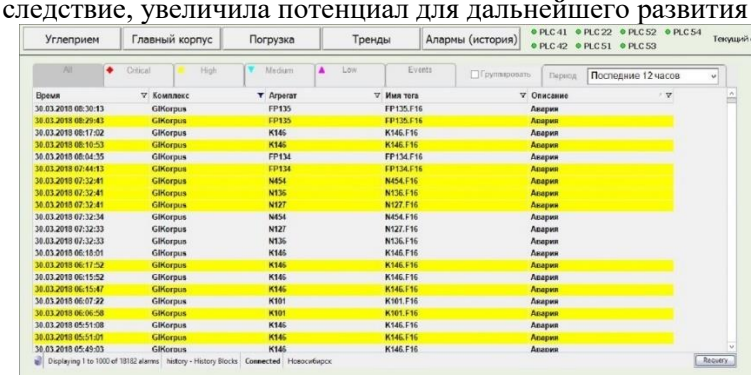


Рис.6. Дополнительный видеокадр «Алармы (история)»

Работа выполнена по Госзаданию Минобрнауки России № 8.8611.2017/8.9

Библиографический список

1. Сазыкин Г.П. Проектирование и строительство углеобогатительных фабрик нового поколения / Г.П. Сазыкин, Б.А. Синеокий, Л.П. Мышляев. – Новокузнецк: СибГИУ, 2003. – 126 с.

2. Мышляев Л.П. Автоматизация управления углеобогатительными фабриками / Л.П, Мышляев, С.Ф. Киселев, А.А. Ивушкин и др. – Новокузнецк: СибГИУ, 2003. – 304 с.

3. Мышляев Л.П. Системы автоматизации производственных процессов ОФ «Антоновская» / Л.П. Мышляев, С.Ф. Киселев, В.С. Попов, К.А. Исупов // AS’2001 Системы автоматизации в образовании, науке и производстве: Труды конференции. – Новокузнецк, 2001. – С. 103 – 106.

4. Грачев В.В. Совершенствование верхнего уровня системы автоматизации управления технологическим комплексом обогатительной фабрики «Антоновская» / В.В. Грачев, С.В. Прокофьев, О.Н. Лысенко, А.В. Циряпкина // AS’2017 Системы автоматизации в образовании, науке и производстве: Труды конференции. – Новокузнецк, 2017. – С. 61 – 68.

5. Wonderware System Platform 2017 с InTouch OMI [Электронный ресурс]. – Режим доступа: https://www.wonderware.ru/hmi-scada/system-platform-2017-with-intouch-omi/ (дата обращения 28.04.2018).

УДК 681.518.5: 622.7.012

ОСОБЕННОСТИ ВНЕДРЕНИЯ ПАКЕТА WONDERWARE SYSTEM PLATFORM 2017 ПРИ МОДЕРНИЗАЦИИ АВТОМАТИЗИРОВАННОЙ СИСТЕМЫ УПРАВЛЕНИЯ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИМИ ПРОЦЕССАМИ ОБОГАТИТЕЛЬНОЙ ФАБРИКИ «АНТОНОВСКАЯ»

[1]к.т.н. Грачев В.В. [2], Шипунов М.В., [2]Иванов Д. В., [2]Коровин Д.Е.
1 - Сибирский государственный индустриальный университет, г. Новокузнецк, Россия
2 ООО «Научно-исследовательский центр систем управления», г. Новокузнецк, Россия

Аннотация. Статья посвящена особенностям внедрения пакета Wonderware System Platform 2017 при модернизации автоматизированной системы управления технологическими процессами обогатительной фабрики «Антоновская» (г. Новокузнецк). Приведены ключевые моменты и особенности применения пакета Wonderware System Platform 2017, позволившие сократить трудозатраты при создании и повысить эффективность при эксплуатации системы.

Ключевые слова: автоматизированная система управления технологическими процессами (АСУ ТП), обогатительная фабрика (ОФ), Wonderware System Platform 2017 (WSP 2017), объектно-ориентированный подход.

Обогатительная фабрика «Антоновская» введена в эксплуатацию в 2001 году. Именно на ней была реализована первая современная автоматизированная система управления технологическими процессами (АСУ ТП) обогатительной фабрикой (ОФ), которая послужила прототипом для практически всех последующих обогатительных фабрик. При строительстве использовались новейшие проектные решения, такие как гибкость технологической схемы, обеспечивающая возможность изменения структуры объекта, экологичность и безопасность производства [1-3].

В настоящее время верхний уровень АСУ ТП ОФ, функционирующий на базе SCADA-системы RealFlex и операционной системы реального времени QNX, уже во многом не соответствует современным требованиям к системам автоматизации и нуждается в модернизации [4].

В 2017 году началась модернизация верхнего уровня АСУ ТП ОФ «Антоновская» с целью устранения имеющихся недостатков, а также для расширения и развития функциональных возможностей системы. Была произведена модернизация как технического, так и программного обеспечения.

В результате модернизации АСУ ТП аппаратные средства верхнего уровня реализованы на базе персональных компьютеров, серверов виртуализации и дискового массива корпорации Hewlett-Packard (рис. 1). Поставщиком данных для автоматизированных рабочих мест (АРМов) диспетчера ОФ и оператора погрузки является основной сервер виртуализации. В случае выхода его из строя, происходит автоматическое переключение АРМов на резервный сервер виртуализации, находящийся в «горячем» резерве. Такой вариант резервирования обеспечивает повышенную отказоустойчивость системы и сохранность данных, исключая потерю производственной информации.

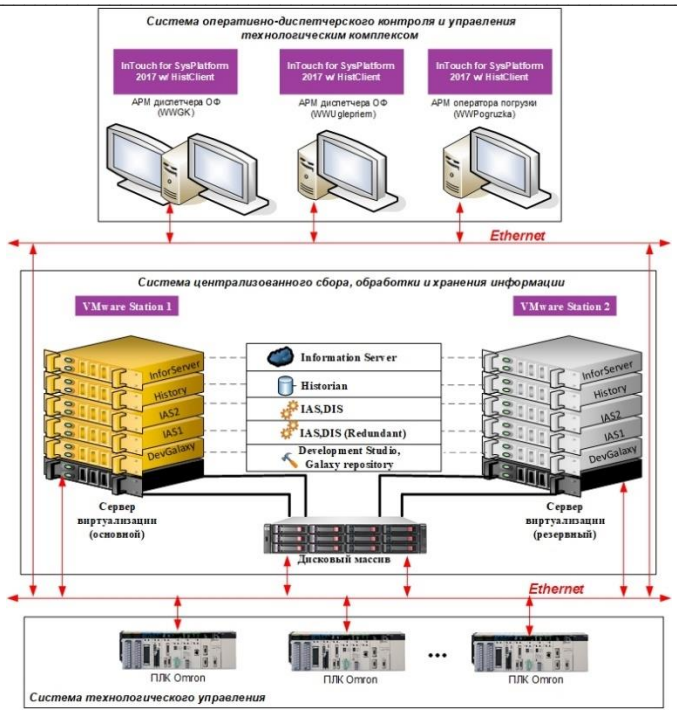


Рис. 1. Техническая структура АСУ ТП ОФ «Антоновская»

При модернизации АСУ ТП ОФ «Антоновская» был выбран гипервизор vSphere компании VMware (США) и пакет Wonderware System Platform 2017 (WSP 2017) компании Wonderware – структурного подразделения корпорации Schneider Electric (Франция) [5]. Программное обеспечение от Wonderware строится по модульному принципу и является максимально открытым – имеет возможность сопряжения с различными продуктами других фирм, имеет в наличии мощный и универсальный скриптовый язык, возможность встраивания готовых компонентов, в том числе и ActiveX компонентов.

Базовое программное обеспечение верхнего уровня АСУ ТП ОФ «Антоновская» включает в себя следующие программные продукты:

– средства ввода-вывода данных (Device Integration Server);

– системная платформа (Wonderware System Platform);

– система виртуализации (VMware vSphere);

– средства хранения предыстории (Wonderware Historian Server);

– программное обеспечение для организации удаленного доступа к производственной информации (Wonderware Information Server);

– программное обеспечение сбора и обработки производственных данных (Wonderware Industrial Application Server);

– средства визуализации данных (Wonderware InTouch View);

– программное обеспечение разработки и сопровождения системы (Wonderware Development Studio).

Системная платформа Wonderware System Platform обеспечивает единую и масштабируемую программную платформу. Она выступает в качестве «промышленной операционной системы», благодаря предоставлению стандартных услуг, включающих визуализацию, настройку, развертывание, соединение, защиту, связь с данными, хранение данных и управление ими, взаимодействие персонала и многое другое.

Системная платформа Wonderware System Platform превосходит другие аналогичные решения по простоте проектирования, операционной гибкости и возможностям обработки информации. Она обеспечивает гарантированное получение клиентами необходимых результатов, защиту операционной целостности их предприятий, улучшение аналитических способностей персонала и его безболезненную адаптацию к проводимым изменениям.

На ОФ «Антоновская» используется система с распределенной архитектурой на базе пакета WSP 2017, включающая в себя:

– виртуальный сервер №1 (DevGalaxy): станция разработки Development Studio и хранилище проекта Galaxy Repository (GR);

– виртуальный сервер №2 (IAS1): сервер объектов Industrial Application Server (IAS) и сервер ввода-вывода данных Device Integration Server (DIS);

– виртуальный сервер №3 (IAS2): резервный сервер объектов IAS и сервер ввода-вывода данных DIS;

– виртуальный сервер №4 (History): сервер предыстории Historian Server и клиентские компоненты Historian Client;

– виртуальный сервер №5 (InforServer): Web-портал Information Server;

– АРМ оператора погрузки (WWPogruzka): клиентская станция с InTouch View и Historian Client;

– АРМ диспетчера ОФ (WWGK): клиентская станция с InTouch View и Historian Client;

– АРМ диспетчера ОФ (WWUglerpriem): клиентская станция с InTouch View и Historian Client.

Из полученного опыта разработки прикладного программного обеспечения АСУ ТП ОФ «Антоновская» и работы с пакетом прикладных программ WSP 2017 следует отметить следующие ключевые моменты и особенности.

1. Возможность быстрого и легкого развертывания распределенной системы, состоящей из серверов, дискового массива и диспетчерских станций. Хранение данных на дисковом массиве обеспечивает возможность миграция виртуальных машин на резервный сервер.

2. Наличие многопользовательского доступа при разработке и изменении проекта. К проекту, расположенному на удаленном сервере, могут подключаются все разработчики, используя возможности терминального доступа к серверу. Тем самым достигается возможность совместной работы без необходимости отслеживания изменений, внесенных другими разработчиками.

3. Автоматическое тиражирование проекта на все станции. Изменения, внесенные в проект, автоматически переносятся на все узлы без необходимости перезагрузки. Это возможно благодаря использованию в WSP 2017 механизма динамической сетевой разработки приложений. Суть данной технологии заключается в том, что проект хранится и модифицируется на центральном узле (станции разработки DevGalaxy) и при необходимости внесения изменений переносится и развертывается на соответствующих серверах и АРМах.

4. Организация «горячего» резервирования серверов. Переключение с основного на резервный сервер осуществляется практически мгновенно, не создавая неудобств оперативно-диспетчерскому персоналу.

5. Наличие встроенной библиотеки символов и ActiveX-элементов. Разработка мнемосхемы технологического процесса ОФ значительно ускоряется и упрощается за счет использования имеющихся в библиотеке элементов. Нет необходимости разрабатывать с нуля необходимый функционал, достаточно лишь адаптировать элементы библиотеки под существующие условия.

6. Богатый набор драйверов ввода/вывода позволяет обмениваться информацией с оборудованием практически всех мировых производителей контроллеров, что весьма удобно при сопряжении со средствами автоматизации, поставляемыми комплектно с оборудованием.

7. Оперативная и квалифицированная работа службы поддержки Wonderware. Помощь в разрешении проблем оказывается в течение 1 – 2 дней, как по электронной почте, так и в личном общении по телефону.

8. Возможность использования объектно-ориентированного подхода при разработке системы.

В процессе разработки была создана иерархия шаблонов объектов, позволившая реализовать наследование скриптов, атрибутов, графических объектов, конфигурации алармов и трендов от родительского объекта к дочернему. Иерархия наследования шаблонов комплексов углеприема и погрузки ОФ приведена на рис. 2.

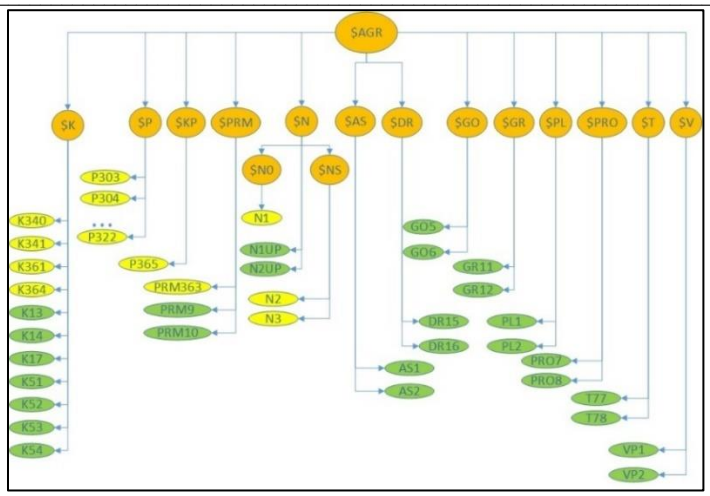


Рис. 2. Пример иерархии шаблонов объектов комплексов углеприема и погрузки

Для всех агрегатов был создан родительский шаблон «$AGR». В нем были прописаны базовые атрибуты и скрипты. Например, скрипты команд «Пуск» и «Стоп», которые используются во всех объектах проекта. Далее для каждого конкретного типа агрегата был создан шаблон: для конвейеров – «$K», для питателей - «$P» и т.д.

Шаблон, созданный из родительского шаблона «$AGR», наследует все его атрибуты и скрипты. Формат записи наследуемых элементов в шаблонах имеет следующий вид: имя родительского объекта расположено в квадратных скобках после имени наследуемого элемента (рис. 3).

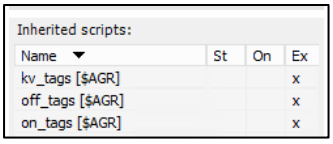


Рис. 3. Пример обозначения наследуемых скриптов в шаблонах объектов

Из типовых шаблонов были созданы экземпляры конкретных объектов. Например, из шаблона «$K» были созданы экземпляры объекта конвейер – «K340», «K341» и т.д., которые наследуют атрибуты и скрипты из родительских шаблонов «$K» и «$AGR».

В Wonderware System Platform 2017 имеется возможность разделения моделей любых технологических объектов на две составляющие. Первая составляющая модели – это графическое представление объекта вместе с анимацией. Вторая составляющая– логическое преставление, в котором хранятся атрибуты объектов, скрипты, конфигурации алармов и трендов.

Для каждого типа агрегатов были созданы общие всплывающие диагностические окна, благодаря использованию индиректной переменной – «Me». Пример использования скрипта для реализации вызова диагностического всплывающего окна приведен на рис. 4.

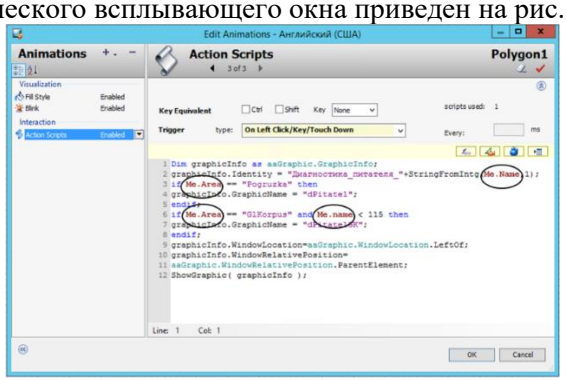


Рис. 4. Пример скрипта с использованием ключевого слова «Me»

Ссылочная связь между графическим и логическим представлением модели объекта формируется при создании видеокадров в среде разработки Development Studio. При нажатии на графическое изображение агрегата на видеокадре скрипт вызова диагностического окна формирует значение индиректной переменной «Me.Name» в соответствии с именем вызываемого объекта и открывает экземпляр диагностического окна конкретного агрегата – «Дробилка поз. 15» (рис. 5).

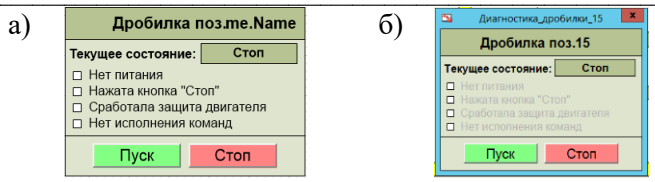


Рис. 5. Шаблон (а) и экземпляр (б) всплывающего диагностического окна агрегата

Использование пакета Wonderware System Platform 2017 при модернизации АСУ ТП ОФ «Антоновская» позволило сократить трудозатраты при разработке системы, упростить процесс внесения изменений, повысить удобство и эффективность работы при эксплуатации системы. Многие программно-технические решения с незначительными корректировками можно использовать для создания систем автоматического управления предприятиями отрасли горной промышленности.

Работа выполнена по Госзаданию Минобрнауки России № 8.8611.2017/8.9

Библиографический список

1. Сазыкин Г.П. Проектирование и строительство углеобогатительных фабрик нового поколения / Г.П. Сазыкин, Б.А. Синеокий, Л.П. Мышляев. – Новокузнецк: СибГИУ, 2003. – 126 с.
2. Мышляев Л.П. Автоматизация управления углеобогатительными фабриками / Л.П, Мышляев, С.Ф. Киселев, А.А. Ивушкин и др. – Новокузнецк: СибГИУ, 2003. – 304 с.
3. Мышляев Л.П. Системы автоматизации производственных процессов ОФ «Антоновская» / Л.П. Мышляев, С.Ф. Киселев, В.С. Попов, К.А. Исупов // AS’2001 Системы автоматизации в образовании, науке и производстве: Труды конференции. – Новокузнецк, 2001. – С. 103 – 106.
4. Грачев В.В. Совершенствование верхнего уровня системы автоматизации управления технологическим комплексом обогатительной фабрики «Антоновская» / В.В. Грачев, С.В. Прокофьев, О.Н. Лысенко, А.В. Циряпкина, Д. В. Иванов //AS’2017 Системы автоматизации в образовании, науке и производстве: Труды конференции. – Новокузнецк, 2017. – С. 61 – 68.
5. Wonderware System Platform 2017 с InTouch OMI [Электронный ресурс]. – Режим доступа: https://www.wonderware.ru/hmi-scada/system-platform-2017-with-intouch-omi/ (дата обращения 28.04.2018).

УДК 681.51

ТИПОВЫЕ РЕШЕНИЯ ПО АВТОМАТИЗАЦИИ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ ОБЪЕКТОВ НА ПРИМЕРЕ УГЛЕОБОГАТИТЕЛЬНЫХ ФАБРИК

Саламатин А.С., Макаров Г.В., к.т.н. Ляховец М.В., д.т.н. Мышляев Л.П., Раскин М.В.
Сибирский государственный индустриальный университет, г. Новокузнецк, Россия

Аннотация. Представлены типовые решения по автоматизации технологических объектов углеобогатительных фабрик. Приведен общий алгоритм управления агрегатами углеобогатительных фабрик на примере вентилятора, насоса и конвейера, дана его программная реализация алгоритма.

Ключевые слова: автоматизация, углеобогатительная фабрика, типовые решения, программируемый логический контроллер.

Любое сложное производство независимо от отрасли (металлургия, горно-перерабатывающая, пищевая и др.) включает в себя технологические процессы и системы, которые можно классифицировать, например, следующим образом [1]:

– поточно-транспортные системы;
– непрерывное и циклическое дозирование;
– физико-химические превращения;
– тепловые преобразования;
– деформация материалов.

В свою очередь каждый такой процесс реализуется на различном технологическом оборудовании (конвейеры, насосы, дробилки и т.д.), которые можно представить в виде типовых структур. Такое представление позволит сократить время на разработку алгоритмического и программного обеспечения (ПО), превратив создание систем управления в процесс, схожий на собирание конструктора из «лего».

Это приведет не только к снижению времени на создание систем, но и позволит разработчику таких систем ограничить штат и квалиикацию исполнителей.

Для конкретизации изложенных соображений рассмотрены крупные промышленные предприятия – углеобогатительные фабрики:

– «Матюшинская» ООО «Разрез «Березовский»;

– «Энергетическая» в филиале «Калтанский угольный разрез» ОАО «Угольная компания «Кузбассразрезуголь»;

– ООО СП «Барзасское товарищество».

Все эти фабрики имеют схожую технологическую структуру, из которой можно выделить следующие комплексы.

1. Углеподготовка. Включает в себя процессы грохочения и дробления.
2. Главный корпус, который состоит из блока обогащения угля кл. +13 мм, блока обогащения угля кл. 1-13 мм, блока обогащения угля кл. 0-1 мм.
3. Отделение сгущения и обезвоживания шламов.
4. Флото-фильтровальное отделение.
5. Отделение складирования и отгрузки породы.
6. Погрузочный пункт в железнодорожные вагоны.

В данных системах чаще всего встречаются следующие агрегаты: насосы, конвейеры, вентиляторы, грохоты, дробилки, питатели, пробоотбиратели, проборазделочные машины, пневматические задвижки, поворотные задвижки.

В зависимости от исполнения эти агрегаты бывают с устройством защиты двигателя, устройством плавного пуска или частотным преобразователем.

Для конвейеров, насосов и вентиляторов принципиальные электрические схемы управления идентичны (рис. 1).

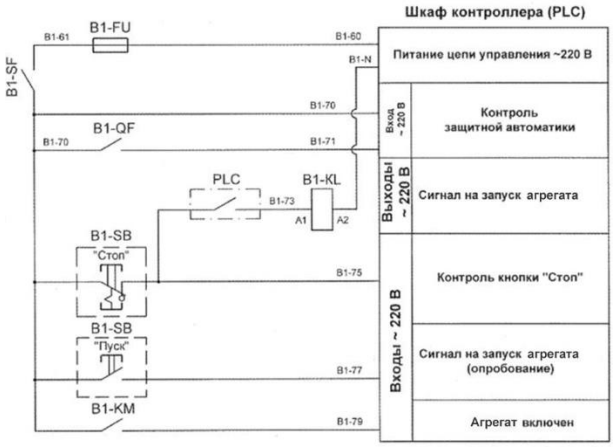
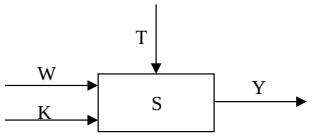


Рис. 1. Принципиальная электрическая схема управления вентилятором, конвейером, насосом

Эти принципиальные электрические схемы управления можно представить в виде следующей структуры (рис. 2).



W - входные сигналы; K - команды; S - состояние объекта; T - типовые агрегаты; Y - выходные сигналы

Рис. 2. Структура технологического объекта управления

Состояние технологического объекта управления определяется его признаками, которые формируется в зависимости от его типа, входных и выходных сигналов, команд.

Алгоритм управления такими агрегатами, построенный на выражениях математической логики, включая формирование неаварийных (1) и аварийных (2) признаков, неготовности и аварии (3), сигнала на включение (4) и выключение (5) агрегатов, признаков состояния «Пуск», «Останов» и «Работа» (6), имеет вид

$$|S_On(t)| = |W79(t)|; \quad (1)$$

$$\left.\begin{aligned} |S_PWR(t)| &= |W70(t) \vee W71(t)|; \\ |S_STOP(t)| &= |W75(t)|; \end{aligned}\right\} \quad (2)$$

$$\left.\begin{aligned} |S13(t)| &= |(S_PWR(t) \vee S_STOP(t)) \& (\neg S141(t)) \& (\neg S142(t)) \& (\neg S15(t)) \& (\neg S16(t))|; \\ |S16(t)| &= |(S_PWR(t) \vee S_STOP(t)) \& (S141(t) \vee S142(t) \vee S15(t))|; \end{aligned}\right\} \quad (3)$$

$$|Y73(t)| = |(K_On(t) \vee W77(t)) \& (\neg S13(t)) \& (\neg S16(t)) \vee Y73(t - t_c)|; \quad (4)$$

$$|Y73(t)| = |\neg (K_Off(t) \vee (W75(t) \vee S13(t) \vee S16(t))|; \quad (5)$$

$$\left.\begin{aligned} |S141(t)| &= |Y73(t) \& (\neg S13(t)) \& (\neg S141(t)) \& (\neg S142(t)) \& (\neg S15(t)) \& (\neg S16(t))|; \\ |S15(t)| &= |W79(t)|; \\ |S142(t)| &= |Y73(t) \& (\neg W79(t))|. \end{aligned}\right\}, \quad (6)$$

где W70(t) – входной сигнал «Наличие напряжения в схеме управления»; W71(t) – входной сигнал «Контроль автоматов»; W75(t) – входной сигнал «Контроль кнопки «Стоп»; W77(t) – входной сигнал «Контроль кнопки «Пуск»; W79(t) – входной сигнал «Агрегат включен»; Y73(t) – выходной сигнал «Сигнал на запуск»; K_On(t) – команда на пуск; K_Off(t) – команда на стоп; S_On(t) – признак «Агрегат работает»; S_STOP(t) - признак «Нажата кнопка «Стоп»; S_PWR(t) - признак «Нет напряжения в схеме управления»; S13(t) - признак «Неготовность»; S141(t) - признак «Пуск»; S142(t) - признак «Останов»; S15(t) - признак «Работа»; S16(t) - признак «Авария»; t – текущее время; t_c - время выполнения цикла программы.

Для указанных трех типов агрегатов достаточно создание лишь одной типовой структуры. Аналогично реализованы такие структуры для агрегатов с устройствами плавного пуска, защиты двигателя и с частотным преобразователем.

В качестве базового ПО был выбран CX-One – единая среда программирования для программируемых логических контроллеров (ПЛК) фирмы Omron. Данное ПО отличается возможностью использовать блоки данных, состоящие из данных одного типа (массивы данных) или различных типов (структуры данных) [2].

Пример структуры данных, общей для вентиляторов, насосов и конвейеров, состоящей из входных и выходных сигналов, команд признаков, представлен на рис. 3.

data_uni			
_S70	BOOL		Наличие напряжения в цепях уп...
_S71	BOOL		Контроль автоматов
_S75	BOOL		Контроль кнопки "Стоп"
_S77	BOOL		Контроль кнопки "Пуск"
_S79	BOOL		Агрегат включен
_U73	BOOL		Сигнал на запуск
_CO_On	BOOL		Команда на пуск
_CO_Off	BOOL		Команда на стоп
_STOP	BOOL		Признак "Нажата кнопка "Стоп"
_ON	BOOL		Признак "Агрегат работает"
_PWR	BOOL		Признак "Нет напряжения в схе...
_F13	BOOL		Состояние "Неготовность"
_F141	BOOL		Состояние "Пуск"
_F142	BOOL		Состояние "Останов"
_F15	BOOL		Состояние "Работа"
_F16	BOOL		Состояние "Авария"

Рис. 3. Общая структура данных для вентиляторов, насосов и конвейеров

На основе структуры данных, представленной на рисунке 3, разработан общий функциональный блок, описывающий алгоритм управления агрегатами, соответствующий алгоритму (1-6). Он представлен на рис. 4.

Общий функциональный блок позволяет представить программу управления агрегатами в виде набора его экземпляров, входными и выходными переменными которых являются соответствующие экземпляры общей структуры данных, например, как на рис. 5.

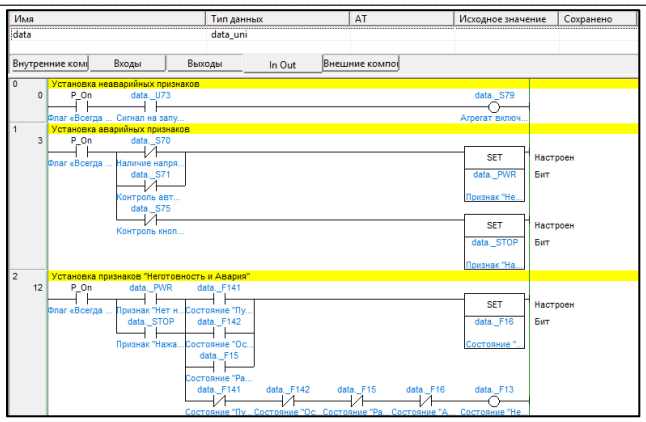


Рис. 4. Пример реализации универсального функционального блока

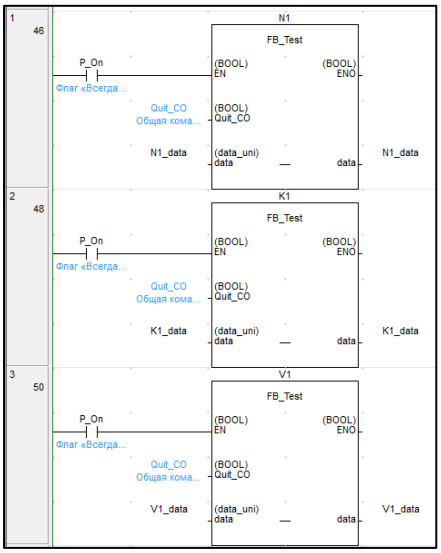


Рис. 5. Пример реализации программы управления технологическим комплексом

Вывод. Унификация технологических процессов и агрегатов позволяет разрабатывать типовые решения по автоматизации технологических комплексов, что значительно сокращает время на разработку математического обеспечения и уменьшает риск появления различного рода ошибок.

Работа выполнена по Госзаданию Минобрнауки России № 8.8611.2017/8.9

Библиографический список

1. Системы автоматизации на основе натурно-модельного подхода: Монография в 3-х томах. Том 2: Системы автоматизации производственного назначения / Л.П. Мышляев, А.А. Ивушкин, Г.П. Сазыкин и др.; Под ред. Л.П. Мышляева. – Новосибирск: Наука, 2006. – 483 с.

2. CX-One [Электронный ресурс] // Omron [сайт]. URL: https://industrial.omron.ru/ru/products/cx-one (Дата обращения: 10.04.2018).

УДК 681.51

СИСТЕМНЫЕ ОСОБЕННОСТИ НАСТРОЙКИ АЛГОРИТМОВ УПРАВЛЕНИЯ

[1]д.т.н. Мышляев Л.П., [1]Макаров Г.В., [2]к.т.н. Ивушкин К.А.
1 - ООО «Научно-исследовательский центр систем управления», г. Новокузнецк, Россия
2 - ОК «Сибшахтострой», г. Новокузнецк, Россия

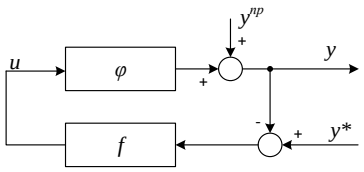
Аннотация. Рассматривается учет неопределенности, обусловленной изменением свойств объекта от эффективности управления. Предложены методы учета этой неопределенности, основанные на положениях теории подобия систем управления.

Ключевые слова: подобие систем управления, настройка систем автоматического регулирования, системный эффект.

Общепринятая последовательность разработки систем автоматического управления включает этапы разработки математической модели объекта, подбора закона управления и проведение имитационного эксперимента на основе этой модели, техническая реализация системы, проведение натурного (полунатурного) эксперимента и отладки системы [1]. Такая последовательность вносит дополнительные неопределенности в разработку систем, обусловленную изменением свойств объекта управления при введении прямых и обратных управляющих связей, то есть, проявляется так называемый системный эффект [2]. Уменьшить влияние такого рода неопределенности можно за счет адаптации алгоритмов управления. Но эти процедуры могут занимать достаточно длительный период. В то же время к системам управления предъявляются требования эффективности функционирования с начала их введения в эксплуатацию. Такое положение дел требует подходов и методов к разработке систем автоматизации управления с уделением особенного внимания к стадиям испытания и проведения пусконаладочных работ. Одним из возможных путей решения представленной задачи является испытание и настройка систем управления на физических моделях объекта управления с обеспечением подобия модельной (натурно-модельной) и натурных систем и соответствующим перенесением результатов, полученных на модельной системе на натурную. При таком подходе необходимо развитие традиционной теории подобия на системы управления и разработка процедур переноса результатов с модельной системы на натурную.

Влияние такого рода неопределенности на качество функционирования САР поясняется примером в следующей постановке.

Дано. 1. Структура САР (рис. 1)



u – регулирующее воздействие; *y* – выходное воздействие; $y^{пр}$ – приведенные к выходу возмущения; *y** – заданное значение; *φ* – модель объекта регулирования; *f* – алгоритм регулирования

Рис. 1. Структура САР

2. Модель объекта регулирования

$$T\frac{dy(t)}{dt}+y(t)=k(t)\cdot u(t-\tau), \tag{1}$$

$$k(t) = k^{o}+\delta k(t), \tag{2}$$

$$\delta k(t)=\beta\cdot\frac{1}{\sigma_{y}(t-\tau)}, \tag{3}$$

где *k(t)* – коэффициент передачи, *T* – постоянная времени, *τ* – время чистого запаздывания, *β* – коэффициент учета неопределенности, σ_y – критерий точности регулирования.

$$k^{o}=1\ \frac{отн.ед.(y)}{отн.ед.(u)};\ \tau = 2\ c;\ T = 20\ c;\ \beta=0{,}2.$$

3. Приведенные к выходу объекта возмущения в виде случайного сигнала с автокорреляционной функцией (АКФ)

$$r_{пр}(\theta)=\sigma_{пр}^{2}\cdot e^{-\alpha_{пр}\cdot|\theta|}, \tag{4}$$

где $\sigma_{пр}^{2}$ – дисперсия приведенного возмущения, *α* – коэффициент спада АКФ, *α=0,01, θ* – интервал временного сдвига между значениями приведенного возмущения, $\sigma_{пр}$ *= 1 усл. ед.*

4. Алгоритм регулирования *f* представлен пропорционально-интегральным законом

$$u(t)=k_{П}(t)\cdot\varepsilon(t)+k_{И}(t)\cdot\int\varepsilon(t)dt, \tag{5}$$

$$\varepsilon(t) = y^{*}(t)-y(t),$$

$$k_{П}(t)=\frac{T}{k(t)\cdot\tau},\ k_{И}=\frac{k_{П}(t)}{T}, \tag{6}$$

где $k_{П}$ и $k_{И}$ – коэффициенты пропорциональной и интегральной части.

5. Критерий точности регулирования

$$\sigma(t) = \sqrt{\frac{1}{t}\int_{t_н}^{t}\left[y^*(t) - y(t)\right]^2 dt}\,. \qquad (7)$$

Для численного моделирования формулы (1) – (7) представлены в рекуррентно-разностной форме, полученной методом конечных разностей с интервалом дискретизации Δt = 1с. Коэффициенты $k_П$ и $k_И$ рассчитаны по методике Ротача [2].

Проведены исследования трех вариантов работы САР (обозначены как САР с номерами 1, 2, 3).

1. Коэффициент модели $k(t) = k^o = const$. Коэффициенты закона регулирования рассчитаны по формулам (6).

2. Коэффициент модели $k(t)$ меняется в зависимости от $\sigma\,(t)$ по выражениям (2), (3). Коэффициенты закона регулирования рассчитаны для значения k^o, как и в варианте 1.

3. Коэффициент $k(t)$ меняется в зависимости от $\sigma\,(t)$ по выражениям (2), (3).. Коэффициенты закона регулирования непрерывно рассчитываются для значения $k(t)$.

Пример функционирования различных САР представлен на рис. 2. На интервале 3000 отсчетов получены следующие значения критерия σ: для первого варианта – 0,31 ед.; для второго варианта – 0,42 ед. Из этого следует, что учет изменений свойств объекта в зависимости от эффективности управления позволяет повысить критерий точности регулирования более чем на 10% и приблизить эффективность управления к оптимальной.

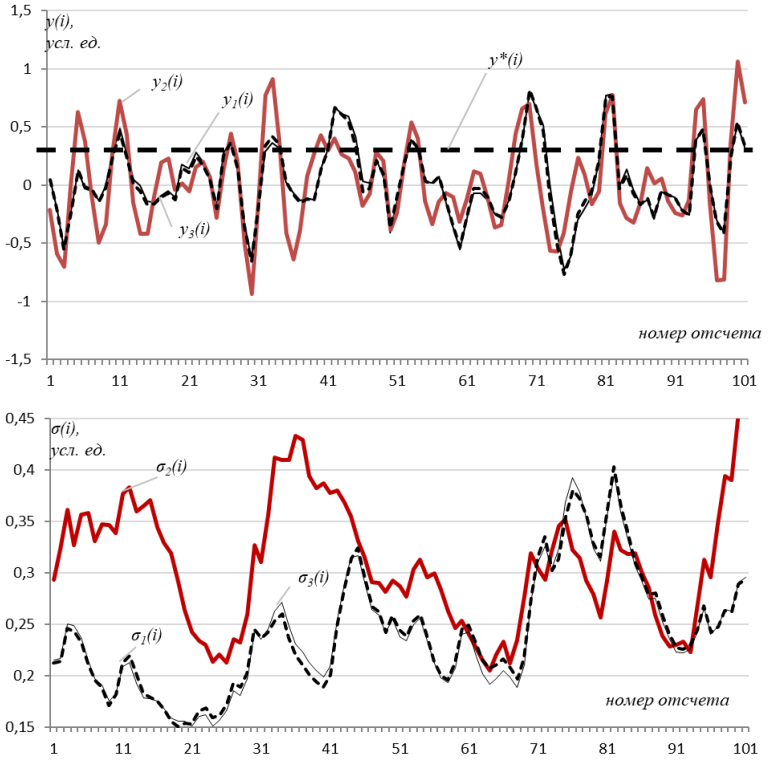


Рис. 2. Пример динамики функционирования САР

Численно на всем интервале моделирования (N=3000) критерии равны

$$\sigma_1 = 0{,}31 \text{ ед}; \quad \sigma_2 = 0{,}42 \text{ ед}; \quad \sigma_3 = 0{,}32 \text{ ед}.$$

В реально действующих объектах диапазон изменения коэффициентов модели может быть довольно значительным, например, для тяжелосредного сепаратора [3]

$$-2{,}3 \le k \le -1{,}8\ \frac{кг}{\%\ хода \cdot м^3}.$$

Особенно сильно свойства объектов изменяются в периоды пусконаладочных испытаний и начальных стадий эксплуатации систем, поскольку именно тогда происходит замыкание контуров регулирования, корректировка технологических схем, поиск оптимальных технологических режимов.

Для уменьшения негативного влияния этих периодов необходимо более правильно оценивать настроечные коэффициенты законов регулирования. Это можно делать на основе имитационного моделирования систем с именно физической моделью объекта. Последующий перенос полученных результатов моделирования на натурные системы правомерен с применением положений теории подобия систем управления [4, 5]. В частности, пересчет коэффициентов пропорционально-интегрального алгоритма регулирования (5) осуществляется по выражениям

$$k_{П}^{н} = k_{П2}^{ф} \cdot \frac{k^{н}\tau^{н}T^{ф}}{k^{ф}\tau^{ф}T^{н}} \cdot e^{\frac{1}{\lambda}(\cdot\alpha^{н}\cdot\tau^{н}-\alpha^{ф}\cdot\tau^{ф})}; \quad (8)$$

$$k_{И}^{н} = k_{И}^{ф} \cdot \frac{y_{ср}^{ф}k^{ф}\tau^{ф}}{y_{ср}^{н}k^{н}\tau^{н}} \cdot e^{\frac{1}{\lambda}(\cdot\alpha^{н}\cdot\tau^{н}-\alpha^{ф}\cdot\tau^{ф})}. \quad (9)$$

где $ф$ – индекс, отображающий принадлежность к физической модели, $н$ – индекс, отображающий принадлежность к натурному объекту, $y_{ср}$ – среднее значение выходной переменной, λ – настроечный коэффициент, зависит от соотношения τ / T.

Вывод. Изложенный подход реализован при создании систем управления объектами углеобогатительных фабрик.

Работа выполнена по Госзаданию Минобрнауки России № 8.8611.2017/8.9

Библиографический список

1. Емельянов С.В., Коровин С.К. Новые типы обратной связи: Управление при неопределенности. - М.: Наука. Физматлит, 1997. - 352 с.

2. Ротач В.Я. Расчет динамики промышленных автоматических систем регулирования. / В.Я. Ротач. – М.: Энергия, 1973. – 439 с.

3. Грачев В.В. Разработка системы автоматизации управления углеобогатительной фабрики «Матюшинская» / В.В. Грачев, А.В. Циряпкина, К.Е. Барагичев, В.О. Дмитриев // В сборнике: Системы автоматизации в образовании, науке и производстве Труды IX Всероссийской научно-практической конференции. под редакцией С.М. Кулакова, Л.П. Мышляева, 2013. - С. 69-71.

4. Евтушенко В.Ф. Исследование систем управления с применением физических моделей / Евтушенко В.Ф., Мышляев Л.П., Ивушкин К.А., Макаров Г.В., Буркова Е.В. // В сборнике: Системы автоматизации в образовании, науке и производстве Труды X Всероссийской научно-практической конференции (с международным участием), 2015. - С. 159-165.

5. Евтушенко В. Ф. Настройка систем автоматического регулирования технологических агрегатов углеобогатительных фабрик с применением многовариантных физико-математических моделей / В. Ф. Евтушенко, Л. П. Мышляев, Г. В. Макаров, К. А. Ивушкин, Е. В. Буркова // Наукоемкие технологии разработки и использования минеральных ресурсов. – 2016. – № 2. - С. 270-279.

УДК 622.3:658.345

МНОГОФУНКЦИОНАЛЬНАЯ СИСТЕМА БЕЗОПАСНОСТИ УГЛЕДОБЫВАЮЩЕГО ПРЕДПРИЯТИЯ

[1]Решетников В.В., [2]Давкаев К.С., [2]Корольков М.В., [3]Ляховец М.В.
1 - ООО «ММК-Уголь», г. Белово, Россия
2 - ООО «Синерго Софт Системс», г. Новокузнецк, Россия
3 - Сибирский государственный индустриальный университет, г. Новокузнецк, Россия

Аннотация. Рассматриваются принципы создания многофункциональных систем безопасности (МФСБ) на основе математических моделей с Марковскими свойствами. Обосновывается применимость таких моделей для анализа эффективности технических систем. Приводится вариант реализации МФСБ в условиях действующего угледобывающего предприятия. Приведены функциональная схема, схема данных и режимы функционирования МФСБ. Описано автоматизированное рабочее место диспетчера промышленной безопасности.

Ключевые слова: многофункциональная система безопасности, моделирование, Марковские цепи, безопасность.

Федеральные нормы и правила в области промышленной безопасности «Правила безопасности в угольных шахтах», утвержденные приказом Ростехнадзора № 550 от 19.11.2013, определяют состав систем безопасности, включаемых в МФСБ, а также определяют функции этой системы. Для решения задачи обеспечения функции «оперативного контроля соответствия технологических процессов заданным параметрам» предложено создание интегрированного класса автоматизированных систем: информационная интегрированная многофункциональная система безопасности (ИИ МФСБ) – автоматизированная система безопасности (АСБ).

ИИ МФСБ может рассматриваться как аналог автоматизированных систем оперативно-диспетчерского управления производственного предприятия (АСОДУ), «собирающая» технологическую информацию из автоматизированных систем управления технологическими процессами (АСУ ТП). ИИ МФСБ, как инструмент диспетчера по промышленной безопасности, предназначена для решения спектра задач по своевременному реагированию на инциденты и предотвращению аварийных ситуаций. Основанием выделения ИИ МФСБ из АСОДУ является:

- повышение приоритета опасных ситуаций и аварий над общим процессом управления технологическими процессами и выделением их в отдельную категорию задач производства;
- поток информации при управлении сложным производством превысил возможности человека фиксировать мелкие нарушения правил безопасности (ПБ), которые обычно в совокупности и ведут к созданию аварийной ситуации.

Исходя из вышеизложенного, создание МФСБ целесообразно для сложных либо опасных технологических производств, например угледобывающего предприятия.

При описании модели МФСБ и её реализации предлагается использовать цепи Маркова благодаря сравнительной простоте и наглядности математического аппарата, высокой достоверности и точности получаемых решений.

Основные постулаты модели МФСБ:

1. Опасное производство – шахта – рассматривается как объект, имеющий множество внутренних состояний.
2. Переходы из одного состояния в другое рассматривается как Марковский процесс, то есть с независимыми вероятностями.
3. Физический переход объекта из одного состояния в другое отображается в информационном пространстве, как заданное, ожидаемое событие.
4. Каждое событие генерирует сигнал.
5. Сигнал системой ИИ МФСБ преобразуется в сообщение.
6. Система имеет отрицательные обратные связи по управлению, реализованные организационно-техническими методами.
7. Задачей МФСБ является предотвращение перехода опасного объекта в состояние аварии.
8. При переходе объекта в состояние аварии МФСБ должно минимизировать урон и помочь вернуть объект к нормальному состоянию.

Модель ИИ МФСБ может быть представлена в виде переходов системы из одного состояния в другое, порождающее событие и генерирующее сигнал; в начальное состояние системы – нормальное функционирование технологических объектов – «нормальный режим работы системы» (S_1); квантуемое пространство состояний системы может быть представлено в виде таких ранжированных по степени тяжести состояний как: нарушение ПБ (S_2), предупреждение (S_3), инцидент (S_4), авария (S_5). Задачей оператора является предотвращение перехода системы в состояние «аварийный режим работы системы» (S_6). Данная модель может быть отнесена к классу Марковских процессов с дискретными состояниями и непрерывным временем.

Основной проблемой в данной модели является большое количество состояний системы и возможных переходов между ними. Для оптимизации работы системы применяются положения реляционной алгебры. Классификация событий и их свойств позволило выделить группы сущностей и разделить на множества с небольшими мощностями. Оптимизация работы модели достигается синхронизацией справочников баз данных ИИ МФСБ и автоматизированных систем безопасности (АСБ).

В предложенной модели ИИ МФСБ собирает и фильтрует данные из АСБ для их последующей обработки и хранения. АСБ может выступать отдельно реализованной специализированной автоматизированной системой, либо быть встроенной в АСУТП. Обмен данными от АСБ к ИИ МФСБ идёт в виде сигналов, сигналы преобразуются в сообщения о событиях. Сбор данных организован в ИИ МФСБ как по событиям (инициатором отправки сигнала является АСБ), так и по таймеру –

происходит периодический опрос внешних АСБ и генерируются сигналы. Функциональная схема взаимодействия систем представлена на рис. 1.

Информация, поступающая из смежных автоматизированных систем, аккумулируется в базе данных (БД) МФСБ. Сигналы расшифровываются в сообщения, понятные диспетчеру промышленной безопасности. Сигналы передаются в кодированном виде.

Программная реализация автоматизированных рабочих мест (АРМ) основана на конфигурации «1С: Предприятие 8. Производственная безопасность. Комплексная», предназначенная для автоматизации задач обеспечения охраны труда, промышленной, пожарной и экологической безопасности на предприятиях. Выбор данного решения обусловлен широкими возможностями по автоматизации процессов планирования, учета и контроля по различным направлениям пожарной и промышленной безопасности, в том числе позволяет вести учет технических устройств, применяемых на опасных производственных объектах, контролировать своевременность проведения регламентных работ и технического обслуживания для оборудования, оформлять данные аварий и происшествий на опасных производственных объектах.

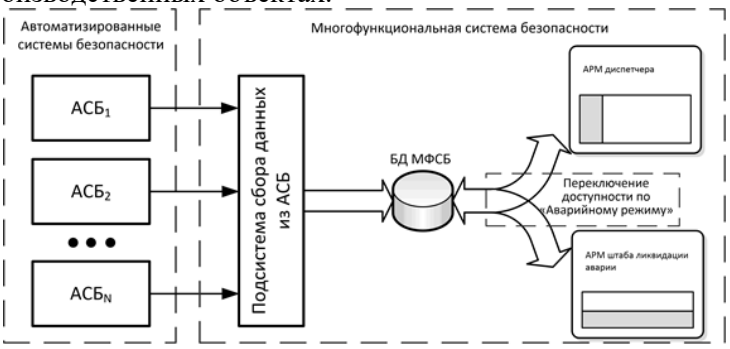


Рис. 1. Функциональная схема

Внешний вид автоматизированного рабочего места диспетчера представлен на рис. 2.

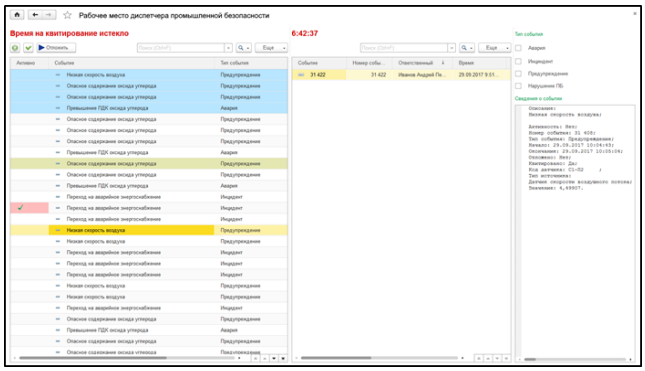


Рис. 2. Внешний вид АРМ диспетчера

Система может функционировать в каждый момент времени в одном из двух режимов.

Нормальный режим работы. При нормальном режиме работы диспетчер получает сообщения о нарушениях ПБ, инцидентах, авариях и из подсистемы самодиагностики системы МФСБ через журнал событий. Диспетчер должен в обязательном порядке подтвердить приём сообщения (квитировать его). Если сообщение не квитировано в течение заданного промежутка времени, то система переходит в аварийный режим. При регистрации сообщения в системе оно получает статус активного (незавершённого).

После квитирования сообщения диспетчер на основании должностной инструкции и нормативных документов должен принять решение об устранении нарушения ПБ или инцидента. При устранении причины события сообщение автоматически завершается и получает статус архивного. Также возможно завершение события вручную. Но в этом случае сообщение будет отложено на период, заданный при настройке системы, и появится снова, если фактически не произойдёт устранения причин, его вызвавших.

При входе диспетчера в систему или по запросу он получает список отложенных незавершённых сообщений.

В случае, если истекло время завершения события, которое задаётся при настройке системы и зависит от регламента устранения нарушения, то это событие завершается, а вместо него формируется событие с более высоким приоритетом (например, нарушение ПБ становится инцидентом). В этом случае происходит дополнительное автоматическое оповещение ответственных должностных лиц из списка оповещения.

При получении устного, телефонного, в письменном виде или иного неэлектронного сообщения диспетчер вводит его через специальную форму в МФСБ.

Аварийный режим работы (когда введён в действие план ликвидации аварии). При аварийном режиме работы диспетчер ожидает завершения аварийного режима и может формировать отчёты о произошедших событиях. Аварийный режим задействуется в следующих случаях:

- при получении сообщения об аварии;
- по инициативе Ответственного руководителя ликвидации аварии или Горного диспетчера;
- при неквитировании сообщения в течение заданного промежутка времени диспетчером, либо лицом, его замещающим.

В любом из режимов работы диспетчер или руководитель ликвидации аварии может просмотреть карту выработки, на которую выводится в реальном времени информация по содержанию газов в районе бесконтактных считывателей шахтного информационного комплекса и сведения о работниках шахты, находящихся в непосредственной близости от выбранного считывателя (рис. 3).

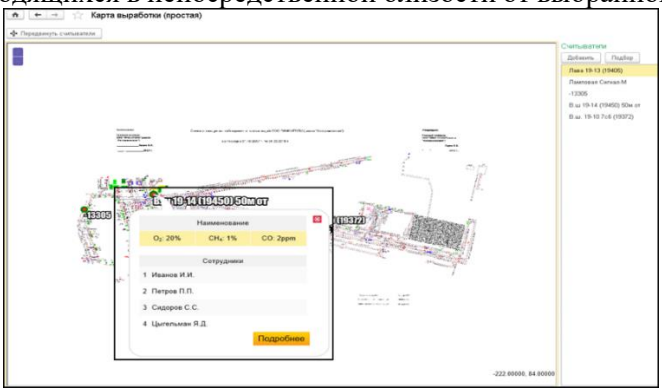


Рис. 3. Карта выработки со считывателями

Накопленная информация по сообщениям за длительный период даёт возможность рассчитать вероятности переходов из одного состояния системы в другое, что позволяет прогнозировать самые вероятные пути распространения аварии.

Анализируя данные можно установить «тонкие» места системы промышленной безопасности предприятия. Это позволяет организационно-техническими методами предотвратить возможные аварии и оптимизировать системы безопасности – нарастив или, напротив, упростив те из них, которые отвечают за наиболее травмоопасные и аварийноопасные участки технологического процесса.

Для автоматизации этого процесса возможно использование технологий систем искусственного интеллекта – экспертные системы, нейтронные сети.

Экономическая эффективность внедрения предложенных моделей позволяет оптимизировать затраты на создание и эксплуатацию систем безопасности, входящих в МФСБ. Оценивая эффективность технических систем, реализующих системы безопасности, и определяя требуемую «разрешающую способность» распознавания нарушений ТБ этих систем, то есть, проводя оптимизацию количества сигналов, генерируемых системой, устраняется избыточность этих систем, что ведет к снижению стоимости приобретения и владения. Либо, устраняется недостаточность этих систем, тем самым минимизируется затраты и время на устранения последствий не предотвращенных аварий. Кроме того, возможно построение цифровой имитационной модели МФСБ предприятия для прогнозирования и экспериментов, для оптимизации, устранения узких мест, а также для обучения и тренировки персонала, что предотвращает поломки и опасность аварий для реальной системы.

Вывод. Апробация методики начата на шахте «Чертинская-Коксовая» в 2016 году. В настоящее время разработанная система внедрена на указанном производственном объекте и производится накопление исходных данных для последующего анализа.

УДК 519.686, 519.876.5

ПРИМЕНЕНИЕ МОДИФИЦИРОВАННОГО ПОДХОДА «HARDWARE-IN-THE-LOOP» ПРИ РАЗРАБОТКЕ АСУ ТП КОНВЕЙЕРНОЙ ЛИНИИ

Журавлев С.С., к.т.н. Рудометов С.В., д.т.н. Окольнишников В.В., к.ф.-м.н. Шакиров С.Р.
Институт вычислительных технологий СО РАН, г. Новосибирск, Россия

Аннотация. В работе приведено описание способа тестирования прикладного программного обеспечения автоматизированных систем управления технологическими процессами АСУ ТП на основе модифицированного подхода «Hardware-in-the-loop». Дано описание структуры специализированного программно-аппаратного комплекса.

Ключевые слова: программно-аппаратный комплекс, испытательный стенд, отладка, тестирование, имитационное моделирование, автоматизированная система управления технологическим процессом, контроллер, конвейерная линия, шахта.

Введение. Внесение изменений в программное или аппаратное обеспечение автоматизированных систем управления технологическими процессами (АСУ ТП) во время пуско-наладочных работ на объекте замедляет процесс внедрения этих систем, а также может привести к аварийным ситуациям. Такое вмешательство может потребоваться при необходимости интеграции нового или модернизированного программного и аппаратного обеспечения в уже существующую АСУ ТП. В связи с этим требуется не только отладка и тестирование, но и проверка совместимости созданных компонентов системы автоматизации с компонентами других версий или исполнений, функционирующих на действующем объекте. Решение этой задачи возможно с помощью специализированного комплекса отладки и тестирования прикладного программного обеспечения АСУ ТП адаптированного для проверки совместимости компонентов тестируемой системы.

Специализированный программно-аппаратный комплекс. Сложность комплексной отладки и тестирования программ управления АСУ ТП заключается в трудоемкости искусственного формирования полного набора согласованных сигналов реального технологического оборудования.

Для разработки, тестирования и отладки прикладного программного обеспечения АСУ ТП применяют такие средства, как программные и физические имитаторы сигналов и интерфейсов. Но более эффективно применять специализированные комплексы, содержащие в своей структуре проблемно-ориентированные модели автоматизируемых технологических процессов, обеспечивающих согласованную генерацию сигналов датчиков и управляющих сигналов.

Для решения задачи отладки и тестирования прикладных программ управления АСУ ТП существуют различные специализированные комплексы, например: Имитационная модель гидроагрегата для АСУ ТП [1], Тренажерно-управляющий программно-технический комплекс для объектов химической технологии [2], Стенд для отладки ПО бортовой авиационной аппаратуры [3], продукт xPC Target - Matlab [4] и др.

В том числе, к специализированным комплексам относится разработка Института вычислительных технологий СО РАН (ИВТ СО РАН) - Программно-аппаратный комплекс для тестирования прикладного программного обеспечения АСУ ТП шахт и рудников [5].

Комплекс осуществляет тестирование программ управления прикладного программного обеспечения по принципу замещения реальных сигналов от датчиков существующего технологического оборудования и диспетчерских команд управления на виртуальные сигналы, сформированные на основе моделируемых параметров технологического оборудования.

Комплекс имеет двухуровневую структуру, содержащую программный и аппаратный уровни. Программный уровень содержит: SCADA (аббревиатура от англ. Supervisory Control And Data Acquisition - диспетчерское управление и сбор данных) систему, среду моделирования MTSS [6], менеджер связи, модели модулей ввода/вывода АСУ ТП, модели технологических процессов, модели технологического оборудования, программы управления АСУ ТП верхнего и нижнего уровней.

Аппаратный уровень комплекса содержит: рабочую станцию оператора модели, рабочую станцию оператора SCADA, среду передачи данных, блок формирования физических сигналов и оборудование АСУ ТП (контроллеры, устройства ввода и вывода сигналов, датчики и т.п.). Блок формирования физических сигналов формирует на основе модельных данных соответствующие физические аналоговые или дискретные сигналы.

Имитационная модель учитывает особенности предметной области, а именно –параметры технологического оборудования (насосы, двигатели и др.), проектные данные о конфигурации технологического оборудования, параметры реальных технологических процессов.

Данный комплекс применяется в институте при тестировании прикладного программного обеспечения систем автоматизации угольных шахт.

Система автоматизации технологических процессов добычи угля. ИВТ СО РАН занимается созданием систем автоматизации опасных промышленных объектов, в том числе технологических процессов добычи и транспортировки угля.

Функционально системы автоматизации, созданные в институте, можно разделить на две части – подземную (нижний уровень), обеспечивающую контроль, управление и сбор информации от различных технологических объектов шахты, и наземную (верхний уровень), выполняющую функции центрального вычислительного комплекса и рабочего места диспетчера. С развитием систем автоматизации [7-9] на контроллеры АСУ ТП стали возлагаться все более сложные алгоритмические задачи и функциональные требования. Кроме того, при создании разных версий этих АСУ ТП участвовали разные коллективы разработчиков и возможны ситуации взаимодействия компонентов разных версий и исполнений в рамках единой системы автоматизации. В связи с этим возникла необходимость воспроизведения такого же функционала и проверки совместимости компонентов созданной системы автоматизации с предыдущими версиями.

Модифицированный подход «Hardware-in-the-loop». В рамках существующего программно-аппаратного комплекса задача была решена путем модификации подхода «оборудование в контуре тестирования» (Hardware-in-the-loop, сокращено HiL [10]). Подход HiL, заключается в автономном тестировании оборудования АСУ ТП (контроллера) сигналами, числовые значения которых формируются с использованием математической модели, а преобразование модельных сигналов в физические осуществляется соответствующими преобразователями.

Подход модифицирован таким образом, что для тестирования контроллера наряду с моделью используется параллельно подключенный контроллер другой версии или исполнения. Это позволяет выполнить проверку и добиться идентичного функционирования тестируемого и вспомогательного контроллеров на тех же входных сигналах.

На рис. 1 приведена схема реализации усовершенствованного подхода. Модель технологического процесса на основе заданных значений параметров датчиков генерирует виртуальные сигналы, а блок формирования физических сигналов преобразует их в электрические аналоги. В модуле дублирования физических сигналов выполняется распараллеливание дискретных и аналоговых сигналов. После чего сигналы датчиков синхронно подаются в Контроллер 1 (тестируемый) и Контроллер 2 (вспомогательный). Управляющие команды верхнего уровня АСУ ТП передаются в контроллеры через интерфейс RS-485. Сформированные контроллерами сигналы управления поступают в блок формирования физических сигналов и, после преобразования в цифровую форму, передаются в модель технологического процесса, где в специализированном модуле осуществляется сравнение сигналов от Контроллера 1 и Контроллера 2, который в данном случае играет роль эталонного. Модель технологического процесса интерпретирует сигналы управления, полученные от тестируемого контроллера (Контроллер 1).

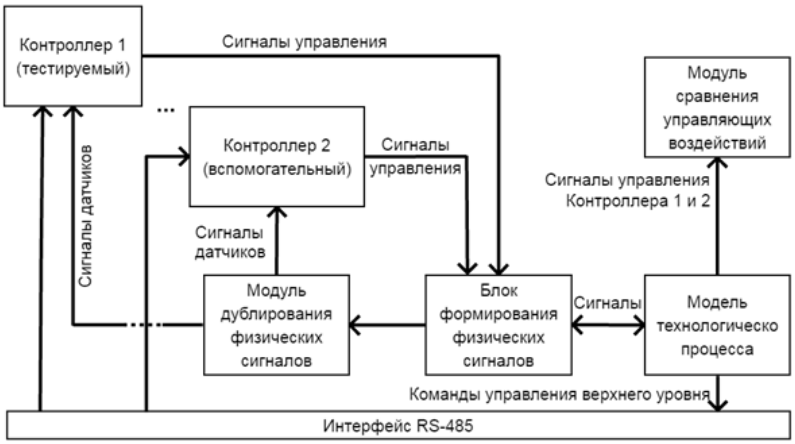


Рис. 1. Схема взаимодействия основных модулей комплекса при использовании модифицированного подхода HiL

Тестирование осуществляется в соответствии с разработанной программой и методикой испытаний. В том числе, кроме базовой проверки на модели, осуществляется контроль идентичности сформированных управляющих воздействий и проверка наработки на отказ при циклической проверке характерных технологических ситуаций.

Выводы. Программно-аппаратный комплекс, с модифицированной структурой, применен для разработки системы управления АСКУ ТО М (Автоматизированная система контроля и управления технологическим объектом АСКУ ТО М во взрывозащищенном исполнении), предназначенной для автоматизации процессов добычи и транспортировки угля. Контроллеры АСКУ ТО М, прошедшие тестирование на комплексе, успешно внедрены на шахте «Грамотеинская» для управления ленточными конвейерами и функционируют совместно с контроллерами другой системы автоматизации АСКУ ТО 2 (Автоматизированная система контроля и управления технологическим оборудованием). Сбор данных и диспетчерское управление контроллерами выполняется программным обеспечением верхнего уровня БЛАКАРТ [11].

Отличительной особенностью комплекса является наличие режима функционирования, в котором осуществляется параллельная работа нескольких контроллеров на идентичных тестовых сигналах. Имитационная модель выступает в качестве источника тестовых сигналов и анализирует ответную реакцию системы управления. Это позволяет осуществить проверку совместимости выходных сигналов тестируемого и вспомогательного контроллеров, ускорить верификацию разрабатываемого прикладного программного обеспечения.

Созданный программно-аппаратный комплекс может быть применен для отладки и тестирования прикладного программного обеспечения перспективных АСУ ТП для других областей промышленности, например, при создании системы управления роботизированными комплексами на основе поддерживающе-ограждающего шагающего модуля крепи для отработки крутых и крутонаклонных пластовых месторождений подэтажными штреками с управляемым выпуском [12,13].

Работа выполнена при частичной финансовой поддержке Российского фонда фундаментальных исследований (код проекта 16-07-01179 А)

Библиографический список

1. Захарченко В. Е. Имитационная модель гидроагрегата для тестирования алгоритмов АСУ ТП // Автоматизация в промышленности. - 2007. - Т. 7. - С. 37-40.

2. Сухарев А. В., Головушкин Б. А., Лабутин А. Н., Ерофеева Е. В. Тренажерно-управляющий программно-технический комплекс для объектов химической технологии // Автоматизация в промышленности. - 2011. - Т. 7. - С. 25-28.

3. Бабаян Р. Р., Осипов А. Б. Стенд для отладки ПО бортовой авиационной аппаратуры // Автоматизация в промышленности. - 2013. - Т. 5. - С. 55-56.

4. xPC Target. — 2017. — URL: http://matlab.ru/products/xpc-target (дата обращения: 27.01.17.

5. Журавлев С.С. Программно-аппаратный комплекс для тестирования программ управления АСУ ТП шахт и рудников // Вычислительные технологии. – 2013. Специальный выпуск..- Т. 18. – С. 150–155.

6. Рудометов С.В. Визуально-интерактивная система имитационного моделирования технологических систем // Вестник СибГУТИ. - 2011. - № 3. - С. 14-27.

7. Журавлев С.С. и др. Автоматизированная система контроля и управления ленточными конвейерами на угольных шахтах / Благодарный А.И., Гусев О.З., Журавлев С.С., Золотухин Е.П., Каратышева Л.С., Колодей В.В., Михальцов Э.Г., Чейдо, Г.П., Шакиров Р.А., Шакиров С.Р. // Горная промышленность. – 2008. – №5(81). – С. 38–44.

8. Патент на полезную модель №100669 Российская Федерация, МПК7 H01H3/00. Пульт группового управления для работы в условиях подземной выработки угля / Гусев О.З., Иванов А.Е., Лесков С.К., Нарымский Б.В., Меркулов И.В., Шакиров Р.А.; заявитель и патентообладатель КТИ ВТ СО РАН. – №2010130020/07; заявл. 19.07.10 ; опубл. 20.12.10 , Бюл. №35. – 1 с.

9. Патент на полезную модель №133951 Российская Федерация, МПК7 G06F 9/00, G05B 19/00. Блок контроля и управления в условиях опасного производства / О.З. Гусев, В.В. Колодей, А.С. Мамаев, Э.Г. Михальцов , С.Р. Шакиров; заявитель и патентообладатель КТИ ВТ СО РАН. – №2013126010/08; заявл. 05.06.13 ; опубл. 27.10.13 , Бюл. №30. – 1 с.

10. Ryssel U., Ploennigs J., Kabitzsch K., Folie M. Generative Design of Hardware-in-the-Loop Models // APGES'07 - Salzburg, Austria, 2007. - С. 4-11.

11. Благодарный А.И. Универсальная SCADA-система "БЛАКАРТ" под управлением операционной системы QNX // Проблемы информатики. – 2009. – № 3. – С. 62–67.

12. Никитенко М. С., Малахов Ю. В., Никитенко С. М. Роботизированный комплекс по отработке мощных крутонаклонных пластов угля и рудных месторождений // Наукоёмкие технологии разработки и использования минеральных ресурсов: научный журнал, Новокузнецк, 2017. – №3. – С. 248–251.

13. M.S. Nikitenko, Yu.V. Malakhov, B. Neogi, P. Chakraborty, D. Banerjee. Robotic complex for the development of thick steeply-inclined coal seams and ore deposits // IOP conference series: Earth and environmental science. 84 (2017) 012002. http://iopscience.iop.org/article/10.1088/1755-1315/84/1/012002.

УДК 531.781.2+539.3

PIV-МЕТОДИКА ДЛЯ ОПРЕДЕЛЕНИЯ ПОЛЯ ДЕФОРМАЦИЙ ПРИ ВЫПУСКЕ СЫПУЧИХ МАТЕРИАЛОВ

д.т.н. Бобряков А.П., к.т.н. Клишин С.В., к.т.н. Косых В.П.,
д.ф.-м.н. Лавриков С.В., к.ф.-м.н. Микенина О.А., д.ф.-м.н. Ревуженко А.Ф.
Институт горного дела им. Н.А. Чинакала СО РАН, г. Новосибирск, Россия

Аннотация. Проведено лабораторное и численное моделирование течения сыпучего материала в сходящемся радиальном канале. Оптическим методом измерения полей скоростей исследованы деформации сыпучей среды. Установлено, что сдвиговые деформации в среде локализуются вдоль двух семейств линий. В процессе выпуска происходит периодическое «переключение» сдвигов с одного семейства на другое. Численное моделирование методом дискретных элементов показывает качественное соответствие данным лабораторных экспериментов.

Ключевые слова: сыпучий материал, сходящийся канал, эксперимент, деформации, PIV-методика, метод дискретных элементов.

Введение. Хорошо известно, что сыпучий материал является удобным объектом для моделирования различных процессов горного дела. Прежде всего, это исследование проявлений горного давления, реализуемого в эквивалентных материалах, изготовленных из сыпучих сред и различных связующих. На сыпучих материалах моделируются также взрывные воздействия на горный массив, процессы выпуска угля и руды из бункеров и камер и другие процессы.

Моделирование включает в себя несколько этапов. Первый этап – это анализ критериев подобия, затем – изготовление моделей и проведение соответствующих экспериментов. В качестве результата фиксируется кинематика деформирования и разрушения, а также распределение напряжений.

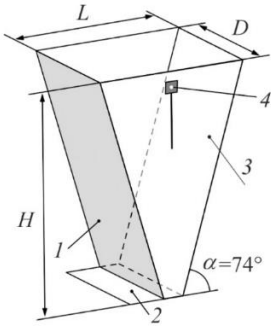
Вопросы, связанные с измерением деформаций при деформировании сыпучих материалов, являются весьма непростыми. Экспериментаторам, работающим в этой области, хорошо известно, что проблема измерения деформаций в сыпучих материалах на лабораторных моделях (и, тем более, в натурных условиях) – это весьма сложная задача.

Сыпучие материалы обладают двумя фундаментальными свойствами – внутренним трением и дилатансией. В то же время силы сцепления между частицами в таких материалах весьма малы. Поэтому они практически неспособны сопротивляться растягивающим напряжениям. В этой связи наиболее приемлемыми для измерения напряжений являются бесконтактные методы.

Одним из таких методов является оптический метод измерения полей скоростей (Particle Image Velocimetry – PIV). Суть метода заключается в сравнении последовательности фотографий процесса деформирования и определении по ним поля скоростей деформируемой области материала. В результате оказывается возможным построение полей деформаций образца [1, 2].

В настоящей работе с помощью метода PIV исследовано течение сыпучего материала в сходящемся радиальном канале.

Течение сыпучих материалов в радиальных каналах (лабораторное моделирование). На рис. 1 приведен общий вид используемого в экспериментах щелевого бункера с плоскими сходящимися боковыми стенками 1 и откидным затвором выпускного отверстия 2. На внутренней стороне прозрачной лицевой стенки 3 закреплена тонкая трубка 4, заполненная закрашенным сыпучим материалом. Высота бункера H = 310 мм, ширина D = 52 мм, длина верхней грани L = 182 мм.



1 – сходящиеся стенки; 2 – затвор выпускного отверстия; 3 – прозрачная лицевая стенка; 4 – сопло источника маркерной полосы; *H* - высота; *D* – ширина; *L* - длина верхней грани

Рис. 1. Общий вид щелевого бункера

По мере движения материала в бункере при выпуске закрашенные частицы вовлекаются в движение и визуализируют траекторию движения основного потока. Эксперименты проводились на кварцевом песке со средним размером частиц 0.3 мм. При этом размеры выпускного отверстия составляли 1.5×52 мм.

Рассмотрим условие стационарности процесса выпуска. Известно, что в сыпучем материале за счет содержания в нем пор, неравномерно распределенных по объему, всегда имеет место разброс механических свойств, приводящих к плохой воспроизводимости результатов. Прежде всего – это условия засыпки материала, поскольку засыпка «дождем» или «струей» могут привести как к плотной, так и к рыхлой упаковкам частиц. Улучшение однородности структуры и стабилизации механических параметров среды можно достичь путем деформирования ее знакопеременным сдвигом на малых амплитудах [3, 4]. В настоящей работе для стабилизации результатов опытов по выпуску сыпучего материала из бункера были предприняты меры, в которых материал за все время истечения находился в стационарных условиях. После наполнения бункера и открытия затвора выпускного отверстия по мере выпуска осуществлялась непрерывная досыпка материала, так чтобы бункер был всегда заполнен. Досыпка осуществлялась регулируемым дозатором непрерывного действия (на рис. 1 не показан). Постоянный вес материала обеспечивал стабильное среднее давление на боковые стенки бункера и постоянство скорости выпуска.

Эксперименты показали, что скорость выпуска кварцевого песка с досыпкой материала от дозатора постоянна, тогда как без «подпитки» за время полного истечения материала из бункера скорость тем выше, чем выше столб материала. Соблюдение условия непрерывности в устройстве проверялось путем одновременного закрытия выпускного отверстия бункера и остановки дозатора с последующим взвешиванием материала, содержащегося в бункере. Эксперименты показали, что среднее значение веса из семи проб составило 2059 г, а отклонение от среднего значения – не более 6%.

Таким образом, использование дозатора непрерывного действия с регулируемой производительностью позволило в рабочем режиме получать практически стационарное состояние среды в бункере. Среднее значение насыпного веса песка при этом составляло 1.4 г/см^3, а его пористость – 45%.

При истечении материала наблюдаются сложные процессы, связанные с локализацией деформаций, формированием кластеров и рождением новых потоков со сменой направлений их движения [5]. Все это вызывает существенное перераспределение напряжений. В качестве примера на рис. 2 приведен вид маркерной полосы в процессе локализованного режима выпуска. Фотографии получены с задержкой во времени 20 с. Видно, что на расстоянии около 120 мм от верха бункера маркерная полоса начинает искривляется от прямой линии и растягивается. Траектория потока характеризуется изменением во времени направления движения. Средняя скорость движения полосы составила 1.69 мм/с, стандартное отклонение около 3%, а максимальное отклонение – 6.5%.

Таким образом можно заключить, что при стационарных внешних условиях течение в целом на стационарный режим не выходит. Для более детального исследования кинематики проводилась непрерывная съемка процесса выпуска на цифровую видеокамеру со скоростью 25 кадров в секунду. Из записанного видеофайла выбирался каждый 12 кадр. Полученная последовательность фотографий попарно обрабатывалась в пакете Matlab по методу Particle Image Velocimetry. В результате были построены поля скоростей (смещений) процесса выпуска с шагом 0.5 с, которые дополнительно обрабатывались для вычисления интенсивности скоростей сдвиговых деформаций.

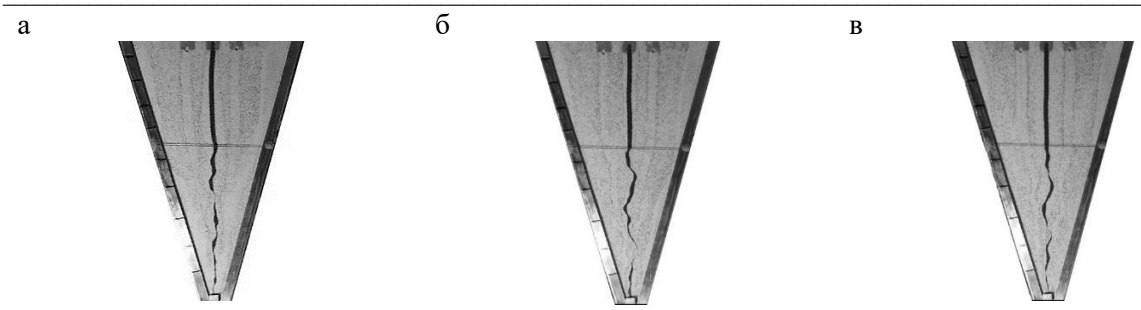


Рис. 2. Вид деформируемой маркерной полосы, полученной в разное время выпуска

На рис. 3. представлены графики изолиний интенсивности скоростей сдвиговых деформаций в процессе выпуска. Номера на рисунках соответствуют номерам кадров, полученных при видеосъемке. Видно, что скорости сдвиговых деформаций постепенно локализуются в определенных областях канала. Материал по мере выпуска разбивается линиями скольжения на отдельные блоки. При этом процесс разбиения начинается вблизи выпускного отверстия и по мере выпуска распространяется в верхние слои. Постепенно линии скольжения достигают верхней части канала. Это отчетливо видно на кадре 0181. Далее, по мере истечения материала, образовавшиеся линии смещаются вниз и постепенно «залечиваются». При этом формируется ортогональное семейство линий скольжения и происходит «переключение» сдвигов с одного семейства на другое. Последовательное переключение ортогональных семейств линий локализации деформаций продолжается в течение всего эксперимента. Так, на кадрах 0613 – 0733 приведена последовательность функционирования линий скольжения, начиная с 25 секунды после начала выпуска. Видно, что переключение проскальзываний от одного семейства к другому происходит приблизительно через 4 секунды.

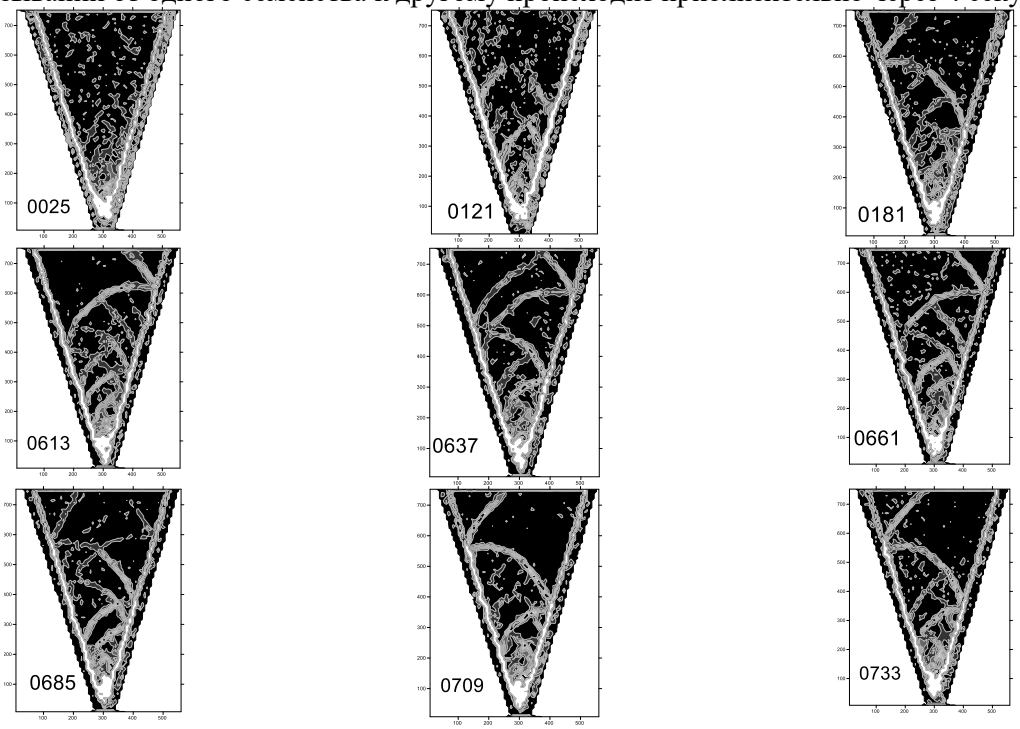


Рис. 3. Интенсивность скоростей сдвиговых деформаций при течении кварцевого песка в сходящемся радиальном канале

Течение сыпучих материалов в радиальных каналах (численное моделирование). Для численного исследования кинематики деформирования гранулированных и сыпучих сред популярными стали различные варианты имитационных моделей течения [6, 7]. Их смысл состоит в том, что задается ячейка, из которой материал исчезает (то есть покидает исследуемую область). Дальше задается определенные вероятности заполнения вакансии из соседних ячеек. В результате, опираясь на весьма простые правила, можно получить довольно сложные картины течения, которые в какой-то степени имитируют реальный процесс. Данный подход, однако, не решает проблему напряжений. Для расчета силовых взаимодействий между частицами среды необходимо привлечение замкнутых

моделей, учитывающих напряжения. Удовлетворительной и наиболее близкой к имитационным является модель дискретных элементов [8–10]. Метод дискретных элементов является принципиальной альтернативой классическим методам, основанным на традиционных представлениях механики сплошных сред и в настоящее время широко используется при исследовании различных режимов течения сыпучих материалов.

На рис. 4 представлен промежуточный результат численного расчета методом дискретных элементов в трехмерной постановке. Здесь показана кинематическая картина деформирования среды при выпуске в фиксированные моменты времени (см. рис. 4*а–г*).

а б в г

Рис. 4. Кинематические картины последовательного деформирования сыпучего материала, полученных на основе численного расчета методом дискретных элементов

Расчеты показывают, что деформации локализуются вдоль изолированных линий скольжения, разбивающих материал на блоки. Дальнейшее деформирование осуществляется в виде относительного скольжения этих блоков друг по другу и по стенкам канала практически как жестких целых. Через определенное время сформированные линии скольжения «залечиваются» и в среде формируется новая система линий скольжения, ортогональная предыдущей.

Рассчитанные методом дискретных элементов напряжения на стенки канала носят квазипериодический характер, в целом коррелирующий с переключением режимов скольжения между ортогональными семействами линий.

Таким образом, результаты численного моделирования показывают хорошее качественное соответствие данным лабораторных экспериментов.

Выводы. При стационарных внешних условиях гравитационный выпуск сыпучих материалов из сходящихся радиальных каналов носит нестационарный характер.

Сдвиговые деформации сыпучего материала при выпуске локализуются вдоль двух ортогональных семейств линий скольжения, которые функционируют последовательно одно за другим. Период переключения режимов скольжения составил около 4 с.

Результаты численного моделирования методом дискретных элементов показывают качественное соответствие данным лабораторных экспериментов по локализованному режиму течения сыпучих материалов в сходящихся каналах.

Работа выполнена в рамках проектов ФНИ, № гос. регистрации АААА-А17-117121140065-7, № гос. регистрации АААА-А17-117122090002-5

Библиографический список

1. Hall, S.A., Muir Wood, D., Ibraim, E., Viggiani, G. Localised deformation patterning in 2D granular materials revealed by digital image correlation. Granular Matter, 2010, Volume 12, Issue 1, pp 1–14.

2. Słomiński, C. Niedostatkiewicz, M. Tejchman, J. Deformation measurements in granular bodies using a Particle Image Velocimetry technique. Archives of Hydro-Engineering and Environmental Mechanics, 2006, Vol. 53, No. 1, pp. 71–94.

3. Bobryakov, A.P., Revuzhenko, A.F. Uniform displacement of a granular material. Dilatancy. Journal of Mining Science, 1982, Volume 18, Issue 5, pp 373–379.

4. Bobryakov, A.P. Influence of weak shakes on a statically stressed granular medium. Dilatancy. Journal of Mining Science, 2008, Volume 44, Issue 2, pp 115–122.

5. Revuzhenko, A.F., Stazhevskii, S.B., Shemyakin, E.I. The asymmetry of plastic flow in a converging axisymmetric channels. Doklady Akademii Nauk SSSR, 1979, vol. 246, no. 3.

6. Осинов В.А. Модель дискретной стохастической среды в задачах деформирования и течения сыпучих материалов // ФТПРПИ. – 1992. – №5.

7. Лавриков С.В., Ревуженко А.Ф. Стохастические модели в задачах локализованного деформирования сыпучих сред в радиальных каналах // ФТПРПИ. – 2000. – №1. – С. 12–20.

8. Лавриков С.В., Ревуженко А.Ф. Численное моделирование процесса накопления и высвобождения упругой энергии в структурно-неоднородных геоматериалах // ФТПРПИ. – 2016. – №4. – С. 22–28.

9. Klishin S.V., Revuzhenko A.F. 3D Discrete element approach to the problem on abutment pressure in a gently dipping coal seam. IOP Conf. Series: Earth and Environmental Science 84 (2017) 012003.

10. Клишин С.В., Ревуженко А.Ф. Численное исследование пластического поведения сыпучих сред при деформировании с изломами траекторий нагружения // ФТПРПИ. – 2015. – № 5. – С. 108–114.

УДК 681.51:621.313.333.1+ 621.313.334: 622.23.05

АЛГОРИТМ ФУНКЦИОНИРОВАНИЯ ЭЛЕКТРОПРИВОДА ШАХТНОЙ ПОДЪЕМНОЙ УСТАНОВКИ НА ОСНОВЕ МАШИНЫ ДВОЙНОГО ПИТАНИЯ С КОМБИНИРОВАННЫМ УПРАВЛЕНИЕМ

д.т.н. Островлянчик В.Ю., Поползин И.Ю., к.т.н. Кубарев В.А.
Сибирский государственный индустриальный университет, г. Новокузнецк, Россия

Аннотация. В статье приведен алгоритм функционирования электропривода шахтной подъемной установки на основе машины двойного питания. Алгоритм реализует комбинированный способ управления машиной в функции скорости, позволяющий достичь требуемого диапазона регулирования скорости машины с сохранением перегрузочной способности на всем диапазоне регулирования.

Ключевые слова: шахтная подъемная установка, машина двойного питания, асинхронный двигатель с фазным ротором, асинхронный режим, синхронный режим, диапазон регулирования, комбинированное управление, алгоритм функционирования.

Рабочий цикл шахтной подъемной установки (ШПУ) содержит несколько характерных участков (режимов), обусловленных видом тахограммы и диаграммы движущих усилий установки [1]. К этим режимам относятся:

6) Управление моментом на заторможенном двигателе. Этот режим необходим для реализации растормаживания машины, то есть для исключения обратного хода барабана машины при снятии механического тормоза и начале движения. В этом режиме двигатель должен развивать требуемый момент при заторможенном роторе;

7) Движение на малой скорости. В этом режиме выполняется выход подъемного сосуда из разгрузочных кривых, а также реализуется движение подъемного сосуда в режиме ревизии;

8) Разгон до заданной скорости с заданным ускорением;

9) Движение на заданной скорости;

10) Замедление с заданным ускорением.

Наличие перечисленных режимов работы предъявляет следующие требования к электроприводу ШПУ:

1) Большой диапазон регулирования скорости, обусловленный соотношением максимальной и минимальной установившимися скоростями движения подъемных сосудов. Требуемый диапазон регулирования должен составлять не менее 30:1;

2) Постоянная жесткость $\beta = \frac{d\omega}{dM} = const$ (где ω – угловая скорость, М – момент электропривода) и требуемая перегрузочная способность $\lambda = \frac{M_{кр}}{M}$ (где $M_{кр}$ – критический момент на заданной характеристике) механических характеристик привода на всем диапазоне регулирования скорости.

На большинстве существующих подъемных установок применен электропривод на основе асинхронного двигателя с фазным ротором (АДФР) и роторной станцией. Указанный тип привода удовлетворяет перечисленным требованиям, однако обладает следующими недостатками:

1) Бесполезные потери энергии на сопротивлениях роторной станции, которые могут достигать 30% потребляемой приводным двигателем мощности;

2) Динамические перегрузки в механической части привода, возникающие при переключении ступеней роторной станции.

В этой связи актуальным является вопрос модернизации существующих асинхронных электроприводов ШПУ. Перспективным является применение схемы машины двойного питания (МДП), которая реализуется подключением к ротору АДФР преобразователя частоты.

Для МДП возможны два режима работы [2 - 4].

1) Асинхронный режим. В этом режиме частота добавочного напряжения на роторе задается равной текущей частоте собственной ЭДС ротора, а скорость регулируется изменением амплитуды и фазы этого напряжения. Механические характеристики МДП в этом режиме по своей форме подобны механическим характеристикам асинхронного двигателя В [5] получено условие максимизации момента машины по фазе добавочного напряжения; при его соблюдении или фиксации фазового сдвига на выбранном постоянном значении можно регулировать скорость МДП только изменением амплитуды напряжения на роторе. В этом режиме из-за падения перегрузочной способности машины регулирование скорости машины возможно только в диапазоне $0,5\omega_0<\omega\leq\omega_0$ (где ω_0 – скорость идеального холостого хода АДФР), что делает этот режим пригодным для работы ШПУ на заданной максимальной скорости и для разгона и замедления сосуда в указанном диапазоне скоростей. В этом режиме возможна рекуперация энергии скольжения в сеть.

2) Синхронный режим. В этом режиме частота добавочного напряжения на роторе задается независимо от частоты собственной ЭДС ротора в соответствии с выражением:

$$\omega = \omega_0 \frac{f_S - f_R}{f_S} = \omega_0 - \omega_R, \quad (1)$$

где f_S, f_R – частоты напряжений на статоре и добавочного напряжения на роторе соответственно; $\omega_R = 2\pi f_R$

Скорость в этом режиме регулируется изменением частоты добавочного напряжения на роторе, амплитуда напряжения управляет перегрузочной способностью машины, а фазовый сдвиг – потребляемой реактивной мощностью. Механические характеристики машины в этом режиме подобны механическим характеристикам синхронного двигателя – имеют бесконечную отрицательную жесткость в пределах рабочего участка. При превышении перегрузочной способности МДП переходит в синхронный режим на неустойчивый участок механической характеристики. Регулирование скорости в этом режиме целесообразно в диапазоне скоростей $0,1\omega_0\leq\omega\leq0,5\omega_0$, поскольку в указанном диапазоне скоростей МДП в синхронном режиме имеет максимальную перегрузочную способность.

Из проведенного анализа следует, что вышеописанные режимы (асинхронный и синхронный) обеспечивают работу машины в диапазоне скоростей $0,1\omega_0\leq\omega\leq\omega_0$ и непригодны в режиме растормаживания и при регулировании скорости при выходе из кривых и работе в режиме «ревизия». В этом случае потребляемая двигателем мощность составляет около 10% от номинальной и можно применить режим с управляемым преобразователем тока в роторной цепи. В этом случае исходным для анализа и построения алгоритмической структуры может являться уравнение механической характеристики машины:

$$M = \frac{3U_S^2 k^2 R_{R\Sigma}}{\omega_0 s\left[\left(R_S + k^2 \frac{R_{R\Sigma}}{s}\right)^2\right]}. \quad (2)$$

где U_S – действующее значение напряжения на статоре; k – коэффициент трансформации машины; s – скольжение; R_S – активное сопротивление статора; $R_{R\Sigma}$ - суммарное активное сопротивление роторной цепи.

Из вышесказанного следует, что комбинация вышеописанных режимов работы МДП позволяет реализовать все участки тахограммы ШПУ:

1) Управление моментом машины в диапазоне скоростей $0 \leq \omega \leq 0,1\omega_0$ реализуется управлением активной составляющей тока ротора;

2) Работа ШПУ и ее разгон/замедление в диапазоне скоростей $0,1\omega_0\leq\omega\leq0,5\omega_0$ целесообразны в синхронном режиме;

3) Работа ШПУ и ее разгон/замедление в диапазоне скоростей $0{,}5\omega_0<\omega\leq\omega_0$ целесообразны в асинхронном режиме.

Таким образом, электропривод ШПУ с двойным питанием и управляемым преобразователем тока в цепи ротора удовлетворяет требованиям, предъявляемым к приводу подъемных установок при условии осуществления комбинированного управления, сочетающего указанные три режима работы машины.

Структурная схема электропривода с использованием комбинации всех трех режимов работы примет вид, показанный на рис. 1. На схеме приняты следующие обозначения: U_{Ri} - активная составляющая добавочного напряжения на роторе; R_R - собственное активное сопротивление ротора; $R_\Sigma = R_R + R_{доб}$ - суммарное активное сопротивление в цепи ротора; $R_{доб}$ - добавочное активное сопротивление в цепи ротора; T_R - электромагнитная постоянная времени цепи ротора; k_E – коэффициент внутренней обратной связи по ЭДС ротора; i_{Ri} - активная составляющая тока ротора; $z_П$ – число пар полюсов машины; L_μ – взаимная индуктивность статора и ротора; R_S – активное сопротивление ротора; U_{Sg} - напряжение на статоре; $f_{\omega_g}(u_{Sg})$ - функциональная зависимость между амплитудой и частотой напряжения на статоре; E_S - ЭДС статора; $U_{з\omega R}$ - напряжение задания частоты добавочного напряжения на роторе (скорости в синхронном режиме); $U_{зR}$ - напряжение задания величины добавочного активного сопротивления в цепи ротора; $C_{эм}$ – электромагнитная жесткость; $M_к$ – критический момент на естественной механической характеристике АД ФР; $s_к$ – критическое скольжение на естественной механической характеристике АД ФР; $k_д$ – коэффициент двигателя; M – электромагнитный момент; M_c – момент нагрузки (статический момент); J – приведенный к ротору подъемного двигателя суммарный момент инерции механической части ШПУ; ω – угловая скорость вращения ротора; *K1*, *K2*, *K3* – ключи (логические функции), задающие режим работы МДП; БСП – блок синхронизации преобразователей (см. рис. 2).

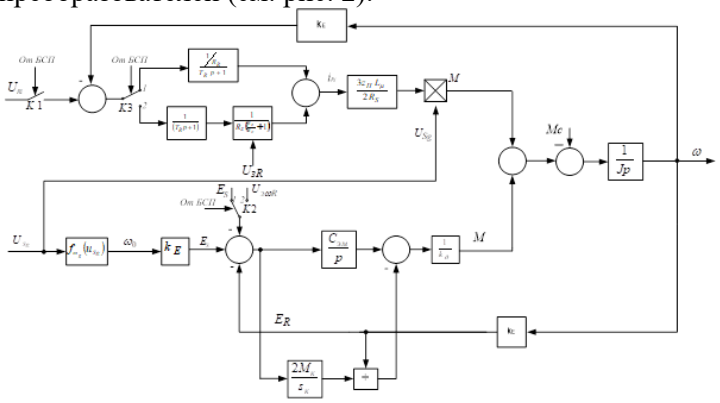


Рис. 1. Структурная схема машины двойного питания

Для суммарного активного сопротивления цепи ротора выполняется следующее условие:

$$0 < R_\Sigma \leq \infty. \quad (3)$$

Схема, приведенная на рис. 1, работает следующим образом. При необходимости обеспечения работы машины в диапазоне скоростей $0 \leq \omega \leq 0{,}1\omega_0$ ключ К1 разомкнут, К2 в положении 1, К3 в положении 2, и машина питается только напряжением U_{Sg}. При этом напряжение $U_{зR}$ управляет величиной добавочного активного сопротивления в цепи ротора таким образом, чтобы момент машины был равен заданному.

При необходимости обеспечения синхронного режима работы машины К1 замкнут, К2 в положении 2, К3 в положении 1. При этом в цепи ротора действует добавочное напряжение с амплитудой U_{Ri} и заданной частотой ω_R, не зависящей от скорости вращения ротора машины ω. Скорость вращения ротора в этом режиме устанавливается по выражению $\omega=\omega_0-\omega_R$.

При необходимости обеспечения асинхронного режима работы ключ К1 замкнут, К2 в положении 1, К3 в положении 1. При этом к ротору прикладывается добавочное напряжение амплитудой U_{Ri}, частота которого равна частоте ЭДС ротора, а величина активного тока ротора i_{Ri}, определяющая момент машины, управляется изменением амплитуды добавочного напряжения.

Вышеприведенному описанию соответствует следующая система логических выражений (примем условно, что положение ключей К2 и К3 в позиции 1 соответствует логическому «0», а в положении 2 – логической «1»; замкнутому положению К1 соответствует «1», а разомкнутому «0»):

$$\begin{cases} (K1=0)\wedge(K2=0)\wedge(K3=1) - \textit{режим управляемого преобразователя тока}; \\ (K1=1)\wedge(K2=1)\wedge(K3=0) - \textit{синхронный режим}; \\ (K1=1)\wedge(K2=0)\wedge(K3=0) - \textit{асинхронный режим} \end{cases} \quad (4)$$

Таким образом, при реализации комбинированного управления МДП электропривод имеет переменную структуру. Функциональная схема электропривода ШПУ на основе МДП с комбинированным управлением, соответствующая приведенной на рис. 1 структурной схеме, приведена на рис. 2. На схеме приняты следующие условные обозначения: М – асинхронный двигатель с фазным ротором; Тр – трансформатор; БУРПЧ – блок управления роторным преобразователем частоты; БУСПЧ – блок управления сетевым преобразователем частоты; БСП – блок синхронизации преобразователей; БУН – блок управления нагрузкой; ИУС – информационно-управляющая система; К1, К2, К3 – ключи, соответствующие одноименным ключам на рис. 1.

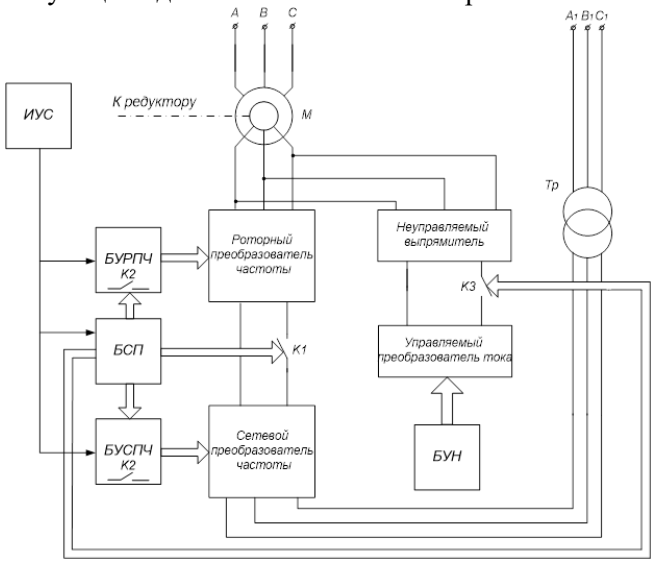


Рис. 2. Функциональная схема электропривода ШПУ на основе машины двойного питания с комбинированным управлением

Схема, приведенная на рис. 2, работает следующим образом.

1) При заторможенном роторе ключ К1 разомкнут, К2 в положении 1, и на ротор не подается добавочного напряжения. Ключ К3 в положении 2, в цепь ротора включен неуправляемый выпрямитель, в цепь которого включен управляемый преобразователь тока (УПТ). Регулирование момента двигателя происходит изменением в УПТ выпрямленного тока ротора. Такое регулирование эквивалентно изменению активного сопротивления роторной цепи.

2) После снятия механического тормоза и начала движения ток в цепи УПТ уменьшается, и машина начинает разгоняться. При выходе на скорость $0{,}1\omega_0$ регулирование с помощью УПТ становится нецелесообразным, поэтому необходимо переключить МДП в синхронный режим. Для этого предварительно сетевой ПЧ переводится в выпрямительный режим, роторный ПЧ – в инверторный, частота напряжения на выходе роторного ПЧ устанавливается равной текущей частоте ЭДС ротора, амплитуда напряжения устанавливается по величине требуемой перегрузочной способности. По достижении заданной пороговой скорости К3 переключается в положение 1, замыкается К1, подключая роторный ПЧ к цепи ротора, К2 переключается в положение 2.

3) Частота напряжения на выходе ПЧ ротора плавно уменьшается при поддержании заданной амплитуды, при этом машина разгоняется в синхронном режиме. При необходимости разгона на полную скорость разгон в синхронном режиме производится до скорости $0{,}5\omega_н$. По ее достижении К2 переключается в положение 1, К1 замкнут, К3 в положении 1. Частота напряжения на роторе начинает задаваться в зависимости от текущей частоты собственной ЭДС ротора. Амплитуда напряжения на роторе начинает плавно уменьшаться до выхода машины на заданную скорость. При выходе на заданную скорость машина работает в асинхронном режиме.

4) При начале замедления амплитуда напряжения на роторе начинает увеличиваться, машина начинает замедляться. Фазовый сдвиг задается по условию [6], частота добавочного напряжения на роторе равна частоте собственной ЭДС ротора.

5) После достижения машиной скорости $0{,}5\omega_н$ машина переводится в синхронный режим, амплитуда добавочного напряжения постоянна, частота добавочного напряжения задается независимо от частоты собственной ЭДС ротора. При уменьшении частоты добавочного напряжения машина замедляется. Замедление в синхронном режиме возможно до полного останова машины и наложения механического тормоза.

При необходимости реверсирования его следует осуществлять изменением чередования фаз статора при заторможенном роторе с помощью реверсора (на рис. 2 не показан).

Приведенное выше описание алгоритма может быть формализовано:

1) Управление моментом при нулевой скорости:

$$\textit{При} \quad \omega = 0 : \begin{cases} K1 = 0, \\ K2 = 0, \\ K3 = 1, \\ R_{доб} = \text{var}. \end{cases} \tag{5}$$

2) Движение на малой скорости:

$$\textit{При} \quad 0 < \omega \le 0{,}1\omega_0 : \begin{cases} K1 = 0, \\ K2 = 0, \\ K3 = 1 \\ R_{доб} = const. \end{cases} \tag{6}$$

$$\textit{При} \quad 0{,}1\omega_0 < \omega \le 0{,}5\omega_0 : \begin{cases} K1 = 1, \\ K2 = 1, \\ K3 = 0, \\ U_R = const, \\ f_R = const. \end{cases}$$

3) Разгон машины:

$$\textit{При} \quad 0 < \omega \le 0{,}1\omega_0 : \begin{cases} K1 = 0, \\ K2 = 0, \\ K3 = 1, \\ R_{доб} \downarrow. \end{cases}$$

$$\textit{При} \quad 0{,}1\omega_0 < \omega \le 0{,}5\omega_0 : \begin{cases} K1 = 1, \\ K2 = 1, \\ K3 = 0, \\ U_R = const, \\ f_R \downarrow. \end{cases}$$

$$\textit{При} \quad 0{,}5\omega_0 < \omega \le \omega_0 : \begin{cases} K1 = 1, \\ K2 = 0, \\ K3 = 0, \\ U_R \downarrow, \\ f_R = \dfrac{\omega_0 - \omega}{\omega_0} f_S. \end{cases} \tag{7}$$

4) Работа машины на заданной максимальной скорости ω_3:

$$\textit{При} \quad \omega = \omega_3 : \begin{cases} K1 = 1, \\ K2 = 0, \\ K3 = 0, \\ U_R = 0, \\ f_R = \dfrac{\omega_0 - \omega}{\omega_0} f_S. \end{cases} \tag{8}$$

5) Замедление машины:

$$\begin{aligned} &При \quad 0{,}5\omega_0 < \omega \le \omega_0 : \begin{cases} K1 = 1, \\ K2 = 0, \\ K3 = 0, \\ U_R \downarrow, \\ f_R = \dfrac{\omega_0 - \omega}{\omega_0} f_S. \end{cases} \\ &При \quad 0 \le \omega \le 0{,}5\omega_0 : \begin{cases} K1 = 1, \\ K2 = 1, \\ K3 = 0, \\ U_R = const, \\ f_R \downarrow. \end{cases} \end{aligned} \tag{9}$$

Работа схемы, приведенной на рис. 2 по алгоритму (5) – (9) позволяет реализовать комбинированный электропривод подъемной установки на основе машины двойного питания, обеспечивающий регулирование скорости в диапазоне не менее 30:1 (по оценке авторов, диапазон, в зависимости от вида диаграммы скорости конкретной установки, может достигать 40-50:1).

Вывод. Таким образом, все требуемые режимы могут быть реализованы на основе комбинации способов управления электропривода, которая заключается в сочетании управления частотой и амплитудой добавочного напряжения на роторе МДП и применения управляемого преобразователя тока в роторной цепи.

Преимущества данного способа управления электроприводом очевидны, поскольку комбинированный способ позволяет использовать преимущества всех известных способов управления, а, следовательно, значительно повысить эффективность управления.

Библиографический список

1. Островлянчик В. Ю. Автоматический электропривод постоянного тока горно-металлургического производства. – Новокузнецк, 2004. – 382 с.

2. Онищенко Г. Б. Асинхронные вентильные каскады и двигатели двойного питания / Г. Б. Онищенко, И. Л. Локтева. – М.: Энергия, 1979. – 200 с.

3. Фираго Б. И. Регулируемые электроприводы переменного тока / Б. И. Фираго, Л. Б. Павлячик. – Минск: ЗАО «Технoперспектива», 2006. – 363 с.

4. Ключев В. И. Теория электропривода / В. И. Ключев. – М.: Энергоатомиздат, 2001. – 704 с.

5. Основы автоматизированного электропривода / М. Г. Чиликин, М. М. Соколов, В. М. Терехов, А. В. Шинянский. – М.: Энергия, 1974. – 568 с.

6. V Yu Ostrovlyanchik et al. Mechanical characteristics of a double-fed machine in asynchronous mode and prospects of its application in the electric drive of mining machines / V Yu Ostrovlyanchik, I Yu Popolzin, V A Kubarev and D A Marshev // IOP Conference Series: Earth and Environmental Science, 2017. –Vol. 84. – Conf. 1. – 012030.

УДК 681.51:[621.63:622.445]

ПРИНЦИПЫ ПОСТРОЕНИЯ СОВРЕМЕННЫХ СИСТЕМ УПРАВЛЕНИЯ ВЕНТИЛЯТОРНЫМИ УСТАНОВКАМИ ГЛАВНОГО ПРОВЕТРИВАНИЯ

д.т.н. Островлянчик В.Ю., к.т.н. Кубарев В.А. к.т.н. Модзелевский Д.Е., Маршев Д.А., Веригин Н.В.

Сибирский государственный индустриальный университет, г. Новокузнецк, Россия

Аннотация. В настоящей работе на основе анализа функциональных свойств объектов управления рассмотрены основные принципы автоматизации вентиляторной установки, дана функциональная структура управляющего объекта, определены основные функциональные связи управляющего объекта с распределенным принципом управления объектами вентиляторной установки.

Ключевые слова: управляющий объект, объект управления, функциональная структура, синхронный двигатель, система управления, управляющие сигналы, автоматическое управление, режим управления, контролируемая величина.

На главных вентиляторных установках применяются устаревшие системы автоматики и защит. Применение устаревшей аппаратуры автоматизации и систем управления электроприводом не позволяет ввести вентиляторную установку в систему диспетчеризации и обеспечить требуемый в работе уровень безопасности вентиляторной установки. Реализация современных систем управления позволит повысить качество эксплуатации вентиляторной установки и снизить расходы на ремонт и техническое обслуживание.

Таким образом, решение проблем разработки современных систем управления вентиляторных установок, определение основных принципов построения и этапов проектирования систем управления является актуальной.

Целью настоящей работы является разработка функциональной структуры СУВУ на основе принципов построения систем автоматизации вентиляторной установки.

ООО «НИИ АЭМ СибГИУ» совместно с кафедрой электротехники, электропривода и промышленной электроники СибГИУ разработана система управления вентиляторной установкой. Система состоит из отдельных автономных модулей, что позволяет при необходимости изменять состав и функциональность системы [1]. Функциональная схема вентиляторной установки приведена на рис 1.

На функциональной схеме представлены:

управляющие объекты: диспетчер (Д), пульт оператора (ПО), СУВУ1 - система управления вентиляторной установкой №1, СУВУ2 - система управления вентиляторной установкой №2;

управляемые объекты для вентиляторной установки №1: синхронный двигатель (СД1), лопатки вентилятора (РО1), направляющий аппарат (НА1), спрямляющий аппарат (СА1), ляды (Л1, Л2); для вентилятора №2 соответственно СД2, РО2, НА2, СА2, Л3, Л4.

По функциональным признакам в схеме на рис. 1 можно выделить следующие типы устройств управления. Однопозиционные устройства — это устройства, имеющие всего два условных состояния: «включено» и «выключено». К такому устройству можно отнести синхронный двигатель, пусковой режим которого, осуществляется путем включения в сеть посредством высоковольтного выключателя и автоматическим управлением возбуждением. Эта операция выполняется автоматически системой возбуждения синхронного двигателя, все защиты и блокировки осуществляются непосредственно в системе регулирования. Поэтому синхронный двигатель в целом можно рассматривать как элемент [3], управляемый путем включения в сеть, то есть путем подачи сигналов: «включено», «выключено», «реверс» x_{sd} (рис. 2). Контролируемые величины: угловая скорость и параметры синхронного двигателя (ω - скорость, $I_{рот}$ - ток ротора, $I_{ст}$ - ток статора).

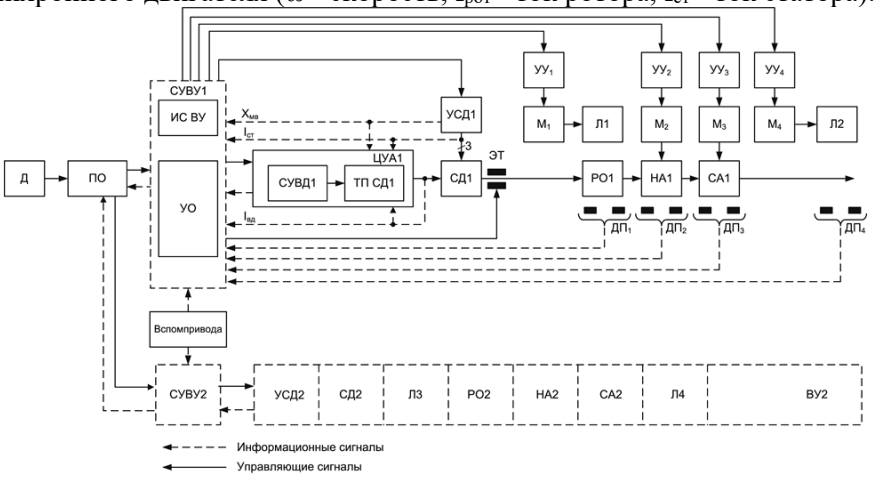


Рис 1. Функциональная схема системы управления вентиляторной установкой

Рис 2. Функциональная схема синхронного двигателя, как однопозиционного устройства

Ко второму типу устройств: двухпозиционным устройствам, можно отнести устройства с двумя выходными состояниями, например ляды (рис. 3).

Рис 3. Функциональная схема двухпозиционного устройства

Для данного типа имеются два состояния механизма, например: «открыто» $y_{ld11} = 1$, $y_{ld12} = 0$ и «закрыто» $y_{ld11} = 0$, $y_{ld12} = 1$. Соответственно управляющие сигналы «открыть» $x_{ld11} = 1$, $x_{ld12} = 0$ и «закрыть» $x_{ld11} = 0$, $x_{ld12} = 1$.

К третьему типу — многопозиционным устройствам можно отнести направляющие и спрямляющие аппараты (рис. 4).

Рис 4. Функциональная схема многопозиционного устройства

Для данного типа между двумя положениями имеется промежуточное состояние механизма, например между положениями y_{na1}, и y_{na3}, промежуточное положение y_{na2}.

Функциональная схема управляющего объекта вентиляторной установки приведена на рис. 5., информационные и управляющие сигналы системы управления вентиляторной установкой представлены в табл. 1.

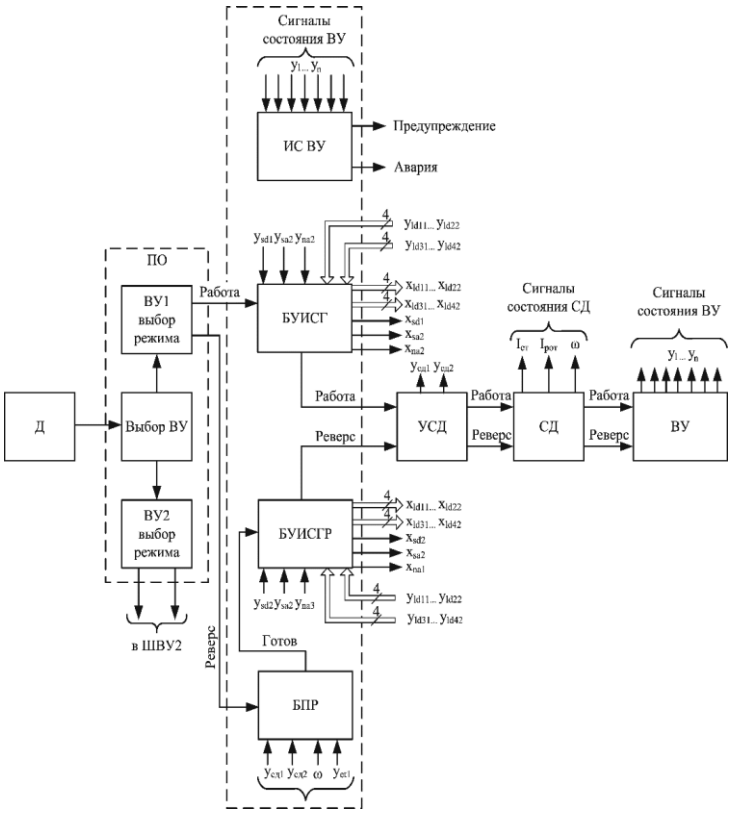


Рис. 5. Функциональная схема устройства управления вентиляторной установкой

В состав устройства управления входят следующие модули:

Д — диспетчер;

ПО — пульт оператора;

БУИСГ — блок установки в исходное состояние и готовности. Осуществляет проверку состояния и нахождения в исходном положении всех механизмов;

БУИСГР — блок установки в исходное состояние и готовности в режиме реверса. Осуществляет проверку состояния и нахождения в исходном положении всех механизмов для режима реверса;

БПР — блок подготовки реверса вентиляторной установки;

СД — синхронным двигатель;
УСД — устройство управления синхронным двигателем;
ИС ВУ — информационная система вентиляторной установки.

Таблица 1

Управляющие и контролируемые сигналы

№ п.п.	Механизм	Функциональные признаки	Управляющие сигналы		Контролируемые сигналы и выходные величины	
			Обозначение	Тип	Обозначение	Тип
1	Ляда №1…№4	Два положения 1. Закрыто 2. Открыто	x_{ld11} — №1 закрыть x_{ld12} — №1 открыть x_{ld21} — №2 закрыть x_{ld22} — №2 открыть x_{ld31} — №3 закрыть x_{ld32} — №3 открыть x_{ld41} — №4 закрыть x_{ld42} — №4 открыть	Дискретный	y_{ld11} — №1 закрыто y_{ld12} — №1 открыто y_{ld21} — №2 закрыто y_{ld22} — №2 открыто y_{ld31} — №3 закрыто y_{ld32} — №3 открыто y_{ld41} — №4 закрыто y_{ld42} — №4 открыто	Дискретный
2	Синхронный двигатель	Три положения 1. Вперед 2. Остановлен 3. Реверс	x_{sd1} — МВ работа x_{sd2} — МВ реверс	Дискретный	y_{sd1} — МВ в работе y_{sd2} — МВ в реверсе	Дискретный
					$I_{рот}$ – ток ротора $I_{ст}$ – ток статора ω – скорость	Аналоговый
3	Спрямляющий аппарат	Три положения 1. Открыто 2. Закрыто	x_{sa1} — закрыть x_{sa2} — открыть	Дискретный	y_{sa1} — закрыт y_{sa2} — открыт	Дискретный
4	Направляющий аппарат	Два положения 1. Работа 2. Закрыто 3. Реверс	x_{na1} — закрыть x_{na2} — открыть	Дискретный	y_{na1} — закрыт y_{na2} — открыт y_{na3} — реверс	Дискретный
5	Маслостанция	Два положения 1. Включено 2. Отключено	x_{ms1} — отключить x_{ms2} — включить	Дискретный	y_{ms1} — отключено y_{ms2} — включено	Дискретный
6	Тормоз	Два положения 1. Заторможено 2. Расторможено	x_{et1} — растормозить	Дискретный	y_{et1} — заторможено y_{et2} — расторможено	Дискретный

Основной принцип построения функциональной схемы основывается на имитации процесса ручного управления. Процесс запуска вентиляторной установки, можно представить в следующей последовательности:

1. Выбор вентиляторной установки, вводимой в работу.
2. Выбор типа управления «ручное» / «автоматическое» и режима работы вентиляторной установки: «работа» / «реверс».
3. Проверка состояния и требуемого исходного положения всех механизмов.
4. Установка механизмов в требуемое исходное положение.
5. Фиксирование исходного состояния механизмов («готовность») и пуск.

Таким образом, при построении функциональной структуры управляющего объекта вентиляторной установки можно пользоваться следующим алгоритмом:

1. Анализ функциональных признаков отдельных элементов вентиляторной установки с выделением вида управляющих воздействий и информации о состоянии механизма.
2. Анализ процессов, связанных с подготовкой механизма к работе и установкой исходных состояний.
3. Выявление особенностей функциональной структуры и модулей системы, осуществляющей имитацию процесса «ручного управления» (подготовка к работе — установка исходного состояния всех механизмов, определение готовности).
4. Определение структуры и функции информационно-управляющей системы вентиляторной установки.

Вывод. Предложенный подход к построению цифровой системы управления вентиляторной установки может значительно упростить процесс автоматизации, так как позволяет получать управляющие модули системы, имеющие признаки унификации и автономности. Например, в случае необходимости управления производительностью, без изменения остальных модулей, может быть добавлен дополнительный модуль со своим каналом управления. При этом каждый модуль обладает гибкостью и возможностью добавления функций управления.

Библиографический список

1. Унифицированная цифровая система управления вентиляторной установкой / В.Ю. Островлянчик, В.А. Кубарев, Д.Е. Модзелевский, М.Ю. Борщинский, Н.В. Веригин, Д.А. Маршев, И.А.

Ермаков // Вестник КузГТУ. — 2018. — №1. — С. 139-148. URL: http://vestnik.kuzstu.ru/index.php?page=articles&id=3372 (дата обращения: 28.04.2018)

2. Бабак, Г.А. Шахтные вентиляторные установки главного проветривания. Справочник / Г. А. Бабак и [д.р.]. - М: Недра, 1982. - 296 с.

3. Теория управления. Терминология. Вып. 107. - М.: Наука, 1988. - 56 с.

УДК 621.313

СИГНАТУРНАЯ ТОКОВАЯ ЗАЩИТА ТУРБОКОМПРЕССОРОВ ЖЕЛЕЗОРУДНЫХ ШАХТ ОТ ПОМПАЖА

[1]Герасимук А.В., [1]Кипервассер М.В., [2]Гуламов Ш.Р.
1 - Сибирский государственный индустриальный университет, г. Новокузнецк, Россия
2 – г. Душанбе, Таджикистан

Аннотация. Рассматривается случай помпажа воздушного турбокомпрессора. Произведено математическое моделирование рассматриваемой ситуации и оценено её влияние на ток статора приводного электродвигателя. Предложена структурная схема блока защиты на основе токового метода.

Ключевые слова: турбокомпрессор, помпаж, ток статора, электродвигатель, защита.

При ведении буровых работ в железорудных шахтах широко используется пневматический привод с использованием энергии сжатого воздуха. По ряду причин этот тип привода оказался оптимальным для буровых механизмов. Основными из них являются относительная компактность, значительная удельная мощность, возможность длительной работы в режиме стопорения с сохранением рабочих величин момента. Развитие и применение в течение длительного времени пневматического привода привело к тому, что в настоящее время железорудные шахты юга Западной Сибири и Красноярского края имеют в составе оборудования полный набор пневмодвигателей в диапазоне мощностей 1,5 – 18 кВт. Двигатели используются в различных буровых агрегатах (перфораторы, буровые машины, станки глубокого бурения скважин), а также для привода подземных технологических машин и механизмов (породопогрузочные машины, вибростолы, виброперегружатели, установки бетонного торкретирования). Суммарная мощность пневмоприводов достигает несколько тысяч киловатт (6500 кВт на шахте «Шерегешская»), занимая значительную часть (до 40 %) в суммарном энергопотреблении предприятия. Для производства сжатого воздуха на центральной компрессорной станции используются несколько компрессоров, работающих на общую сеть.

Указанные обстоятельства обеспечивают пневматической энергии твердые позиции в технологических процессах рудных шахт. Однако существуют проблемы, затрудняющие её использование, а именно - возникновение аварийных ситуаций, характерных для компрессорного оборудования, работающего на общую сеть. Одной из них является помпаж воздушного турбокомпрессора.

Помпажем принято называть нестабильную работу компрессорной техники, вследствие чего возникают резкие скачки в давлении и колебания в объемах подачи рабочей среды – газовой или воздушной смеси. Предпосылкой для возникновения помпажа является высокая разница давлений на всасывающем и нагнетательном трубопроводах [1, 2]. В определенный момент может возникнуть ситуация, при которой сила сопротивления рабочей смеси будет превышать усилие, развиваемое компрессором, в результате чего направление движения газов изменится на противоположное (обратный заброс). Риск появления резонансов значителен в системах, в которых нагнетание создается несколькими машинами, работающими на одну сеть. Поэтому компрессорные установки описанных выше железорудных предприятий подвержены возникновению помпажа.

При помпаже турбокомпрессоры начинают сильно вибрировать и нагреваться. Вследствие неупорядоченного движения газа электродвигатель, мультипликатор и детали рабочих колёс подвергаются ударным нагрузкам. В целом, помпаж является аварийной ситуацией, приводящей к ускоренному износу элементов компрессора, а нередко – становится причиной выхода из строя компрессорной техники, запорной арматуры и трубопроводов [3].

Существующие системы противопомпажной защиты достаточно сложны и имеют в своём составе устройства измерения расхода и давления воздуха (газа) [4]. При выходе из строя этих устройств (или их кабельных связей) защита окажется полностью парализованной. Однако, если

использовать в качестве регистрирующего устройства приводной электродвигатель, а в качестве физической величины, несущей информацию о режиме работы компрессора – ток статора, можно повысить надежность противопомпажной системы защиты, так как в такой системе отсутствуют органы измерения как таковые, а также связывающие их кабельные связи. Рассматриваемая противопомпажная система не может реализовывать функцию противопомпажного регулирования, однако, способна реагировать на уже начавшийся помпаж по колебаниям тока статора [3].

Применение этого метода диагностики оборудования уже было ранее рассмотрено в работе [5] применительно к электроприводу постоянного тока скиповой подъемной установки.

Помпаж, как уже было сказано можно охарактеризовать как процесс колебания давления в нагнетающем трубопроводе турбокомпрессора. Его приближенно можно описать функцией синуса, так как точных формул для описания колебаний давления при помпаже на данный момент не существует.

Математически принимается следующая формула для описания колебания давления в нагнетающем трубопроводе турбокомпрессора в следствии помпажа, как функция времени:

$$P_K^{'}(t) = P_K\left[1 + K_П \cdot \sin\left(2\pi f_П t\right)\right], \quad (1)$$

где $P_{вых}$ – номинальное давление в нагнетающей магистрали (давление трубокомпрессора), кПа; $K_П$ – коэффициент кратности скачка давления от помпажа; $f_П$ – частота помпажных колебаний давления, Гц; t – время, с.

На рис. 1 представлена реализация блока имитации колебания давления в условиях помпажа на основании формула в Simulink (1).

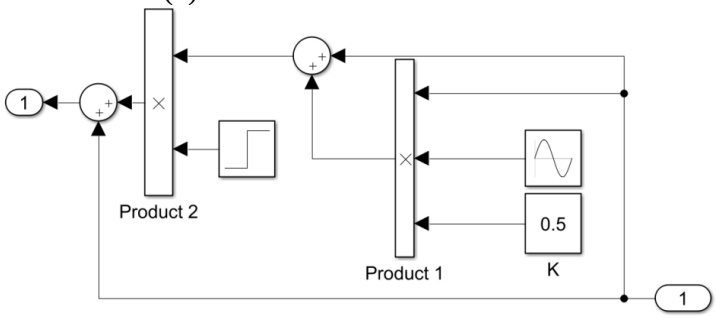


Рис. 1. Функциональная структура блока имитации давления в нагнетающем трубопроводе турбокомпрессора в следствии помпажного эффекта.

Модель турбокомпрессора может быть представлена выражением, определяющим механическую мощность, которую необходимо подвести к турбокомпрессору от двигателя [6]:

$$N_K = \frac{P_{ATM} Q_K}{\eta_{ИЗ}\eta_M} \ln\left(\frac{P_K^{'}}{P_{ATM}}\right), \quad (2)$$

где $\eta_{ИЗ}$ – изотермический КПД; η_M — механический КПД; $P_{АТМ}$ – атмосферное давление, кПа; Q_K – производительность турбокомпрессора, $м^3/с$.

Реализация функциональной структуры турбокомпрессора в Simulink представлена на рис. 2.

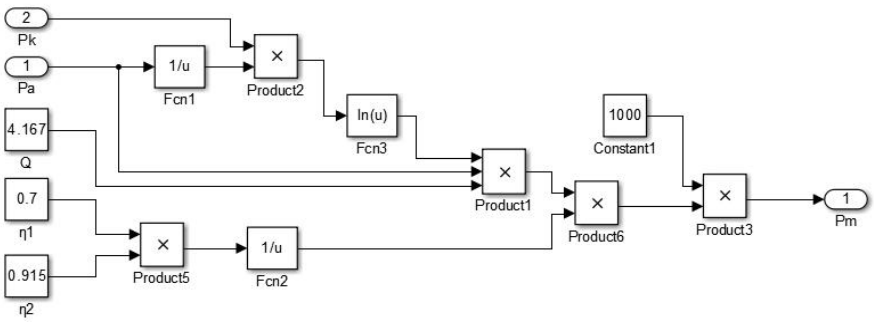


Рис. 2. Функциональная структура блока моделирования турбокомпрессора

Учёт наличия мультипликатора между двигателем и турбокомпрессором выполняется известной формулой КПД для мультипликатора (редуктора) [7]:

$$N_K = \frac{N_K}{\eta_Ш \eta_П^n}, \quad (3)$$

где N_K – механическая мощность, которую необходимо подвести к турбокомпрессору от приводного двигателя при номинальных условиях работы, МВт; $\eta_Ш$ — КПД шевронной передачи; $\eta_П$ – КПД подшипников качения; n – количество подшипников качения в мультипликаторе.

Реализация функциональной структуры мультипликатора в Simulink представлена на рис. 3.

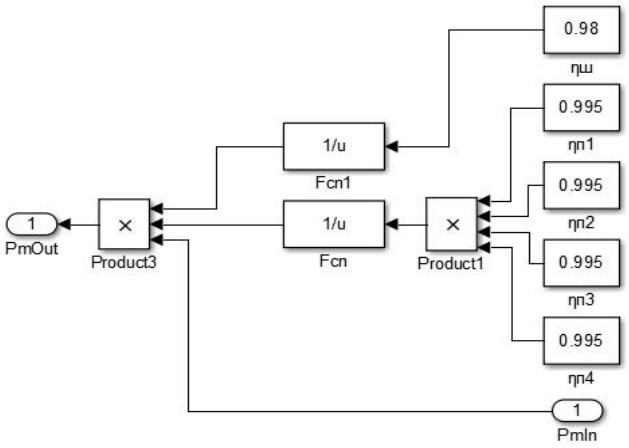


Рис. 3. Функциональная структура блока моделирования мультипликатора

Моделирование синхронного электродвигателя осуществляется на основании известных и широко употребимых уравнений Парка-Горева.

Система уравнений, описывающая работу синхронного двигателя в динамических режимах координатах d, q, имеет вид [8 – 11]:

$$\begin{cases} U_d = \dfrac{d\psi_d}{dt} - \omega\psi_q + r_1 i_d; \\ U_q = \dfrac{d\psi_q}{dt} + \omega\psi_d + r_1 i_q; \\ U_f = \dfrac{d\psi_f}{dt} + r_f i_f; \\ 0 = \dfrac{d\psi_{yd}}{dt} + r_{yd} i_{yd}; \\ 0 = \dfrac{d\psi_{yq}}{dt} + r_{yq} i_{yq}; \\ M_{ЭМ} = M_c + J\dfrac{d\omega}{dt}; \\ M_{ЭМ} = \psi_d i_q - \psi_q i_d; \\ \omega_1 - \omega = \dfrac{d\theta}{dt}, \end{cases} \tag{4}$$

где U_d, U_q – напряжения, подведённые к эквивалентным обмоткам по осям d и q; Ψ_d, Ψ_q – потокосцепления эквивалентных обмоток статора; i_d, i_q – токи эквивалентных статорных обмоток; $M_{ЭМ}$ – электромагнитный момент, M_c – момент сопротивления нагрузки, J – момент инерции вращающихся масс, γ – угловое положение ротора, ω – угловая скорость.

Система уравнений для потокосцеплений обмоток:

$$\begin{cases} \psi_d = L_d i_d + L_{afd} i_f + L_{ayd} i_{yd}; \\ \psi_q = L_q i_q + L_{ayq} i_{yq}; \\ \psi_f = (3/2) L_{fad} i_d + L_f i_f + L_{fyd} i_{yd}; \\ \psi_{yd} = (3/2) L_{yda} i_a + L_{ydf} i_f + L_{yd} i_{yd}; \\ \psi_{yq} = (3/2) L_{yqa} i_a + L_{yq} i_{yq}, \end{cases} \tag{5}$$

где L_d, L_q – индуктивность статорной обмотки по продольной и поперечной осям; $L_{afd} = L_{afd}$ – взаимная индуктивность фазы, а обмотки статора и обмотки возбуждения при совпадении их магнитных осей; L_{ayd}, L_{ayq} – взаимная индуктивность демпферной обмотки по продольной и поперечной осям с обмоткой фазы, а статора при совпадении их магнитных осей.

Для нахождения токов статора i_a, i_b, i_c, используются уравнения обратного перехода от системы координат (d, q) к системе координат (a, b, c):

$$\begin{cases} i_a = i_d \cos\gamma - i_q \sin\gamma; \\ i_b = i_d \cos(\gamma - 2\pi/3) - i_q \sin(\gamma - 2\pi/3); \\ i_c = i_d \cos(\gamma + 2\pi/3) - i_q \sin(\gamma + 2\pi/3). \end{cases} \quad (6)$$

Математическое моделирование процесса работы турбокомпрессорной установки в составе компрессора К-1500-62-2, мультипликатора Р8000/1,49 и синхронного неявнополюсного электродвигателя СТД-10000, а также, питающей сети мощностью 80МВА проводилось в среде MatLAB Simulink. Помпаж моделируется синусоидальным колебанием давления в нагнетающем трубопроводе компрессора с частотой 1Гц и амплитудой равной 50% номинального давлению (номинальное давление составляем 759,937кПа, [12, 13]).

Схема модели компрессорной установки и питающей сети приведена на рис. 4.

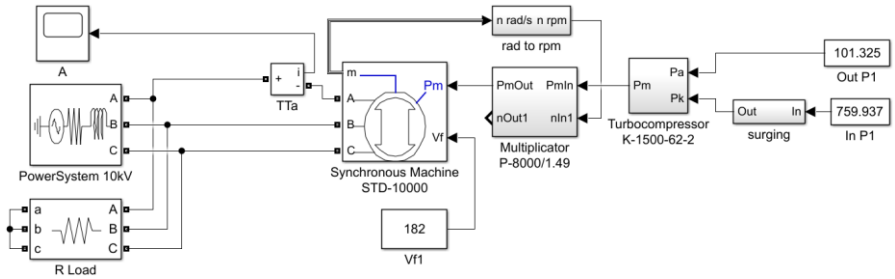


Рис. 4. Функциональная структура математической модели компрессорной установки и питающей сети

На рис. 5 приведена диаграмма тока статора синхронного двигателя, полученная в процессе моделирования помпажа турбокомпрессора.

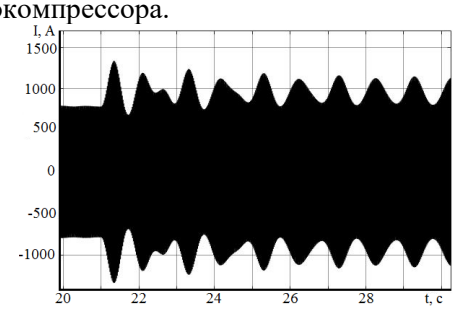
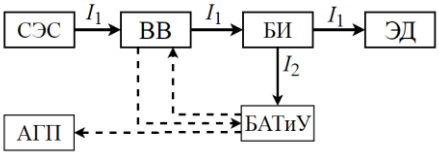


Рис. 5. Диаграмма тока в фазе приводного двигателя при моделировании явления помпажного эффекта с частотой 1Гц

Анализ диаграммы тока свидетельствует о том, что при помпаже происходят существенные колебания статорного тока. Амплитуда колебаний может достигать 1,7 – 2 крат номинального рабочего тока, что в свою очередь позволяет легко зафиксировать его стандартными методами измерений и, тем самым, диагностировать ненормальный режим работы.

На рис. 6 представлена структурная схема предлагаемой системы защиты от помпажа на основании сигнатурного анализа тока статора.



БАТиУ – блок анализа тока и управления; АГП – автоматика гашения поля ротора;
I_1 – первичный ток; I_2 – вторичный ток

Рис. 6. Функциональная схема блока обнаружения дефекта мультипликатора по току статора

Принцип работы системы: блок анализа тока и управления производит анализ амплитуды тока статора по средствам блока измерения. Как показано на диаграмме, при помпаже происходят броски тока статора с амплитудой в несколько герц. В БАТиУ задаётся пороговая токовая уставка – минимальное значение тока, которое буде считаться началом процесс помпажа, система приходит в готовность к выдаче управляющего воздействия на отключение турбокомпрессора от сети. Помимо уставки по току, в системе задаётся уставка количества импульсов – бросков тока, после которых система будет производить отключение.

$$\begin{cases} I_2 > I_{П.П.}; \\ n_Б = n_У, \end{cases} \quad (7)$$

где $I_{УС}$ – пороговая уставка тока начала помпажа, А; $n_Б$ – число бросков тока, текущее; $n_Б$ – число бросков тока заданное.

Если помпаж вызван каким-то кратковременным переходным процессом, то система не среагирует и не отключит компрессор. Если же процесс будет продолжительным, то последует отключение компрессора.

Вывод. Результаты моделирования аварийной ситуации свидетельствует о том, что при помпаже происходят существенные колебания статорного тока. Отклонения могут быть зафиксированы, а полученная информация может быть использована для идентификации ненормального режима работы и защиты оборудования.

Библиографический список

1. Эккерт, Б. Осевые и центробежные компрессоры / Б. Эккерт. - М.: Государственное научно-техническое издательство машиностроительной литературы, 1992. - 680 с.

2. Теверовский Б.З., Даничек Е.А. Компрессорные машины, Днепропетровск, 1966. - 150 с.

3. Пугачёв Е.В., Кипервассер М.В., Герасимук А.В. Исследование воздействия помпажа турбокомпрессора на энергетические характеристики приводного двигателя // Вестник Кузбасского государственного технического университета. - 2016. - № 2 (114).

4. Хисамеев И.Г., Максимов В.А. Проектирование и эксплуатация промышленных центробежных турбокомпрессоров. - Казань: Изд-во «ФЭН», 2010. - 671 с.

5. Савельев А.Н. Кипервассер М.В. Инжелевская О.В. Распознавание аварийных ситуаций механического оборудования с электроприводом постоянного тока // Известия высших учебных заведений. Черная металлургия. - 2011. - № 6. - С. 42 – 45.

6. Быстрицкий Г.Ф. Основы энергетики: учебник / Г. Ф. Быстрицкий. - 3-е изд., стер. - М.: КНОРУС, 2012. - 352 с.

7. Тюняев А. В., Звездаков В. П. Детали машин: Учебник. 2-е изд., испр. и доп. - СПб.: Издательство «Лань», 2013. — 736 с.

8. Горев, А. А. Переходные процессы синхронных генераторов / А. А. Горев. - М.: ГЭИ, 1960. - 551с.

9. Электрические машины (специальный курс) / Г.А. Сипайлов [и др.]. – М.: Высшая школа, 1987.

10. Гамазин С.И., Ставцев В.А., Цырук С.А. Переходные процессы в системах промышленного электроснабжения, обусловленных двигательной нагрузкой. - М.: Издательство МЭИ, 1997. 424 с.

11. Слодарж М. И. Режимы работы, релейная защита и автоматика синхронных электродвигателей. - М.: Энергия, 1977. - 216 с.

12. Типовой проект 405-4-43. Паспорт. Узел компрессии воздуха К-1500-62-3.

13. Техническое описание - Компрессоры К500-61-1(2), К350-62-1, К250-61-1(2). М.: TECHMASHEXPORT, 2007. - 22 с.

УДК 621.313

ЗАЩИТА МОСТОВЫХ КРАНОВ УГЛЕОБОГАТИТЕЛЬНЫХ ФАБРИК

[1]Аниканов Д.С., [2]Кипервассер М.В., [2]Герасимук А.В., [2]Лактионов С.А.
1 - ООО «НТЦ «Сибшахтострой-инжиниринг»»,
2 - Сибирский государственный индустриальный университет, г. Новокузнецк, Россия

Аннотация. Описан мостовой двухбалочный кран и характерные аварийные ситуации узлов и агрегатов крана. Приведено математическое описание взаимных связей величин и параметров электропривода подъёма крана. Предложено устройство защиты крана от подъёма груза чрезмерной массы. Устройство содержит девять логических блоков различных функций, соединенных между собой. Описана последовательность взаимодействия между собой блоков устройства в процессе работы механизма подъёма. Приведено обоснование эффективности предлагаемого устройства.

Ключевые слова: кран, электродвигатель, ток статора, защита.

Предприятия по обогащению полезных ископаемых являются актуальным направлением развития промышленности юга Кузбасса. Одним из основных видов деятельности является обогащение каменного угля. За последние 10 лет в Кузбассе введено в эксплуатацию более 20 крупных углеобогатительных фабрик при значительном росте доли обогащаемого угля в общем его количестве.

Ведение технологических процессов на обогатительных фабриках обеспечивается значительным количеством технологического и ремонтного оборудования. Одним из основных является грузоподъёмное оборудование - мостовые краны и кран - балки различного назначения.

Сведения о грузоподъёмных механизмах для углеобогатительных фабрик юга Кузбасса приведены в табл. 1.

Доля грузоподъёмных механизмов в общем количестве технологического оборудования составляет 13 - 17%. От надёжной и безопасной работы грузоподъёмных кранов зависит безопасность персонала, ритмичность технологических процессов и экономические показатели предприятий. В этой связи разработка средств защиты и диагностики грузоподъёмных механизмов от аварийных ситуаций является актуальной задачей [1].

Основными аварийными ситуациями мостовых кранов являются следующие события: обрыв канатов механизма подъёма, переподъем грузозахватного органа, нарушение целостности и геометрии конструкции крана (трещины, разрушение балок и других составных частей конструкции), выход из строя электродвигателя подъёма. Значительная часть перечисленных аварийных ситуаций вызвана увеличением нагрузки при подъеме груза недопустимой массы.

Таблица 1

Количество единиц кранового оборудования с асинхронными электродвигателями

Предприятия	Грузоподъемность кранового оборудования					Общее количество единиц технологического оборудования
	32 т	25/16т	5т	3,5т	<3т	
ОФ «Калтанская» Энергетическая»	1	2	4	5	8	152
ОФ «Матюшинская»	2	1	7	9	9	212
ОФ «Черниговец»	1	2	8	10	11	259
ОФ «Краснобродская-Коксовая»	1	1	5	6	7	132

Для предотвращения аварийных режимов, вызванных подъёмом грузов чрезмерной массы, используются предохранительные устройства (ограничители грузоподъемности) [2]. Существующие схемы и конструкции таких устройств подвержены ряду недостатков, снижающих чувствительность, быстродействие и надёжность их срабатывания.

С учётом изложенного, а также в условиях недостатка эксплуатирующего и ремонтного персонала для полноценного надзора и обслуживания грузоподъёмных механизмов необходимо использовать все технические возможности, в том числе – методы косвенного контроля аварийных ситуаций.

Идентификация аварийной ситуации подъёма груза чрезмерной массы возможна с использованием косвенного метода, основанного на контроле электрических параметров электродвигателя механизма подъёма [3].

Механическая часть привода подъёма описывается трёхмассовой моделью [4]. Движение масс трёхмассовой модели после отрыва груза описывается выражениями (1):

$$\begin{cases} m_1 x_1'' = P - F_к(t); \\ m_2 x_2'' = F_к(t) - Q + m_2 x_3''; \\ m_3 x_3'' = G + F_к(t) - F_{упр.моста}(t), \end{cases} \quad (1)$$

где m_1, m_2, m_3 - приведённые к канату массы груза, моста и вращающихся частей механизма подъёма; c_1, c_2 - жёсткости каната и моста крана; P - среднепусковая сила двигателя; x_1, x_2, x_3 - перемещения масс; $Q = m_1 g$ -вес поднимаемого груза; $G = m_3 g$ - вес моста крана с тележкой.

Для описания приводного асинхронного электродвигателя принята система (α, β) координат, неподвижных относительно статора электродвигателя (2):

$$\begin{cases} \frac{d\psi_{s\alpha}}{dt} + R_s i_{s\alpha} = U_{m\phi}\sin(\omega t); \\ \frac{d\psi_{s\beta}}{dt} + R_s i_{sB} = 0; \\ \frac{d\psi_{r\alpha}}{dt} + R_r i_{r\alpha} + \frac{i}{R_{бар}} x_1^{/}\psi_{r\beta} = 0; \\ \frac{d\psi_{r\beta}}{dt} + R_r i_{r\beta} - \frac{i}{R_{бар}} x_1^{/}\psi_{r\alpha} = 0; \\ \psi_{s\alpha} = L_s i_{s\alpha} + L_m i_{r\alpha}; \\ \psi_{s\beta} = L_s i_{s\beta} + L_m i_{r\beta}; \\ \psi_{r\alpha} = L_r i_{r\alpha} + L_m i_{s\alpha}; \\ \psi_{r\beta} = L_r i_{r\beta} + L_m i_{s\beta}; \\ P = \frac{i \cdot m}{R_{бар}}\left(\psi_{s\alpha} i_{s\beta} - \psi_{s\beta} i_{s\alpha}\right), \end{cases} \quad (2)$$

где R_s, R_r - сопротивления статора и ротора; L_s, L_r - индуктивности статора и ротора; L_m - взаимная индуктивность статора и ротора; ω - угловая частота; $U_{m\phi}$ - фазное напряжение

Для обратного перехода от системы координат (α, β) к системе (a, b, c) и нахождения фазных токов применяют следующие уравнения:

$$\begin{cases} i_A = i_\alpha \cos(\omega t) - i_\beta \sin(\omega t); \\ i_B = i_\alpha \cos(\omega t - 2\pi/3) - i_\beta \sin(\omega t - 2\pi/3); \\ i_C = i_\alpha \cos(\omega t + 2\pi/3) - i_\beta \sin(\omega t + 2\pi/3); \\ i_a = i_{r\alpha} \cos(\omega t - \gamma) - i_{r\beta} \sin(\omega t - \gamma); \\ i_b = i_{r\alpha} \cos(\omega t - \gamma - 2\pi/3) - i_{r\beta} \sin(\omega t - \gamma - 2\pi/3); \\ i_c = i_{r\alpha} \cos(\omega t - \gamma + 2\pi/3) - i_{r\beta} \sin(\omega t - \gamma + 2\pi/3). \end{cases} \quad (3)$$

По [4] сила натяжения каната на этапе движения после отрыва груза от опорной поверхности описывается в общем виде выражением:

$$F_{к(t)} = A_1 Cos\omega_1 t + B_1 Sin\omega_1 t + A_2 Cos\omega_2 t + B_2 Sin\omega_2 t + D, \quad (4)$$

где D - постоянная составляющая; A_1, A_2, B_1, B_2 -амплитуды гармонических составляющих; $\omega_1 . \omega_2$ - частоты гармонических составляющих.

Совместное решение (1) – (4) позволяет получить величины электрических величин электродвигателя (токов статора) на этапе начала движения при отрыве груза от опорной поверхности.

Приведенная методика была использована для расчётов токов статора двигателя механизма подъёма мостового крана грузоподъёмностью 32 т обогатительной фабрики «Калтанская» Энергетическая». Результаты моделирования приведены на рис. 1.

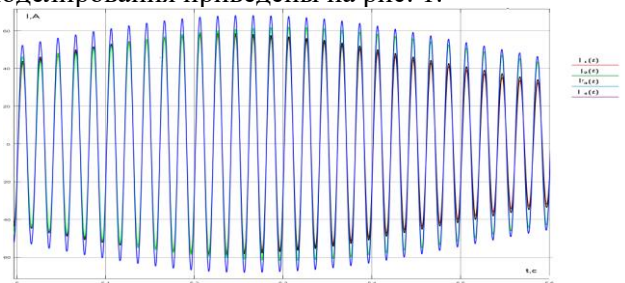
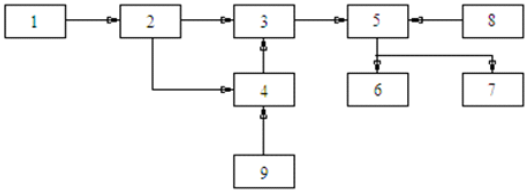


Рис. 1. Величины токов статора электродвигателя подъёма при отрыве от поверхности грузов массой 32000кг, 33000 кг, 36000 кг и 40000 кг ($I_1(t)$, $I_2(t)$, $I_3(t)$ и $I_4(t)$ соответственно).

Результаты моделирования свидетельствуют о наличии поддающейся фиксации разнице величин токов статора после отрыва груза от опорной поверхности.

В [5] описано устройство защиты мостового крана с использованием изученных электрических величин электродвигателя. Принцип работы предлагаемого устройства основан на контроле электрических параметров приводного асинхронного двигателя. Структурная схема устройства защиты приведена на рис. 2.



1 - измерительный блок; 2 - блок измерения массы; 3 – ключ; 4 - первый блок сравнения; 5 - второй блок сравнения; 6 - блок управления асинхронным двигателем; 7 - блок индикации; 8 - блок задачи величины скачка; 9 - блок задания максимальной массы поднимаемого груза

Рис. 2. Структурная схема устройства

Устройство ограничения грузоподъемности мостового крана работает следующим образом. В момент пуска механизма посредством релейной схемы из измерительного блока 1 подается информационный сигнал на блок 2 измерения массы, далее поступает на вход ключа 3 и первого блока 4 сравнения. С первого блока 4 сравнения сигнал подается на вход ключа 3, далее на вход второго блока 5 сравнения, с выхода которого на входы блока 6 управления асинхронным двигателем и блока 7 индикации. С выхода блока 8 задания величины скачка на вход второго блока 5 сравнения, с выхода блока 9 задания максимальной массы поднимаемого груза на вход первого блока 4 сравнения.

В первом блоке 4 сравнения реализуется следующая логическая функция:

$$x(\tau)=\begin{cases} откл., m_{дейс.} \ge m_{макс}; \\ раб., m_{дейс.} \le m_{макс}, \end{cases} \quad (4)$$

где x(τ)- выходной сигнал первого блока 8 сравнения, имеющий два уровня Откл. и Раб.; $m_{дейст.}$ и $m_{макс.}$ – величина текущей и максимальной массы груза.

Если разность величин больше или равна чем сигнал, то сигнал с выхода первого блока 4 сравнения, не проходит на ключ 3 и работа останавливается. В противном случае сигнал не считается аварийным, и работа продолжается.

Во втором блоке 5 сравнения реализуется следующая логическая функция:

$$y(\tau)=\begin{cases} откл., (m_{тек}-m_{зад.}) \ge m_{ск.доп}; \\ раб., (m_{тек}-m_{зад.}) < m_{ск.доп}, \end{cases} \quad (5)$$

где y(τ)- выходной сигнал второго блока 5 сравнения; $m_{тек.}$ – величина текущей массы груза; $m_{зад.}$ – величина допустимой массы груза; $m_{ск.доп.}$ – величина допустимого превышения массы.

Если разность величин будет больше, то с выхода второго блока 5 сравнения поступит сигнал на вход блока 6 управления асинхронным двигателем

Выходное напряжение U измерительного блока 1, пропорционально току двигателя:

$$U = I_д K_{Т.Т.} K_{Д.Т.}, \quad (6)$$

где $K_{Т.Т}$- коэффициент трансформатора тока, $K_{Д.Т.}$- коэффициент схемы датчика тока.

Появление аварийного сигнала обеспечивается последовательным срабатыванием четырех блоков при контроле массы груза на участке включения питание крана и шести блоков при контроле массы груза на протяжении всего периода работы. Точность замера усилий в приводе определяется погрешностью измерительных трансформаторов тока, которая при классе точности 1.0 составляет ±1%.

Вывод. Контроль электрических величин приводного электродвигателя позволяет организовать защиту грузоподъёмного механизма от аварийных ситуаций. Предлагаемое устройство позволяет распознать наличие перегрузки механизма подъема уже на пределе +1%, и предотвратить развитие аварий, связанных с подъёмом груза чрезмерной массы.

Библиографический список

1. Прокофьев Б.И. Безопасная эксплуатация крановых сооружений: учебное пособие / Б.И. Прокофьев, М.Ю. Попов. – Томск: Изд-во Том. гос. архит.-строит. ун-та, 2014. – 160 с.

2. РД 36-62-00. Оборудование грузоподъемное. Общие технические требования.

3. Савельев А.Н. Кипервассер М.В. Инжелевская О.В. Распознавание аварийных ситуаций механического оборудования с электроприводом постоянного тока // Известия высших учебных заведений. Черная металлургия. - 2011. - № 6. - С. 42 – 45.

4. Казак С.А. Динамика мостовых кранов. М., изд-во «Машиностроение», 1968. – 332 с.

5. Пат. 2566459 Российская Федерация, МПК B66B 15/00. Устройство ограничения грузоподъемности мостового крана// Д.С. Аниканов, М.В. Кипервассер. − № 2014118290/11; заявл. 06.05.2014, опубл. 27.10.2015. Бюл. № 30.

УДК 62-83:621

АСИНХРОННЫЙ ЭЛЕКТРОПРИВОД С РЕГУЛЯТОРОМ НАПРЯЖЕНИЯ ПО ПЕРВОЙ ГАРМОНИКЕ РЯДА ФУРЬЕ

к.т.н Кунинин П.Н., к.т.н. Рыбаков А.И., Кучик М.М., Самуськов В.С.
Сибирский государственный индустриальный университет, г. Новокузнецк, Россия

Аннотация. Показана целесообразность построения систем управления асинхронными электродвигателями изменением питающего напряжения на основе первой гармоники. Выявлена и решена проблема разложения в ряд Фурье функций, составленных из кусков синусоиды. Построены функции выделения первой и совокупности высших гармоник, облегчающих оценку потерь из-за не синусоидальности напряжения на электродвигателе.

Ключевые слова: управление по первой гармонике, транзисторный регулятор, потери, разложение в ряд Фурье, особенности функции из кусков синусоиды.

Плавный (мягкий) пуск и торможение, а также управление скоростью асинхронных электродвигателей с короткозамкнутым ротором (АДКЗ) обеспечивается применением тиристорных регуляторов напряжения (ТРН), устанавливаемых между сетью переменного тока и электродвигателем [1-4]. АДКЗ, управляемый через ТРН, уступает по диапазону и качеству управления частотным преобразователям, но имеет преимущества в цене, простоте и дешевизне системы управления. Однако его применение ограничено механизмами, в которых пуск происходит при небольших нагрузках и не широком диапазоне управления скорости, в частности в электроприводах с вентиляторной нагрузкой.

Для ТРН характерно то, что при регулировании величины напряжения искажается синусоидальная форма питающего электродвигатель напряжения. В результате на выходе ТРН кроме первой, присутствуют высшие гармоники. Поскольку средний электромагнитный момент АДКЗ определяется первой гармоникой напряжения принимается, что влияние высших гармоник невелико и ими можно пренебречь [1-4]. Тем не менее высшие гармоники создают дополнительные потерн мощности и помехи в системах управления, снижают коэффициент мощности.

Если потери энергии, связанные с высшими гармоническими, изучены достаточно полно [2, 5], то изучение характера их влияния на коэффициент мощности и точность управления электроприводом, выпали из поля зрения исследователей. В этой связи актуальность проблемы изучения влияния изменения коэффициента мощности на энергетические показатели АДКЗ и целесообразность создания систем управления по первой гармонике не вызывает сомнения. Из проведенного анализа следует, что функция на выходе ТРН не сохраняет синусоидальность и периодичность напряжения на входе ТРН, поэтому возникают задачи выделения:

- полезной первой гармоники;
- совокупности высших гармоник, приводящих к дополнительным потерям.

Казалось бы, разделение гармоник является простой задачей, решаемой разложением в ряд Фурье. Но задача существенно усложняется тем, что управляющей величиной является запаздывание управляющих импульсов.

Таким образом, для создания системы управления АДКЗ по первой гармонике, необходимо решить задачи: составить функцию $U_{per}(t)$ выходного напряжения ТРН, разложить на первую гармонику и сумму высших гармоник, учитывая то, что параметр τ является управляющей величиной, в силу чего непосредственное применение разложения в тригонометрический ряд Фурье не представляется возможным.

В источниках [1-6] утверждается, что полезной является только первая гармоника и целесообразно управление по ее амплитуде. Тем не менее задача выделения первой гармоника и ее амплитуды не решена как в установившихся, так и в динамическом (переходных) режимах, хотя от этого напрямую зависит точность управления и экономичность системы.

Задачу можно решить следующим образом: предварительно создать математическое описание функции $U_{per}(t)$, а затем разложить ее в ряд Фурье. В ряде Фурье выделить первую гармонику как модель активного элемента системы управления, а совокупность высших гармоник использовать для оценки потерь.

На рис. 1 приведена однолинейная принципиальная электрическая схема АДКЗ с ТРН, синусоида u(t) одной фазы напряжения питающей сети в которой показана на рис. 1, b. Соответствующее этой фазе напряжение $U_{per}(t)$ на выходе ТРН иллюстрирует рис. 1, c. Управление напряжением $U_{per}(t)$ на выходе ТРН достигается изменением времени запаздывания.

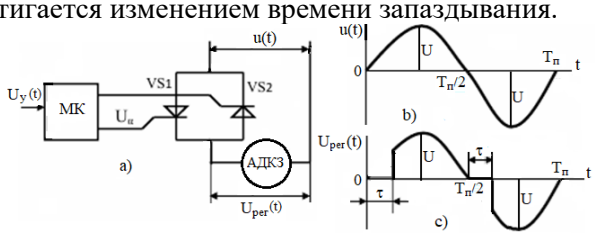


Рис. 1. Тиристорный регулятор напряжения с АДКЗ

Схема имеет существенный недостаток. Управление напряжением осуществляется вырезанием начальных участков полуволн синусоиды, в результате подключение двигателя к напряжению осуществляется с запаздыванием на время τ, причем напряжение прикладывается скачком, которое в зависимости от величины τ может достигать амплитудного значения. Резкие скачки момента приводят к ускорению износа АДКЗ. Указанный недостаток будет устранен, если вырезать участки синусоиды не в начале, а в конце полуволн, как это показано рис. 2. Замена тиристоров на транзисторы обеспечит повышение быстродействия переключения и снижения потерь. Под ТРН будем понимать не тиритсторный, а транзисторный регулятор напряжения.

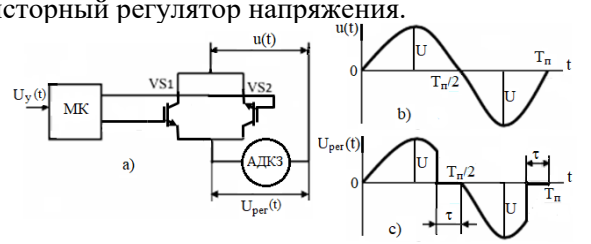


Рис. 2 – Регулятор напряжения с АДКЗ на транзисторных ключах

Из рис. 2, c следует, что функция $U_{per}(t)$ кусочно-непрерывная. На двух интервалах описывается синусоидой $U_{per}(t) = u(t) = U\sin(\omega t)$ (рис. 2, b), а на двух оставшихся имеет нулевые значения. Вышеизложенное и рис. 2, c дают основание для записи кусочно-непрерывной функции $U_{per}(t)$:

$$U_{per}(t) = \begin{cases} U \cdot \sin(\omega t), & \text{при } \mathbf{0} \le t \le 0{,}5T_п - \tau, \\ 0, & \text{при } 0.5T_п - \tau \le t \le 0{,}5T_п \\ U \cdot \sin(\omega t), & \text{при } 0.5T_п \le t \le T_п - \tau, \\ 0, & \text{при } T_п - \tau \le t \le T_п. \end{cases} \quad (1)$$

где U - амплитуда синусоиды, $0 \le \tau \le 0{,}5T_п$.

Длительность сегмента 0-$T_п$ непериодической функции $U_{per}(t)$ на рис. 2 равна периоду повторения периодической функции u(t), благодаря чему второй и четвертый интервалы функции $U_{per}(t)$ описываются участками исходной синусоиды $U \cdot \sin(\omega t)$ (рис. 2, b), а на первом и третьем участках $U_{per}(t)=0$.

Разложение функции $U_{per}(t)$ в тригонометрический ряд Фурье на сегменте 0-$T_п$ в соответствии с [9, 10] представляется в следующем виде

$$U_{per}(t)= 0.5 \cdot a_0 + \sum_{n=1}^{\infty}[a_n \cdot \cos(n\omega t) + b_n \cdot \sin(n\omega t)], \quad (2)$$

где n номер гармоники, $1 \le n \le \infty$.

Разложение функции (2.1) в ряд Фурье на произвольном периоде повторения 0-$T_п$ в соответствии с [9, 10, 16] сведем к сегменту $[-\pi, \pi]$, используя для расчета коэффициентов Фурье a_0, a_n и b_n следующие соотношения:

$$a_0(\tau) = \frac{2}{T_п}\int_0^{T_п} U_{рег}(t)dt = \frac{2U}{T_п}\left[\int_0^{0.5T_п-\tau}\sin(\omega t)dt + \int_{0.5T_п}^{T_п-\tau}\sin(\omega t)dt\right],$$

$$a_n(\tau) = \frac{2U}{T_п}\left[\int_0^{0.5T_п-\tau}\sin(\omega t)\cos(n\omega t)dt + \int_{0.5Tп}^{T_п-\tau}\sin(\omega t)\cos(n\omega t)dt\right], \quad (3)$$

$$b_n(\tau) = \frac{2U}{T_п}\left[\int_0^{0.5Tп-\tau}\sin(\omega t)\sin(n\omega t)dt + \int_{0.5Tп}^{T_п-\tau}\sin(\omega t)\sin(n\omega t)dt\right].$$

Согласно [12, 13, 16] коэффициент изменения масштаба M вдоль оси t определяем исходя из соотношения $T_n = 2\pi M$, откуда имеем $M = T_n/2\pi$. В соответствии с [7, 8] $T_n = 2\pi/\omega$, подставляя T_n в предыдущее соотношение получаем M = ω, откуда следует, что масштабирование выполнено верно.

В классической теории разложения функций в ряд Фурье [12, 13, 16] коэффициенты a_n и b_n константы. В разрабатываемой системе АДКЗ с ТРН управление осуществляем изменением времени запаздывания τ = var, что привело к необходимости применения определенного интеграла с переменным верхним пределом и к зависимости коэффициентов $a_n(\tau)$ и $b_n(\tau)$ от времени запаздывания τ.

Переменная τ является управляющей функцией и изменяется в процессе управления, что приводит к изменению верхнего предела интегрирования, придавая разложению в ряд Фурье вид, не предусмотренный классической теорией.

Интегрируя первое выражение в (3) по формулам из [12, 13, 15] получаем:

$$a_0(\tau) = 0. \quad (4)$$

При интегрировании выражений (2) и (3) возникают проблемы при интегрировании подынтегральных функций $\sin(\omega t)\cos(n\omega t)$ и $\sin(\omega t)\sin(n\omega t)$, которые в формулах (3) используются дважды с разными пределами. Их интегрирование дает

$$\int \sin(\omega t)\cos(n\omega t)\,dt = \frac{1}{2}\int[\sin(c\omega t) + \sin(d\omega t)]dt = -\frac{\cos(c\omega t)}{2\omega c} - \frac{\cos(d\omega t)}{2d\omega} + C, \quad (5)$$

$$\int \sin(\omega t)\sin(n\omega t)\,dt = \frac{1}{2}\int[-\cos(c\omega t) + \cos(d\omega t)]dt = -\frac{\sin(c\omega t)}{2c\omega} + \frac{\sin(d\omega t)}{2d\omega} + C, \quad (6)$$

где $2 \le n \le \infty$, c = n + 1, d = n-1.

Полученные первообразные не применимы для вывода функции первой гармоники, поскольку при n = 1 второе слагаемое первообразной в (5) равно бесконечности $\frac{\cos(n-1)\omega t}{2\omega(n-1)} = \frac{1}{0} = \infty$, а в (6) - неопределенности $\frac{\sin(n-1)\omega t}{2\omega(n-1)} = \frac{0}{0}$, в (6), причем источником неопределенностей являются слагаемые подынтегральных функций в (5) и (6):

$$[\sin(n-1)\,\omega t = \sin(0) = 0] \text{ и } [\cos(1-n)\omega t = \cos(0)=1]. \quad (7)$$

Тем не менее, интегралы (5) и (6) можно использовать и при n = 1. Для этого, не выполняя интегрирования подставим в подынтегральные функции n = 1 и (7):

$$\int \sin(\omega t)\cos(\omega t)\,dt = \frac{1}{2}\int[\sin(2\omega t) + \sin(0)]dt = \frac{1}{2}\int[\sin(2\omega t)]dt = -\frac{\cos(2\omega t)}{4\omega}, \quad (8)$$

$$\int \sin^2(\omega t)\,dt = \frac{1}{2}\int[-\cos(2\omega t) + \cos(0)]dt = \int[1 - \cos(2\omega t)]dt = \frac{t}{2} - \frac{\sin(2\omega t)}{4\omega}. \quad (9)$$

Тождественность подынтегральных функций $\sin(\omega t)\cos(\omega t) = 0.5\sin(2\omega t)$ для (5) и $\sin(\omega t)\sin(\omega t) = \sin^2(\omega t) = 1 - \cos(2\omega t)$ для (6) подтверждается источниками [11, 14].

Подставляя полученные выражения для первообразных в (3), вынеся за скобки 4ω, а также учитывая, что согласно [7, 8] имеет место $\omega = 2\pi f = \frac{2\pi}{T_n}$. При n = 1, получим следующие соотношения для коэффициентов первой гармоники:

$$a_1(\tau) = \frac{U}{4\pi}\left\{-\left[\cos\left(\frac{4\pi}{T_п}t\right)\right]_0^{0.5T_п-\tau} - \left[\cos\left(\frac{4\pi}{T_п}t\right)\right]_{0.5Tп}^{T_п-\tau}\right\}, \quad (10)$$

$$b_1(\tau) = \frac{U}{4\pi}\left\{\left[\frac{4\pi}{T_п}t - \sin\left(\frac{4\pi}{T_п}t\right)\right]_0^{0.5T_п-\tau} + \left[\frac{4\pi}{T_п}t - \sin\left(\frac{4\pi}{T_п}t\right)\right]_{0.5Tп}^{T_п-\tau}\right\}. \quad (11)$$

Раскрыв двойные подстановки и выражения в круглых скобках получим:

$$a_1(\tau) = \frac{U}{4\pi}\left\{-\cos\left[\frac{4\pi}{T_п}(0.5T_п - \tau)\right] + \cos(0) - \cos\left[\frac{4\pi}{T_п}(T_п - \tau)\right] + \cos(2\pi)\right\},$$

$$b_1(\tau) = \frac{2U}{T_п}\left\{\left(4\pi - \frac{8\pi}{T_п}\tau\right) - \sin\left[\frac{4\pi}{T_п}(0.5T_п - \tau)\right] - \sin\left[\frac{4\pi}{T_п}(T_п - \tau)\right] + \sin(2\pi)\right\}.$$

Воспользуемся формулами вычитания [11, 14], а затем выполним сокращения

$$a_1(\tau) = \frac{U}{4\pi}\left\{-\cos(2\pi)\cos\left(\frac{4\pi}{T_п}\tau\right) - \sin(2\pi)\sin\left(\frac{4\pi}{T_п}\tau\right) - \cos(4\pi)\cos\left(\frac{4\pi}{T_п}\tau\right) - \right.$$
$$\left. -\sin(4\pi)\sin\left(\frac{4\pi}{T_п}\tau\right) + \cos(0) + \cos(2\pi)\right\},$$

$$b_1(\tau)=\frac{U}{4\pi}\left\{\left(4\pi-\frac{8\pi}{T_п}\tau\right)-\sin(2\pi)\cos\left(\frac{4\pi}{T_п}\tau\right)+\cos(2\pi)\sin\left(\frac{4\pi}{T_п}\tau\right)-\right.$$
$$\left.-\sin(4\pi)\cos\left(\frac{4\pi}{T_п}\tau\right)+\cos(4\pi)\sin\left(\frac{4\pi}{T_п}\tau\right).\right.$$

Учитывая, что $\sin(2\pi)=\cos(4\pi)=0$, запишем:

$$a_1(\tau)=\frac{U}{4\pi}\left\{-\cos(2\pi)\cos\left(\frac{4\pi}{T_п}\tau\right)-\cos(4\pi)\cos\left(\frac{4\pi}{T_п}\tau\right)+\cos(0)+\cos(2\pi)\right\}, \quad (12)$$

$$b_1(\tau)=\frac{U}{4\pi}\left\{\left(4\pi-\frac{8\pi}{T_п}\tau\right)+\cos(2\pi)\sin\left(\frac{4\pi}{T_п}\tau\right)+\cos(4\pi)\sin\left(\frac{4\pi}{T_п}\tau\right). \quad (13)$$

Поскольку $\cos(2\pi)=\cos(4\pi)=1$, окончательно получаем функции для вычисления коэффициентов первой гармоники:

$$a_1(\tau)=\frac{2U}{\pi}\left\{1-\cos\left(\frac{4\pi}{T_п}\tau\right)\right\}=\frac{4U}{\pi}\sin^2\left(\frac{2\pi}{T_п}\tau\right),$$
$$b_1(\tau)=\frac{U}{2\pi}\left[\left(2\pi-\frac{4\pi}{T_п}\tau\right)+\sin\left(\frac{4\pi}{T_п}\tau\right)\right].$$

Подставляя $a_1(\tau)$ и $b_1(\tau)$ в (2) получаем функцию $u_1(t)$ первой гармоники (n = 1)

$$u_1(t)=a_1\cdot\cos(\omega t)+b_1\cdot\sin(\omega t)=A\sin(\omega t+\varphi).$$

Согласно [10] амплитуда $A_1(\tau)$ первой гармоники определяется соотношением

$$A1(\tau)=\sqrt{a_1^2(\tau)+b_1^2(\tau)},$$

из которого следует, что амплитуда изменяется по сложному закону, включая синусоидальные составляющие. Этот неожиданный результат ставит под сомнение полученный результат. Поскольку в реальных процессах колебания не наблюдаются [5, 6] необходимы дополнительные исследования

Для получения первообразных в (8) и (9) использовались замены подынтегральных функций $\sin(\omega t)\cos(\omega t)$ и $\sin^2(\omega t)$ соответственно на $\sin(2\omega t)$ и $1-\cos(2\omega t)$, особенностью которых является удвоение частоты с ω до 2ω, которые соответствуют уже второй гармонике и на сегменте 0-$T_п$ уложились не один, а два периода синусоиды, так что в точке $0.5T_п$ заканчивается не полупериод с изменением знака косинуса с плюса на минус, а полный период косинусоиды и поэтому изменение знака косинуса не произошло. В результате вместо вычитания, очевидно, произошло сложение.

Таким образом, если разложению в ряд подвергается функция, состоящая из кусков синусоидального напряжения, т.е. из кусков первой гармоники, происходит нарушение теории рядов Фурье [9, 10, 12], согласно которой разложение должно производиться на интервале одного периода [–π, π] или его эквивалента, а удвоение частоты привело к замене первой гармоники на вторую и, как следствие, разложение на двух периодах, в связи с чем произошла замена знака косинуса с минуса на плюс.

Чтобы выполнить разложение в ряд на одном периоде, достаточно в (10) и (11) пределы интегрирования уменьшить в два раза, при этом соотношения (10) и (11) примут следующий вид:

$$a_1(\tau)=\frac{U}{4\pi}\left\{-\left[\cos\left(\frac{4\pi}{T_п}t\right)\right]_0^{0.25T_п-\tau}-\left[\cos\left(\frac{4\pi}{T_п}t\right)\right]_{0.25Tп}^{0.5T_п-\tau}\right\},$$
$$b_1(\tau)=\frac{U}{4\pi}\left\{\left[\frac{4\pi}{T_п}t-\sin\left(\frac{4\pi}{T_п}t\right)\right]_0^{0.25T_п-\tau}+\left[\frac{4\pi}{T_п}t-\sin\left(\frac{4\pi}{T_п}t\right)\right]_{0.25Tп}^{0.5T_п-\tau}\right\}.$$

Выполнив преобразования, аналогичные преобразованиям (10) и (11), получим:

$$a_1(\tau)=\frac{U}{4\pi}\left[-\cos(\pi)\cos\left(\frac{4\pi}{T_п}t\right)-\cos(2\pi)\cos\left(\frac{4\pi}{T_п}t\right)+\cos(0)+\cos(\pi)\right],$$
$$b_1(\tau)=\frac{U}{2\pi}\left\{\left(2\pi-\frac{4\pi}{T_п}\tau\right)+\cos(\pi)\sin\left(\frac{4\pi}{T_п}\tau\right)+\cos(2\pi)\sin\left(\frac{4\pi}{T_п}\tau\right).\right.$$

Подставляя $\cos(0)=\cos(2\pi)=1$, $\cos(\pi)=-1$ окончательно получим:

$$a_1(\tau)=\frac{U}{4\pi}\left[\cos\left(\frac{4\pi}{T_п}t\right)-\cos\left(\frac{4\pi}{T_п}t\right)+1-1\right]=0, \quad (14)$$

$$b_1(\tau)=\frac{U}{2\pi}\left[\left(2\pi-\frac{4\pi}{T_п}\tau\right)-\sin\left(\frac{4\pi}{T_п}\tau\right)+\sin\left(\frac{4\pi}{T_п}\tau\right)\right]=\frac{U}{2\pi}\left(2\pi-\frac{4\pi}{T_п}\tau\right). \quad (15)$$

Из анализа (14) и (15) следует, что при τ = 0 амплитуда первой гармоники $A_1=b_1(\tau)$ равна амплитуде напряжения питающей сети U, а при увеличении τ амплитуда первой гармоники уменьшается, что полностью согласуется с ожидаемым результатом.

Подставляя значение $a_0(\tau)$ из (4), $a_1(\tau)$ из (14) и $b_1(\tau)$ из (15) в (2) при n = 1 получаем функцию напряжения $U_1(t)$ первой гармоники

$$U_1(t)=A_1(\tau)\sin(\omega t),\quad A_1=b_1(\tau). \quad (16)$$

Таким образом, при разложении в ряд Фурье функций, которые образованы кусками синусоид имеют особенности. Эти особенности не учитывает классическая теория и поэтому приводят

к ошибочным решениям. В статье показано, каким образом можно расширить применимость рядов Фурье и на рассмотренный тип исследуемых функций.

Перейдем к определению функций высших гармоник. В соотношениях интегралов (5) и (6) при произвольном номере n гармоники, как и в соотношении (10) и (11) для первой гармоники при эквивалентных преобразованиях имеют место изменения частоты ω тригонометрических функций. Из (5) и (6) имеем

$$\int \sin(\omega t)\cos(n\omega t)\,dt = \frac{1}{2}\int[\sin(n+1)\omega t + \sin(n-1)\,\omega t]dt;$$
$$\int \sin(\omega t)\sin(n\omega t)\,dt = \frac{1}{2}\int[-\cos(n+1)\omega t + \cos(n-1)\,\omega t]dt.$$

В левых частя равных интегралов для n-ой гармоники частота равна nω, а в правых - в одном слагаемом частота $(n+1)\omega$, а во втором $(n+1)\omega$, причем средняя частота равна частоте левой части nω. Как и для случая первой гармоники имеет место изменение частоты, но частота изменяется не в два раза, а в одной функции в c = n +1, а в другой d = n -1 раз. Характер изменения частоты в сравнении с первой гармоникой отличается только величиной, у высших гармоник она изменяется не в два раза, а только на единицу при любом значении n. Подставляя в (5) и (6) выражения n +1 = c и n -1 = d получим соотношения

$$\int \sin(\omega t)cos(n\omega t)\,dt=\frac{1}{2}\int[\sin(c\omega t) + \sin(d\omega t)\,\omega t]dt = $$
$$= -\frac{cos(c\omega t)}{2c\omega} - \frac{cos(d\omega t)}{2d\omega}+C_1,\ \ n \neq 1,\ 2 \le n \le \infty, \qquad (17)$$
$$\int \sin(\omega t)\sin(n\omega t)\,dt=\frac{1}{2}\int[-\cos(c\omega t) + \cos(d\omega t)]dt = $$
$$= -\frac{\sin c\omega t}{2c\omega} + \frac{\sin(d\omega t)}{2d\omega}+C_2,\ n \neq 1,\ \le n \le \infty. \qquad (18)$$

Первообразные интегралов из (5) и (6) подставим в выражения (3) для вычисления коэффициентов Фурье $a_n(\tau)$ и $b_n(\tau)$ гармоник n > 1 расставляя двойные подстановки с учетом параметров c и d:

$$a_n(\tau) = \frac{2U}{T_п}\left\{\left[-\frac{\cos(c\omega t)}{2\omega c}\right]_0^{\frac{0.5Tn-\tau}{c}} - \left[\frac{\cos(d\omega t)}{2\omega d}\right]_0^{\frac{0.5Tn-\tau}{d}} - \left[\frac{\cos(c\omega t)}{2\omega c}\right]_{\frac{0.5Tn}{c}}^{\frac{Tn-\tau}{c}} - \left[\frac{\cos(d\omega t)}{2\omega d}\right]_{\frac{0.5Tn}{d}}^{\frac{Tn-\tau}{d}}\right\},$$
$$b_n = \frac{2U}{T_п}\left\{\left[-\frac{\sin(c\omega t)}{2\omega c}\right]_0^{\frac{0.5Tn-\tau}{c}} + \left[\frac{\sin(d\omega t)}{2\omega d)}\right]_0^{\frac{0.5Tn-\tau}{d}} - \left[\frac{\sin c\omega t}{2\omega c}\right]_{\frac{0.5Tn}{c}}^{\frac{Tn-\tau}{c}} + \left[\frac{\sin(d\omega t)}{2\omega d)}\right]_{\frac{0.5Tn}{d}}^{\frac{Tn-\tau}{d}}\right\}.$$

Расскроем пределы, учтем, что $\omega=2\pi f=2\pi/T_n$ и выполним сокращения:

$$a_n = \frac{U}{2\pi}\left[\begin{array}{l} -\frac{\cos\left[\frac{2\pi}{T_n}(0.5Tn-\tau)\right]}{(n+1)} - \frac{\cos\left[\frac{2\pi}{T_n}(0.5Tn-\tau)\right]}{(n-1)} + \frac{\cos(0)}{(n+1)} + \frac{\cos(0)}{(n-1)} - \\ -\frac{\cos\left[\frac{2\pi}{T_n}(0.5Tn-\tau))\right]}{(n+1)} - \frac{\cos\left[\frac{2\pi}{T_n}(0.5Tn-\tau))\right]}{(n-1)} + \frac{\cos(\pi)}{(n+1)} + \frac{\cos(\pi)}{(n-1)} \end{array}\right],$$
$$b_n = \frac{U}{2\pi}\left[\begin{array}{l} -\frac{\sin\left[\frac{2\pi}{T_n}(0.5Tn-\tau)\right]}{(n+1)} + \frac{\sin\left[\frac{2\pi}{T_n}(0.5Tn-\tau)\right]}{(n-1)} + \frac{\sin(0)}{(n+1)} - \frac{\sin(0)}{(n-1)} - \\ -\frac{\sin\left[\frac{2\pi}{T_n}(Tn-\tau))\right]}{(n+1)} + \frac{\sin\left[\frac{2\pi}{T_n}(Tn-\tau)\right]}{(n-1)} + \frac{\sin(\pi)}{(n+1)} - \frac{\sin(\pi)}{(n-1)} \end{array}\right].$$

Учитывая, что $\cos(0) = 1$, $\cos(\pi) = -1$, $\sin(0) = \sin(\pi) = 0$ и применив формулы вычитания [11] после сокращений получим:

$$a_n = \frac{U}{2\pi}\left[\begin{array}{l} -\frac{\cos(\pi)\cos\left(\frac{2\pi}{T_n}\tau\right)+\sin(\pi)\sin\left(\frac{2\pi}{T_n}\tau\right)}{(n+1)} - \frac{\cos(\pi)\cos\left(\frac{2\pi}{T_n}\tau\right)+\sin(\pi)\sin\left(\frac{2\pi}{T_n}\tau\right)}{(n-1)} - \\ -\frac{\cos(2\pi)\cos\left(\frac{2\pi}{T_n}\tau\right)+\sin(2\pi)\sin\left(\frac{2\pi}{T_n}\tau\right)}{(n+1)} - \frac{\cos(2\pi)\cos\left(\frac{2\pi}{T_n}\tau\right)+\sin(2\pi)\sin\left(\frac{2\pi}{T_n}\tau\right)}{(n-1)} \end{array}\right],$$
$$b_n = \frac{U}{2\pi}\left[\begin{array}{l} -\frac{\sin(\pi)\cos\left(\frac{2\pi}{T_n}\tau\right)-\cos(\pi)\sin\left(\frac{2\pi}{T_n}\tau\right)}{(n+1)} + \frac{\sin(\pi)\cos\left(\frac{2\pi}{T_n}\tau\right)-\cos(\pi)\sin\left(\frac{2\pi}{T_n}\tau\right)}{(n-1)} - \\ -\frac{\sin(2\pi)\cos\left(\frac{2\pi}{T_n}\tau\right)-\cos(2\pi)\sin\left(\frac{2\pi}{T_n}\tau\right)}{(n+1)} + \frac{\sin(2\pi)\cos\left(\frac{2\pi}{T_n}\tau\right)-\cos(2\pi)\sin\left(\frac{2\pi}{T_n}\tau\right)}{(n-1)} \end{array}\right].$$

Дополнительно к предыдущему учтем, что $\cos(2\pi) = 1$ и $\sin(2\pi) = 0$, получим:

$$a_n = \frac{U}{2\pi}\left[\frac{\cos\left(\frac{2\pi}{T_n}\tau\right)}{(n+1)} + \frac{\cos\left(\frac{2\pi}{T_n}\tau\right)}{(n-1)} - \frac{\cos\left(\frac{2\pi}{T_n}\tau\right)}{(n+1)} - \frac{\cos\left(\frac{2\pi}{T_n}\tau\right)}{(n-1)}\right]=0, \qquad (19)$$

$$b_n = \frac{U}{2\pi}\left[\frac{\sin\left(\frac{2\pi}{T_n}\tau\right)}{(n+1)} + \frac{\sin\left(\frac{2\pi}{T_n}\tau\right)}{(n-1)} + \frac{\sin\left(\frac{2\pi}{T_n}\tau\right)}{(n+1)} - \frac{\sin\left(\frac{2\pi}{T_n}\tau\right)}{(n-1)}\right] = U\frac{\sin\left(\frac{2\pi}{T_n}\tau\right)}{(n+1)}. \quad (20)$$

Подставляя значение $a_0(\tau)$ из (4), $a_n(\tau)$ из (19) и $b_n(\tau)$ из (20) в (2) получаем функцию $U_n(t)$ для гармоник $n > 1$

$$U_n(t) = b_n(\tau)\sin(n\omega t). \quad (21)$$

Функции (16) и (21) предоставляют возможность вычисления гармоник с любыми произвольными номерами.

Вывод. Поставлена и решена задача обеспечения плавного (мягкого) пуска и управления скоростью вращения вала АДКЗ изменением питающего напряжения. Обоснована целесообразность построения систем управления по первой гармонике функции, составленной из динамически изменяющихся кусков синусоиды. Показано, что выделение первой и высших гармоник таких функций разложением в тригонометрический ряд приводит к ошибочным результатам и разработана модификация классической теории рядов Фурье применительно к функциям, состоящих из кусков синусоид, разделенных промежутками с нулевыми значениями напряжения. Предложения теория дает возможность создавать эффективные транзисторные регуляторы АДКЗ изменением питающего напряжения на современных микроэлектронных управляющих устройствах.

Библиографический список

1. Гульков Г.И. Системы автоматизированного управления электроприводами, учеб. пособие / Г.И. Гульков, Ю.Н. Петренко, Е.П. Раткевич, ОЛ. Симоненкова; под обш. ред. Ю.Н. Петренко. - 2-е изд., испр. и доп. - Минск: Новое знание, 2007. - 394 с.

2. Терехов В.М. Системы управления электроприводов / В.М. Терехов, О.И. Осипов. – 2 – изд., стер. – Издательский центр «Академия», 2006. – 304 с.

3. Тиристорные регуляторы напряжения для плавного пуска, торможения и управления скоростью вращения вала асинхронных электродвигателей с короткозамкнутым ротором [Электронный ресурс], http://electricalschool.info/elprivod/1013-tiristornye-reguljatory-naprjazhenija.html.

4. Устройство и принцип действия тиристорного регулятора напряжения [Электронный ресурс], http://www.gaw.ru/html.cgi/txt/gl/proizv2/ustrojstvo-i-princip-djejstvija-tiristornogo-rjeguljatora.htm.

5. Фираго Б.И. Регулируемые электроприводы переменного тока / Б.И. Фираго, Л.Б. Павлячик. – Мн.: Технoперспектива, 2006. – 363 с.

6. Фираго Б.И. Теория электропривода : учеб. пособие / Б. И. Фнраго, Л. Б. Павлячик. - 2-е изд. - Минск: Технoперспектива, 2007. - 585 с.

7. Атабеков Г.И. Основы теории цепей / Л.А. Атабеков, учебник, 3-е изд., стер. – СПб.: Издательство «Лань», 2009. – 432 с.

8. Бессонов Л.А. Теоретические основы электротехники. Электрические цепи / Л.А. Бессонов, - 10-е изд. – М.: Гардарики, 2002. 638 с.

9. Пискунов Н. С. Дифференциальное и интегральное исчисления для втузов, т. 2; учебное пособие для втузов. -13-е изд - М.: Наука, Главная редакция физико-математической литературы, 1985. - 560 с.

10. Воробьев Н. Н Теория рядов / Н.Н. Воробьев, 4 изд., перераб. и доп. – М.: Наука, Главная редакция физико-математической литературы, М. 1979. - 408 с.

11. Выгодский М.Я. Справочник по элементарной математике / М.Я. Выгодский. – М: АСТ: Астрель, 2006. – 509 с.

12. Выгодский М.Я. Справочник по высшей математике / М.Я. Выгодский. – М: АСТ: Астрель, 2006. – 991 с.

13. Пискунов Н. С. Дифференциальное и интегральное исчисления для втузов, т. 1; учебное пособие для втузов. -13-е изд. / М.: Наука, Главная редакция физико-математической литературы, 1985. - 432 с.

14. Гельфанд И.М. Тригонометрия / И.М. Гельфанд, С.М. Львовский, А.Л. Тома. - 3-е изд., исправл. – М.: МЦМНО, 2018. – 200 с.

15. Фихтенгольц Г.М. Курс дифференциального и интегрального исчисления [Текст] / Г.М. Фихтенгольц – 8-е изд. – М.: Физматгиз, 2003. – 864 с.

16. Смирнов В. И. Курс высшей математики. Том I / В.И. Смирнов, 24-е изд. — СПб.: БХВ-Петербург, 2008. - 624 с.

622.831.31

СРАВНИТЕЛЬНЫЙ АНАЛИЗ ВАРИАНТОВ РЕАЛИЗАЦИИ СПЕКТРАЛЬНО-АКУСТИЧЕСКОГО МЕТОДА ПРОГНОЗА ДИНАМИЧЕСКИХ ЯВЛЕНИЙ

д.т.н. Шадрин А.В., Контримас А.А., Телегуз А.С.
Федеральный исследовательский центр угля и углехимии СО РАН,
г. Кемерово, Россия

Аннотация. Анализируются варианты реализации спектрально-акустического метода контроля напряженного состояния горного массива с целью предупреждения динамических явлений. Выявлены отличия и недостатки двух вариантов, основанных на зависимости отношения амплитуд высокочастотной и низкочастотной областей спектра акустического сигнала работающего оборудования от напряженного состояния массива на участке между излучателем и приемником звука. Для устранения недостатков обоснован мофицированный вариант реализации метода, основанный на зависимости медианы амплитудно-частотной характеристики сигнала от действующих напряжений. Приведены результаты испытания метода при контроле напряженного состояния призабойного пространства очистной выработки в процессе направленного гидроразрыва труднообрушаемой кровли аппаратно-программным комплексом на базе аппаратуры РИПАС.

Ключевые слова: динамические явления, спектрально-акустический контроль, направленный гидроразрыв кровли, аппаратура РИПАС, анализ результатов.

Введение. Спектрально-акустический метод контроля напряженного состояния горного массива вначале использовался в качестве геофизического метода текущего прогноза выбросоопасности [1-3]. В это время он назывался методом прогноза по амплитудно-частотной характеристике пласта [2]. Данное название не прижилось, по-видимому, потому что слишком длинное. Последующее его название – акустический [3-4]. Оно также не прижилось, т.к. акустических методов контроля горного массива очень много и его сущность в названии не просматривается. В действующих в настоящее время нормативных документах этот метод прогноза выбросоопасности называется «по параметрам искусственного акустического сигнала» [5]. Данное название на наш взгляд не совсем корректное по следующей причине. Метод реализуется путем спектрального анализа «шумов» работающего горного оборудования, прошедших контролируемый горный массив. К источникам этих «шумов» относятся проходческий и очистной комбайн, буровая коронка и т.п., акустические сигналы которых явно являются вполне естественными. Таким образом, поскольку в основе метода лежит спектральный анализ акустических сигналов, название «спектрально-акустический» кратко и наиболее точно отражает его сущность.

Физической основой спектрально-акустического метода является то, что коэффициент затухания акустических колебаний в первом приближении прямо пропорционален частоте колебаний и обратно пропорционален средним напряжениям, действующим на трассе распространения колебаний [6-8]. Отсюда следует, что с ростом напряжений коэффициент затухания высокочастотных гармоник уменьшается сильнее, чем низкочастотных. Поэтому отношение амплитуд высокочастотных гармоник к низкочастотным с ростом напряжений возрастает. Этот параметр и используется при прогнозе выбросоопасности.

Однако выбросоопасность зависит не только от сил горного давления, но и от внутрипластового давления свободного газа, величина которого на коэффициент затухания звука практически не влияет [9]. Поэтому спектрально-акустический метод на самом деле контролирует лишь горное давление. Для прогноза выбросоопасности спектрально-акустический контроль необходимо дополнить методами контроля других основных факторов выбросоопасности, в частности, внутрипластового давления газа и прочности угля наиболее перемятой пачки пласта. При этом спектрально-акустический метод является базовым, критерий опасности проявления выброса для которого корректируется в зависимости от давления газа и прочности угля [7-8, 10-11].

Поскольку необходимость в контроле напряженного состояния призабойного пространства возникает не только при разработке выбросоопасных пластов, спектрально-акустический метод в настоящее время применяется либо его применение обосновывается для прогноза других динамических явлений и при мониторинге действующих напряжений при выполнении отдельных элементов технологии ведения горных работ [12-14].

Варианты реализации спектрально-акустического метода. В настоящее время известны два варианта исполнения спектрально-акустического метода, отличающихся выбором используемых частот для определения коэффициента относительных напряжений.

Первый заключается в разбиении рабочего частотного диапазона источника «шума» (например, 20-1500 Гц) на поддиапазоны низких и высоких частот [15]. Разбиение осуществляется с помощью аналоговых фильтров нижних и верхних частот. Сигналы с выходов фильтров детектируются амплитудными детекторами и отношение высокочастотного A_h и низкочастотного A_l продетектированных сигналов называется коэффициентом относительных напряжений K, который равен [6, 7]:

$$K = \frac{A_h}{A_l} = \exp(-C\frac{\sigma_l}{\sigma_c}r), \quad (1)$$

где σ_l и σ_c – предельное и текущее значения средних напряжений, МПа; r - расстояние от источника до приемника звука, м. Параметр C равен:

$$C = \frac{\alpha_0\beta(f_h - f_l)}{f_0},$$

где α_0 – затухание на некоторой частоте f_0 при отсутствии напряжений (в разгруженном состоянии), м$^{-1}$; β - коэффициент пропорциональности, определяемый свойствами массива; f_h и f_l – средние частоты выбранных для контроля областей соответственно верхних и нижних рабочих поддиапазонов спектра излучения горного оборудования, Гц.

Второй вариант выбора рабочих частот реализуется следующим образом. Принятый геофоном акустический сигнал оцифровывается и с помощью быстрого преобразования Фурье определяется амплитудно-частотная характеристика (АЧХ) сигнала. На ней определяется гармоника с максимальной амплитудой A_{max}. Левее и правее этой гармоники определяются гармоники с амплитудами, равными $0{,}5A_{max}$ и $0{,}75A_{max}$. Поддиапазон частот между гармониками с амплитудами $0{,}5A_{max}$ и $0{,}75A_{max}$ левее частоты с A_{max} относят к низкочастотной области, а аналогичный поддиапазон частот правее гармоники с A_{max} относят к высокочастотной области. Коэффициент относительных напряжений в этом случае определяется по формуле:

$$K = \frac{\sum_j A_{jh}}{\sum_i A_{il}}, \quad (2)$$

где A_{jh} и A_{il} – соответственно амплитуды гармоник в высокочастотной и низкочастотной областях.

Особенности обоих вариантов подробно рассмотрены в работе [16]. Одним из существенных недостатков их является не использование всего спектра полезного сигнала. Многочисленные экспериментальные данные показывают, что из-за разнообразия горно-геологических условий разработки угольных пластов перед внезапными выбросами подъем АЧХ наблюдался на разных частотах (см., например, [15]). Это может привести к тому, что возникшее изменение напряженного состояния впереди выработки приведет к существенным изменениям спектра сигнала именно в той области спектра, которая находится вне установленных низкочастотном и высокочастотном поддиапазонах частот.

Для устранения этого недостатка нами была обоснована модификация спектрально-акустического метода, использующего весь непрерывный спектр акустического сигнала работающего оборудования в диапазоне 20-1000 Гц. Использование более высоких частот может снизить глубину чувствительности метода впереди подготовительной выработки, определяемой минимальной длиной волны в спектре зондирующего сигнала, фронт волны которого определяется согласно принципу Гюйгенса [17, 18].

Обоснование заключается в следующем. Предположим, что после оцифровки аналогового зондирующего сигнала и быстрого преобразования Фурье имеем спектр из N гармоник. Амплитуду i-ой гармоники на расстоянии r от источника можно записать следующим образом:

$$A_i(r) = A_{i,0}F(r)e^{-\alpha_i r}, \quad (3)$$

где $A_{i,0}$ – амплитуда i-ой гармоники у источника звука («шума» работающего оборудования); $F(r)$ – функция, учитывающая диаграмму направленности источника сигнала (например, $F(r) = 1$ – для плоской волны; $F(r) = 1/r$ – для сферической волны); α_i – коэффициент затухания звука i-ой гармоники; r- расстояние между источником и приемником звука.

Допустим, что интервал между соседними гармониками Δf равен, например, 20 Гц. Тогда частота i-ой гармоники будет равна

$$f_i = 20i, \text{ Гц}, \quad i \in [1; 50]. \quad (4)$$

В первом приближении коэффициент затухания α_i следующим образом зависит от ее частоты f_i и текущих средних напряжений σ_c [6]:

$$\alpha_i = \alpha_0\beta\frac{f_i}{f_0}\frac{\sigma_l}{\sigma_c} = \varepsilon f_i\frac{\sigma_l}{\sigma_c}, \text{ м}^{-1}, \quad (5)$$

где σ_l – среднее предельное (максимально возможное для контролируемого участка пласта, предшествующее разрушению массива из-за динамического явления) напряжение на трассе распространения акустического сигнала, Па; $\varepsilon = \frac{\alpha_0 \beta}{f_0}$, м$^{-1}$Гц$^{-1}$.

Тогда для выбранного нами диапазона частот сумма дискретного ряда амплитуд спектральных составляющих акустического сигнала $A(f,r)$ с учетом (3-5) будет равна:

$$A(f,r) = \sum_{i=1}^{50} A_{i,0} F(r) e^{-\varepsilon 20 i \frac{\sigma_l}{\sigma_c} r}. \quad (6)$$

Предположим, что АЧХ акустического сигнала у источника имеет максимум и ее компоненты у излучателя могут быть описаны двумя экспоненциальными функциями (возрастающей и убывающей) в следующем виде:

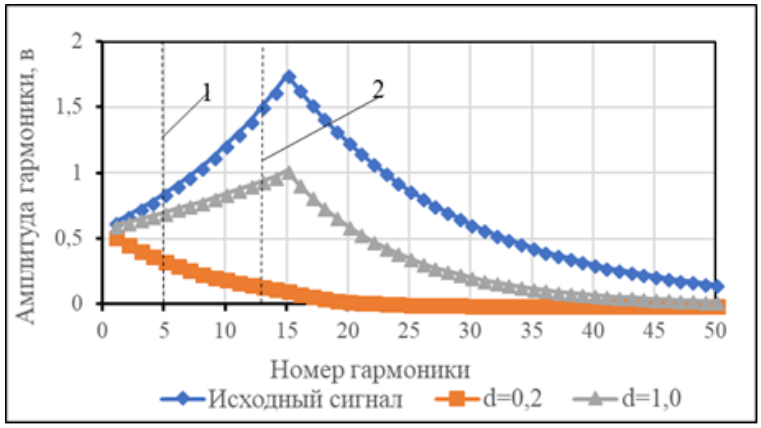
$$A_{i,0} = \begin{Bmatrix} A_0 e^{+0{,}073 i}, i \in [1,14] \\ A_0 e^{-\eta 20 i}, i \in [15,50] \end{Bmatrix}, \quad (7)$$

где A_0 – амплитуда гипотетической «нулевой» гармоники при i = 0, В; параметры ξ и η – определяют скорости изменения экспонент.

Определим параметры ξ и η из условия, что A_0 = 1,75 В и амплитуды следующих гармоник удовлетворяют условию $A_{14,0} = A_{15,0} \approx 1{,}0$ В при r=10м и d=1,0 (условие «сшивания» двух экспонент). Тогда (7) примет вид:

$$A_{i,0} = \begin{Bmatrix} 0{,}333 e^{+0{,}073 i}, i \in [1,14] \\ 2{,}86 e^{-0{,}07 i}, i \in [15,50] \end{Bmatrix}, \quad (8)$$

Подставим (8) в (6). Результаты расчета амплитуд отдельных гармоник представлены на рис. 1 при следующих значениях входящих величин: α_0 = 1,3 м$^{-1}$; β = 0,07; f_0 = 500 Гц; $F(r)$ = 1; r = 10 м; d= $\frac{\sigma_c}{\sigma_l} = 0{,}2$ и 1,0.



1 и 2 - текущие значения медианы M_c, равные 100 Гц (5-я гармоника) и 260 Гц (13-я гармоника) для соответственно d=0,2 и d=1,0

Рис. 1. Амплитудно-частотные характеристики исходного сигнала и прошедших участок горного массива длиной 10 м при отношении текущих и предельных средних напряжений d=0,2 и d=1,0

Из рисунка видно, что с ростом напряжений амплитуды высокочастотных гармоник возрастают сильнее низкочастотных и медиана АЧХ смещается вправо.

Для приведенных параметров акустического сигнала определим зависимость текущего значения медианы дискретного ряда амплитуд спектральных составляющих M_c от отношения $\frac{\sigma_c}{\sigma_l}$. При этом в соответствии с определением под медианой будем понимать корень уравнения $A(f,r)$ = 0,5, иначе говоря, в нашем случае M_c – это значение частоты гармоники f_n, при которой выполняется условие:

$$\begin{cases} \sum_{i=1}^{n} A_{i,0} e^{-\varepsilon 20 i \frac{\sigma_l}{\sigma_c} r} \lesssim 0.5 \sum_{i=n+1}^{50} A_{i,0} e^{-\varepsilon 20 i \frac{\sigma_l}{\sigma_c} r}, \\ \sum_{i=1}^{n+1} A_{i,0} e^{-\varepsilon 20 i \frac{\sigma_l}{\sigma_c} r} > 0.5 \sum_{i=n+2}^{50} A_{i,0} e^{-\varepsilon 20 i \frac{\sigma_l}{\sigma_c} r}. \end{cases} \quad (9)$$

Из рис. 1 видно, что с ростом средних текущих напряжений от величины 0,2 σ_l до 1,0 σ_l значение медианы возросло с величины в 100 Гц до 260 Гц.

Введем понятие коэффициента относительных напряжений K_m для данной модификации спектрально-акустического метода, равного отношению текущего значения медианы M_c к опорному M_0:

$$K_m = M_c/M_0. \quad (10)$$

Для простоты примем, что M_0 соответствует отношению текущих и предельных средних напряжений значению d=0,2. В таблице представлены данные расчета величины K_m от отношения d.

Таблица

Значения коэффициента относительных напряжений K_m для различных соотношений d средних текущих и предельных напряжений

$d=\sigma_c/\sigma_1$	$K_m = M_c/M_0$
0,2	1,0
0,4	1,8
0,6	2,2
0,8	2,4
1,0	2,6

Из таблицы видно, что при рассмотренной модели акустического сигнала, имитирующего шум работающего комбайна, увеличение отношения текущих напряжений к предельным в 5 раз привело к росту коэффициента относительных напряжений K_m в 2,6 раза. При этом для определения показателя выбросоопасности использовался весь непрерывный спектр акустического сигнала в пределах f=20-1000 Гц, что исключает появление ошибки в контроле из-за того, что изменение напряженного состояния призабойного пространства привело к изменению амплитуд спектральных составляющих, находящихся в неконтролируемой области рабочих частот излучателя.

Проверку работоспособности данной модификации спектрально-акустического метода осуществили на шахте «Юбилейная» ЗАО «ТопПром» с помощью программно-аппаратного комплекса на базе искробезопасного портативного регистратора акустического сигнала РИПАС, изготовленного компанией «МНТЛ РИВАС» [13]. Исследования заключались в определении изменений напряженного состояния впереди лавы в результате направленного гидроразрыва (НГР) кровли, осуществляемого из скважин, пробуренных из вентиляционного штрека. Оценку напряженного состояния призабойного пространства проводили до и после выполнения НГР.

В соответствии с методикой измерений прибором РИПАС геофон крепился к боку штрека и по обе стороны от него на расстоянии примерно 2 м наносились удары кувалдой. Акустический сигнал записывался прибором. Затем геофон переносился в новое место дальше от очистного забоя (ОЗ) и проводилось зондирование, аналогичное описанному ранее.

Обработка сигнала с целью определения коэффициентов относительных напряжений K – по алгоритму, рекомендованному Методикой [13], и по алгоритму, основанному на анализе смещения медианы АЧХ – K_m, осуществлялась после выхода из шахты в лабораторных условиях. Данные представлены на рис. 2. Из рис.2 видно, что, во-первых, коэффициент K сильно изменяется вдоль штрека, во-вторых, коэффициент K_m характеризуется значительно меньшей изменчивостью, чем коэффициент K, причем направления изменений не всегда совпадают с изменениями K. Проанализируем эти экспериментальные факты.

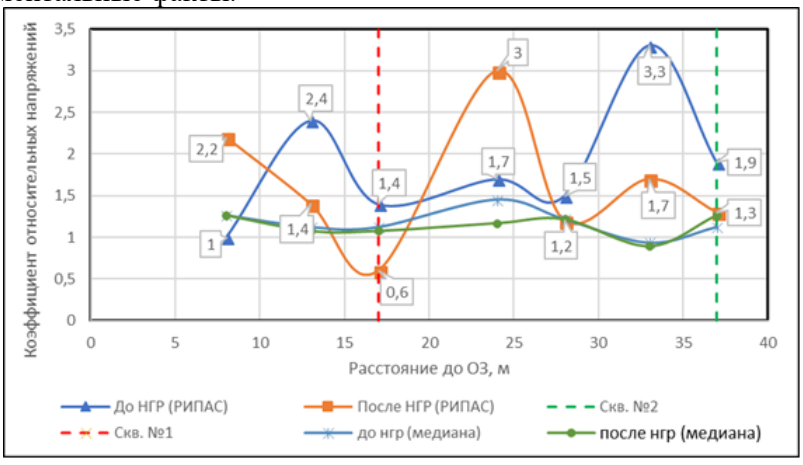


Рис. 2. Зависимость коэффициента относительных напряжений K, определенного аппаратурой РИПАС, и коэффициента K_m, рассчитанного по смещению медианы АЧХ, до и после НГР от расстояния до очистного забоя (ОЗ)

Несовпадения направлений изменений показателей K и K_m можно объяснить только разницей алгоритмов их определения. Для выяснения какой из алгоритмов более достоверный нужны дополнительные экспериментальные исследования.

Представляется маловероятным, что столь сильные изменения коэффициента K вдоль штрека вызваны изменениями напряженного состояния массива. Значительные изменения коэффициента K могут быть вызваны как разной трещиноватостью в местах установки геофона, так и различным качеством контакта геофона с массивом в разных точках его установки. Для устранения влияния призабойной трещиноватости на определение коэффициента относительных напряжений планируется использовать конструкцию геофона, допускающую его установку в шпур длиной 1,0-1,5 м за зоной интенсивной трещиноватости.

Изменения коэффициента K могут быть обусловлены также тем, что геофон находится в ближней зоне излучателя, где экспоненциальная зависимость амплитуды сигнала от расстояния между излучателем и приемником не выполняется [19]. В указанном литературном источнике излучатель является точечным, тогда как режущий орган комбайна в силу его достаточно больших размеров к точечным отнести нельзя. Организовать исследования зависимости амплитуды акустического сигнала, генерируемого комбайном в массив, в ближней зоне в шахтных условиях чрезвычайно трудно. Поэтому исследование особенностей поведения акустического сигнала в ближней зоне провели на модели.

В качестве источника звука с излучающей поверхностью в форме круга использовали ускоритель электронов серии «Импульс». Генерируемый им сильноточный пучок электронов (СЭП) направлялся на металлическую мишень, к тыльной стороне которого был поджат пьезоэлемент, к противоположной стороне которого была присоединена акустическая ловушка в форме конуса для поглощения прошедшего сигнала. Длительность импульса электронов составляла 5 нс, его диаметр равен 10,2 мм, а энергия СЭП составляла в среднем 0,36 Дж. При таких параметрах СЭП при его взаимодействии с мишенью у ее поверхности генерировался акустический импульс по термоупругому механизму, форма которого регистрировалась пьезоэлементом, сигнал с которого поступал на запоминающий осциллограф. Зная длительность импульса и скорость распространения звука в материале мишени определяли длину волны основной гармоники акустического сигнала. Она зависела от материала мишени и для исследуемых образцов составляла от нескольких десятых до примерно 1 мм. Следовательно, ближняя зона излучателя составляла порядка 3-5 мм.

На рис. 3 представлены результаты эксперимента. Откуда видно, что амплитуда сигнала в ближней зоне излучателя характеризуется изменчивостью, величина которой зависит от материала мишени.

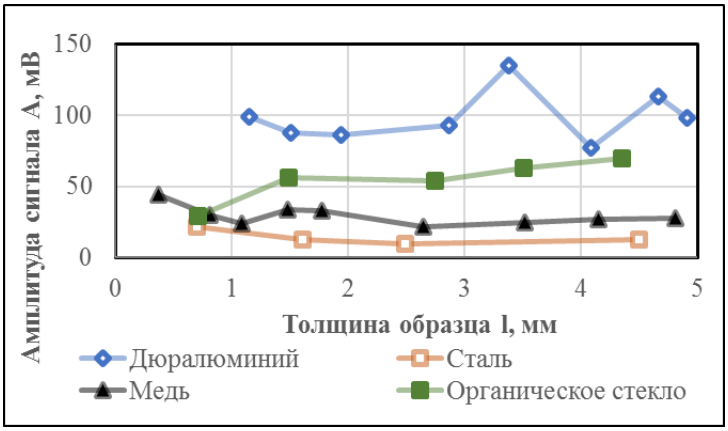


Рис. 3. Зависимость амплитуды акустического импульса, прошедшего образец, от его толщины

Выводы. Вариант реализации спектрально-акустического метода, основанный на зависимости медианы АЧХ от напряжений, использует весь спектр сигнала, поэтому исключается ошибка прогноза из-за потери информации в неконтролируемой части спектра. Однако чувствительность его меньше других вариантов исполнения.

Большая изменчивость коэффициента относительных напряжений может быть объяснена совокупным влиянием следующих факторов: разной степенью трещиноватости массива вдоль штрека, неодинаковыми условиями контакта геофона с массивом, особенностями распространения сигнала в ближней зоне излучателя и ошибкой измерений.

Библиографический список

1. Hanson D.R. Rock stability analysis by acoustic spectroscopy. Mining Engineering, Vol. 37. #1. January 1985. – P. 54-60.

2. Мирер С.В. О контроле выбросоопасности забоев по спектральным характеристикам акустического сигнала / С.В. Мирер, О.И. Хмара, Е.В. Масленников // Вопросы предотвращения внезапных выбросов. Науч. сообщ. ИГД им. А.А. Скочинского. – 1987. – С. 52-61.

3. Зорин А.Н. Акустический способ контроля выбросоопасности пород при комбайновой проходке / А.Н. Зорин, Е.Д. Ковтун, И.И. Качан // Уголь Украины. - 1987. - №2. – С.29-30.

4. Король В.И. Акустический способ прогноза газодинамических явлений в угольных шахтах / В.И. Король, А.В. Скобенко. – Днепропетровск: Национальный горный университет, 2013. – 181 с.

5. Федеральные нормы и правила в области промышленной безопасности «Инструкция по прогнозу динамических явлений и мониторингу массива горных пород при отработке угольных месторождений». Утверждены приказом Федеральной службы по экологическому, технологическому и атомному надзору от 15.08.2016 г. №339. – 129 с.

6. Шадрин А.В. Акустический двухчастотный метод контроля напряженного состояния горного массива / А.В. Шадрин, М.В. Дегтярева // Вестник Научного центра по безопасности работ в угольной промышленности. – 2013. - №1.2. – С. 55-59.

7. Шадрин А.В. Геофизический критерий предвыбросного развития трещин в угольном пласте / Физ.-тенхн. пробл. разработки полезных ископаемых. – 2016. - №4. - С. 48-62.

8. Shadrin A.V. Geophysical criterion of pre-outburst crack propagation in coal beds // Journal of Mining Science, 2016, Volume 52, Issue 4, pp 670–682.

9. Шадрин А.В. Факторы развязывания ГДЯ в угольных шахтах и их связь с неразрушающими методами контроля. // ГИАБ. – 2009. - №1. – С.200-210.

10. Шадрин А.В. Сравнение критериев выбросоопасности угольных пластов для спектрально-акустического и инструментального методов прогноза / А.В. Шадрин, Ю.А. Бирева // Наукоемкие технологии разработки и использования минеральных ресурсов: науч. журнал / Сиб. гос. ун-т; под общей ред. В.Н. Фрянова. – Новокузнецк, 2016. – №2. - С.410-416.

11. Shadrin, A.V. Comparison of outburst danger criteria of coal seams for acoustic spectral and instrumental forecast methods / A.V. Shadrin, Yu.A. Bireva // IOP Conference Series: Earth and Environmental Science, Volume 45, Number 1 (2016), 012008.

12. Шадрин А.В. Перспективы применения акустических методов при прогнозе и предотвращении газодинамических явлений и крупноплощадных обрушений кровли в угольных шахтах / А.В. Шадрин, А.С. Телегуз // Вестник Научного центра по безопасности работ в угольной промышленности. – 2017. - №3. – С. 10-14.

13. Методика выполнения акустических зондирований горного массива с применением программно-аппаратного комплекса. – Москва: МНТЛ РИВАС, 2016. – 36 с.

14. Вознесенский Е.А. Обоснование и разработка спектрального акустического метода контроля анкерной крепи для обеспечения устойчивости горных выработок: Автореф… дис. канд. техн. наук. – Москва: МГГУ, 2012. – 24 с.

15. Мирер С.В. Спектрально-акустический прогноз выбросоопасности угольных пластов / С.В. Мирер, О.И. Хмара, А.В. Шадрин. – М. – Кемерово: Кузбассвузиздат, 1999. – 92 с.

16. Шадрин А.В. Особенности модификаций спектрально-акустического прогноза динамических явлений в угольных шахтах // 50 лет Российской научной школе комплексного освоения недр Земли. Материалы Международной научно-практической конференции. 13-16 ноября 2017. – М.: ИПКОН РАН, 2017. – С. 85-89.

17. Шадрин А.В. Задачи совершенствования спектрально-акустического прогноза динамических явлений в угольных шахтах / А.В. Шадрин, А.А. Контримас // Наукоемкие технологии разработки и использования минеральных ресурсов: науч. журнал / Сиб. гос. ун-т; под общей ред. В.Н. Фрянова. – Новокузнецк, 2017. – №3. - С.408-413.

18. A V Shadrin and A A Kontrimas. Basic tasks for improving spectral-acoustic forecasting of dynamic phenomena in coal mines / IOP Conference Series: Earth and Environmental Science, Volume 84, conference 1. (2017), 012040.

19. Ультразвуковой контроль материалов: Справ. изд. Й. Крауткремер, Г. Крауткремер; Пер. с нем. -М.: Металлургия, 1991. 752 с.

УДК 62-83:621

ПРОГРАММНАЯ МОДЕЛЬ КОЛЕБАНИЙ СТРУНЫ КАК ПРОТОТИПА УПРУГОГО ВАЛА ЭЛЕКТРОМЕХАНИЧЕСКИХ СИСТЕМ ГЛУБОКИХ ШАХТ

Борщинский М. Ю., Улитин А. С.
Сибирский государственный индустриальный университет, г. Новокузнецк, Россия

Аннотация. Приведена программа и выполнены исследования поперечных колебаний струны как прототипа упругого вала. Исследования показали, что непосредственное применение теории колебаний струны приводит к неверному результату и необходима его модификация с целью учета усилий по растяжению-сжатию волокон валя, параллельных его оси. Волокна по одну сторону оси испытывают растяжение, а по другую - сжатие.

Ключевые слова: ШПУ, поперечные колебания, рисование на канве, сглаживание кривых, отображение колебаний на экране монитора, усилия растяжения и сжатия.

В электромеханических системах шахтных подъёмных установках (ШПУ) для намотки каната используются барабан, установленный на вал (рис. 1). Вал совершает волновые колебания на закручивание вдоль оси и, кроме того, совершает высокочастотные колебания в поперечном направлении от радиального воздействия *P* каната на барабан, направленного перпендикулярно к оси вращения вала.

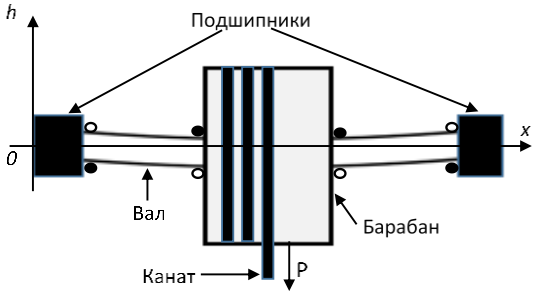


Рис. 1. Вал с барабаном и канатом ШПУ

Поперечные колебания вала, сопровождаемые периодическими переходами упругой энергии в кинетическую, а кинетической в упругую, снижают износоустойчивость. При поперечных колебаниях при вращении вала в местах, отмеченных на рис. 1 кружками, происходит периодическая смена сжатия на растяжение. Прозрачными кружками показаны точки, в которых вал растягивается, а черными - сжимается при изгибе середины вала вниз.

Наиболее близкой к задаче поперечных колебаний упругого вала является задача поперечных колебаний натянутой струны, закреплённой с обоих концов [1] (рис. 2).

Рис. 2. Струна, оттянутая в точке $x=l$

Для разработки модели электромеханического объекта необходимо определится со средством исследования и графического отображения исследуемых процессов. На первый взгляд наиболее подходящим представляется открытый пакет стандарта компьютерной графики OpenGL [2, 3]. Но OpenGL ориентирован на 3D графику и для его практического применения необходима установка на компьютер нескольких дополнительных программ, что приведёт к увеличению объёма исполнимого файла или пакета приложения и усложнит запуск на других компьютерах, в результате чего вряд ли целесообразно, если предполагается использовать только примитив прорисовки линий.

Предельно простой метод предложен в работе [4], на основе интуитивно понятного и простого в применении визуальный графический интерфейса среды C++Builder. Для рисования и отображения готовых изображений многие компоненты C++Builder имеют свойство Canvas (канва, холст). Канва, в свою очередь, содержит свойства и методы, которые существенно упрощают работу

с графикой. Тем не менее по функциональным возможностям в отношении прорисовки линий в Canvas C++Builder имеет ряд ограничений.

Графическое и текстовое оформление интерфейса называется формой. На рис. 3 форма занимает всю площадь. Сверху форма помечена текстом «Заголовок формы», а внизу справа текстом «Форма». Для рисования выделена часть канвы прорисовкой прямоугольника, верхняя и нижняя границы которого помечены текстом «Граница канвы».

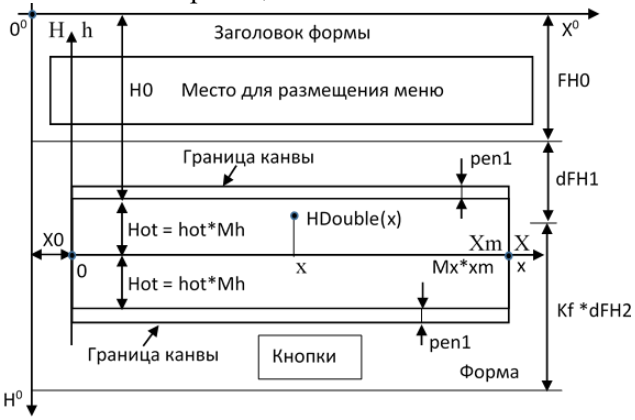


Рис. 3. Графическое изображение описания переменных и кнопок управления

Canvas обладает методами (функциями) рисования линий пером (Pen) и пикселями (Pixels), что является удобными средствами для прорисовки линий на экране монитора, а также при печати на принтере. Однако отображение колебательных процессов сопряжено с необходимостью сложных преобразований координат, которые возлагаются на программиста. Эта проблема связана с системой координат канвы (рис. 3), начало которой *0°* располагается в левом верхнем углу, причем ось *0°X°* направлена слева направо, а ось *0°H°* не стандартно – сверху вниз. Удобный для отображений колебательных процессов встроенный метод преобразования координат в канве отсутствует.

Введём новую систему координат, начало которой разместим в точке *0* (рисунок 3), удалённой на расстоянии *H0+Hot* от оси *0°X°*, и на расстоянии *X0* от оси *0°H°*. Ось *0-Xm* направим горизонтально слева направо, а ось 0*H* снизу-вверх, в направлении, противоположном направлению оси *0°H°* старой системы координат. С новой системой координат совместим систему в физических переменных – оси *0x* и *0h* соответственно. Начала координат помечены точками, а направления – стрелками.

Согласно принятым системам координат, отображение колебательных процессов в пикселях будет происходит на отрезке *0-Xm* новой системы координат, выраженной в пикселях. Этому же отрезку, теперь обозначенному *0x*, должны соответствовать и процессы в физических единицах. Соответствие будет достигнуто, если для физической переменной ввести коэффициент *Mx*. При этом должно выполняться условие *Xm -X0=xm*Mx*, откуда получаем выражение для вычисления коэффициента *Mx*

$$M_x = \frac{Xm - X0}{xm}. \qquad (1)$$

Для переменной *h* из рисунка 3 из соотношения *Hot = hot*Mh* определяем

$$M_h = \frac{Hot * Hlup}{hot}. \qquad (2)$$

В источнике [4] пиксельные переменные *X* и *H* описываются целыми числами, а физические переменные *x* и *h* вещественными. Алгоритм построен таким образом, что линии колебательных процессов на канве прорисовываются с использованием целых переменных *X* и *H*, которые вычисляются из выражений, содержащих вещественные числа *x* и *h*. В процессе вычисления функции *H(X)* при ее описании целыми переменными дробная часть автоматически отбрасывается независимо от ее величины, при чем сначала при вычислении переменной *X*, а затем и при вычислении *H(X)*, так что дробная часть отбрасывается дважды, снижая точность вычислений.

В отличие от [4] функцию *h(x)* на канве будем отображать не целой, а вещественной переменной *H(x*. Таким образом обеспечивается точная пропорциональность вещественной функции *H(x)* исследуемой функции *h(x).* Для решения этой задачи составим функцию *HDouble(x)* для точки с произвольными координатами *x* и *HDouble(x)* (рис. 3). Казалось бы, все элементарно просто. Достаточно отложить вертикальный отрезок *x-HDouble(x)* и задача решена. Но это выполнить невоз-

можно. Как бы не были преобразованы координаты, физическое построение кривой на экране возможно только в координатах *0°X°-0°H°* канвы. А в них начало оси абсцисс смещено на величину X*0* пиксель, а ось ординат на величину *H0+Hot*. Точка *HDouble*, в свою очередь от оси абсцисс смещена вверх на величину *-Mh*h(x)*. Таким образом, для точки и *HDouble(x)* в старых координатах имеем

$$HDouble = H0 + Ho\ t - Mh*h(x). \quad (3)$$

Если *HDouble(x)* в С++ описана как вещественная переменная, то формула (3) автоматически преобразует все слагаемые правой части в вещественные величины. В силу равенства *HDouble(x) = Mh*h(x)* целочисленная часть соответствует координате в пикселях, а дробная часть определят отклонение пикселя от физической координаты. Целочисленная часть отображается ступенчатой кривой (рис. 4). Дробную часть будем использовать для сглаживания ступенек.

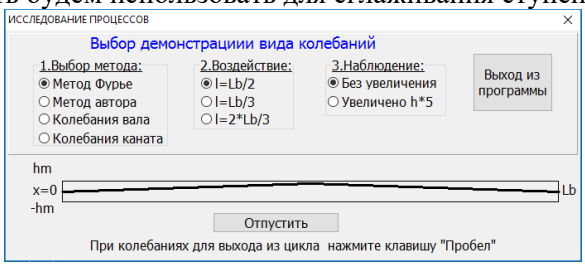


Рис. 4. Ступенчатая кривая линия

Для реализации метода будем использовать не инструмент Pen (перо), а инструмент (Pixels). Получив доступ к каждому пикселю в отдельности, получаем возможность использовать все 256 оттенков серого от чёрного (код 255) до белого (код 0), в результате чего имеем 255 интервалов градации серого с шагом *dD = 1/255 = 0.00392156822745*, которые будем использовать для размазывания границ линий, создавая иллюзию гладкой линии.

В соответствии с [4] абсциссы в пикселях и физических переменных связаны соотношением *X = Mx*x + X0*, откуда имеем

$$x = (X - X0)*Mx. \quad (4)$$

Идея предлагаемого метода состоит в следующем. На основании рисуемой функции *h(x)* и переменной *x = (X-X0)/Mx* в соответствии с источником [4] и рисунком формируем вещественную переменную *HDouble(x)*, пропорциональную *h(x)* с коэффициентом пропорциональности *Mx*. Целая часть *Celoe* определяет число пикселей значения *H(X) = Mh*h(x)*.

Далее задаёмся толщиной линии в пикселях *Tol*. Целую часть *HDouble(x)* в цикле, с шагом в один пиксел, используем для прорисовки линия чёрного цвета заданной толщины минус три пикселя *Tol-3*. Одновременно в цикле сверху и снизу чёрной линии формируем линию из пикселей оттенков серого, причём с одной стороны (верхней или нижней) цвет пикселей изменяется от белого к чёрному, а с противоположной стороны (нижней или верхней) – от чёрного к белому. Определение направления изменения оттенков серого определяется автоматически в зависимости от изменения дробной части *Otklonen* вещественной переменной *HDouble(x)*. Переменная *OttenkiSerogo* определяет оттенок градации серого для текущего пикселя. Имена констант и переменных зададим в соответствии с рис. 2.

```
1.  double X, x;//абсцисса в пикселях и физическая
2.  //X0-Смещение начала координат, Xmax-Максимальное значение
3.  const int X0=68, Xmax=668,xm;// Xmax-X0=xm *Mx, Mx-масштабный коэффициент
4.  double H, h, dt; //H-ордината в пикселях, h-физическая, шаг измененя времени
5.  double HDouble, Otklonen;//непрерывная, пропорциональная h и ее отклонение от H
6.  const float Hot, hot; //оттягивание струны в пикселях и физических величинах
7.  const int H0, Hot; // H0+Hot-ордината оси x в координатах X-H.
8.  double OttenkiSerogo, Ves=0.6;//Ves-весовой коэффициент для OttenkiSerogo
9.  const double dD=0.00392156822745; //шаг изменения оттенка серого dD=1/255
10.const int Tol=4; //Толщина линии в пикселях
11.   double A[Tol]; //Массив для прорисовки линии заданной толщины в пикселях
12.   A[0]=255, A[Tol-1]=255;//начальные пиксели верхней и нижней линий  сглаживания
13.   for (int i = 1; i < Tol-2; i++)
14.     {
15.         A[i]=0; //задание черных пикселей ступенчатой линии
16.     }
```

```
17.  enum {pokoi, ottjan, koleb} SostStr;
18.  //Коэффициенты Mx и Mh согласуют пиксельные и физические координаты
19.  Mx=(Xmax-X0)/xm;  Mh=Hot/hot;
20.  for (X=X0; X<Xmax; X++) //Цикл прорисовки линии.
21.    {
22.       x=(X-X0)/Mx;//Представление x через пиксели и масштаб
23.       h=f(x);          //Вызов функции h=f(x)
24.       HDouble=H0+Hot-Mh*h;//HDouble непрерывная величина пропорциональная h.
25.       Otklonen=modf(HDouble,&H);
26.       //Otklonen-дробная часть HDuble, H целая часть-количество пикселей H(X)
27.       OttenkiSerogo=Otklonen/dD; //Определение кода оттенка серого
28.       OttenkiSerogo=RoundTo(OttenkiSerogo,0);//округление до целой части серого
29.       A[0]=OttenkiSerogo; //оттенки серого верхнего пикселя линии
30.       A[Tol-1]=255-Ves*OttenkiSerogo; //Оттенки серого нижнего пикселя линии
31.       for (int i = 0; i < Tol; i++) //Цикл построения линии любой толщины в пикселях
32.          {
33.             Canvas->Pixels[X][H-1+i]=RGB(A[i],A[i],A[i]);
34.          }
35.       }
```

Строки 1 - 19 алгоритма посвящены описанию переменных, констант и начальных значений переменных, причём назначение объектов в строках 1 - 28 раскрыто выше, в абзаце перед алгоритмом, поясняющих идею метода.

Чтобы иметь возможность рисовать линии различной толщины в строках 11 - 16 создаётся массив *A[Tol]*, а элементам массива присваиваются начальные значения. При чем значения присваиваются особым способом, определённым особенностями предлагаемого алгоритма. Все члены массива, за исключением первого *A[0]* и последнего *A[Tol-1]* призваны рисовать ступенчатую кривую черным цветом. Поэтому их значения

$$A[1] = A[2] = \ldots = A[Tol-1] = 0, \quad (5)$$

где *Tol-1* индекс последнего члена массива, постоянные, и не подлежат изменению.

Последний элемент имеет индекс *Tol-1,* а не *Tol,* как это ожидалось, потому что индекс первого члена массива *A[0]* принят равным нулю, а не единице. Члены массива (1) рисуют черным пиксели потому, что согласно предложенному алгоритму они прорисовывают исходную ступенчатую линию, соответствующую рисунку 4.

Первый *A[0]* и последний *A[Tol-1*] члены массива ответственны за сглаживания ступенек и поэтому их значения в соответствии с алгоритмом рисования изменяются. В начальный момент нет проблемы сглаживания ступеньки, поэтому в качестве начальных значений задаётся код, обеспечивающий белую окраску соответствующих им пиксели:

$$A[0] = A[Tol] = 255. \quad (6)$$

Со строки 19 начинается собственно алгоритм, решающий задачу прорисовки одной сглаженной линии. Код начинается с цикла *for (X=X0; X<Xmax; X++),* причём используется абсцисса *X* в пикселях, а *X* и *x* связаны соотношением (4).

Применение преобразования (4) в строке 24 позволяет напрямую использовать функцию *h(x),* что даёт возможность без дополнительных преобразований в строке 23 алгоритма функцию *h(x)* заменить её вызовом, сделав код алгоритма универсальным, независимым от вида функции *h(x).* Кроме того, если координаты в пикселях, то появляется возможность задавать точки по оси *X* точно по центрам пикселей, благодаря чему существенно упрощается алгоритм, поскольку отпадает необходимость производить сложны вычисления, связанные с преобразованием физической переменной *h* в переменную в пикселях *H*.

Описание переменной *HDouble* как вещественной (строка 5) обеспечивает её пропорциональность исследуемой переменной *h(x)* (строка 24). Преимущество такого описания состоит в том, что целая часть *Celoe* определяет ступенчатую линию, а дробная часть *Otklonen* определяет величину отклонения пиксельной ступенчатой линии от физической функции *Mh*h(x*). Разделение осуществляется функцией *modf(HDouble,&Celoe)* в строке 25.

Но шкала градации серого не сплошная, а ступенчатая. Количество градаций (интервалов) серого определяется числом $2^8-1=255$, при этом ширина каждого интервала *dD* шкалы серого равна $dD = 1/2^8-1=0.00392156822745$ (строка 5). Каждому интервалу соответствует свой код. На рис. 5 в

качестве примера показана шкала с четырьмя интервалами 0-1, 1=2, 2-3 и 3-4 градации серого. Интервалу 0-1 соответствует наиболее светлый белый цвет, код которого 255. С уменьшением кода оттенки серого темнеют, а код равный нулю соответствует чёрному цвету.

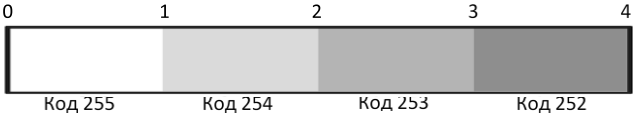


Рис. 5. Шкала градации серого из четырёх интервалов

Коды интервалов шкалы серого описаны вещественной переменной OttenkiSerogo. Поскольку переменные Otklonen и *dD* числа вещественные, а результирующая переменная *OttenkiSerogo* описана так же вещественным типом, то её значение также вещественное число. Но шкала оттенков серого дискретная. Это ставит перед необходимостью выделения из вещественного *OttenkiSerogo* целочисленной части. Округление до целого выполняет функция *RoundTo(OttenkiSerogo, 0)* в строке 28 алгоритма, которая учитывает величину дробной части вещественной переменной и в зависимости от её величины округляет в сторону меньшего или большего целого числа. Коэффициент *Ves* в строке 30 служит для настройки эффективности сглаживания.

В строках 31 - 35 алгоритма реализуется цикл построения одной точки гладкой кривой. Каждая точка гладкой кривой по вертикали занимает *Tol* пикселей. Окрашивание этих пикселей и осуществляет цикл *for (int i = 0; i < Tol; i++)*. Прорисовка всей гладкой кривой осуществляется в цикле *for (X=X0; X<Xmax; X++)* в строка 13 алгоритма.

Реализация метода выполнена в системе исследования в среде разработки C++Builder. Алгоритму №2 соответствует гладкая линия, изображённая на рис. 6.

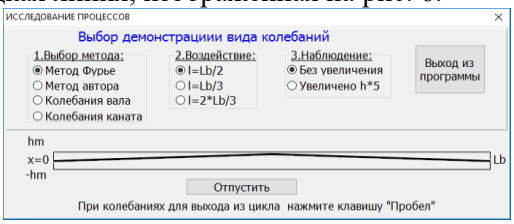


Рис. 6. Гладкая кривая линия

Сопоставление рисунков 4 и 6 подтверждает эффективность предложенного алгоритма. Программная реализация метода может быть использована для отображения текущих процессов в системах управления электроприводом ШПУ глубоких шахт.

На основе предложенного алгоритма в работе автора [6] создана модель, отображающая колебания натянутой струны в соответствии с [1]

$$\frac{\partial^2 h}{\partial t^2} = \nu^2 \frac{\partial^2 h}{\partial x^2}, \quad \nu^2 = \frac{T_0}{\rho}\ , \tag{7}$$

переведенной в колебания оттягиванием в ее средней точке. Согласно [1] решение (7) имеет вид

$$h(x,t) = \frac{2AL_b^2}{\pi^2 l(L_b - l)} \sum_k^{\infty} \frac{1}{k^2} sin\frac{k\pi l}{L_b} sin\frac{k\pi x}{L_b} cos\frac{\nu k\pi t}{L_b}, \quad (k=1, 2, 3, \ldots). \tag{8}$$

На рис. 7 показана струна, оттянутая за среднюю точку (стрелка 1) и ее положение в начале колебаний (стрелка 2), а рис. 8 демонстрирует один период колебаний.

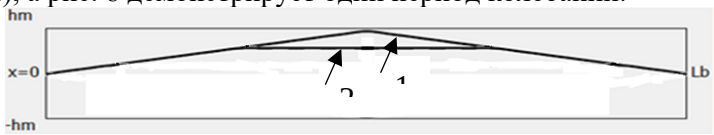


Рис. 7. Струна в начальный период колебаний

Рис. 8. Период поперечных колебаний струны в математической модели

На рис. 9 и 10 показано положение струны во втором полупериоде колебаний в соответствии с рядом (8) и полученном в эксперименте. Если в соответствии с рис. 8 и 9 струна имеет две перемещающиеся точки излома, то в эксперименте кривая гладкая.

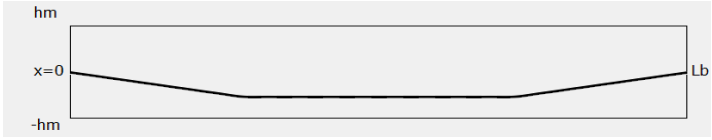


Рис. 9. Кадр из математического моделирования процесса колебаний

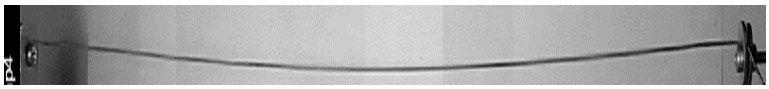


Рис. 10. Кадр из записи экспериментального процесса колебаний

На рис. 11 струна оттянута за точку, смещённую к началу координат, а на рисунке 12 показаны смещённые во времени положения струны.

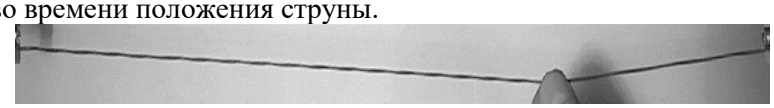
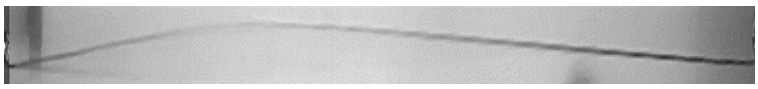
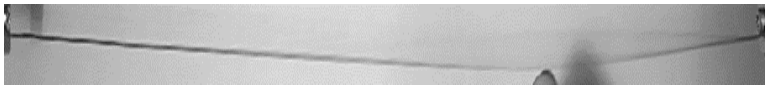


Рис. 11. Струна оттянута в точке, смещённой к началу координат

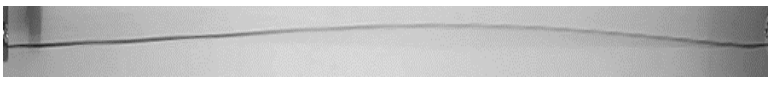
а



б



в



г

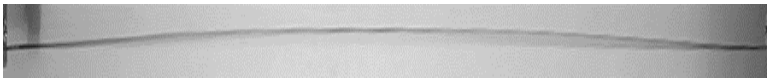


Рис. 12. Положение струны: а – в первом полупериоде; б - во втором полупериоде, в - в первом полупериоде второго периода; г - через несколько периодов два периода

На рис. 13 изображено положение струны в соответствии с (8), а рис. 14 демонстрирует расчётный один период колебаний. Как и при оттягивании струны за середину в данном случае расчётные кривые имеют так же по два излома, но горизонтальные участки сменились на наклонные.

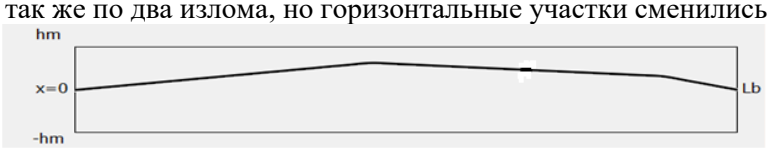


Рис. 13. Положение струны в эксперименте, соответствующее рис. 12

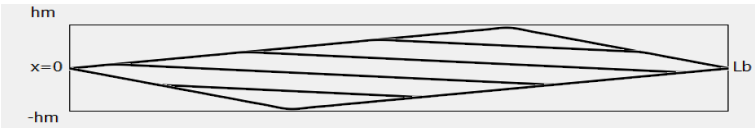


Рис. 14. Один период колебания струны в эксперименте

Из рис. 12 следует ещё одно принципиальное отличие экспериментальны кривых от рассчитанных по методу Фурье (8). Колебание постепенно принимают симметричный вид, присущий колебаниям при оттягивании струны за её середину, как это следует из рис. 15.

Рис. 15. Переход в симметричные колебания при не симметричном возбуждении

Выводы. Таким образом экспериментально убедительно доказали предположение автора работы [7], что ряд (8) является результатом математического исследования волнового уравнения, а не колебаний натянутой струны. В работе [6] показано, что причиной, приведшей к неверному результату, является то, что вывод ряда получен в предположении что натяжение струны при колебаниях остается постоянным и равным натяжению струны в состоянии покоя.

Исследованный метод для струны с постоянным натяжением не позволяет произвести исследование колебаний упругих валов, поэтому необходима его модификация. Причина в том, что в теории колебаний струны не учитывается вес и усилия, затрачиваемый на изгиб. Для струны как невесомой гибкой нити малого диаметра это несущественно, но существенно для вала, диаметр которого большой и при изгибе тратятся усилия, на растяжение вала вдоль оси, причем в поперечном сечении с одной стороны оси происходит сжатие с другой, растяжение, длина оси вала остаётся неизменной.

Библиографический список

1. Кошляков Н.С. Уравнения в частных производных математической физики: учеб. пособие для мех.-мат.ун-тов / Н.С. Кошляков, Э.Б. Глинер, М.М. Смирнов. – М.: Высшая школа, 1970. – 712 с.

2. Перемитина Т. О. Компьютерная графика: учебное пособие / Т. О. Перемитина. - Томск: Эль Контент, 2012. - 144 с.

3. Херн Д. Компьютерная графика и стандарт OpenGL, 3-е издание, : Пер. с англ. / D. Херн, М.П. Бейкер. – М.: Издательский дом “Вильямс”, 2005. – 1168 с.

4. Архангельский А.Я. Программирование в C++Builder 7-е изд. / А.Я. Архангельский. - М.: 000 “Бидом-Пресс”, 2010. - 896 с.

5. Фильчаков П.Ф. Справочник по высшей математике / П.Ф. Фильчаков. – Киев: “Наукова думка”, 1974. – 744 с.

6. Борщинский М.Ю. Исследование метода Фурье как средства отображения процессов колебаний упругих валов в системах управления электроприводов ШПУ глубоких шахт / Системы автоматизации в образовании, науке и производстве: Труды XI Всероссийской научно-практической конференции / Сиб. гос. индустр. ун-т ; под общ. редакцией С.М. Кулакова, Л.П. Мышляева. – Новокузнецк, Изд. центр СибГИУ, 2017. - с. 240-246.

7. Козачок А. А. Парадоксы механики сплошных сред. Новые подходы к постановкам и решения некоторых классических задач математической физики: Учеб. пособие для студентов ВУЗов / А.А. Козачок, под общ. ред. В. Г. Барьяхтара. - Киев: ПВП «Задруга», 2005. – 212 с.

УДК 622.2: 681.5:004.94

ТЕСТИРОВАНИЕ АЛГОРИТМОВ СИСТЕМЫ УПРАВЛЕНИЯ ШАГАЮЩЕЙ КРЕПИ ПРИ ИНТЕГРАЦИИ ТЕХНОЛОГИИ НЕЙРОКОМПЬЮТЕРНОГО ИНТЕРФЕЙСА (BCI) И ДОПОЛНЕННОЙ РЕАЛЬНОСТИ (AR)

[1]к.т.н. Никитенко М.С., [2]Журавлев С.С., [2]к.т.н.Рудомётов С.В., [3]Ph.D. Neogi B., [4]Белый А.М.
1 - Федеральный исследовательский центр угля и углехимии СО РАН, г. Кемерово Россия
2 - Институт вычислительных технологий СО РАН, г. Новосибирск, Россия
3 - CoE & CII Centre for Innovation, JIS College of Engineering, West Bengal, India
4 - Сибирский государственный индустриальный университет, г. Новокузнецк, Россия

Аннотация. В статье представлена перспективная платформа для создания роботизированных комплексов эффективной и безопасной разработки трудноизвлекаемых полезных ископаемых на основе модуля шагающей крепи, описаны концепция управления на основе совмещения технологии BCI и AR и способ тестирования алгоритмов управления на основе применения системы имитационного моделирования MTSS (Manufacturing and Transportation Simulation System) в составе программно-аппаратного комплекса для тестирования прикладного программного обеспечения АСУ ТП шахт и рудников.

Ключевые слова: шагающий модуль крепи, роботизированный комплекс, шагающая крепь, автоматизированная система управления, нейронет, нейрокомпьютерный интерфейс, дополненная реальность, тестирование и отладка, имитационное моделирование, технологический процесс.

Введение. В связи с исчерпанием легкодоступных и богатых месторождений горнодобывающего комплекса в России и за рубежом в настоящее время в работу вовлекаются запасы, характеризующиеся сложными горно-геологическими условиями разработки: залегание, отмечается в крутых мощных пластах, возрастает глубина, характерна высокая газоносность угольных пластов.

Необходимость в повышении эффективности разработки трудноизвлекаемых полезных ископаемых в сложных горно-геологических условиях и в шахтах опасных по газу и пыли создают потребность в переходе на отработку технологии «безлюдной» выемки полезных ископаемых автоматизированным и автоматическим оборудованием, доведённым до уровня роботизированных комплексов [1].

Кроме того, в рамках долгосрочной Программы развития угольной промышленности России до 2030 г., утверждённой распоряжением Правительства РФ от 24.01.2012 № 14-р, основным направлением технологического развития в отношении подземного способа добычи также предусмотрено осуществление мероприятий по разработке и внедрению систем «безлюдной» выемки полезных ископаемых на базе комплексной механизации и автоматизации. В соответствии с прогнозом научно-технического развития отраслей топливно-энергетического комплекса России на период до 2035 г., в состав приоритетных критических технологий отмечены технологии добычи угля без постоянного присутствия людей в рабочем пространстве, внедрение роботизированных комплексов для разработки полезных ископаемых.

На сегодняшний день применяемое горнодобывающее оборудование и технологии извлечения полезных ископаемых из мощных крутых и крутонаклонных пластов не обходятся без постоянного присутствия людей в очистных и подготовительных забоях, в виду сложности технологии добычи. В связи с этим, актуальным является не только разработка новых технических решений по отработке мощных крутых пластовых месторождений [2], но и современных автоматизированных средств управления оборудованием. К тому же, разрабатываемые новые технологические схемы [3] и технические средства по извлечению полезных ископаемых [4-7], управлению оборудованием и его диагностики [8-11] позволяют на их основе создавать роботизированное оборудование и машины для решения поставленных задач.

Постановка задачи. Перспективной платформой для создания роботизированных комплексов для эффективной и безопасной разработки трудноизвлекаемых полезных ископаемых, при подземном способе разработке является роботизированный модуль шагающей крепи [12,13].

Модуль гидрофицированной шагающей крепи (рис. 1) предназначен для поддержания кровли, состоит из двух рам взаимосвязанных друг с другом гидроцилиндрами передвижения. Каждая рама оборудована продольными верхняками и поперечными балками, жестко закрепленными друг к другу, и опирается через гидростойки и опоры на почву выработки.

В рабочем положении передвижная гидрофицированная крепь расперта между кровлей и почвой (основанием). Для передвижения крепи снимается распор с опорных стоек одной из рам, снятая с распора рама, скользя верхняками по поперечной балке распертой рамы, перемещается на шаг передвижки. По окончании передвижки подаётся давление в поршневые полости опорных гидростоек и передвинутая рама распирается [3]. В аналогичной последовательности происходит перемещение второй рамы, чем достигается полный шагающий цикл передвижки. Гидрофицированными козырьками достигается дозирование выпуска угля из потолочины и управляемое ограждение забойной зоны. Транспортировка угля вдоль штрека до конвейера осуществляется с помощью перегружателя (или загрузочной машины) типа ПСП-26.

Для построения системы автоматизированного управления модуля шагающей крепи авторы считают перспективным интеграцию в систему управления технологии на основе нейрокомпьютерного интерфейса (Brain Computer Interface (BCI)) совместно с оборудованием дополненной реальности (Augmented Reality (AR)) [14].

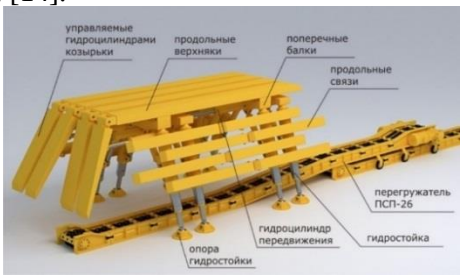


Рис. 1. Модуль шагающей механизированной крепи поддерживающе-ограждающего типа в комплексе с конвейерным перегружателем

В настоящее время авторами, совместно с иностранными коллегами из JIS Collage of Engineering, где специалистами уже ведется работа по исследованию базовых модулей системы управления на основе BCI [10, 11], производится проработка концепции организации мобильного места

оператора и интеграции оборудования BCI и дополненной реальности в автоматизированную систему управления (АСУ) [15, 16].

Основная цель – организация работы диспетчера АСУ технологическими процессами (АСУ ТП) подземной разработки месторождений полезных ископаемых в новом качестве, без постоянной привязки к рабочему месту со снижением вероятности совершения ошибки, потери визуального контакта с параметрами объекта управления, на основе виртуализации приборов управления и контроля.

В рамках концепции, возможность вывода информации о состоянии комплекса непосредственно перед оператором с прорисовкой интерактивных элементов управления комплексом обеспечивается системами дополненной реальности, доступ к основным экстренным функциям управления происходит через систему адаптивного автоматизированного управления на основе технологии интерфейса управления BCI. Общая схема устройств управления шагающей крепью показана на рис. 2.

Рис. 2. Общая схема устройств управления шагающей крепью

Применение технологии нейрокомпьютерного интерфейса и дополненной реальности призвано решить ряд проблем, связанных с безопасностью проведения работ в подземных выработках. Решаются такие проблемы, как утрата зрительного контакта на продолжительное время с индикаторами, выводящими информацию о состоянии работающего комплекса. Появляется возможность дополнительно ввести резервный канал управления от диспетчера или оператора (пользователя) оборудования, лучше обустроить эргономику рабочего места оператора и снизить его утомляемость.

Однако стоит отметить, что технические средства на основе нейрокомпьютерного интерфейса сравнительно недавно вышли на рынок, начиная с 2003 года, и являются недостаточно исследованными и испытанными в реальных и виртуальных условиях в направлении применения на промышленных предприятиях, особенно для решения задач диспетчеризации.

Вследствие чего, рассмотрение вопроса создания и интеграции роботизированных модулей шагающей крепи в производственную среду в плоскости ориентации на нейронет (NeuroNet) и внедрение элементов цифрового производства на горнодобывающих предприятиях и предприятиях угольного машиностроения, безусловно, предполагает применение имитационного моделирования. Поскольку комплексная отладка и тестирование прикладного программного обеспечения АСУ ТП на ранних стадиях позволяет значительно повысить надёжность и безопасность АСУ ТП, сократить время и стоимость пусконаладочных работ и опытной эксплуатации, облегчить сопровождение, модернизацию и оптимизацию прикладного программного обеспечения [17].

Методология. Комплексная отладка и тестирование прикладного программного обеспечения АСУ ТП является сложной задачей. Проблема заключается в сложности формирования полного набора согласованных сигналов реального технологического оборудования и невозможности искусственного создания на реальном объекте ситуаций, выходящих за пределы нормальных режимов работы. Для решения этой задачи в ИВТ СО РАН разработан программно-аппаратный комплекс отладки и тестирования прикладного программного обеспечения, включающий имитационные модели технологических процессов и программы управления АСУ ТП для имитации сигналов датчиков технологического оборудования и эмуляции компонентов АСУ ТП.

Для разработки, тестирования и отладки прикладного программного обеспечения АСУ ТП применяют такие средства, как программные и физические имитаторы сигналов. Но более эффек-

тивно применять специализированные комплексы, содержащие в своей структуре проблемно-ориентированные математические модели автоматизируемых технологических процессов, обеспечивающих согласованную генерацию сигналов датчиков и управляющих сигналов.

К специализированным программно-аппаратным комплексам, реализующим генерацию тестовых сигналов на основе модели технологического процесса или целого предприятия, относятся:

- WinMOD [18];
- MiMiC [19];
- xPC Target [20];
- имитационная модель гидроагрегата для тестирования алгоритмов АСУ ТП [21];
- испытательно-наладочный полигон для средств и систем автоматизации [22];
- тренажерно-управляющий программно-технический комплекс для объектов химической технологии [23];
- стенд для отладки программного обеспечения бортовой авиационной аппаратуры [24];
- автоматизированная система управления стендами тестирования погружного электрооборудования [25];
- комплекс для разработки и отладки проектов АСУ ТП [26];
- стенд полунатурного моделирования для разработок и встроенных вычислительных систем реального времени [27] и другие.

В том числе, к таким комплексам относится разработка ИВТ СО РАН – Программно-аппаратный комплекс для тестирования прикладного программного обеспечения АСУ ТП шахт и рудников [17], в котором для создания имитационных моделей технологических процессов использована система имитационного моделирования MTSS (Manufacturing and Transportation Simulation System) производства ИВТ СО РАН [28, 29].

Комплекс осуществляет тестирование прикладного программного обеспечения по принципу замещения реальных сигналов от датчиков существующего технологического оборудования на виртуальные сигналы, сформированные на основе моделируемых параметров технологического оборудования [30].

Для решения задач управления технологическими процессами предприятий горнодобывающей промышленности в рамках системы MTSS разработана специализированная библиотека моделей технологического оборудования (МТО) шахт и рудников. Библиотека МТО реализована с использованием платформы Eclipse и языка программирования Java.

МТО в системе MTSS состоит из следующих частей: условное графическое изображение; список параметров; перечень входных и выходных сигналов; алгоритм функционирования, описывающий зависимости между параметрами; список состояний, в которых МТО может находиться в процессе моделирования; список команд управления, при выполнении которых МТО переходит из одного состояния в другое; дополнительные блоки, расширяющие функции МТО (например, интерфейс связи с внешними системами), и др.

4. Обсуждение предполагаемых результатов и заключение. Таким образом, для отладки и тестирования интеграции технологии BCI совместно с применением средств дополненной реальности в систему управления шагающей крепью посредством программно-аппаратного комплекса для тестирования прикладного программного обеспечения АСУ ТП шахт и рудников требуется:

1. Разработать алгоритм управления системы автоматизации шагающей крепи при помощи оборудования нейрокомпьютерного интерфейса.
2. Разработать МТО модуля шагающей механизированной крепи поддерживающе-ограждающего типа, в соответствии с описанием модели технологического оборудования.
3. Разработать имитационную модель технологического процесса безлюдной отработки месторождений полезных ископаемых подземным способом при интеграции концепции мобильного места оператора совместно с применением средств дополненной реальности.
4. Адаптировать алгоритмы и техническое обеспечение специализированного имитационного программно-технического комплекса отладки и тестирования прикладного программного обеспечения АСУ ТП системы управления шагающей крепью для подземной разработки месторождений полезных ископаемых.

При выполнении поставленных задач будет получен специализированный программно-аппаратный комплекс с интегрированной имитационной моделью производственной среды добычи полезных ископаемых шахты для решения задач тестирования алгоритмов управления системы автоматизации комплексов шагающих крепей.

Работа выполнена при частичной финансовой поддержке Российского фонда фундаментальных исследований (проект № 18-37-00356 «Разработка научных основ создания мобильного места оператора на основе совмещения технологий нейрокомпьютерного интерфейса и дополненной реальности для горнодобывающего комплекса»)

Библиографический список

1. Ермеков Т.Е., Несипбаев Ж.С., Сарсембаев Т.У. Научные основы создания роботизированных комплексов для горнодобывающей промышленности // Труды университета. - 2001. - №1. - с.46-47.

2. Малахов Ю.В. Стандартизация как инструмент развития технологий и инноваций в ТЭК. – Инновации в Топливно-энергетичеком комплексе и машиностроении. Сборник трудов Международной научно практической конференции, 18-21 апреля 2017г. - С. 62-68.

3. Клишин В.И. Обоснование технологий разработки мощных пологих и крутых угольных пластов с выпуском угля // ГИАБ, отдельный выпуск. – 2013. - №6. - С.36-47.

4. Клишин В.И. Кокоулин Д.И. Крепь для отработки мощных крутых платов угля подэтажной выемкой. Патент на полезную модель. RU 1604472 U1 24.11.2015.

5. Клишин В.И., Никитенко С.М., Пфаргер Е.С. Экологические аспекты прогрессивных технологий отработки мощных угольных пластов с выпуском подкровельной толщи // Экология и безопасность в техносфере: современные проблемы и пути решения: сборник трудов Всероссийской научно-практической конфе ренции молодых ученых, аспирантов и студентов. - Томск: Изд-во Томского политехнического университета, 2017. - С. 217-220.

6. Клишин В.И., Никитенко С.М. Эффективные технологии отработки мощных угольных пластов // Системы автоматизации в образовании, науке и производстве: Труды XI Всероссийской научно-практической конференции. - Новокузнецк: Сиб. гос. индустр. ун-т, 2017. - С. 226-259.

7. Клишин В.И., Фокин Ю.С., Кокоулин Д.И., Кубанычбек Б. Разработка мощных пластов механизированными крепями с регулируемым выпуском угля. - Новосибирск: Наука, Сибирская издательская фирма РАН, 2006.

8. Садовец В.Ю., Кизилов С.А. Разработка технического устройства для проведения аварийно-спасательных работ на подземных объектах//Технологии и материалы. - № 3. - 2016. - С. 4-7.

9. Nikitenko M.S. Evaluation of elements loading in the metal structures of powered support units. IOP conference series: Earth and environmental science. Сер. "International Scientific and Research Conference on Knowledge-Based Technologies in Development and Utilization of Mineral Resources" 2016. С. 012007. 10.1088/1755-1315/45/1/012007.

10. Neogi B. et al 2016 Cognitively Velocity Controlled Vehicle Patent IND File no. 201631017186 Indian Patent Journal no. 26/2016 http://www.ipindia.nic.in/writereaddata /Portal/IPO Journal/ 1_350_1/part1.pdf.

11. Neogi B. et al 2016 Thought Concentration Controlled Dexterous Prosthetic Arm for Handicapped. File no. 201631017174. Indian Patent Journal no. 26/2016. http://www.ipindia.nic.in/writereaddata/Portal/IPOJournal/1_350_1/part1.pdf.

12. Никитенко М. С., Малахов Ю. В., Никитенко С. М. Роботизированный комплекс по отработке мощных крутонаклонных пластов угля и рудных месторождений. Наукоёмкие технологии разработки и использования минеральных ресурсов: научный журнал/ СибГИУ, Новокузнецк, 2017 г. - №3. - С. 249-251.

13. Nikitenko M.S., Yu. V. Malakhov, B. Neogi, P. Chakraborty, D. Banerjee. Robotic complex for the development of thick steeply-inclined coal seams and ore deposits. IOP CONFERENCE SERIES: EARTH AND ENVIRONMENTAL SCIENCE. 84 (2017) 012002. http://iopscience.iop.org/article/10.1088/1755-1315/84/1/012002.

14. Кизилов С. А., Неоджи Б., Никитенко М.С., Николаев П. И., Кузнецов И.С. Автоматизация управления технологическими процессами при отработке мощных пластов с выпуском угля подкровельной толщи // Горная Промышленность. - №6 (136). - 2017. – С. 96-99.

15. S. A. Kizilov, M. S. Nikitenko, B. Neogi. Concept of mobile operator position based on neurocomputer interface and augmented reality. IOP Conference Series: Materials Science and Engineering, Volume 354 (2018), conference 1. С. 012016. doi:10.1088/1757-899X/354/1/012016 http://iopscience.iop.org/article/10.1088/1757-899X/354/1/012016/pdf.

16. Кизилов С. А., Никитенко М.С., Neogi B. Разработка концепции создания мобильного места оператора для горнодобывающей промышленности на основе совмещения технологий нейрокомпьютерного интерфейса и дополненной реальности. Системы автоматизации в образовании,

науке и производстве: Труды XI Всероссийской научно-практической конференции / Сиб. гос. индустр. Ун-т; под общ. редакцией С.М. Кулакова, Л.П. Мышляева. - Новокузнецк: Изд. центр СибГИУ, 2017. - С. 44-47.

17. Журавлев С.С. Программно-аппаратный комплекс для тестирования программ управления АСУ ТП шахт и рудников // Вычислительные технологии. – 2013. - Специальный выпуск, Т. 18. – С. 150–155.

18. WinMOD system platform. Hennigsdorf: Mewes & Partner GmbH, 1995. URL: http://winmod.com (дата обращения: 26.04.18).

19. MiMiC simulation software. Chesterfield, MYNAH Technologies, LLC, 2011. URL: http://www.mynah.com/products/mimic (дата обращения: 25.06.2013).

20. xPC Target. Natick, MathWorks, 2013. URL: http://www.mathworks.com/products/xpctarget/ (дата обращения: 26.04.2018).

21. Захарченко В.Е. Имитационная модель гидроагрегата для АСУ ТП // Автоматизации в промышленности. - 2007. - № 7. - С. 37–40.

22. Ивушкин А.А. Основы создания и внедрения систем автоматизации управления объектами угольной отрасли: Дис. … докт. техн. наук. Новокузнецк, СибИУ, 2007. - 312 с.

23. Сухарев А. В., Головушкин Б. А., Лабутин А. Н., Ерофеева Е. В. Тренажерно-управляющий программно-технический комплекс для объектов химической технологии // Автоматизация в промышленности. - 2011. - Т. 7. - С. 25-28.

24. Бабаян Р. Р., Осипов А. Б. Стенд для отладки ПО бортовой авиационной аппаратуры // Автоматизация в промышленности. - 2013. - Т. 5. - С. 55-56.

25. Алексей Комелин Автоматизированная система управления стендами тестирования погружного электрооборудования // Современные технологии автоматизации (Журнал «СТА»). - 2004. - №3. - С.16-23.

26. Алексей Маслов, Андрей Висков Комплекс для разработки и отладки проектов АСУ ТП // Современные технологии автоматизации (Журнал «СТА»). - 2001. - №3. - С.68-76.

27. В. Балашов, А. Бахмуров, Д. Волканов, Р. Смелянский, М. Чистолинов, Н. Ющенко Стенд полунатурного моделирования для разработок и встроенных вычислительных систем реального времени // Сборник докладов Четвертой всероссийской научно-практической конференции «Имитационное моделирование. Теория и практика» (ИММОД-2009). – Санкт-Петербург, 2009. – С. 215–219.

28. Окольнишников В.В., Рудометов С.В. Использование среды имитационного моделирования TSS для решения задач управления технологическими процессами предприятий горнодобывающей промышленности // Труды ИВМ и МГ СО РАН, Серия Информатика: Материалы Пятой азиатской международной школы семинара «Проблемы оптимизации сложных систем». Новосибирск, 2009. - Вып. 9. – С. 253-257

29. Рудомётов С. В. Визуально-интерактивная система имитационного моделирования технологических систем // Вестник СибГУТИ. - 2011. - № 3. - С. 14-26.

30. Ryssel U., Ploennigs J., Kabitzsch K., Folie M. Generative Design of Hardware-in-the-Loop Models // APGES'07 - Salzburg, Austria, 2007. - С. 4-11.

УДК 004.93:62

ПРИМЕНЕНИЕ ТЕХНОЛОГИИ ДОПОЛНЕННОЙ РЕАЛЬНОСТИ В ГОРНОДОБЫВАЮЩЕЙ ПРОМЫШЛЕННОСТИ И ДИСПЕТЧЕРИЗАЦИИ ПРОЦЕССОВ ГОРНОГО ПРОИЗВОДСТВА

Белый А.М.

Сибирский государственный индустриальный университет», г. Новокузнецк, Россия

Аннотация. В статье описаны подходы к созданию продуктов на основе технологии дополненной реальности, примеры их практического применения на производстве, в том числи и для диспетчеризации, перспективы развития в промышленности, в том числе в горнодобывающей сфере.

Ключевые слова: технология дополненной реальности, промышленное применение, модернизация, внедрение, автоматизация.

Современный этап технологического развития цивилизации характеризуется значительной интеграцией мобильных устройств во многие сферы человеческой жизни. При помощи приложений для мобильных устройств пользователи получают быстрый доступ к внушающему количеству информации и функций, для выполнения которых раньше было необходимо затрачивать большее количество времени и использовать несколько устройств вместо одного. Использование в этих приложениях технологий дополненной реальности (Augmented reality, AR) позволило не только улучшить интерфейс управления, но и получить ощутимый экономический эффект.

Принято считать, что развитие виртуальной реальности началось в 50-е годы прошлого века. Развитие технологии дополненной реальности шло рука об руку с виртуальной, вплоть до 1990 года, когда учёный Том Коделл впервые предложил термин «дополненная реальность». В 1992 году Льюис Розенберг разработал одну из самых ранних функционирующих систем дополненной реальности для военно-воздушных сил США. Экзоскелет Розенберга позволял военным виртуально управлять машинами, находясь в удалённом центре управления [1].

Технологии дополненной реальности находятся на пике популярности последние несколько лет. На реальное окружение с помощью специальных очков или мобильных устройств накладываются виртуальные элементы или подсказки: метки геолокации, адреса, рекомендации, указатели. Аналогично этому дополненная реальность имеет практическое применение в промышленности, только на производстве вместо зданий и улиц – механизмы и схемы, которые дополняются данными, помогающими принимать решения операторам, техническим сотрудникам, обслуживающему персоналу [2].

Решения, использующие технологию дополненной реальности, состоят из аппаратной и программной частей. К первой относятся средства обеспечения виртуального присутствия удаленного специалиста на месте – таким средством может быть планшет, смартфон или специальные очки. Сюда же следует отнести ИТ-инфраструктуру с оборудованием, участвующим в передаче данных, к которым можно отнести коммутационное оборудование, сервера хранения информации и т.д. В то же время, программная часть может значительно различаться в зависимости от конкретного производителя. Программная часть, как правило, уникальна для каждого проекта, в настоящее время не существует единой или хотя бы нескольких основных платформ, принятых разработчиками в качестве стандарта. Очки, смартфон или планшет проецируют на реальное изображение те данные, которые необходимы технику в данный момент времени, будь то схемы, порядок сборки, место возможной неисправности или серийный номер детали под замену.

Одним из примеров успешного внедрения технологии дополненной реальности в промышленную сферу является аэрокосмический концерн Boeing, который начал применять умные очки Google Glass, чтобы ускорить работу своих сотрудников. Один из трудоемких процессов в корпорации — соединение кабелей между компонентами бортовых систем самолетов. Рабочим необходимо сохранять концентрацию и внимательно следить, чтобы отрезки нужной длины были проведены по точному шаблону и скреплены между собой в жгуты. Приходилось следовать инструкциям по сборке, сверяясь с информацией на ноутбуке и постоянно переключаясь между непосредственной работой и поиском информации. Чтобы ускорить работу, было разработано специальное приложение для Google Glass: пользуясь умными очками и QR-кодами, сотрудник получает пошаговую инструкцию по прокладке проводов, при этом у него свободны руки. В результате чего время на сборку сократилось на 25 %, количество ошибок существенно уменьшилось [3].

Один из наиболее ярких отечественных AR-проектов реализовала компания Formika Lab. На базе Московского нефтеперерабатывающего завода — одной из пилотных площадок компании «Газпром нефть» для применения цифровых технологий — компания предлагает внедрить комплексное IT-решение с участием AR-технологий. Первоначально на предприятии планировалось запустить обучающую программу по техобслуживанию приборов. Для эксперимента специально было выбрано сложное оборудование, требующее особой квалификации рабочих — инфракрасные газоизмерительные головки. Приборы предназначены для контроля концентрации взрывоопасных газов в окружающем воздухе, а значит, имеют критическое значение на подобном производстве. Изучив площадку и обсудив с рабочими, в Formika Lab выяснили, что на заводе используется более 1100 инфракрасных газоизмерительных головок [3]. На данный момент проект проходит стадию промышленной апробации.

Применение AR-технологий не ограничивается автоматизацией «рабочих мест» служб, занимающихся техническим обслуживанием различных промышленных установок. Так, например, с применением технологии дополненной реальности становится возможно создание диспетчерских тренажеров, использование которых возможно на реальных объектах систем управления. Примером

таких тренажеров может служить описанный Елисеевым и др. [4] тренажер авиадиспетчеров старта, посадки и руления, позволяющий создавать учебные нештатные ситуации на реальном летном поле, а также осваивать в тренажерных классах комбинации существующего и нового авиадиспетчерского оборудования, представленного в виде виртуальных объектов. Такой тренажер описывается следующим образом.

Диспетчер находится на рабочем месте и наблюдает за летным полем аэропорта. Наряду с реальными самолетами по полю или в воздухе над полем перемещаются виртуальные самолеты или иные объекты - машины, люди и т.д., управляемые реальными операторами со специальных пультов. Виртуальные самолеты внешне практически не отличаются от реальных. Виртуальные самолеты могут безопасно участвовать в учебных сценах на земле и в воздухе, моделирующих любые ситуации, включая аварийные. Обучаемые диспетчеры коммуницируют с пилотами виртуальных самолетов обычными способами так, как показано на рис. 1.

Рис. 1. Использование тренажера в реальных условиях

В условиях специфики технологического процесса на горнодобывающем предприятии, территориального распределения отдельных участков работ, решающее значение приобретает оперативное управление деятельностью как отдельных участков, так и предприятия в целом. При этом диспетчеризация обеспечивает равномерную загрузку всех звеньев предприятия, непрерывность, ритмичность и экономичность выполнения всех технологических процессов основного производственного цикла, бесперебойность работы вспомогательных и обслуживающих участков.

С возникновением в сфере горной промышленности крупных производственных и других объединений, а также быстрым совершенствованием транспорта диспетчеризация становится необходимым средством оперативного руководства сложным комплексом технологических процессов и транспортных систем.

Одним из наиболее ярких примеров диспетчеризации процессов на горном производстве можно считать единый диспетчерско-аналитический центр ЕДАЦ-СУЭК Сибирской угольной энергетической компании. Под контролем ЕДАЦ находятся девять шахт, два разреза, шесть вспомогательных производственных единиц, семь сервисных предприятий, он включает 24 типа разного оборудования и аналитических программ.

Диспетчер получает информацию в режиме реального времени от всех работающих очистных забоев шахт и разрезов как схематично, так и через видеокамеры, имеет возможность более детально посмотреть каждый объект. Внедрение ЕДАЦ позволило существенно сократить время простоев оборудования, снизить риски возникновения инцидентов и аварий. Так, в 2009 г. среднесуточные простои конвейерного транспорта шахты «Котинская» по причине проблем с приводными системами в марте (месяц максимальной добычи) составили примерно 3,5 ч (в работе было пять конвейеров) [5]. В 2015 г. этот показатель составил около 0,4 ч и только по проблемам с системами автоматизации (обрывы, окисления, нарушение оптоволоконной линии связи и т.п.). Фото фрагмента видеостены, установленной в центральной диспетчерской компании, приведено на рис. 2.

В данном контексте, примером перспективного применения технологии дополненной реальности является её рассмотрение в качестве части системы управления, в рамках концепции организации мобильного места оператора и интеграции с оборудованием нейрокомпьютерного интерфейса (Brain computer interface, BCI) для горнодобывающей промышленности [6, 7]. Основная идея – совмещение технологий нейрокомпьютерного интерфейса и дополненной реальности для системы управления технологическими процессами подземной разработки месторождений полезных иско-

паемых. Возможность вывода информации о состоянии комплекса непосредственно перед оператором с прорисовкой интерактивных элементов управления призвана решить проблему утраты на продолжительное время зрительного контакта с индикаторами, выводящими информацию о состоянии работающего горнодобывающего оборудования, соответственно снизив вероятность возникновения аварийной ситуации [7, 8].

Рис. 2. Автоматизированные системы оперативно-диспетчерского управления АСОДУ

Однако далеко не все AR-устройства могут отвечать требованиям производственной среды. В некоторых случаях устройства должны быть противоударными и взрывозащищенными. Например, Microsoft Hololens, с которыми чаще всего работают разработчики, в их сегодняшней комплектации не могут быть использованы. Первым сертифицированным AR-устройством для производственных целей стал HMT-1 от немецкой компании RealWear, представленный на рис. 3. Устройство эргономично: его можно прикреплять под каску, оно не мешает использованию защитных очков в промышленной среде. Девайс позволяет рабочим получать доступ к документам и выходить на связь с другими сотрудниками, помогает с навигацией по производству.

Существенным ограничением для внедрения дополненной реальности на предприятиях также являются требования безопасности — помимо того, что очки и планшеты должны точно соответствовать промышленным регламентам по взрывозащищенности и противоударности, на некоторых предприятиях также недопустимо использование открытой технологии распространения информации по сети Wi-Fi. Поэтому на территории завода AR-устройства должны работать в режиме off-line. Вся информация о проделанных операциях сохраняется на устройстве. Синхронизация данных на устройствах происходит при помощи базы данных. Производить синхронизацию данных возможно в специально отведенном месте, где использование Wi-Fi допустимо.

Рис. 3. Гарнитура дополненной реальности RealWear HMT-1

Данная статья демонстрирует разность подходов к созданию и применению продуктов дополненной реальности для промышленности. Разработчики часто «увлекаются» технологическими новшествами, их характеристиками и техническими возможностями, в то время как для «промышленников» важно насколько это полезно и перспективно для технологического процесса, работника и бизнеса в целом. При этом стоит отметить, что «промышленность» в свою очередь, не всегда обладает технологической и организационной гибкостью для интеграции технологии дополненной реальности в процесс производства и управления.

В результате можно сделать вывод о том, что технологии дополненной реальности прочно входят в повседневную жизнь. При этом они способны использоваться не только в индустрии развлечений, но и приносить значительный экономический и технологический эффект во многих отраслях промышленности, в том числе в горнодобывающей сфере.

Статья подготовлена при финансовой поддержке Российского фонда фундаментальных исследований в рамках научного проекта № 18-37-00356

Библиографический список

1. Все, что нужно знать про VR/AR-технологии // RUSBASE URL: https://rb.ru/story/vsyo-o-vr-ar/ (дата обращения: 27.04.2018).
2. Дополненная реальность в российской промышленности: бесполезна или необходима // VC.RU URL: https://vc.ru/32831-dopolnennaya-realnost-v-rossiyskoy-promyshlennosti-bespolezna-ili-neobhodima (дата обращения: 27.04.2018).
3. Дополненная реальность в промышленности: кейс из России // Сибирский федеральный университет URL: http://icmim.sfu-kras.ru/node/2595 (дата обращения: 27.04.2018).
4. Елисеев Б.П., Горбунов А.Л., Нечаев Е.Е. Инновационный подход к созданию авиадиспетчерских тренажеров на базе технологии комбинированной реальности: необходимость и возможность // Научный вестник МГТУ ГА. - №161. - 2010 г. – С. 5-14.
5. Ютяеев Ю.П. Современные вызовы и перспективы развития технологии подземной отработки пологих газоопасных угольных пластов // Уголь. - №5. - 2017. – С. 30-36.
6. Kizilov S.A., Nikitenko M.S., Neogi B. Concept of mobile operator position based on neuro-computer interface and augmented reality. IOP Conference Series: Materials Science and Engineering, Volume 354 (2018), conference 1. C. 012016. doi:10.1088/1757-899X/354/1/012016 http://iop-science.iop.org/article/10.1088/1757-899X/354/1/012016/pdf
7. Кизилов С. А., Неоджи Б., Никитенко М.С., Николаев П. И., Кузнецов И.С. Автоматизация управления технологическими процессами при отработке мощных пластов с выпуском угля подкровельной толщи // Горная промышленность. - №6 (136). - 2017. – С. 96-99.
8. Кизилов С. А., Никитенко М.С., Neogi B. Разработка концепции создания мобильного места оператора для горнодобывающей промышленности на основе совмещения технологий нейрокомпьютерного интерфейса и дополненной реальности. Системы автоматизации в образовании, науке и производстве: Труды XI Всероссийской научно-практической конференции / Сиб. гос. индустр. Ун-т; под общ. редакцией С.М. Кулакова, Л.П. Мышляева. - Новокузнецк: Изд. центр СибГИУ, 2017. - С. 44-47.

УДК 550.8.08

ДИНАМИЧЕСКОЕ МОДЕЛИРОВАНИЕ ПОДЗЕМНЫХ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК И ПРИЛЕГАЮЩЕГО МАССИВА

Разумов Е.А., Венгер В.Г., Петров В.И.
Филиал Кузбасского государственного технического университета им. Т.Ф. Горбачева, г. Прокопьевск, Россия

Аннотация. Рассмотрены вопросы динамического моделирования, предназначенного для оценки и нахождения в интервалах времени опасного состояния горных пород, с точки зрения геомеханики.

Ключевые слова: динамическое моделирование, горный массив, состояние, трещиноватость, автоматизированное проектирование (САПР) AutoCAD, Microstation.

При отработке отработкеугольных месторождений встречаются опасные зоны: горно-геологические нарушения, повышенного горного давления, пучения пород почвы, трещиноватость пород в массиве.

Для изучения и предотвращения опасных зон используются разные методы:

- бурение геолого-разведочных скважин;
- установка реперных станций;

- установка индикаторов давления кровли (рис. 1);
- определение физико-механических свойств вмещающих пород;
- измерение конвергенции и т.д.

а б в

Рис.1. Датчики: а - РГ-3; б - КД-С; в - ИКД-К

Полученные исходный материал используется для моделирования (рис. 2, 3) в стандартных системах автоматизированного проектирования AutoCAD, Microstation, после чего обрабатывается при помощи дополнительного программного обеспечения (рис. 4) и преобразуется в элементы базы данных Postgresql, где рассматривается пространственное взаимодействие между объектами, а также существование элементов во времени.

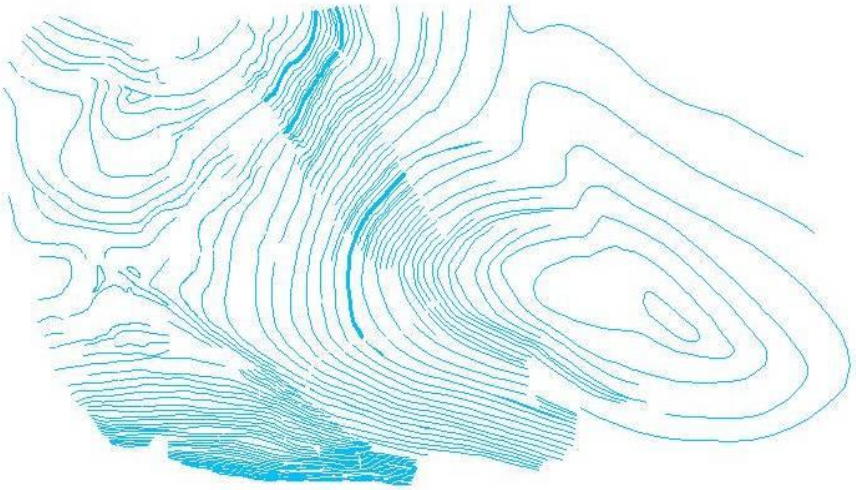


Рис 2. Изогипсы поверхности пласта

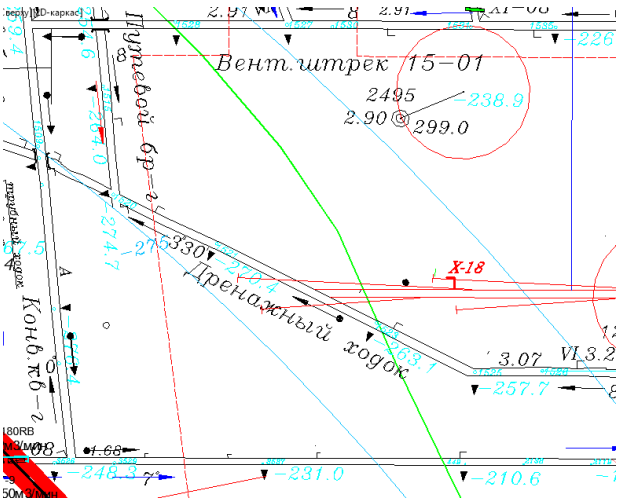


Рис 3. Выкипировка с плана горных работ

Расчётный модуль не только рассчитывает конечные элементы массива, но и сравнивает скорость изменения напряженности элемента и движение зон напряжённости в массиве.

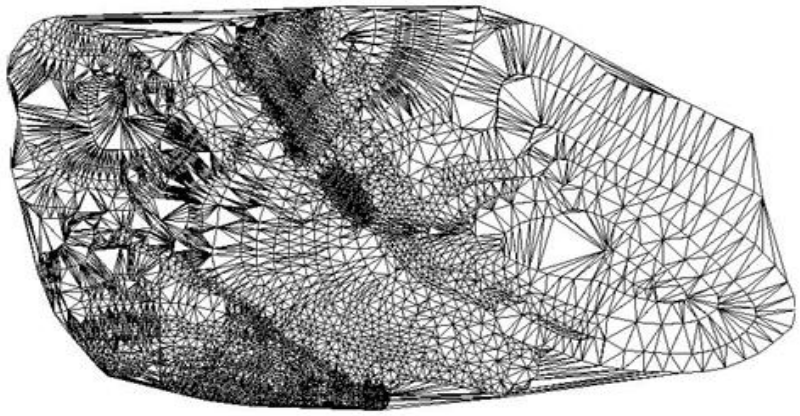


Рис 4. Элементы массива

Таким образом устанавливается на каком этапе и где будут расположены потенциальные горные выработки и какие-либо нарушения горного массива (рис. 5). С помощью программного продукта есть возможность наглядно увидеть положение горных работ на любой момент времени.

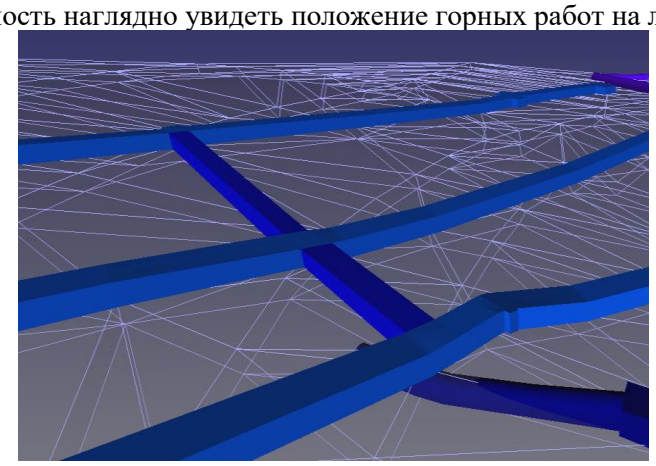


Рис 5. Динамическое моделирование

Вывод. Программное обеспечение динамического моделирования предназначено для оценки и нахождения в интервалах времени опасного состояния горных пород, с точки зрения геомеханики. Он позволяет непосредственно исключить угрозы, влияющие на ведение горных работ и заранее принять какие-либо меры, в том числе технические. Также динамическое моделирование позволяет в 3D пространстве просчитать перспективу разработки и отработки на срок от 1 до 5 лет и обезопасить производство, выявлением узких мест в планировании горных работ и возможных опасных факторов со стороны геомеханики.

УДК 550.8.08

ПОВЫШЕНИЕ ИНФОРМАТИВНОСТИ ДАННЫХ О СТРУКТУРЕ ПОРОД КРОВЛИ ЗА СЧЁТ ПРИМЕНЕНИЯ ГЕОРАДИОЛОКАЦИИ ПРИ ОБСЛЕДОВАНИИ СОСТОЯНИЯ ВЫРАБОТОК

Разумов Е.А., Пудов Е.Ю., к.т.н. Кузин Е.Г.
Филиал Кузбасского государственного технического университета им. Т.Ф. Горбачева, г. Прокопьевск, Россия

Аннотации. Рассмотрены результаты эндоскопического обследования скважин и георадарных исследований состояния кровли горных выработок одной из угольных шахт. Представлены данные обследования кровли шахтных выработок на наличие трещиноватости, влагонасыщения и других параметров.

Ключевые слова: георадар, кровля, подземные выработки, состояние, трещиноватость, геофизические методы исследования.

Современные горные предприятия, работающие по принципу «лава-шахта», оснащенные высокопроизводительным оборудованием доводят скорость подвигания очистного забоя до 150 - 200 м/мес. На состояние подготовительных горных выработок кроме горно-геологических и горнотехнических условий существенно влияют темпы подвигания очистных забоев. Согласно Инструкции [1] и методики [2] контроль состояния выработок ведётся путём визуальных обследований и наблюдения за реперными станциями. В зависимости от типа пород кровли глубинные реперы устанавливаются через 40 – 200 метров [1]. В промежутках деформационное состояние пород кровли оценивается только косвенно по целостности элементов крепи. В связи с этим для снижения рисков опасных природных и техногенных явлений необходимо создание методик, основанных на различных физических эффектах, направленных на определение деформационного состояния вмещающих пород непрерывно по всей трассе выработки.

В работе представлена оценка состояния кровли подготовительных выработок одной из угольных шахт по результатам визуального обследования, видеоэндоскопических исследований скважин в кровле и георадиолокации [3]. Исследования проводились в следующих условиях.

Непосредственная кровля пласта представлена трещиноватыми разнозернистыми алевролитами мощностью от 1 до 6 м, с коэффициентом крепости по шкале проф. Протодьяконова f=3-5 и сопротивлением одноосному сжатию $\sigma_{сж}$ =30-49 МПа, классифицируется как неустойчивая 3 типа. Обрушается при обнажении длиной более 5 метров. Обнажения за исполнительным органом комбайна длиной от 5 до 20 м сохраняют устойчивость 5 -30 минут.

Через пробуренные шпуры с помощью видеоэндоскопа проведена оценка трещиноватости пород кровли (рис. 1.). Шпур, представленный на фото, отбурен в кровле выработки глубиной 7,0 м в 5 м от вывала пород кровли (сопряжение с очистным забоем).

а б

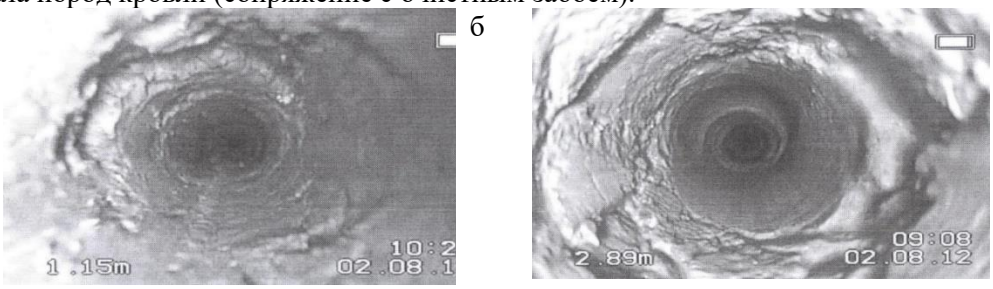


Рис. 1. Фотографии скважины в кровле вентиляционного штрека: а) – на глубине 1,15 м; б) на глубине 2,89 м

По видеоэндоскопии породы имеют интенсивную разнонаправленную трещиноватость, горизонтальное и вертикальное расслоения массива, ширина раскрытия трещин до 20 мм, расстояние между трещинами 0,1-0,7 м.

Несмотря на то, что метод достаточно информативный, видеоэноскопом возможно оценивать состояние кровли только через некоторые интервалы.

Предлагаемый метод геосканирования позволяет изучить поверхность кровли, боков и почвы выработки на всем ее протяжении.

Георадарное обследование или георадиолокация - это методика неразрушающего обследования, заключающаяся в анализе импульсов, отраженных от границ сред с разными электрофизическими характеристиками (с различной диэлектрической проницаемостью - ε) [4].

Принцип действия георадара основан на излучении сверхширокополосных наносекундных импульсов, приеме сигналов, отраженных от границ раздела сред, стробоскопической обработке принятых сигналов и последующим измерением временных интервалов между отраженными импульсами.

Отражения вызываются наличием границ между веществами в грунте с разными электрическими свойствами. Такими границами являются границы пластов угля и различных пород, изменения влагонасыщенности пород, различные трещины и пустоты, различные искусственные объекты (трубы, кабели, элементы крепи и др.). Глубина проникновения радиоволн зависит от электрической проводимости и диэлектрической проницаемости пород на каждом отдельном участке.

Исследования по оценке состояния пород в кровле подземных выработок с помощью георадара ОКО-2 проводились в подготовительных выработках. Для удобства интерпретации данных при камеральных работах профили геосканирования проходились по 20 метров между пикетами начиная от очистного забоя.

Камеральные работы по дешифрированию георадарных профилей производились с применением стандартного программного комплекса обработки данных георадиолокации GeoScan-32. Обработка георадиолокационных зондирований велась однотипно для всех профилей. Целью обработки является преобразование георадиолокационных данных в разрез, отображающий все геологические и техногенные объекты, залегающие в исследуемой среде. С помощью разнообразных приемов помехи и шумы ослабляются, а полезный сигнал подчеркивается.

Обработка данных проводилась по следующему алгоритму:

- ввод данных;
- корректировка первого вступления прямой волны;
- частотная фильтрация;
- усиление амплитуд;
- удаление влияния прямого сигнала для приповерхностных объектов;
- скоростной анализ и выделение гиперболических осей синфазности;
- преобразование временной шкалы в шкалу глубин, беря за основу определение средней скорости распространения волн в исследуемых породах (в среднем ε = 5 - 6);
- задание параметров визуализации данных;
- выделение объектов.

На георадарных профилях выделялись области, характерные для локальных неоднородностей в породе, расслоений, влагонасыщенных зон.

На рис. 2 представлены радарограммы вентиляционного штрека.

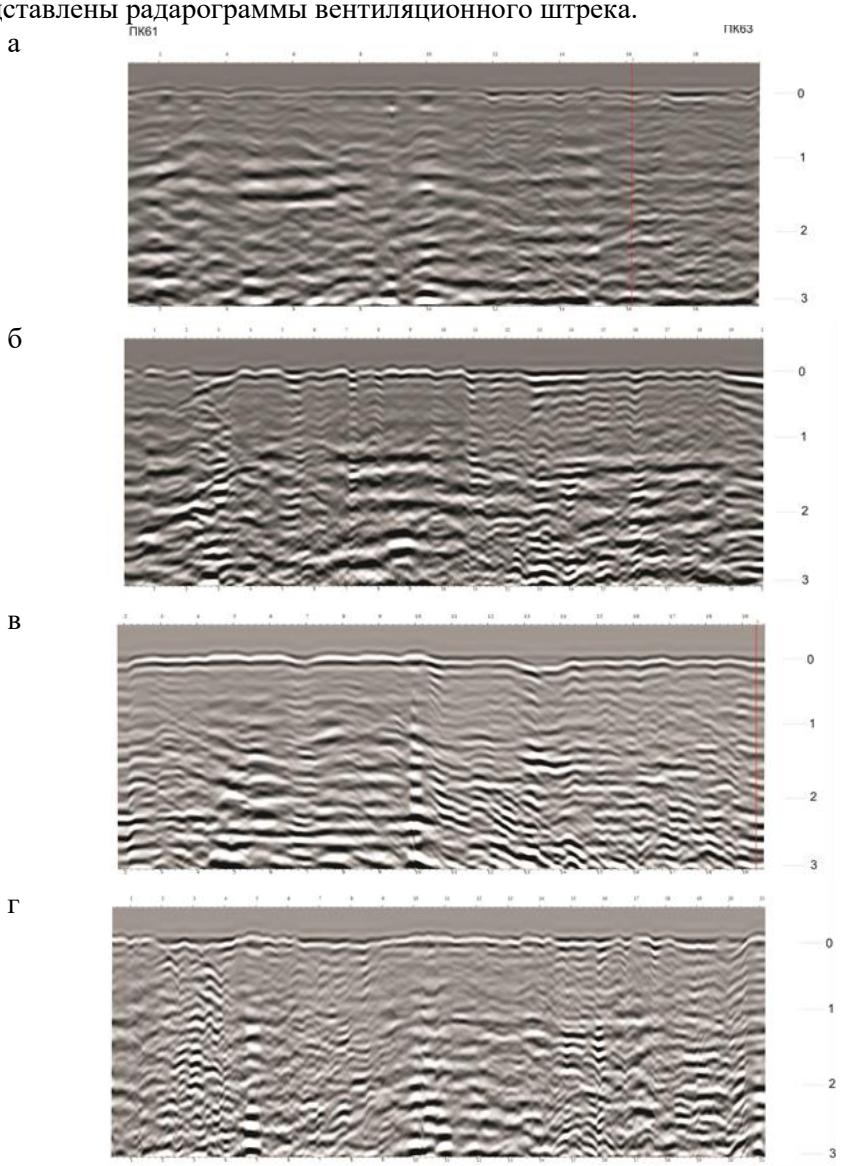


Рис. 2. Радарограммы вентиляционного штрека: а) дата съемки 20.03.14; б) дата съемки 24.04.14; в) дата съемки 15.05.14; г) дата съемки 21.08.14

Радарограмма на рис. 2, а) расстояние до лавы 205 м выделяются небольшие зоны расслоения пород на глубину 1,2 - 1,5 м.

Радарограмма рис. 2, б) расстояние до лавы 150 м расслоения увеличиваются по длине штрека, а кроме того увеличивается трещиноватость пород кровли на глубину до 2,5 м.

Радарограмма рис. 2, в) расстояние до лавы 50 м происходит разуплотнение пород, расслоения выделяются на глубину 2,5 м.

Радарограмма рис. 2, г) расстояние до лавы 7 м наблюдается предположительно развитие мелких трещин и увеличение разуплотнения пород.

На рис. 3. представлена радарограмма вентиляционного штрека, где прослеживается зависимость между видимыми нарушениями (незначительные вывалы в кровле, продавленные подхваты анкеров) и георадарограммой.

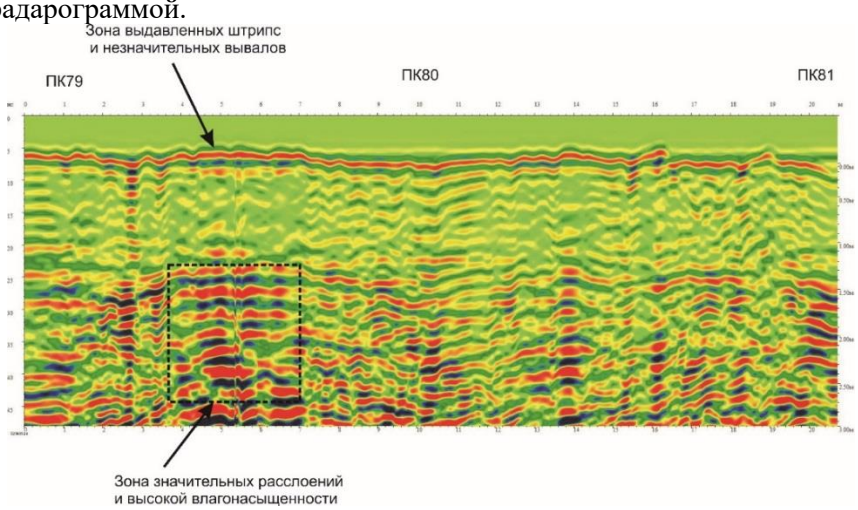


Рис. 3. Радарограмма кровли вентиляционного штрека

Специфика георадарных обследований заключается в значительной сложности интерпретации получаемых результатов, так как шахтные выработки обладают большим количеством металлических объектов, несущих силовых кабелей, что является причиной появления на радарограммах значительного количества помех. Поэтому, в целях получения объективных данных с использованием георадиолокационной аппаратуры в шахтных условиях необходимо накопление значительного количества экспериментальных данных и сопоставление их с данными других методов исследования состояния кровли, в частности видеоэндоскопического обследования скважин.

На рис. 3 отчётливо видна высокая сходимость с результатами эндоскопических исследований, см. рис. 1. На основании этого были выделены характерные участки радарограммы, где видны признаки развития трещиноватости в кровле, например 20-21 м (см. рис. 1). По результатам георадиолокации для шахты обоснованы рекомендации по усилению крепи.

Выводы. Доказана высокая сходимость результатов георадиолокации и эндоскопического обследования скважин в кровле, достаточная для достоверного определения участков выработок с трещиноватыми породами кровли, а также глубины залегания трещин. Предложенный метод позволяет оценить состояние пород кровли непрерывно на всём протяжении участка выработки.

Трудоёмкость проведения исследований значительно ниже в сравнении с геомеханическими методами, что выражается в оперативности определения зон склонных к обрушению пород кровли и повышении безопасности ведения горных работ.

Библиографический список

1. Федеральные нормы и правила в области промышленной безопасности «Инструкция по расчёту и применению анкерной крепи на угольных шахтах». Серия 05. Выпуск 42. – М.: Закрытое акционерное общество «Научно-технический центр исследований проблем промышленной безопасности», 2015. – 186 с.

2. Методика шахтных испытаний отдельных положений «Инструкции по расчету и применению анкерной крепи на угольных шахтах Кузбасса — Первая редакция». — СПб.: ВНИМИ, 2010. — 12 с.

3. Луганцев Б. Б. Обеспечение устойчивости подземных горных выработок в трещиноватом породном массиве. Автореферат диссертации на соискание ученой степени доктора технических наук. Шахты 2002 г.

4. Введение в георадиолокацию. Учебное пособие, М. Л. Владов, А.В.Старовойтов, Изд-во МГУ, 2005.

УДК 519.876.2

МЕХАНИЗМ ВЕКТОРНОЙ ОПТИМИЗАЦИИ ДЛЯ ЗАДАЧ РЕСУРСНОГО ПЛАНИРОВАНИЯ

Митьков В.В., д.т.н. Зимин В.В., к.т.н. Зимин В.А., д.т.н. Степанов И.Г.
Сибирский государственный индустриальный университет, г. Новокузнецк, Россия

Аннотация. Предложен механизм двухкритериальной оптимизации для задачи ресурсного планирования, когда формализация задачи может быть представлена прямой и обратной задачей управления со структурно-подобным описанием целевой и затратной функций. Множество Парето-решений двухкритериальной задачи определяется решеним прямой и обратной задач методом дихотомического программирования, а оптимум на множестве Парето-решений – механизмом комплексного оценивания.

Ключевые слова: ресурсное планирование, векторная оптимизация, прямая и обратная задачи управления, структурно-подобные функции, дихотомическое программирование, механизм комплексного оценивания, множество Парето-решений.

Введение. Многие задачи оптимального ресурсного планирования, решаемые промышленными компаниями, формулируются в виде скалярной прямой или обратной задачи управления [1, 2]. Рассмотрим в качестве примера задачу планирования ресурсов на подготовку кадров для эксплуатации ERP-системы горнодобывающей компании [3].

Пусть $\{\{p_{ji} \mid i=\overline{1,n_j}\} \mid j=\overline{1,m}\}$ - множество программ обучения, реализуемых консалтинговой компанией, участвующей в создании ERP-системы компании. Здесь j – номер бизнес-процесса, i – номер программы обучения, p_{ji} - i-ая программа обучения для j-го бизнес-процесса, n_j- количество программ обучения для j-го процесса, m – количество бизнес-процессов. Обозначим через $c_{ji}=c(p_{ji})$ стоимость обучения одного пользователя по программе p_{ji}, через $q_{ji}=q(p_{ji})$ - «приращение» компетенции пользователя (которое будем оценивать в баллах) в результате обучения по программе p_{ji}, через $k_{ji}=k(p_{ji})$ - количество пользователей, которых желательно обучить по программе p_{ji}. Положим также, что руководство каждого бизнес-процесса накладывает ограничение па минимальное количество k_j^* прошедших обучение пользователей, при котором оно может приступить к начальной эксплуатации. Обозначим через c^* предельный объем средств, который руководство предприятия может направить на обучение пользователей.

Формализация задачи и метод решения. Введем дискретную переменную x_{ji}, которая равна 1, если пользователи подлежат обучению в соответствии с программой p_{ji}, и равна 0 в противном случае. Тогда прямая задача оптимального планирования затрат на обучение формулируется следующим образом:

$$q = \sum_{j=1}^{m}\sum_{i=1}^{n_j} k_{ji} q_{ji} x_{ji} \to \max ; \quad (1)$$

$$\sum_{j=1}^{m}\sum_{i=1}^{n_j} k_{ji} c_{ji} x_{ji} \le c^*; \quad (2)$$

$$\sum_{i=1}^{n_j} k_{ji} x_{ji} \ge k_j^*, \quad j=\overline{1,m}. \quad (3)$$

Решением задачи (1) – (3) является такая программа $\{\{x_{ji} \mid i=\overline{1,n_j}\} \mid j=\overline{1,m}\}$ обучения пользователей, которая максимизирует суммарное «приращение» компетенций q пользователей при заданном ограничении c^* на предельный объем средств, выделенных на обучение, и которая удовлетворяет заданным руководством бизнес-процессов ограничениям на минимально необходимое количество пользователей, подлежащих обучению.

Обратной к сформулированной задаче (1) – (3) будет задача:

$$c = \sum_{j=1}^{m}\sum_{i=1}^{n_j} k_{ji} c_{ji} x_{ji} \to \min ; \quad (4)$$

$$\sum_{j=1}^{m}\sum_{i=1}^{n_j} k_{ji} q_{ji} x_{ji} \ge q^{*} ; \quad (5)$$

$$\sum_{i=1}^{n_j} k_{ji} x_{ji} \ge k_j^{*}, \quad j=\overline{1,m.}, \quad (6)$$

в которой требуется определить такую программу обучения пользователей $\{\{x_{ji} \mid i=\overline{1,n_j}\} \mid j=\overline{1,m}\}$, которая минимизирует затраты c для достижения заданного значения q^{*} приращения компетентности пользователей.

В силу структурного подобия функций c и q обе задачи могут быть эффективно решены методом дихотомического программирования [4 - 6]. Отметим следующую важную особенность этого метода. При решении каждой из последовательности оценочных задач, на которые декомпозируется (в силу указанного структурного подобия) исходная задача, формируется подмножество решений, которые допустимы по ограничениям и являются оптимальными по Парето, то есть не доминируются другими решениями этого множества [7, 8]. Совокупность решений прямой и обратной задачи в силу отмеченной особенности, представляет собой подмножество Парето-решений задачи векторной оптимизации:

$$(q, c) \to \max ; \quad (7)$$

$$\sum_{i=1}^{n_j} k_{ji} x_{ji} \ge k_j^{*}, \quad j=\overline{1,m.} \quad (8)$$

Опираясь на свои предпочтения ЛПР (лицо, принимающее решение) выбирает из этого подмножества лучший вариант. Процедура определения ЛПР оптимума на подмножестве Парето решений может быть формализована посредством применения широко используемого в теории управления организационными системами механизма комплексного оценивания [9, 10].

Пример решения задачи и представление результатов. Рассмотрим случай с тремя бизнес-процессами (m = 3) и, соответственно, с тремя ($n_1 = 3$), двумя ($n_2 = 2$) и двумя ($n_3 = 2$) программами обучения для этих процессов. Исходные данные для программ обучения приведены в табл. 1.

Таблица 1

Исходные данные программ обучения

	p_{11}	p_{12}	p_{13}	p_{21}	p_{22}	p_{31}	p_{32}
q_{ji}	4	3	5	3	4	5	3
k_{ji}	3	2	3	4	3	4	2
c_{ji}	60	64	90	54	90	90	54
	$k_1 \ge k_1^{*} = 5$			$k_2 \ge k_2^{*} = 3$		$k_3 \ge k_3^{*} = 2$	

Положим для прямой задачи c^{*}=1100, а для обратной q^{*}=55. Решая методом дихотомического программирования прямую и обратную задачи, получим, соответственно, Парето-оптимальные решения, представленные в табл. 2 и 3. Подчеркиванием выделены оптимальные решения прямой и обратной задач.

Таблица 2

Решения прямой задачи, оптимальные по Парето

q_{123}	45	51	39	36	<u>59</u>	50	53	56
k_{123}	12	14	11	11	<u>14</u>	13	13	15
c_{123}	774	902	722	632	<u>1026</u>	884	974	992
x_1	101	111	011	110	<u>101</u>	110	011	110
x_2	10	10	10	10	<u>10</u>	10	10	10

x_3	01	01	01	01	10	10	10	11

Таблица 3

Решения обратной задачи, оптимальные по Парето

q_{123}	83	77	71	65	59	56
k_{123}	21	19	18	16	14	15
c_{123}	1532	1404	1262	1134	1026	992
x_1	1 1 1	1 0 1	1 1 1	1 0 1	1 0 1	1 1 0
x_2	1 1	1 1	1 0	1 0	1 0	1 0
x_3	1 1	1 1	1 1	1 1	1 0	1 1

Объединяя решения обеих задач и исключая те, которые доминируются другими, получаем Парето решения задачи векторной оптимизации, табл. 4, рис. 1.

Таблица 4

Объединение Парето решений прямой и обратной задач

q_{123}	83	77	71	65	59	56
k_{123}	21	19	18	16	14	15
c_{123}	1532	1404	1262	1134	1026	992
x_1	1 1 1	1 0 1	1 1 1	1 0 1	1 0 1	1 1 0
x_2	1 1	1 1	1 0	1 0	1 0	1 0
x_3	1 1	1 1	1 1	1 1	1 0	1 1
q_{123}	53	51	50	45	39	36
k_{123}	13	14	13	12	11	11
c_{123}	974	902	884	774	722	632
x_1	0 1 1	1 1 1	1 1 0	1 0 1	0 1 1	1 1 0
x_2	1 0	1 0	1 0	1 0	1 0	1 0
x_3	1 0	0 1	1 0	0 1	0 1	0 1

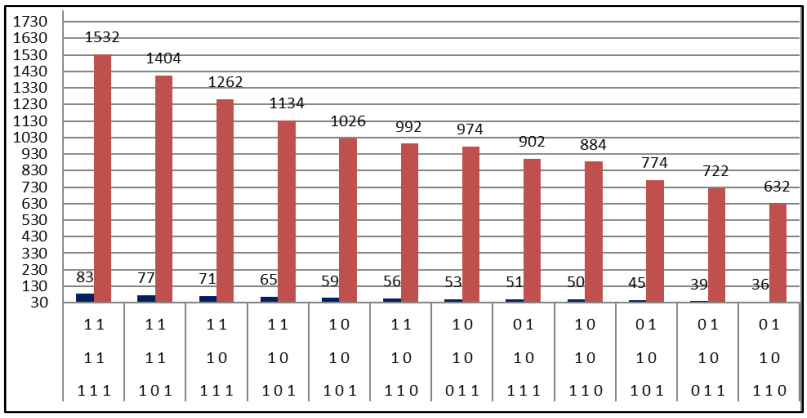


Рис. 1. Гистограмма, описывающая множество Парето-решений задачи векторной оптимизации

Для формализации выбора ЛПР лучшего из Парето-решений применим механизм комплексного оценивания, который в приложении к рассматриваемой задаче будет включать операции:

1. Приведение шкал измерения локальных показателей эффективности q и c к единой дискретной балльной шкале заданного ранга R (положим R=100):

1.1 Определение диапазонов измерения q и c (в нашем примере: q_{min}=36, q_{max}=83, пусть $q \in [35,85]$; c_{min}=632, c_{max}=1532, пусть $c \in [630,1540]$).

1.2 Определение длин интервалов q и c, приходящихся на один балл шкалы измерения

$$\delta_q = \frac{85-35}{100} = 0{,}5, \qquad \delta_c = \frac{1540-630}{100} = 9{,}1$$

2. Вычисление значений $q^{á}(q)$ è $c^{á}(ñ)$ в новой шкале измерения (для $q^{á}(q)$ прямая шкала измерения, для $c^{á}(ñ)$ - обратная).

3. Вычисление средневзвешенных значений интегрального показателя $(q,c)^{á} = \alpha_q q^{á} + \alpha_ñ ñ^{á}$, описывающего эффективность решения, полученную на основе аддитивной свертки локальных показателей и их относительных весов, заданных ЛПР ($\alpha_q + \alpha_c$=1).

В табл. 5 приведены результаты преобразования значений показателей табл. 4 из естественных щкал измерения в единую 100-балльную щкалу (на месте показателя k размещен интегрированный показатель $(q,c)^{á} = \alpha_q q^{á} + \alpha_ñ ñ^{á}$ ($\alpha_q = 0{,}34$ è $\alpha_c = 0{,}66$).

Таблица 5

Оценка Парето решений в баллах

q^b_{123}	96	84	**72**	**60**	48	42
$(q,c)^b$	98,64	85,32	**71**	**57**	45,36	40,68
c^b_{123}	100	86	**70**	**56**	44	40
x_1	1 1 1	1 0 1	**1 1 1**	**1 0 1**	1 0 1	1 1 0
x_2	1 1	1 1	**1 0**	**1 0**	1 0	1 0
x_3	1 1	1 1	**1 1**	**1 1**	1 0	1 1
№	1	2	**3**	**4**	5	6
q^b_{123}	36	32	30	20	8	2
$(q,c)^b$	37,32	30,68	28,68	17,36	9,98	1,34
c^b_{123}	38	30	28	16	11	1
x_1	0 1 1	1 1 1	1 1 0	1 0 1	0 1 1	1 1 0
x_2	1 0	1 0	1 0	1 0	1 0	1 0
x_3	1 0	0 1	1 0	0 1	0 1	0 1
№	7	8	9	10	11	12

На рис. 2 приведена гистограмма, описывающая полученные Парето-решения в единой балльной шкале измерения для q и c.

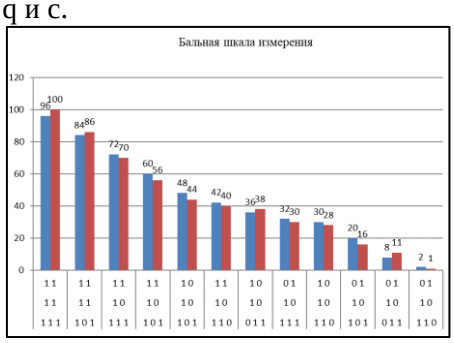


Рис. 2. Гистограмма, описывающая множество Парето-решений задачи векторной оптимизации в единой балльной шкале измерения

Представляют интерес решения 3 и 4. Третье решение (x_1 = 111, x_2 =10, x_3 =11) является наиболее сбалансированным и характеризуется тем, что при расходе 70% от максимума ресурсов получаем 72% от максимума возможного результата. Четвертое решение (x_1 = 101, x_2 =10, x_3 =11) является наилучшим по эффективности использования ресурсов: 56% ресурсов обеспечивает 60% значения показателя q (то есть на 4% больше, чем расход ресурсов).

Вывод. Двухкритериальная постановка задачи ресурсного планирования предпочтительна для лица, принимающего решение, так как ЛПР, как правило, ищет компромисс между затратами и целевым показателем. Изложенный механизм двухкритериальной оптимизации во многих случаях позволяет ЛПР такой компромисс найти.

Библиографический список

1. Зимин В. В. Модели и механизмы управления жизненным циклом ИТ-сервисов [Электронный ресурс] : [монография] / В. В. Зимин, И. В. Буркова, А. В. Зимин. – Электронные данные (1 файл). – Saarbrucken : LAB LAMBERT Academic Publishing, 2017.

2. Зимин В. В. Задача оптимального распределения ресурсов на системное тестирование релизов ИТ-сервиса / В. В. Зимин, Т. В. Киселева // Моделирование и наукоемкие информационные технологии в технических и социально-экономических системах : труды IV Всероссийской научно-практической конференции с международным участием. Новокузнецк, 12–15 апреля 2016 г.

3. Митьков В.В. О механизме формирования программы обучения пользователей ERP-системы / В.В. Митьков, В.В. Зимин // Системы автоматизации в образовании, науке и производстве: Труды XI Всероссийской научно-практической конференции / Сиб. гос. индустр. ун-т : под общ. редакцией С.М. Кулакова. Л.П. Мышляева. - Новокузнецк: Изд. центр СибГИУ, 2017. – С. 293-297.

4. Бурков, В.Н. Как управлять проектами: Научно-практическое издание. / В.Н. Бурков, Д.А. Новиков. - М. : СИНТЕГ – ГЕО, 1997. - 188 с.

5. Буркова, И.В. Метод сетевого программирования в задачах нелинейной оптимизации / И.В. Буркова // Автоматика и телемеханика. - 2009. - № 10. - С. 15-21.

6. Буркова, И.В., Косенков, А.В., Харитонова, Т.Б. Метод дихотомического программирования в задачах управления рыночной стоимостью объектов недвижимости. // Системы управления и информационные технологии. – 2006. - №1.1 (23). -С. 123-126.

7. Петровский, А.Б. Теория принятия решений: учебник для студ. высш. учеб. заведений / А.Б. Петровский. – М.: Изд. центр «Академия», 2009 - 400 с.

8. Ларичев, О.И. Теория и методы принятия решений: учебник / О.И. Ларичев. - М.: Логос, 2003. - 392 с.

9. Бурков, В.Н. Механизмы повышения безопасности дорожного движения: Монография / В.Н. Бурков, В.Д. Кондратьев, А.В. Щепкин. - М.: Книжный дом ЛИБРИКОМ, 2012. - 208 с.

10.Новиков, Д.А. Теория управления организационными системами / Д.А. Новиков. - М. : Физматгиз, 2007. – 584 с.

УДК 621.311.8

ИСПОЛЬЗОВАНИЕ АВТОНОМНЫХ ИСТОЧНИКОВ ЭЛЕКТРОЭНЕРГИИ НА УГОЛЬНЫХ ПРЕДПРИЯТИЯХ

Скребнева Е.В., Шаев С.М.
Кузбасский государственный технический университет им. Т.Ф. Горбачева, г. Кемерово, Россия

Аннотация: рассмотрены различные варианты применения автономных источников электроэнергии на угольных предприятиях, их достоинства и недостатки.

Ключевые слова: надежность электроснабжения, бесперебойное электроснабжение. автономны источник электроснабжения.

Надежное и бесперебойное электроснабжение потребителей является важнейшей составляющей жизнеобеспечения и эффективного функционирования общественного производства. Перебои в электроснабжении, особенно крупные, по величине ущерба и экологическим последствиям

могут быть причислены к наиболее опасным видам бедствий и катастрофам, поэтому обеспечение надежности электроснабжения потребителей, особенно опасных производственных объектов, требует особого внимания.

Основной задачей функционирования электроэнергетики является надежное, гарантированное и бесперебойное электроснабжение потребителей электрической энергией, требуемого качества и количества.

При этом необходимо учитывать различия в трактовке терминов гарантированное и бесперебойное электроснабжение потребителей [1]. Под гарантированным электроснабжением понимают режим электроснабжения потребителя как от основного источника питания, так и от резервного (одного или нескольких), при котором гарантируется ограничение длительности возможных кратковременных перерывов при электроснабжении потребителей предприятия, т.е. допускается наличие кратковременных нарушений электроснабжения. При бесперебойном режиме электроснабжения энергообеспечение потребителей предприятия осуществляется в непрерывном режиме, т.е. наличие кратковременных нарушений электроснабжения не допустимы.

Для обеспечения гарантированного и бесперебойного режима электроснабжения может использоваться различное оборудование. Так, для обеспечения бесперебойного электроснабжения автономный источник электрической энергии должен быть включен в нормальную схему электроснабжения предприятия для мгновенного автоматического ввода в работу при аварийной ситуации. Таким образом, вопрос разработки систем бесперебойного электроснабжения в настоящее время является актуальным.

Наличие на угольных шахтах электроприемников, попадающих под определение «особой группы», для обеспечения безопасных условий труда под землей, согласно действующего законодательства [2] предполагает необходимость обеспечения потребителей третьим аварийным автономным источником электроэнергии. Наиболее приемлемыми аварийными источниками для обеспечения шахт электроэнергией при крупных авариях в энергосистемах могут быть дизель-генераторные установки, энергопоезда, энергетические установки и передвижные электростанции с газотурбинными двигателями (ГТД), пиковые электростанции, сооружаемые для группы близ расположенных шахт.

На данный момент рынок отечественного и зарубежного электрооборудования предлагает широкий выбор аварийных источников питания различной мощности.

Мобильные модульные подстанции (ММПС) имеют широкие возможности применения. Предприятия, изготавливающие ММПС, работают по требованиям конкретных промышленных предприятий. Поэтому ММПС изготавливаются на разные классы напряжения и мощности и могут использоваться в системах электроснабжения для обеспечения как нормального режима электроснабжения, так и для аварийного (гарантированного и бесперебойного) при аварии на питающих подстанциях. Удобство транспортировки ММПС позволяет в кратчайшие сроки установить и подключить её на аварийном участке стационарной подстанции, а также эксплуатировать на время ремонта и/или реконструкции действующей подстанции [3]. При этом данный тип аварийных источников неприменим при авариях во внешних сетях электроснабжения предприятий, так как сами не вырабатывают электрическую энергию, а получают ее из внешних электрических сетей.

В случаях прекращения электроснабжения потребителя из-за аварии на сетях внешнего электроснабжения, необходим автономный источник, генерирующий электроэнергию.

Дизельные электростанции могут применяться как основной источник электроэнергии, резервный источник для организации электроснабжения потребителя I категории, так и в качестве разгрузочного источника в часы максимумов нагрузки.

Преимуществами дизельных электростанций, определяющими их широкое распространение, являются высокая надежность их работы, экономичность эксплуатации, а также простота монтажа, легкость обслуживания и ремонтопригодность, связанные с простотой конструкций дизельных генераторов. Но также существуют и недостатки: высокая стоимость установок, низкая экологичность и высокая акустическая нагрузки установок, высокая требовательность к обслуживанию, в частности ежесезонная замена летнего топлива на зимнее.

Кроме того, дизельные электростанции в нормальном режиме электроснабжения находятся к «холодном» резерве. Для включения в работу и выход на номинальную мощность необходимо время, в некоторых случаях до одного часа. Таким образом, использовать дизельные электростанции как источник бесперебойного электроснабжения тоже не представляется возможным.

Использовать дизельные электростанции в схеме нормального электроснабжения. обеспечив им работу в режиме «горячего» резерва, нецелесообразно с экономической точки зрения.

Одним из возможных источников аварийного электроснабжения на шахте может являться источники, используемые энергию транспортных средств, так называемые формируемые источники аварийного электропитания (ФИАЭ) [4].

Практически на каждой угольной шахте имеется железнодорожный парк. Тепловозы работают постоянно, поэтому ФИАЭ, осуществляя свою непосредственную работу, как источник электроснабжения будет находится в «горячем» резерве. Таким образом, время принятия аварийной нагрузки будет ограничено временем подъезда тепловоза к месту подключения аварийного источника.

Большинство типов тепловозов имеют генераторы постоянного тока, поэтому ФИАЭ в своей структуре должен иметь инвертор.

В современных тепловозах (2ТЭ10М, 2ТЭ10Л, ТЭМ10, ТЭМ60) применяют генераторы (ГП-311, ГП-311Б, ГП-311В), обладающие следующими характеристиками: мощность до 2 МВт, напряжение 460-465 В, ток 4320 А [5]. Таким образом, применение ФИАЭ на базе тепловозов в качестве аварийного источника оправдано при небольших нагрузках потребителей «особой» группы. В качестве бесперебойного источника электроснабжения ФИАЭ также применяться не могут.

Для обеспечения бесперебойного питания потребителей «особой» группы могут использоваться промышленные аккумуляторные батареи.

Основные типы промышленных аккумуляторных батарей, их достоинства и недостатки приведены в табл. 1.

Таблица 1

Промышленные аккумуляторные батареи

Тип	Достоинства	Недостатки
никель-металлогидридные (Ni-Mh)	- отсутствует «эффект памяти» - стабильное значение выходного напряжения - достаточно большая емкость сразу после заряда	- высокий саморазряд при хранении - большая потеря емкости при низких температурах (до 30%) - короткий срок службы (300-500 циклов заряд-разряд)
никель-кадмиевые (Ni-Cd)	- возможность отдавать большие токи, быстро подзаряжаться и работать при низких температурах - длительный срок службы (может достигать десятилетий)	- относительно низкая емкость - присутствует «эффект памяти» - высокий саморазряд при хранении (около 10% в месяц)
литий-ионные (Li-Ion)	- большая емкость - незначительный саморазряд - длительный срок службы (500-1000 циклов) - малые габариты, низкий вес - отсутствует «эффект памяти»	- чувствительность к перезаряду и переразряду - вызывают опасность при перегреве - имеют склонность к старению - потеря емкости при низких температурах

Учитывая емкость, которой в данный момент обладают промышленные аккумуляторные батареи, их можно использовать для обеспечения бесперебойного электроснабжения потребителей. Для этого в момент аварии нагрузка потребителей «особой» группы переводится на обеспечение энергией от аккумуляторных батарей. Затем в схему электроснабжения включается любой другой источник электроснабжения, например дизельная электростанция, которая уже набрала номинальную мощность. Таким образом, обеспечивается бесперебойное электроснабжение потребителей «особой» группы.

Следующим большим классом автономных источников электроснабжения являются газотурбинные электростанции, предназначенные для комплексной выработки электрической и тепловой энергии. Газотурбинные электростанции могут использоваться и как автономные источники энергии, и в качестве дополнения к централизованным источникам.

Основными преимуществами газотурбинных электростанций являются:

- небольшие первоначальные затраты;
- легкость автоматизации запуска и работы под нагрузкой, простота обслуживания;
- малый промежуток времени между моментом отключения электроэнергии и моментом полного набора нагрузки;

- возможность использования существующих РП, ЛЭП и КЛ для канализации электроэнергии внутри шахты;

- снижение необходимой электрической мощности автономного источника на величину мощности используемого в генераторном режиме двигателя привода вентилятора.

При этом необходимо учитывать тот факт, что газотурбинные установки ограничены по мощности до 150 МВт, что затрудняет их использование в качестве основного источника электроснабжения.

Топливом для газотурбинных установок может служить природный газ централизованного газоснабжения и шахтный метан.

В Кузбассе имеется единственная шахта им. С.Кирова (СУЭК), которая использует автономный источник электроэнергии – автономную энергоустановку мощностью 3 МВт, работающую в режиме когенерации и использующую в качестве первичного топлива шахтный метан. Но в данный момент невозможно обеспечить гарантированное постоянное поступление шахтного метана, а его транспортировка и хранение приведет к увеличению экономических затрат из-за высокой взрывоопасности. Поэтому использование газогенераторных установок, работающих на метане, для аварийного электроснабжения потребителей «особой» категории проблематично.

Теплоэлектроцентраль (ТЭЦ) является разновидностью тепловых электростанций, которая производит электроэнергию и является источником тепловой энергии в централизованных системах теплоснабжения. Также возможно использование ТЭЦ в качестве автономного резервного источника электроэнергии.

Основные преимущества теплоэлектроцентралей заключаются в следующем:

- используется достаточно дешевое топливо – уголь, при этом отсутствую транспортные расходы и «ценовые накрутки»;

- могут быть максимально приближены к потребителю;

- по сравнению с дизельными электростанциями, стоимость выработки электрической энергии на ТЭЦ ниже.

Но строительство на каждой шахте ТЭЦ экономически бессмысленно: капитальные вложения в строительство ТЭЦ огромны, срок окупаемости проектов может исчисляться несколькими десятками лет. Строительство ТЭЦ может быть целесообразным только для нескольких угольных шахт, расположенных в одном географическом районе. Таким образом, для разработки и осуществления инвестиционных проектов по созданию автономных источников электроснабжения на базе ТЭЦ, в первую очередь необходимо определить состав потребителей электрической и тепловой энергии.

Для обоснования реализации подобных проектов необходимо проведение колоссальных технико-экономических расчетов [6]:

– определение единичной мощности и количества генерирующих источников;

– выбор типа генераторов (синхронные или асинхронные);

– выбор способа включения генераторов на параллельную работу с энергосистемой (несинхронное или синхронное включение);

– выбор места подключения генераторов к системе электроснабжения промышленного предприятия, т.е. на шины какого номинального напряжения (система электроснабжения предприятия может содержать шины напряжением 6, 10 и 0,38 кВ);

– оценка изменения надежности системы электроснабжения при вводе собственных генерирующих источников;

– оценка возможностей и условий устойчивости параллельной работы миниэлектростанции с энергосистемой;

– оценка изменения влияния промышленного предприятия на окружающую среду;

– составление договора с энергосистемой о возможности покупки ею избыточной электроэнергии, производимой на промышленном предприятии.

Кроме этого, необходимо определить нагрузки, какие будет запитаны от ТЭЦ, а какие от энергосистемы. Возможны различные варианты:

- постоянно будут получать электроэнергию от ТЭЦ только потребители «особой» группы, все остальные – от энергосистемы;

- запитаны от ТЭЦ все потребители «особой» группы и часть других электроприемников. При этом ТЭЦ всегда вырабатывает одинаковое количество электроэнергии, а колебания графика нагрузки корректируется энергосистемой;

- запитаны от ТЭЦ все потребители «особой» группы и часть других электроприемников, при этом ТЭЦ обеспечивает покрытие колебания графика нагрузки, увеличивая выработку электроэнергии в пиковые часы.

Отдельным блоком необходимо указать автономные источники электроэнергии на основе возобновляемых источников: фотоэлектрические станции, ветроэнергетические установки, мини-ГЭС и биогазовые установки. Основным сдерживающим фактором использования данных энергетических установок является их мощность, которой недостаточно для покрытия нагрузки потребителей «особой» группы угольной шахты, а также отсутствие на территории Кузбасса необходимых ресурсов для выработки электроэнергии в промышленных масштабах.

Как вариант осуществления бесперебойного электроснабжения можно рассмотреть строительство дополнительной линии электроснабжения. В этом случае также необходимо провести технико-экономическое обоснование проекта. Кроме этого, целесообразность использования новой линии будет только в том случае, если она не будет связна с региональными сетями, что в условиях Кузбасса невозможно. Но и это не спасет предприятие при глобальной системной аварии на уровне ЕЭС.

Вывод. Из вышеизложенного можно сделать вывод, что выбор автономного источника электроснабжения для шахты – вопрос весьма трудный:

- необходимо учитывать мощность потребителей «особой» группы, бесперебойная работа которых должна осуществляться в аварийных ситуациях;
- предусмотреть схему, исключающую кратковременные перерывы электроснабжении, например, установкой аккумуляторных батарей;
- провести технико-экономические расчеты, обосновывающие выбор автономного источника, а также рассчитать экономические показатели его использования.

Библиографический список

1. Абрамович, Б.И. Система бесперебойного электроснабжения предприятий горной промышленности / Б.И. Абрамович // Записки Горного института. – 2018. – Т. 229. – С. 31-40.

2. Постановление Правительства РФ от 27.12.2004 N 861 «Об утверждении Правил недискриминационного доступа к услугам по передаче электрической энергии и оказания этих услуг, Правил недискриминационного доступа к услугам по оперативно-диспетчерскому управлению в электроэнергетике и оказания этих услуг, Правил недискриминационного доступа к услугам администратора торговой системы оптового рынка и оказания этих услуг и Правил технологического присоединения энергопринимающих устройств потребителей электрической энергии, объектов по производству электрической энергии, а также объектов электросетевого хозяйства, принадлежащих сетевым организациям и иным лицам, к электрическим сетям»

3. Мобильные и модульные подстанции [Электронный ресурс] http://www.baltenergocom.ru/index.php/stroitelstvo-i-rekonstruktsiyaenergeticheskikh-obktov/mobilnye-i-modulnye-podstantsii

4. Стрелков Ю. И., Шарапов С. В., Мельников Д. В. Перспективы развития дизельных электрических станций // Промышленная энергетика. – 2001. – № 11. - С. 28 – 32.

5. Акимов, Э.Т. Создание формируемых источников аварийного электропитания на базе тепловоза / Э.Т. Акимов // Вісник КДПУ. – 2006. – № 4(39). – С. 109-111.

6. Короткевич, М.А. Оценка эффективности сооружения собственных электростанций на промышленном предприятии / М.А. Короткевич, А.Л. Старжинский // Известия Российской академии наук. Энергетика. – 2009. – № 5. – С. 80-85.

7. Григораш, О.В. Концепция построения систем бесперебойного электроснабжения / О.В. Григораш, М.С. Чумак, А.А. Кривошей // Научный журнал КубГАУ. – 2016. – № 119(05).

8. Источники бесперебойного и автономного электроснабжения / Е.А. Денисенко [и др.] // Научный журнал КубГАУ. – 2016. – № 115(01).

9. Курапин, А.В. Перспективы использования автономных источников энергоснабжения / А.В. Курапин, О.В. Гостевская, С.Ю. Сторожаков // Вестник Волгоградского государственного университета. – 2014. – № 3(12). – С. 77-83.

10. Степаненко, В.П. Применение в горной промышленности КЭСУ с возобновляемыми источниками и накопителями энергии / В.П. Степаненко // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2016. – № 9. – С. 138-146.

11. Лиманский, А.В. Использование возобновляемых источников энергии в угольной отрасли / А.В. Лиманский, М.А. Васильева // Записки Горного института. – 2014. – Т. 210. – С. 86-92.

УДК 621.316.3

ЗАКОНОДАТЕЛЬНЫЕ И ЭКОНОМИЧСКИЕ АСПЕКТЫ УПРАВЛЕНИЯ НАДЕЖНОСТЬЮ ЭЛЕКТРОСНАБЖЕНИЯ

[1]Скребнева Е.В., [2]Шатравин О.И.
1 - Кузбасский государственный технический университет им. Т.Ф. Горбачева, г. Кемерово, Россия
2 - ООО «Азот Майнинг Сервис»

Аннотация. Рассматриваются нормативно-правовые и экономические аспекты управления уровнем надежности электроснабжения. Рассмотрены трактовки терминов автономный и резервный источник электроснабжения. Обосновывается необходимость разработки экономических методов управления уровнем надежности электроснабжения. Обозначена проблема определения экономического ущерба от снижения уровня надежности электроснабжения потребителей.

Ключевые слова: надежность электроснабжения, экономический ущерб, экономические методы управления надежностью, технологическое присоединение, категории надежности энергопринимающих устройств, автономный резервный источник питания.

Развитие материального производства сделало производственный процесс очень чувствительным к надежности всех основных и вспомогательных систем, обеспечивающих его функционирование, в том числе и к системам электроснабжения.

В электроэнергетике под надежностью понимается комплексное свойство, позволяющее энергосистеме выполнять свои основные функции по производству, передаче, распределению и снабжению потребителей электрической энергией, требуемого количества и качества.

Основная задача электроэнергетики – надежное, гарантированное и бесперебойное электроснабжение потребителей электроэнергией, соответствующего качества и количества. В трактовке терминов «гарантированное» и «бесперебойное» электроснабжение, не смотря на схожесть понятий, существует значительное различие [1]. Гарантированное электроснабжение – это электроснабжение потребителей электрической энергии от источника питания (основного или резервного), при котором гарантируется ограничение длительности возможных кратковременных перерывов, т.е. при этом режиме электроснабжения допускается наличие кратковременных нарушений электроснабжения. При бесперебойном режиме электроснабжения энергообеспечение потребителей предприятия должно осуществляться в непрерывном режиме, т.е. недопустимо наличие кратковременных нарушений электроснабжения.

В Правилах технологического присоединения [2] указаны два вида дополнительных источников электроэнергии – автономные резервные источники питания и независимые резервные источники электроснабжения, хотя эти понятия в общем случае являются синонимами [3].

При этом в законодательных и нормативных документах однозначная трактовка автономного резервного источника питания отсутствует.

Так, согласно п. 4.1.10 «Инструкции по проектированию городских электрических сетей» РД 34.20.185-94 [5] предусматривает использование автономного резервного источника питания как второго источника питания.

В Правила технологического присоединения и ПУЭ указано, что второй источник питания - только независимый резервный источник электроснабжения.

В качестве независимого источника электроснабжения в ПУЭ [4] понимается источник питания, две взаимонезависимые секции или системы шин одной или двух электростанций и подстанций сетевой организации, каждая из которых имеет питание от независимого источника питания, где в послеаварийном режиме в регламентированных пределах сохраняется напряжение при исчезновении его на основном источнике питания, т. е., распределительные устройства электростанций или подстанций, технологически функционирующие раздельно, а также агрегаты бесперебойного питания, аккумуляторные батареи и т.п.

При этом необходимо учитывать, что независимый резервный источник электроснабжения всегда технологически и функционально связан с объектами электросетевого хозяйства энергосистемы, а автономный резервный источник питания с энергосистемой не связан. В качестве автономного источника питания используются устройства, генерирующие электроэнергию.

Категория надежности электроснабжения, которую обязана обеспечить сетевая организация, отражается в договоре технологического присоединения, заключаемого между сетевой организацией и заявителем. При этом потребитель самостоятельно выбирает категорию надежности электроснабжения. А так как процедура технологического присоединения платная и ее стоимость зависит от выбираемой категории надежности, то потребители стараются занизить требуемую категорию.

При этом нужно учитывать, что установленный потребителем самостоятельно автономный резервный источник питания не повышает категорию надежности электроснабжения в смысле Правил технологического присоединения и ПУЭ, а также не возлагает на сетевую организацию дополнительные обязанности по его обслуживанию.

Таким образом, гарантированное и бесперебойное электроснабжение обеспечивают принципиально разные аварийные источники электроэнергии.

Так, если бесперебойный режим не допускает наличия перерывов в электроснабжении, то и аварийный источник электроэнергии должен включаться в схему электроснабжения мгновенно. При гарантированном режиме электроснабжения допускается наличие времени включения аварийного источника. Время включения определяется допустимым для потребителя экономическим ущербом от перерыва в электроснабжении.

Такие отрицательные экономические последствия описываются категорией ущерба. В современной теории и практике ущерб, связанный с перерывами в электроснабжении, может быть описана с разных точек зрения: как снижение благосостояния общества в виде снижения дохода [6, 7], как случайная величина, не зависящая от выбранной схемы электроснабжения: при одних и тех же параметрах возмущений в системах электроснабжения ущерб может изменяться в широких пределах случайным образом [8].

Так как любое коммерческое предприятие стремится максимизировать свою прибыль, а, следовательно, минимизировать убытки, то вопрос разработки методики определения ущерба от перерывов электроснабжения в данный момент является актуальным для коммерческих предприятий всех отраслей и форм собственности.

Несмотря на то, что исследования в области ущербов от снижения надежности электроснабжения имеют уже достаточно давнюю историю, до сих пор нет единства в вопросе о том, какие затраты и потери должны быть отнесены к ущербу. Часто к ущербу относят только прямые потери и затраты, связанные с отказом технической системы. В этом случае, затраты на снижение величины ущерба или затраты на его предотвращение не учитываются, в том числе и затраты на создание различного вида резервов.

В общем случае в состав ущерба от снижения надежности электроснабжения предлагается включать следующие составляющие затрат (потерь):

- прямой ущерб – потери ресурсов при прекращении электроснабжения, убытки от расстройства технологического процесса, выход из строя или сокращение срока службы оборудования, ущерб от брака продукции, от увеличения затрат труда, материалов и энергии на единицу продукции, стоимость простоя рабочей силы;

- косвенный ущерб – потери других субъектов хозяйственной деятельности, различного рода компенсации, материальная помощь, пособия и другие единовременные выплаты пострадавшим;

- упущенная выгода – недополучение прибыли, связанное с недоиспользованием основных и оборотных фондов;

- затраты на ликвидацию чрезвычайных ситуаций – расход всех видов запасов и резервов, выплаты за участие в ликвидации аварий, оказание медицинской помощи, размещение и жизнеобеспечение пострадавшего населения;

- затраты на предупреждение и снижение вероятности перерывов электроснабжения.

Необходимость проводить оценку ущерба от снижения уровня надежности возникает как при определении последствий уже случившегося события, так и в задачах оценки эффективности мероприятий, направленных на повышение ненадежности электроснабжения.

На выбор модели оценки ущерба и ее параметров оказывают влияние многие факторы:

- назначение модели оценки ущерба: страна в целом, субъект Федерации, отдельная отрасль, группа предприятий, отдельное предприятие;

- временной уровень исследований: оперативное управление, проектирование, прогнозирование;

- иерархический уровень принятия решений: энергообъединение, районные системы, узлы электроснабжения, группы потребителей;

- характер отключения нагрузки: плановое, внезапное, аварийное;
- наличие и достоверность информации;
- возможность управления ущербом.

В настоящее время разработано большое число методик количественного определения величины ущерба от техногенных, природных и антропогенных опасностей, но все они являются либо методологическими разработками, либо ориентированы на решение конкретных задач.

В общем случае определение экономического ущерба потребителя, связанного с нарушением надежности электроснабжения, включат в себя следующее:

- определение характера нарушения надежности электроснабжения;
- анализ причины нарушения надежности электроснабжения;
- анализ последствий нарушения надежности электроснабжения;
- формирование структуры экономического ущерба;
- расчет величины экономического ущерба.

Одним из направлений минимизации экономического ущерба от снижения уровня надежности электроснабжения является развитие экономических методов управления электроэнергетикой. В настоящее время существуют различные подходы к решению данного вопроса (рис. 1).

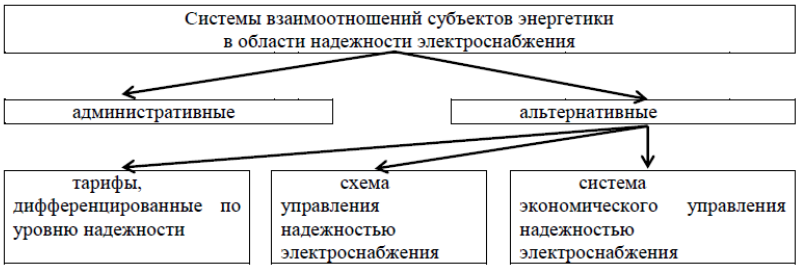


Рис. 1. Системы взаимоотношений субъектов энергетики с целью управления уровнем надежности электроснабжения

Основными признаками нормативного подхода являются [9]:

- признание необходимости внешних органов регулирования и надзора за отраслью (как правило, со стороны государства);
- строгая регламентация прав, обязанностей, нормативов, затрат, продолжительности и других параметров деятельности для всех субъектов электроэнергетики.

Альтернативные подходы основаны на применении рыночных принципов управления отраслью:

- разработка и применение дифференцированных по уровню надежности тарифов на электрическую энергию [10-12];
- разработка механизма взаимной экономической ответственности потребителей и поставщиков электроэнергии за соблюдение требований по обеспечению надежности электроснабжения;
- закрепление в договорах электроснабжения вышеуказанной ответственности каждого субъекта электроэнергетики;
- разработка и внедрение системы страхования экономических ущербов от снижения уровня электроснабжения;
- стимулирование инвестиций в мероприятия по повышению надежности электрических сетей.

Вывод.Несмотря на актуальность экономического регулирования надежностью электроснабжения, вышеперечисленные вопросы развиты недостаточно. Для развития методов экономического управления надежностью, необходимо взаимодействие законодательной и исполнительной власти Российской Федерации, надзорных и контролирующих органов, а также всех субъектов электроэнергетики. Данная работа, в виду сложности рассматриваемой проблемы, еще не закончена. В ней только определены основные моменты, позволяющие раскрыть актуальность и важность необходимости экономического воздействия на уровень надежности электроснабжения.

Библиографический список

1. Абрамович, Б.И. Система бесперебойного электроснабжения предприятий горной промышленности / Б.И. Абрамович // Записки Горного института. – 2018. – Т. 229. – С. 31-40.

2. Постановление Правительства РФ от 27.12.2004 N 861 «Об утверждении Правил недискриминационного доступа к услугам по передаче электрической энергии и оказания этих услуг,

Правил недискриминационного доступа к услугам по оперативно-диспетчерскому управлению в электроэнергетике и оказания этих услуг, Правил недискриминационного доступа к услугам администратора торговой системы оптового рынка и оказания этих услуг и Правил технологического присоединения энергопринимающих устройств потребителей электрической энергии, объектов по производству электрической энергии, а также объектов электросетевого хозяйства, принадлежащих сетевым организациям и иным лицам, к электрическим сетям»

3. Ожегов С. И., Шведова Н. Ю. Толковый словарь русского языка: 80000 слов и фразеологических выражений / Рос. акад. наук. Ин-т рус. яз. им. В. В. Виноградова. – 4-е изд., доп. – М.: Азбуковник, 1999. – 944 с.

4. Правила устройства электроустановок, седьмое издание. - Новосибирск, 2010. – 464 стр.

5. Инструкция по проектированию городских электрических сетей. РД 34.20.185-94 – утв. Министерством топлива и энергетики Российской Федерации от07.07.1994, Российским акционерным обществом энергетики и электрификации «ЕЭС России» 31.05.1994 [Электронный ресурс] // Консультант Плюс: справ.-правовая система.

6. Синьчугов, Ф. И. Расчет надежности энергетических систем при проектировании и режимов их работы в условиях эксплуатации / Ф. И. Синьчугов // Проблема обеспечения надежности работы энергосистем. Материалы конференции. Сборник научных трудов НИИПТ. – 1981. – С. 16-20.

7. Надежность систем энергетики и их оборудования: справочник в 4-х т. / Ю. Н. Руденко. – М.: Энергоатомиздат, 1994. – 480 с.

8. Червонный, Е. М. Статистическая оценка показателей надежности электрооборудования в системах электроснабжения / Е. М. Червонный // Электричество. – 1975. – №6. - С. 17-21.

9. Б.В. Папков, М.В. Шарыгин Труды Нижегородского государственного технического университета им. Р.Е. Алексеева / НГТУ им. Р.Е. Алексеева. – Нижний Новгород. - 2011. - № 4 (91) – С. 211-218.

10. Мокрова К.С. Формирование дифференцированных тарифов на электроэнергию в зависимости от уровня надежности энергоснабжения потребителей // Современные наукоемкие технологии. Региональное приложение. – 2016. – №1 (45). - С. 56-61.

11. Вдовин И.В. Формирование договорных тарифов на электроэнергию с учетом качества электроснабжения // Омский научный вестник. – 2014. – №2. - С.73-76.

12. Вдовин И.В. Установление договорных тарифов на электроэнергию // Вестник Омского университета. Серия «Экономика». – 2014. – №4. - С. 132-138.

13. Семенович КС. Категории надежности электроснабжения: автономный резервный источник питания // Ленингр. юрид. журн. – 2017. – № 1. - С. 113-117.

14. Папков Б.В., Шарыгин М.В., Крайнов С.П. Аспекты обеспечения надежности электроснабжения в условиях рынка // Труды Нижегородского государственного технического университета им. Р.Е. Алексеева. – 2016. – № 1(80). - С. 176-184.

15. Лесных В. В., Тимофеева Т. Б., Петров В. С. Проблемы оценки экономического ущерба, ызванного перерывами в электроснабжении // Экономика региона. - 2017. - Т. 13, вып. 3. - С. 847-858.

16. Семенович КС. Технологическое присоединение к электрическим сетям: выбор заявителем категории надежности электроснабжения // Ленингр. юрид. журн. – 2016. – № 1. - С. 128-134.

УДК 621.311

ПРОБЛЕМЫ ОПРЕДЕЛЕНИЯ ВЕЛИЧИНЫ АВАРИЙНОЙ И ТЕХНОЛОГИЧЕСКОЙ БРОНИ ЭЛЕКТРОСНАБЖЕНИЯ УГОЛЬНЫХ ШАХТ

[1]Скребнева Е.В., [2]Скребнев В.И.

1 - Кузбасский государственный технический университетимени Т.Ф. Горбачева, г. Кемерово, Россия

2 - ООО «КАТЭН», г. Кемерово, Россия

Аннотация. Рассматривается проблема взаимодействия угольных предприятий между собой и сетевыми компаниями во время введения ограничения подачи электрической энергии.

Ключевые слова: аварийная броня, технологическая броня, график электрической нагрузки.

Существует такое понятие как броня электроснабжения, которая необходима ответственному потребителю для обеспечения предотвращения экономических, социальных, экологических последствий при введение ограниченного режима энергопотребления, а именно: возникновения угрозы жизни и здоровью людей, экологической безопасности, безопасности государства и/или необратимого нарушения непрерывных технологических процессов, используемых в производственном цикле. Броня электроснабжения делится на технологическую и аварийную**.**

Технологической броней электроснабжения является минимальный расход электрической энергии, наименьшая потребляемая мощность и продолжительность времени, необходимые для завершения технологического процесса, цикла производства потребителя, использующего в производственном цикле непрерывные технологические процессы, внезапное прекращение которых вызывает необратимые последствия нарушения технологического процесса и/или опасность для жизни людей, окружающей среды, после чего может быть произведено отключение соответствующих энергопотребляющих устройств.

Аварийной броней электроснабжения является минимальный расход электрической энергии, наименьшая потребляемая мощность объектов потребителя с полностью остановленным технологическим процессом, обеспечивающий их безопасное состояние для жизни и здоровья людей и окружающей среды, и признается равной величине максимальной мощности токоприемников дежурного и охранного освещения, охранной и пожарной сигнализации, насосов пожаротушения, связи, аварийной вентиляции таких объектов.

Ежегодно потребители включаются сетевыми организациями в разрабатываемые графики аварийного ограничения, которые необходимы для предотвращения аварийных электроэнергетических режимов (разделения энергосистемы при крупных авариях). Энергосистема делится на районы в зависимости от прогнозного дефицита (электроэнергии) мощности.

Потребитель включенный в ограниченный график электрической нагрузки может быть ограничен в подаче электроэнергии при возникновении аварийного режима до уровня брони, а при её отсутствии отключен полностью. Вот почему существует потребность в разработке актов аварийной и технологической брони для потребителей, которым необходимо надежное электроснабжение.

К примеру, прогнозный дефицит по Кемеровской области составляет порядка 800 МВт. При этом, неравномерное распределение ограниченной нагрузки территориально происходит в дефицитных центральном и южном районах Кемеровской области (Новокузнецк, Междуреченск, Белово, Прокопьевск, Киселевск, Ленинск-Кузнецкий). Потребителям этих районов наличие актов брони необходимо в большей степени для обеспечения своего надежного электроснабжения.

На рис. 1 представлена карта территорий распределения нагрузок, подлежащих ограничению в случае возникновения аварийного электроэнергетического режима в Кемеровской области.

Рис. 1. Карта территорий распределения нагрузок

В современных условиях рыночной экономики, когда отдельные шахты и целые объединения являются частными, ужесточились требования по количеству и качеству электроэнергии у владельцев угольных предприятий к поставщикам электроэнергии для обеспечения энергетической безопасности предприятия, что гарантирует стабильную добычу угля. В свою очередь на одном месторождении располагаются несколько предприятий разных собственников, электроснабжение которых осуществляется от одних и тех же системообразующих подстанций высшего напряжения, что не обеспечивает гарантий по надежному расчету графика электрической нагрузки без колебаний при ограничениях электроснабжения.

Для обеспечения наиболее равномерного графика электрической нагрузки, при режимах аварийной и технологической брони, на систему электроснабжения с идентичными потребителями, но разными собственниками этих предприятий, необходимо регламентировать распределение электрической нагрузки по времени для каждого потребителя во избежание одновременного запуска и работы наиболее энергоемких электроприемников. Создание регламента требует организовать рабочую группу, в которую должны войти представители энергоснабжающей организации и представители предприятий потребителей, а также представители диспетчерского управления энергосистемой.

Библиографический список

1. Разумный Ю.Т., Рухлов А.В. Определение аварийной брони электроснабжения угольных шахт методом имитационного моделирования // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2004. - № 6. – С. 309-314.

2. Разумный Ю.Т., Рухлов А.В. Принципы управления режимами электропотребления угольной шахты при ограничениях электроснабжения // Наукові праці ДонНТУ, серія "Електротехніка і енергетика", випуск 79: Донецьк, 2004. – С. 167-169.

3. Семыкина И.Ю., Скребнева Е.В. Определение технологической и аварийной брони электроснабжения // Наука и образование в XXI веке: динамика развития в евразийском пространстве / Мат.IV Междунар. науч.-практ. конф. в 3 томах. – Павлодар: Инновац. Евраз. ун-т, 2016. – Т. 3. - С. 126-129.

4. Кудряшов Д.С., Закон от отрасли отстал [Электронный ресурс] / Д.С.Кудряшов // Уголь Кузбасса. – 2015. – № 01. – Режим доступа: http://www.uk42.ru/index.php?id=426 , свободный. – Загл. с экрана.

ПРОМЫШЛЕННАЯ И ЭКОЛОГИЧЕСКАЯ БЕЗОПАСНОСТЬ ГОРНЫХ ПРЕДПРИЯТИЙ

УДК 622.822.225

СОВЕРШЕНСТВОВАНИЕ МЕТОДИКИ ОПРЕДЕЛЕНИЯ СКЛОННОСТИ УГЛЕЙ К САМОВОЗГОРАНИЮ

д.т.н. Пашковский П.С. д.т.н. Греков С.П., Орликова В.П.
Государственный научно-исследовательский институт горноспасательного дела, пожарной безопасности и гражданской защиты «РЕСПИРАТОР»,
г. Донецк, Донецкая народная республика

Аннотация. Целью исследований является анализ, обобщение и оценка влияния различных факторов на склонность углей к самовозгоранию. Показано, что склонность угольных пластов к самовозгоранию обусловлена взаимным влиянием различных физико-химических и механических параметров, характеризующих процессы окисления и самонагревания. Приведены аналитические выражения, позволяющие учитывать влияние газоносности пласта, влажности, химической активности при расчете комплексного показателя склонности угля к самовозгоранию.

***Ключевые слова*:** склонность к самовозгоранию, окисление, самонагревание, комплексный показатель, инкубационный период самонагревания угля.

Опасность самовозгорания угля определяется величиной и расположением угольных скоплений, условиями доступа к ним воздуха и склонностью угля к самовозгоранию, которая предопределена взаимным влиянием различных физико-химических и механических свойств, таких как константа скорости окисления, тепловой эффект окисления, дробимость, реакционная поверхность.

Существующие методы определения склонности к самовозгоранию в основном базируются на установлении степени взаимодействия угля с окислителями, выраженной через константу скорости окисления [1]. Однако при оценке склонности необходимо учитывать влажность угля, характер пористости, остаточный метан и другие параметры, взаимосвязанные с химической активностью.

Каждый из перечисленных параметров в отдельности отражает тот или иной аспект протекания окислительных процессов в угле, но не характеризует развитие процесса самонагревания в целом. Следовательно, ни один из этих параметров не может быть использован в качестве критерия склонности угля к самовозгоранию. В НИИГД «РЕСПИРАТОР» разработан единый показатель, который представляет собой время, необходимое для достижения углем критической температуры самовозгорания при определенных физико-химических и механических свойствах угля [2]. Этот показатель характеризует интенсивность самонагревания угля в адиабатических условиях и, таким образом, отражает потенциальную способность угля самовозгораться, исключая при этом влияние горно-геологических и горнотехнических факторов залегания и выемки угольных пластов. С увеличением значения комплексного показателя опасность самовозгорания угля уменьшается и, наоборот, при уменьшении – увеличивается. Это позволяет проводить сравнительную оценку склонности угля к самовозгоранию в пределах каждого угольного бассейна или отдельного месторождения, где горно-геологические условия варьируются незначительно.

Физико-химические свойства угля, влияющие на процесс самонагревания, изучены с помощью хроматографического метода и детально рассмотрены автором [3] при исследовании эндогенной пожароопасности угольных шахт.

В дальнейшем была предложена математическая модель хемосорбции кислорода углем, позволившая раздельно изучать кинетику адсорбции и химической реакции окисления [4]. Получено приближенное аналитическое решение краевой задачи и проведено математическое моделирование процесса самонагревания углей различных марок, что послужило основанием для внесения изменений в методику определения склонности углей к самовозгоранию [5].

После внедрения этой методики в институте не прекращалось изучение процесса самонагревания угля, расследовались все случаи происшедших эндогенных пожаров на угольных шахтах Донбасса. Накопленные теоретические разработки и экспериментальные данные позволили обобщить полученные результаты.

1. Проведены исследования реакционной активности различных углей. С целью теоретического исследования реакционной поверхности углей использована модель Б.В. Канторовича, на основании которой в работе [7] рассмотрен ход гетерогенной реакции окисления первого порядка с адсорбцией кислорода. Предложена физическая модель процесса: вся поверхность угля состоит из

свободной поверхности η и поверхности реакционной, занятой молекулами кислорода ζ, а также поверхности, занятой молекулами метана. Это позволило получить равенство

$$\eta + \zeta = 1 - (1 - \eta_0)\exp(-\mu t), \quad (1)$$

где η_0 – доля первоначально свободной поверхности; μ – константа скорости выделения метана, $с^{-1}$; t – время с момента разрушения угольного пласта, с.

Было получено решение задачи для определения доли реакционной поверхности ξ, связанной с поверхностным комплексным соединением, образующимся в результате реакции окисления. Если при низкотемпературном окислении пренебречь распадом поверхностного комплекса, то решение имеет вид

$$\xi = 1 - \exp(-\nu t) + \frac{\nu(1-\eta_0)}{\mu-\nu}[\exp(-\mu t) - \exp(-\nu t)], \quad (2)$$

где ν – константа скорости образования поверхностного комплекса, $с^{-1}$.

Используя имеющиеся экспериментальные данные, долю реакционной поверхности ξ угля определяли как среднее значение ($\xi = \xi_{ср}$) для времени инкубационного периода самовозгорания, равного $t = t_{инк}$. Поэтому находили среднеинтегральное значение $\xi = \xi_{ср}$ согласно выражению (2) в виде

$$\xi_{ср} = 1 - \frac{1-\exp(-\nu t)}{\nu t} + \left(\frac{\nu}{\mu-\nu}\right)\frac{1}{t}\left[\frac{1-\exp(-\mu t)}{\mu} - \frac{1-\exp(-\nu t)}{\nu}\right]. \quad (3)$$

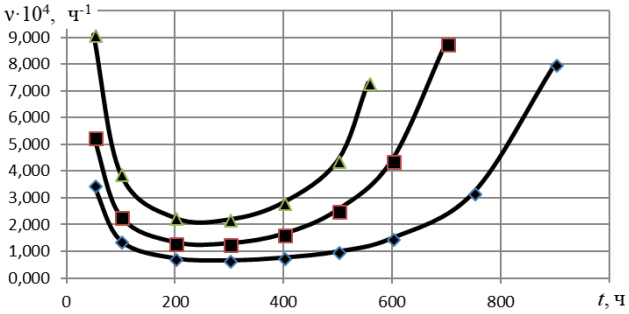
Константу скорости истечения метана μ рассчитывали из результатов исследований [8, 9] для различных моментов времени, а затем из (3) определяли константу скорости образования поверхностного соединения ν для этого же времени. Определив параметры ν и μ по выражению (3) рассчитывали долю поверхности угля во времени, на которой происходит реакция окисления.

Выражение для определения μ согласно [10] принято в виде

$$\mu = \frac{3{,}33\cdot 10^{-7} J_0}{R^{0,2}} \exp\left(-6{,}66 \cdot 10^{-6}\left(V^{daf}\right)^{-0,3} t\right), \quad (4)$$

где J_0 – газоносность пласта, $м^3/т$; R – радиус частиц угля, м; V^{daf} – массовая доля летучих веществ в угле, %.

Характерные кривые зависимости константы скорости образования поверхностного комплекса от времени по шахтам им. Г.Г. Капустина, Ореховская и Александровская представлены на рис 1.



■ – Ореховская; ▲ – Александровская; ♦ – им. Г.Г. Капустина

Рис. 1. Зависимость константы скорости образования поверхностного комплекса от времени

Анализ данных этого рисунка показывает, что первый участок кривой характеризуется уменьшением скорости образования поверхностного комплекса и при t = 300 ч достигает своего минимального значения. Аналогичные результаты получены для всех проанализированных углей (более 20). Падение скорости реакции во времени вполне закономерно с точки зрения радикально-цепной теории. Оно является общим для цепных реакций с вырожденным разветвлением, что подтверждают проведенные эксперименты. В тоже время при медленном низкотемпературном окислении поверхностных слоев угля происходит значительное изменение его свойств, сопровождающееся главным образом разрушением кусков, увеличением в них количества трещин, уменьшением механической прочности. Это в свою очередь способствует проникновению кислорода вглубь угля, увеличению удельной поверхности, доступной для окисления, а затем протеканию химических реакций окисления органической массы угля, сопровождающихся выделением теплоты и при недостатке теплообмена, приводящее к самонагреванию угля. Подтверждением этому является второй участок кривой на рис. 1, где после прохождения минимума значения ν начинают постепенно увеличиваться, достигая максимального значения для момента времени, равного инкубационному при

самовозгорании угля. Различие в характере увеличения окислительных процессов во многом определяется степенью метаморфизма исследуемых углей, а именно наличием свободных радикалов и фенольных элементов структуры в малометаморфизированных углях и высокой концентрацией свободных радикалов в углях высокой степени углефикации.

Для нахождения константы скорости образования поверхностного комплекса ν сделано предположение о его зависимости от основной характеристики угля – энергии активации *E*. На рис. 2 представлены значения ν как функция от $E_{отн}$ по всем экспериментальным данным.

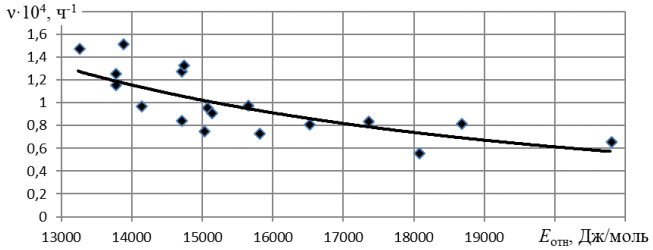


Рис. 2. Зависимость константы скорости образования поверхностного комплекса для времени *t* = 300 ч от относительного значения энергии активации

Зависимость ν от $E_{отн}$ аппроксимирована следующим выражением:

$$\nu = 2{,}2 \cdot 10^{11} {E_{отн}}^{-3{,}66}. \quad (5)$$

Используя полученные зависимости (4) и (5) и данные об инкубационном периоде самовозгорания углей различной степени метаморфизма, полученные в соответствии с методикой, основанной на статистических методах [11], была установлена зависимость для определения доли реакционной поверхности угля ξ как функции от массовой доли летучих веществ V^{daf} в нем в виде

$$\xi = -7{,}24 \cdot 10^{-6}\left(V^{daf}\right)^2 + 2{,}99 \cdot 10^{-4} V^{daf} + 3{,}76 \cdot 10^{-3}. \quad (6)$$

2. Исследованы коэффициенты диффузии в углях различной степени метаморфизма с использованием хроматографического метода по уравнению Ван-Деемтера. Для расчета коэффициентов диффузии в порах угля воспользовались экспериментальными данными НИИГД, полученными хроматографическим методом с использованием колонки, находящейся при температуре минус 80 ºС в сосуде Дьюара с жидким азотом.

Было выполнено 19 экспериментов на пяти пластах Донбасса с углями марок Ж, Г, ОС, ПА и К, для которых найдены значения параметров уравнения Ван-Деемтера и высоты эквивалентной теоретической тарелки *H*, м. Полученные данные позволили рассчитать коэффициенты диффузии *D*, м²/с, графически представленные на рис. 3.

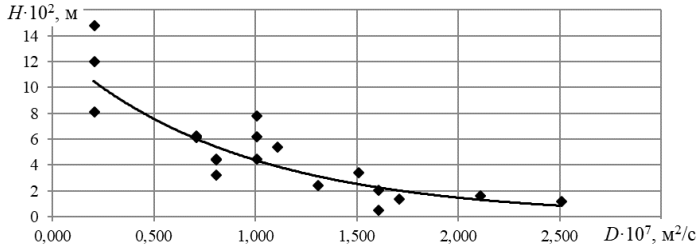


Рис. 3. Зависимость высоты эквивалентной теоретической тарелки от коэффициента диффузии в порах угля

Связь *H* и *D* может быть выражена в виде зависимости

$$H = 17 \cdot 10^{-2} \exp(-13 \cdot 10^6 D), \quad (7)$$

откуда $D = -\ln(5{,}88H)/(13 \cdot 10^6)$. (8)

Автор [3] предложил величину *H* связать с диффузионным сопротивлением *Hg* выражением

$$Hg = H - 2 \cdot 10^{-3}, \quad (9)$$

с учетом которого зависимость (8) для коэффициента диффузии примет вид

$$D = \frac{-\ln\left(5{,}88Hg + 1{,}18 \cdot 10^{-2}\right)}{13 \cdot 10^6}. \quad (10)$$

На основании данных [3] по более чем 50 экспериментам с углями различной степени метаморфизма получены следующие зависимости *Hg* от [12]:

$$Hg = 0{,}017\left(V^{daf}\right)^2 - 0{,}919 V^{daf} + 14{,}88; \quad (11)$$

$$D(V_ф) = \frac{-\ln\left[1{,}017V_ф \pm 0{,}133\left(V_ф - 0{,}018\right)^{0{,}5} + 1{,}36\cdot10^{-2}\right]}{13\cdot10^6}, \quad (12)$$

где $V_ф$ – фильтрационный объем пор, м^3/т, зависящий от V^{daf} в виде

$$V_ф = 0{,}058 - 0{,}004V^{daf} + 0{,}0001\left(V^{daf}\right)^2. \quad (13)$$

3. Теоретически исследовано и проверено экспериментально на 17 образцах различных марок углей влияние десорбции метана из твердого топлива на инкубационный период самовозгорания. Получена зависимость времени окончания напорного выделения метана из частиц угля $t_н$, с, в виде

$$t_н = \frac{R^2}{6D}\left[\frac{-\ln\bar{Q}^*}{0{,}05Др}\right]^{\frac{1}{1-n}}, \quad (14)$$

где Др – дробимость угля; $\bar{Q}^* = Q^*/Q_0$; Q^* – остаточная газоносность угля, м^3/т, после окончания напорного выделения метана, определяемая по формуле

$$Q^* = \frac{1000V_ф}{Q_0ρ}; \quad (15)$$

Q_0 – газоносность угля, м^3/т; ρ – плотность угля, кг/м^3; n – показатель степени, определяемый по формуле

$$n = 0{,}71 + 0{,}017(Др)^{2/3}. \quad (16)$$

Для установления средней интенсивности выделения метана из угля $J_м$, моль/(м^3·с), предложена зависимость в виде

$$J_м = \frac{G}{t_н}, \quad (17)$$

где G – газоносность угля, моль/м^3.

4. Теоретическими исследованиями на основе математической модели выделения метана и экспериментами с помощью специально созданной лабораторной установки выявлен эффект охлаждения угля в период времени напорного выделения из него метана.

Найдены значения теплоты дросселирования метана $q_{др}$ образцов угля фракцией 2 – 5 мм с массовой долей летучих веществ от 16 до 36 %, равные от 10 до 20 кДж/моль. Снижение температуры угля за $t_н$ = 15…100 ч составило от 0,2 до 1,7 ºС.

5. Изучено влияние испарения влаги из углей на процесс замедления роста температуры при их самонагревании. Исследования выполнены в лабораторных условиях НИИГД и *Glowny instityt Gornictwa GiG* (Польша) [3].

Лабораторная установка в Польше состояла из цилиндрического сосуда, наполненного исследуемыми образцами угля размером 0,15 мм и массой 520 г. Диаметр сосуда и его высота 70 и 120…200 мм соответственно. Сосуд помещали в термостат, температуру в котором автоматически поддерживали равной температуре самонагревающегося угля, что исключало теплоотвод стенками сосуда. Через слой угля продували воздух со скоростью от $1\cdot10^{-4}$ до $3\cdot10^{-4}$ м/с, т.е. в пределах, когда кислорода достаточно для реакции окисления угля, но менее значения, обуславливающего вынос теплоты и препятствующего самонагреванию угля. Температуру угля в сосуде измеряли термопарами, концентрацию кислорода и образующиеся в результате реакции окисления газы анализировали хроматографами на протяжении всего эксперимента.

На основании данных, полученных в теплоизолирующих условиях, НИИГД совместно с *GiG* предложена упрощенная модель процесса самонагревания угля с учетом испарения влаги [13], проверенная многочисленными экспериментами. Для этого случая выражение, описывающее динамику температуры угля, представлено в виде

$$\bar{T} = \frac{T}{T_0} = \exp[(Г_1 - Г_2)Fo], \quad (18)$$

где T_0 и T – начальная и текущая температуры угля, К; $Г_1$ – безразмерный комплексный показатель, отражающий генерацию теплоты при окислении; $Г_2$ – безразмерный комплексный показатель, отражающий теплоотвод за счет испарении влаги углем; Fo – критерий Фурье.

Моделирование процесса самонагревания угля с величинами термодинамических параметров, характеризующих уголь и входящих в выражения для $Г_1$, $Г_2$ и Fo, дало возможность определить константу скорости испарения влаги, равную $2{,}9\cdot10^{-9}$ м^3/(моль·с).

6. С учетом результатов исследований, отраженных в пп. 1 – 5, предложен усовершенствованный по сравнению с существующим [5] метод расчета комплексного показателя склонности углей к самовозгоранию $τ_к$, с, который позволит уточнить инкубационный период самонагревания угля, в виде

$$\tau_к = -\frac{\ln\left[-\left(\frac{T_{кр}}{T_0}-1-\frac{1}{\Gamma_v}\right)\Gamma_v\right]}{\Gamma_v}\ \frac{1}{A}, \quad (19)$$

где Γ_v – показатель скорости самонагревания угля

$$\Gamma_v = \frac{3\mathrm{Bi}}{\Gamma_T} - 1; \quad (20)$$

$$\mathrm{Bi} = \frac{\alpha m}{\lambda}, \quad (21)$$

α – коэффициент теплоотдачи угля, Вт/(м²·К); m – размер скопления угля, подверженного самовозгоранию, м; λ – коэффициент теплопроводности угля, Вт/(м·К); Γ_T – комплексный критерий генерации теплоты

$$\Gamma_T = A\frac{m^2}{a}; \quad (22)$$

a – коэффициент температуропроводности угля, м²/с; A – показатель, характеризующий свойства угля, с, который определяют из выражения

$$A = \frac{\xi C_{O_2} q k_{кр} - q_{др} J_м - q_в k_в W}{\rho c_V T_0}; \quad (23)$$

C_{O_2} – концентрация кислорода в порах угля, моль/м³, равная

$$C_{O_2} = C_0\left[1 - \exp\left(-\frac{25{,}08}{0{,}83 + Q_0\rho\cdot 10^{-3}}\right)\right]; \quad (24)$$

C_0 – начальная концентрация кислорода, равная 9,36 моль/м³; q – теплота реакции окисления угля, Дж/моль; $k_{кр}$ – константа скорости окисления угля при критической температуре самовозгорания, м³/(моль·с); $q_{др}$ – теплота дросселирования метана, Дж/моль; $J_м$ – интенсивность выделения метана из угля, моль/(м³·с); $q_в$ – теплота испарения влаги, Дж/моль; $k_в$ – константа скорости испарения влаги, с⁻¹; W – влажность, моль/м³.

7. Для установления склонности угля к самовозгоранию анализируют расчетное значение комплексного показателя $\tau_к$ путем сопоставления его с пороговым значением $\tau_п$, которое для условий Донбасса равно 35 сут.

Пример. Рассчитать комплексный показатель склонности к самовозгоранию угля пласта l_3 ООО «Краснолиманское», если дано: V^{daf} = 35 %; ρ = 1310 кг/м³; Q_0 = 23 м³/т, G = 1345,1 моль/м³; $q_{др}$ = 15000 Дж/моль; W = 4,8 % = 3493 моль/м³; m = 0,4 м; c_V = 1400 Дж/(кг·К); $q_в$ = 2168,6 Дж/моль; $k_в = 1{,}058\cdot10^{-7}$ с⁻¹; $\lambda_в$ = 0,0257 Вт/(м·К); $\lambda_у$ = 0,1 Вт/(м·К); $a = 1{,}7\cdot10^{-7}$ м²/с; Др = 14,9; T_0 = 300 К; $T_{кр}$ = 360 К; $k_{кр} = 1{,}76\cdot10^{-9}$ м³/(моль·с).

Выполнив вычисления по формулам (19) – (24) получено значение комплексного показателя $\tau_к$ = 33,3 сут, которое ниже порогового значения и представляет собой необходимое время для достижения углем пласта l_3 установленной критической температуры самовозгорания при определенных параметрах угля.

Вывод. Обобщены теоретические разработки НИИГД «РЕСПИРАТОР» и экспериментальные данные процесса самонагревания угля, накопленные в врезультате расследований всех случаев происшедших эндогенных пожаров на угольных шахтах Донбасса.

Библиографический список

1. Линденау, Н.И. Происхождение, профилактика и тушение эндогенных пожаров в угольных шахтах / Н.И. Линденау, В.М. Маевская, В.Ф. Крылов. – М.: Недра, 1977. – 320 с.

2. Пашковский, П.С. Критерий оценки склонности углей к самовозгоранию / П.С. Пашковский, Б.И. Кошовский, А.Е. Калюсский, И.Н. Коваль // Горноспасательное дело: Сб. научн. тр. ВНИИГД. – Донецк, 1990. – С. 99-106.

3. Пашковский, П.С. Эндогенные пожары в угольных шахтах / П.С. Пашковский. – Донецк: «Ноулидж», 2013. – 792 с.

4. Греков, С.П. Математическое моделирование процесса саморазогрева углей при выборе антипирогенов / С.П. Греков, А.Е. Калюсский, Б.И. Кошовский // ХТТ, 1997. – № 1. – С. 71-78.

5. Склонность к самовозгоранию углей, шахтных пород и отходов углеобогащения. Методика определения: КД 12.01.04.009-2000; утв. и введ. в действие Минтопэнерго Украины 2000-09-26. – Донецк: НИИГД, 2000. – 28 с.

6. Пашковский, П.С. Актуальные вопросы борьбы с самовозгоранием угля: сб. науч.тр. / П.С. Пашковский, С.П. Греков, И.Н. Зинченко. – Донецк: ЧП «Арпи», 2012. – 656 с.

7. Пашковский, П.С. Сорбционные процессы в газонасыщенных угольных скоплениях с переменной поверхностью / П.С. Пашковский, С.П. Греков, И.Н. Зинченко // Сб. науч. тр. Херсонского нац. ун-та. – Херсон, 2007. – С. 247-251.

8. Греков, С.П. Истечение метана из частиц угля / С.П. Греков, Б.И. Кошовский, М.В. Илык, И.Н. Смоланов // Горноспасательное дело: Сб. науч. тр. / НИИГД. – Донецк, 2002. – С. 74-88.

9. Пашковский, П.С. Влияние интенсивности выделения метана из отбитого угля на склонность к самовозгоранию / П.С. Пашковский, С.П. Греков // 10-я Сессия Международного бюро по горной теплофизике «IBMT 2005». – Гливица, Польша, 14-18 февраля 2005 г. – С. 73-86.

10. Греков, С.П. Реакционная активность углей / С.П. Греков, В.П. Орликова // Научный вестник НИИГД «Респиратор»: сб. науч. тр. – Донецк, 2015. – Вып. 52. – С. 78-90.

11. Руководство по предупреждению и тушению эндогенных пожаров на угольных шахтах Украины; КД 12.01.402-2000; утв. Минтопэнерго Украины 18.12.2000; введ. в действие с 18.12.2000. – Донецк: НИИГД, 2001. – 216 с.

12. Пашковский, П.С. Расчет коэффициентов диффузии в угле с использованием хроматографического метода / П.С. Пашковский, С.П. Греков, Т.Г. Салахутдинов // Горноспасательное дело: сб. науч. тр. / НИИГД «Респиратор». – Донецк, 2014. – Вып. 51. – С. 78-87.

13. Пашковский, П.С. Определение склонности углей к самовозгоранию / П.С. Пашковский, С.П. Греков, Я. Цыганкевич, И.А. Шайтан // Горноспасательное дело: Сб. науч. тр. / НИИГД. – Донецк: ООО «Лебедь», 2000. – С. 10-16.

УДК 622.831.322.001

ГАЗОДИНАМИЧЕСКИЕ ЯВЛЕНИЯ В ШАХТАХ – ПРИЧИНЫ ИХ ПРОЯВЛЕНИЯ СУФЛЯРНЫМИ ВЫДЕЛЕНИЯМИ МЕТАНА ИЛИ ВНЕЗАПНЫМИ ВЫБРОСАМИ УГЛЯ И ГАЗА

д.т.н. Скрицкий В.А.
Институт горного дела им. Н.А. Чинакала СО РАН, г. Новосибирск, Россия

Аннотация. Представлен анализ публикаций, на основании которого разработан механизм зарождения в краевой части угольных пластов очагов саморазрушения угля, проявляющихся суфлярными выделениями метана или внезапными выбросами угля и газа.

Ключевые слова: угольный пласт, геологическое нарушение, реликтовые кристаллогидраты метана, диссоциация, зональная дезинтеграция, механодеструкция, внезапные выбросы угля, суфляры.

Внезапные выбросы происходят в зонах с геологическими нарушениями пластов и протекают с аномально высоким выделением метана. Из данных о внезапных выбросах, произошедших на шахтах различных стран, следует, что на каждую тонну выброшенного угля приходилось от 70 до 270м^3 выделившегося метана. И это притом, что метанообильность отрабатываемых пластов, на которых происходят внезапные выбросы, обычно не превышает 12-15м^3 метана на каждую тонну добываемого угля. При внезапных выбросах изнутри краевой части пласта в горную выработку под большим давлением происходит высоконапорное истечение (как жидкости) подвижной угле-газовой смеси, состоящей из взвеси перемятого угля в газообразном метане. При этом давление метана в этой подвижной газонаполненной системе значительно превышает не только геостатическое, но и опорное горное давление. В результате не только в горной выработке, в которую произошел внезапный выброс, но и в атмосфере прилегающих к ней выработках, воздух замещается метаном. Кроме того, сама выработка, в которую произошел внезапный выброс, зачастую на большом протяжении почти полностью оказывается заполненной разрыхленными массами угля. Количество угля, выброшенного в горные выработки, колеблется в широких пределах - от нескольких тонн до тысяч тонн [1].

Для объяснения механизма образования внутри краевых частей угольных пластов больших объемов газообразного метана и под большим давлением выдвигались различные концепции. Они сводились к тому, что в результате перераспределения горного давления происходит разрушение угольного пласта, который представлял собой закрытый газовый коллектор. В результате разрушения пласта (коллектора), метан, содержащийся в нем под давлением, расширяется и совершает работу по разрушению призабойной части пласта и по выносу в горную выработку разрыхленного угля и метана [2]. Подобные объяснения не дают ответа, как внутри краевых частей отрабатываемых пластов образуется большое количество газообразного метана, причем под давлением, значительно

превышающим геостатическое? Для объяснения выдвигались различные теории, в том числе и некий гипотетический «твердый углегазовый раствор (ТУГР)», реальное существование которого в природе не обнаружено. Поэтому до настоящего времени не найдено достаточно убедительного объяснения возникновения внутри угольных пластов больших объемов газообразного метана, давление которого значительно превышало бы геостатическое [2, 3].

Единственно возможным источником появления внутри краевой части угольного пласта газообразного метана, давление которого многократно превышает геостатическое, может быть диссоциация кристаллогидратов метана, сохранившихся в углепородном массиве в виде локальных реликтовых включений.

Особенность кристаллогидратов метана заключается в том, что при его образовании одним объемом воды связывается до 207 объемов метана. В итоге в 1 м^3 твердого кристаллогидрата метана на долю газа приходится 0,2 м^3, а на воду – 0,8 м^3. А при разложении1 м^3 кристаллогидрата из него выделяется 170 м^3 газообразного метана (при атмосферном давлении) и 0,927м^3 воды. Если же диссоциация кристаллогидрата метана будет происходить в замкнутом объеме (например, внутри краевой части пласта), то давление, развиваемое выделившимся газообразным метаном, достигнет 239,8 МПа (2447 кг/см^2) [4].

Ранее советскими учеными было установлено, что кристаллогидраты метана в метастабильном состоянии присутствуют в осадочных породах земной коры, причем не только в зоне многолетнемерзлых пород [5, 6]. В последующие годы было установлено, что и в настоящее время в донных осадках морей и даже озера Байкал, начиная с глубины 400 и более метров образуются и накапливаются наслоения кристаллогидратов метана. Давление на такой глубине достигает 4-5 МПа, температура воды – 3-4 ^{o}С.

При плотности осадочных пород равной 2,3 г/см^3, горное давление на глубине 200м от земной поверхности достигает 4,5 МПа. На такой глубине при температуре углепородного массива 5-6^{o}С кристаллогидраты метана могут сохраняться в метастабильном состоянии, если они изначально присутствовали в углепородном массиве, как реликтовые включения.

Предположение о том, что во внезапных выбросах угля и газа в шахтах может принимать участие метан, содержащийся в пластах в виде кристаллогидратов, впервые в 1973 году было высказано Ю.Ф. Макогоном и И.Ф. Морозовым [7]. Однако механизм саморазрушения угля внутри краевой части угольного пласта и последующее развитие этого процесса до высоконапорного истечения подвижной углегазовой взвеси в горную выработку описан не был.

В последние годы во многих работах вновь стали высказываться предположения о том, что во внезапные выбросы угля и газа происходят под действием метана, выделившегося в краевых частях пласта из кристаллогидратов при их диссоциации [8-10]. Если исходить из таких предположений, то в горную выработку при внезапных выбросах помимо угля и метана должна была бы выбрасываться и вода, причем в объемах сопоставимых с объемом выброшенного угля. При этом влажность выброшенного угля должна была бы существенно повышаться и, кроме того, в самой выработке, в которую произошел внезапный выброс угля и газа, должны были обнаруживаться следы воды и даже лужи. Однако луж и повышения влажности выброшенного угля в горных выработках, в которых произошли внезапные выбросы, не наблюдаются [7, 8÷10]. Из этого можно сделать вывод о том, что при внезапном выбросе работу по выбросу углеметановой взвеси совершает метан, возникший не в результате диссоциации реликтовых включений кристаллогидратов, а метан, природа возникновения которого иная – не из кристаллогидратов. Тем ни менее следует отметить, если в углепородном массиве содержались реликтовые включения кристаллогидратов метана, то в подвижной угле-газовой взвеси, вылетающей из краевой части пласта при внезапном выбросе, содержится и метана, выделяющийся при диссоциации кристаллогидратов. Но так как при внезапных выбросах влажность выброшенного угля практически не повышается, то это свидетельствует, что в углепородном массиве реликтовые кристаллогидраты метана находятся в виде рассредоточенных мелких вкраплений, причем в малых количествах. Соответственно метан, содержащийся в мелких и рассредоточенных вкраплениях кристаллогидрата метана, не может совершить работу по разрушению и выносу под большим давлением подвижной углегазовой взвеси из краевой части пласта в горную выработку.

Известно, что при отработке угольных пластов метан выделяется не только при диссоциации рассредоточенных в углепородном массиве точечных вкраплений кристаллогидратов, но может образовываться и в процессе механохимического разложения угля. Это подтверждается лабораторными исследованиями, выполненными в ННЦ ГП-ИГД им. А.А. Скочинского и ФГБУН ИПКОН

РАН [11]. Было установлено, что при деформации и разрушении угля со сдвигом в условиях неравно-компонентного сжатия под давлением более 50 МПа из каждой тонны разрушаемого угля может образовываться 40÷50 м^3 и более газообразного метана [12, 13].

Однако, зарождение лавинообразного процесса саморазрушения угля с развитием его до внезапного выброса, невозможно объяснить метаном, образующимся при механохимическом разложении угля. Так как горное давление даже на глубине 400м от дневной поверхности не достигает величин необходимых для развития процесса механохимического разложения угля. Действительно, на этой глубине горное давление в углепородном массиве равно 9,0 МПа, а в зонах опорного горного давления (в краевых частях угольных пластов, из которых происходят внезапные выбросы угля и газа) оно может возрасти, но не более чем в 1,3-1,5 раза, достигнув 13,5 МПа. Это значительно меньше 50 МПа, при котором возникает механохимический эффект разложения угля с образованием газообразного метана. Именно поэтому при подходе к геологическим нарушениям пластов и при переходе их горными работами в большинстве случаев внезапные выбросы, либо суфляры не происходят. Тем ни менее основываясь на известных свойствах кристаллогидратов метана и особенностях механохимического разложения угля, можно объяснить механизм зарождения и развития в краевых частях пластов процессов, завершающихся газодинамическими явлениями – суфлярными выделениями метана, либо внезапными выбросами угля и газа.

После того, как в угольных шахтах глубина ведении горных работ превысила 150÷200 м то стали происходить суфлярные выделения метана и внезапные выбросы угля и газа. На такой глубине от земной поверхности исходя из температуры углепородного массива и геостатического давления соблюдаются параметры для сохранения в метастабильном состоянии реликтовых кристаллогидратов метана, в случае если они образовались в далекие геологические периоды возникновения и метаморфизма углепородного массива [5]. Мы исходим из того, что в ненарушенных частях угольных пластов и вмещающих их породах реликтовые кристаллогидраты метана присутствуют в виде отдельных рассредоточенных точечных мелких вкраплений. При геотектонических процессах, при образовании геологических нарушений, углепородный массив подвергался масштабным деформациям.

В процессе этих деформаций рассредоточенные точечные включения кристаллогидратов могли разложиться. Продукты разложения кристаллогидратов (вода и метан), перемещаясь по разрушающемуся углепородному массиву, могли внутри геологического нарушения собраться в отдельных местах, в которых вновь могли образоваться кристаллогидраты. Но уже не в виде рассредоточенных точечных вкраплений, а в виде локальных концентрированных скоплений кристаллогидратов метана внутри геологического нарушения объемом от 0,0001м^3 и более.

При ведении горных работ такие нарушенные участки пласта, с находящимися в них локальными скоплениями гидрата метана, оказываются в зоне влияния горных работ. В зоне опорного давления происходит деформация углепородного массива с преодолением сил трения, в результате чего температура углепородного массива, с находящимся в нем локальным скоплением кристаллогидрата метана, повышается на 25÷35 градусов, в зависимости от величины опорного давления [14]. В результате повышения температуры угля локальное скопление кристаллогидратов диссоциирует на воду и газообразный метан. А так как диссоциация кристаллогидрата происходит в замкнутом объеме, то давление, развиваемое выделившимся из него газообразного метана, превысит геостатическое на 232,9 МПа (2447 кг/см^2).

При диссоциации локального скопления кристаллогидрата большая часть ранее занимаемого им объема внутри раздавленного угля будет заполнена водой, на которую под давлением 230 МПа будет воздействовать выделившийся газообразный метан. Так как вода не сжимаема, то в зоне, в которой произошла диссоциация локального скопления кристаллогидрата, произойдут многочисленные разнонаправленные гидравлические удары, перемалывающие изначально раздавленный уголь в тонкодисперсную пыль внутри краевой части пласта (в зоне геологического нарушения). По сути, образование угольной пыли в зоне диссоциации гидрата метана, представляет собой процесс гидродинамического разрушения угля под большим давлением (от 100 до 200 МПа), при котором диспергирование угля, в соответствии с механохимическим эффектом, сопровождается образованием из угля новых (дополнительных) объемов газообразного метана.

Под воздействием давления метана, выделившегося при диссоциации локального скопления кристаллогидрата метана (230 МПа), и метана, образующегося в процессе механохимического разложение угля, сдвижение и разрушение угля внутри краевой части пласта распространяется по геологическому нарушению, в том числе и там, где отсутствовали локальные скопления гидрата ме-

тана. Образующаяся в больших количествах угольная пыль, попадая в пространство между частицами угля, не только исполняет роль смазки, но и интенсифицирует выделение дополнительных объемов метана из частиц угля в процессе их разрушения при взаимном истирании под большим давлением. Таким образом, в замкнутом объеме краевой части массива (в зоне с геологическим нарушением пласта) процесс разрушения углепородного массива развивается по закону цепной реакции – превращаясь в лавинообразное саморазрушение, которое, распространяясь в краевой части пласта по геологическому нарушению, может достигать значительных размеров. В результате этих процессов внутри краевой части пласта возникает подвижная газонаполненная система из разрушающегося угля, который более чем на 50% состоит из угольной пыли («*бешеная мука*») и угольных частиц крупностью менее 3 мм [17]. Подобная взвесь угольной пыли и мелких частиц угля в метане становясь подвижной, приобретает свойства жидкости. Давление метана в этой газонаполненной системе на 100-150 МПа превышает геостатическое.

Если локальное скопление реликтовых кристаллогидратов метана, оказавшихся в зоне влияния горных работ, находится выше, либо на уровне проводимой горной выработки, то процесс формирования и развития в краевой части массива лавинообразного разрушения углепородного массива завершается внезапным выбросом угля и газа. Образовавшаяся внутри краевой части пласта такая псевдожидкая подвижная углегазовая смесь, воздействуя изнутри с большой силой на забой вскрывающей выработки, выталкивает в него, как пробку из бутылки, наименее прочную угольную пачку. Следом за этой «*пробкой*», через образовавшееся «*горлышко*», в выработку, из краевой части горного массива, происходит высоконапорное истечение (как жидкости) подвижной углегазовой смеси. Именно такое, высоконапорное истечение подвижной углегазовой смеси из краевой части пласта в горную выработку, именуется внезапным выбросом угля и газа.

Если же локальное скопление реликтовых кристаллогидратов метана в зоне геологического нарушения пласта находится на геодезической отметке ниже ведения горных работ, то так же, как и в описанном выше случае происходит диссоциация локальных скоплений кристаллогидратов. Но так как поверхность, разгруженная от горного давления (почва горной выработки), находится выше возникшего очага разрушения углепородного массива, то при появлении трещины в почве выработки через нее будет выделяться метан, образовавшийся как при диссоциации кристаллогидратов, так и возникший при механохимическом разложении угля. Это обусловлено тем, что газообразный метан будет находиться преимущественно в верхней части зоны лавинообразного саморазрушения разрушения угля. Так как метан и вода, выделившиеся при диссоциации кристаллогидратов, оказываются в верхней части возникшей зоны лавинообразного разрушения угля, то именно поэтому, во многих случаях при суфлярах наблюдается и незначительное выделение воды.

Выводы. Из выполненного анализа следует:

1. Газодинамические явления в шахтах могут происходить лишь, когда в зонах геологических нарушений пластов в перемятом углепородном массиве до наших дней сохраняются в метастабильном состоянии локальные скопления реликтовых кристаллогидратов метана.

2. Высоким давлением газообразного метана, образовавшегося в результате диссоциации в зоне геологического нарушения реликтовых локальных скоплений кристаллогидратов, инициируется процесс механохимического разложения угля с образованием метана, который перерастает в самоускоряющееся саморазрушения угля, которое может проявиться суфлярными выделениями метана или внезапными выбросами угля и газа.

3. Для зарождения и последующего развития процесса саморазрушения угля, достаточно чтобы внутри геологического нарушения углепородного массива в перемятом угле произошла диссоциация локального скопления кристаллогидрата метана объемом 0,0002-0,0003м^3.

Библиографический список

1. Скочинский А.А. Горная наука и борьба с внезапными выбросами угля и газа на шахтах / А.А. Скочинский, В.В. Ходот. – М.: Углетехиздат, 1957. – 42 с.

2. Бобров В.И. Борьба с внезапными выбросами угля и газа / В.И. Бобров, В.И. Кричевский. – К.: «Техника», 1964. – 286 с.

3. Николин В.Н. Выбросы породы и газа / В.Н. Николин, С.С. Меликсетов, И.М. Беркович. – М.: «Недра», 1967. – 81 с.

4. Кэролл Джон. Гидраты природного газа. Пособие / Перевод с англ. – М.: Премиум Инжиниринг, 2007.

5. Открытие № 75 СССР. Свойство природных газов находиться в твердом состоянии в земной коре / Н.В. Черский, Ф.А. Требин, Ю.Ф. Макогон, В.Г. Васильев, А.А. Трофимук – Государственный реестр открытий СССР. (Приоритет от 25 июля 1961г.).

6. Макогон Ю.Ф. Гидраты природных газов / Ю.Ф. Макогон. – М.: Недра, 1974. – 208 с.

7. Макогон Ю.Ф. Внезапные выбросы и участие в них метана в гидратном состоянии / Ю.Ф. Макогон, И.Ф.Морозов // Безопасность труда в промышленности. – 1973. - № 12. – С. 26-27.

8. Шепелева С.А. О возможности участия кристаллогидратов метана во внезапных выбросах угля и газов / С.А. Шепелева, В.В. Дырдин // Вестник НЦ по безопасности работ в угольной промышленности. – 2010. - № 1. – С.156-159.

9. Клюкин Г.К. Особенности внезапных выбросов угля и породы и состояние выбросоактивного газа / Г.К. Клюкин // Вестник КузГТУ. – 2009. - № 6. – С. 38-41.

10. Клюкин Г.К. Механизм образования выбросоактивных зон / Г.К. Клюкин // Вестник Куз ГТУ. – 2010. - № 2. - С. 56-58.

11. Мюллер Р.Л. К вопросу о возможной роли химических процессов при внезапных выбросах угля и газа в угольных шахтах / Р.Л. Мюллер. – В сб. «Вопросы теории внезапных выбросов угля и газа». – М.: Изд-во ИГД АН СССР, 1959. – С. 156-172.

12. Фейт Г.Н. Механохимические процессы метанообразования в угольных пластах в условиях высоких напряжений / Г.Н. Фейт, О.Н. Малинникова // Горн. инф. - аналитич. бюлл. – Тематическое приложение МЕТАН. – 2006. – С. 192-205.

13. Малинникова О.Н. Образование «дополнительного» метана при техногенном воздействии на угольный пласт / О.Н. Малинникова. – Труды конференции с участием иностранных ученых «Фундаментальные проблемы формирования техногенной геосреды» (28 июня-2 июля 2010 г.). Том II. «Геотехнология». – Новосибирск: ИГД СО РАН, 2010. – С. 185-190.

14. Скрицкий В.А. Гипотеза о влиянии горного давления на возникновение начального теплового импульса в разрыхленных скоплениях угля / В.А. Скрицкий. – Сб. трудов конференции (07-11 июля 2008 г.) «Фундаментальные проблемы формирования техногенной среды». Том «Геотехнология». – Новосибирск, ИГД СО РАН, 2008. – С. 154-161.

15. Большинский М.И. Газодинамические явления в шахтах / М.И. Большинский, Б.А. Лысиков, А.А. Каплюхин. – Севастополь: «Вебер», 2003. – 284 с.

УДК 622.273.217.6:622.822.22

О ПРОБЛЕМЕ ИЗОЛЯЦИИ ВЫРАБОТАННОГО ПРОСТРАНСТВА ПРИ ВЫСОКОПРОИЗВОДИТЕЛЬНОЙ ОТРАБОТКЕ ПОЛОГИХ УГОЛЬНЫХ ПЛАСТОВ

д.т.н. Скрицкий В.А.
Института горного дела им. Н.А. Чинакала СО РАН, г. Новосибирск, Россия

Аннотация. Дано объяснение причин поступления воздуха в отработанные и изолированные высокопроизводительные выемочные участки угольных шахт и возникновения в них очагов самовозгорания угля.

Ключевые слова: выемочные участки, уголный целик, изоляция, перемычки, очаг самовозгорания угля

Проблема предотвращения эндогенных пожаров и взрывов метана особо актуальна для шахт Кузбасса, где ежегодно возникает до 67 % эндогенных пожаров и до 82 % взрывов метана, происходящих в угольных шахтах России [1-4]. Одной из основных мер по предотвращению аварий подобного вида является своевременная изоляция выработанного пространства от поступления в него воздуха из проветриваемых горных выработок. С этой целью в горных выработках возводят изоляционные сооружения (перемычки).

В процессе отработки пологих пластов по технологической схеме разработки «Длинными столбами по простиранию с обрушением пород кровли (ДСО)» для изоляции выработанного пространства одного отработанного выемочного столба возводится большое количество перемычек, достигающее 14-18 перемычек. В качестве примера как в настоящее время в шахтах России производится высокопроизводительная отработка пологих и наклонных угольных пластов на рис. 1 пред-

ставлена схема, по которой в ЗАО шахтоуправлении «Антоновское» производится подготовка и отработка выемочных участков с использованием схемы многоштрековой проходки горных выработок [5, 6].

Выработанное пространство ранее отработанного столба № 30-33 от вентиляционного штрека 30-35, по которому поступает свежая струя воздуха для проветривания лавы № 30-35, изолировалось перемычками, возводимыми в вентиляционных сбойках на сопряжении их с вентиляционным штреком 30-35 в процессе отработки столба № 30-33. Со стороны выработанного пространства отрабатываемого столба № 30-33 изоляционные сооружения в вентиляционных сбойках (вентсбойках) не возводились. Это обусловлено тем, что в процессе отработки столба через заднюю вентсбойку из выработанного пространства потоком утечек воздуха удаляется метан на газоотводящий штрек, который в последствии будет использован в качестве вентиляционного штрека для очередного выемочного участка.

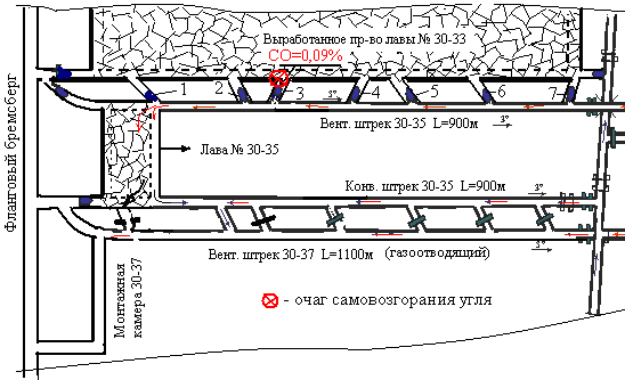


Рис. 1 Схема аварийного выемочного участка в ЗАО шахтоуправлении «Антоновское», отрабатываемого лавой № 30-35

Во всех вентсбойках прорезающие междулавные целики капитальные взрывоустойчивые изолирующие сооружения возводятся, когда отпадает необходимость в использовании данной сбойки для удаления метана из выработанного пространства отрабатываемой лавы. Очевидно, что когда сопряжения вентсбоек 1, 2, 3 и т.д., с возведенными в них перемычками, окажутся на контакте с выработанным пространством столба № 30-35, то углепородный массив, под действием опорного горного давления будет деформирован и раздавлен. В результате между выработанными пространствами ранее отработанного столба № 30-33 и отрабатываемого столба № 30-35 возникает активная аэродинамическая связь. Образуются несколько (по числу вентсбоек, прорезающих междулавный целик) вентиляционных ветвей: вентиляционный штрек 30-35 → вентсбойки → выработанное пространство лавы 30-33 → в выработанное пространство столба 30-35 → через вентсбойку → в газоотводящий штрек (вент. штрек 30-37).

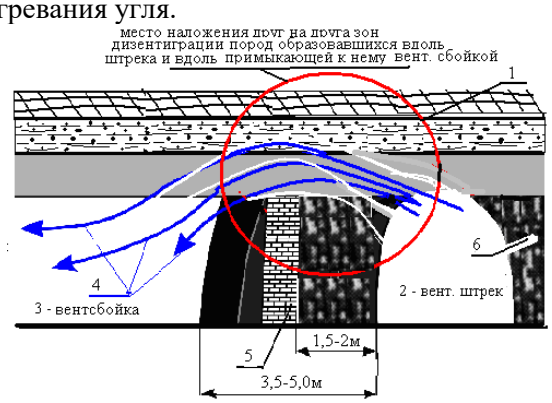
Если через возведенные изоляционные сооружения воздух в выработанное пространство не будет поступать, то в выработанном пространстве, за счет выделяющегося метана и поглощения кислорода углем, при его низкотемпературном окислении, формируется инертная газовая среда, состоящая в основном из азота, углекислого газа и метана. В атмосфере с таким газовым составом, из-за отсутствия в ней кислорода, развитие очагов самонагревания угля невозможно. Соответственно, в атмосфере с таким газовым составом и взрывы метана происходить не могут. Однако, несмотря на возводимые изоляционные сооружения, в выработанных пространствах угольных шахт п,родолжают возникать очаги самовозгорания угля, которые зачастую проявляются и взрывами метана, порой с катастрофическими последствиями.

Чтобы предотвратить возможность возникновения очагов самовозгорания угля в выработанных пространствах ранее отработанных выемочных столбов, вентиляционные сбойки, прорезающие междулавный целик, должны изолироваться таким образом, чтобы в процессе отработки лав между выработанными пространствами смежных выемочных столбов не возникало аэродинамической связи. Именно поэтому после ряда взрывов метана, произошедших в последние годы в шахтах Кузбасса, нормативными документами регламентировано, чтобы в шахтах опасных по метану изолирующие перемычки возводились во взрывоустойчивом исполнении, например из цементных смесей типа «Тэкбленд» [7].

В процессе отработки пологих пластов по технологической схеме ДСО изоляция выработанного пространства ранее отработанных столбов производится в вентиляционных сбойках, прореза-

ющих междулавные целики. Чтобы перед перемычкой не образовывалась застойная и не проветриваемая зона, изоляционные перемычки в вентиляционных сбойках возводят на расстоянии, не превышающем 1,5 м от сопряжения её со штреком. Так как толщина перемычек, возводимых в этих местах, обычно не превышает 0,5 – 0,8 м, то изоляция вентиляционной сбойки осуществляется возведенной в ней перемычкой на удалении с 1,5 до 2,3 м от бока штрека. Следовательно, изолирующие перемычки возводятся в местах наложения друг на друга двух зонально-дезинтеграционных систем трещин и разупрочнений пород, образовавшихся в угле-породном массиве на сопряжениях штрека с вентиляционными сбойками [8, 9].

На рис. 2 показано, каким образом в месте наложения двух ориентированных под углом 90° относительно друг друга, систем трещин воздух, минуя возведенную взрывоустойчивую монолитную изоляционную перемычку, через деформированный углепородный массив из вентиляционного штрека может поступать в изолированную сбойку, и далее к возникшим в краевой части междулавного целика очагам самонагревания угля.



1 – техногенно измененный массив горных пород; 2 – вентиляционный штрек; 3 – вентиляционная сбойка; 4 – утечки воздуха в выработанное пространство ранее отработанного выемочного столба; 5 – изоляционная перемычка; 6 – угольный пласт

Рис. 2. Движение утечек воздуха с вентиляционного штрека в выработанное пространство через разупрочненный массив горных пород на сопряжении штрека с вентиляционной сбойкой, прорезающей междулавный угольный целик

На рис. 2 стрелками показаны пути движения утечек воздуха по сквозной системе трещин, образовавшихся в углепородном массиве, в месте наложения друг на друга двух пересекающихся систем зональной дезинтеграции пород на сопряжении вентиляционного штрека с вентиляционной сбойкой. Чтобы не перегружать рисунок на нем не показано поступление воздуха в сбойку через породы в почве выработок, которые под действием сил опорного горного давления тоже стали воздухопроницаемыми.

При комбинированной схеме проветривания выемочных участков, для удаления метана из выработанного пространства действующих очистных забоев, часть воздуха, поступающего по вентиляционному штреку (20-30 %), перепускается через выработанное пространство на заднюю вентиляционную сбойку. Через заднюю вентиляционную сбойку метано-воздушная смесь поступает в камеру смешивания на газоотводящем штреке, который при отработке следующего выемочного столба будет использован в качестве вентиляционного штрека (см. рис.1).

Следует отметить, что взрывоустойчивые изоляционные перемычки в вентиляционных сбойках, прорезающих междулавные целики, возводятся лишь через 1,5 – 2,0 года после их проходки – когда отпадает надобность в них для управления газовыделением из выработанного пространства отрабатываемой лавы. За такой протяженный период времени - от проходки выработок до возведения в них капитальных изоляционных сооружений, деформация и разупрочнение углепородого массива на контуре сопряжений выработок, обусловленное зонально-дезинтеграционными процессами, достигает значительных величин. Даже возведением в зонально-дезинтегрированном углепородном массиве монолитных взрывоустойчивых изолирующих перемычек невозможно предотвратить поступление воздуха в выработанное пространство ранее отработанной лавы через разупрочненный и деформированный углепородный массив.

Поэтому эндогенные пожары обнаруживаются как в выработанном пространстве отрабатываемых выемочных столбах, так и в изолированных отработанных выемочных столбах. Об этом, в

частности, свидетельствуют нижеприведенные в таблице данные из актов расследования 40 эндогенных пожаров, которые в последние годы произошли при отработке пологих и наклонных пластов угля в шахтах Кузбасса.

Принято считать, что при высоких скоростях отработки выемочных столбов очаги самовозгорания угля в выработанном пространстве не успевают возникать. Однако и при высоких скоростях отработки выемочных участков эндогенные пожары возникают, о чем свидетельствуют статистические данные, представленные в таблице. Даже в отработанных и изолированных выемочных участках возникло 10 % пожаров. Это свидетельствует о том, что изоляционные сооружения, возводимые в горных выработках для предотвращения поступления воздуха в выработанное пространство, оказываются недостаточно герметичными. В результате этого воздух из действующих горных выработок поступает в выработанное пространство отработанных и изолированных выемочных участков, подпитывая там кислородом очаги самонагревания угля. Благодаря поступающему воздуху очаги самонагревания угля могут развиться до стадии самовозгорания.

Таблица

Возникновение эндогенных пожаров в шахтах при отработке пологих пластов

Мощность пласта, м	При сроках отработки выемочных столбов, мес.				Всего пожаров, шт.
	до 12	12-24	>24	отработан	
>9	2	4	13	1	20
5 ÷ 9	-	1	3	1	5
<5	3	6	4	2	15
Итого	5 (12,5 %)	11 (27,5%)	20 (50,0 %)	4 (10,0 %)	40 (100%)

Именно такой очаг самовозгорания угля, при отработке столба 30-35 в шахтоуправлении «Антоновское», был обнаружен в выработанном пространстве ранее отработанного, и формально считающегося изолированным, столбе 30-33 вблизи сбойки № 3, прорезающей междулавный целик (см. рис.1).

Выводы. В процессе высокопроизводительной отработки пологих угольных пластов по технологическим схемам многоштрековой подготовки выемочных столбов очаги самонагревания и самовозгорания угля, возникающие в выработанном пространстве, практически не обнаруживаются. Соответственно меры по их локализации и подавлению очагов самонагревания угля не производятся. Поэтому возникшие очаги самовозгорания угля неожиданно проявляются взрывами метана. Именно неожиданностью происходящих взрывов метана обусловлены их катастрофические последствия по производственному травматизму со смертельным исходом для людей, работающих в очистных забоях и в прилегающих к ним выработкам.

Для предотвращения возникновения очагов самовозгорания угля и взрывов метана в процессе отработки газоносных пластов, уголь которых склонен к самовозгоранию, при проектировании и возведении изолирующих сооружений необходимо учитывать явление зональной дезинтеграции горных пород вокруг подземных горных выработок и участие горного давления в возникновении очагов самонагревания угля.

Библиографический список

1. Анализ аварийности на предприятиях угольной промышленности России за 1998 год /А.С. Голик, И.Г. Федоров, В.А. Скрицкий и др./ РосНИИГД. – Кемерово, 1999. – 77 с.

2. Анализ аварийности на предприятиях угольной промышленности России за 1999 год А.С. Голик, И.Г. Федоров, В.А. Скрицкий и др.//РосНИИГД.– Кемерово, 2000. – 80 с.

3. Анализ аварийности на предприятиях угольной промышленности России за 2000 год /А.С. Голик, И.Г. Федоров, В.А. Скрицкий и др.//РосНИИГД – Кемерово, 2001. - 107 с.

4. Анализ аварийности на предприятиях угольной промышленности России за 2002 год /А.С. Голик, В.А. Зубарева, И.Г. Федоров и др. // РосНИИГД. – Кемерово, 2002. - 123 с.

5. Перспективные технологические схемы разработки пластов на угольных шахтах. / Утв. Минуглепромом СССР 19.05.79//. ИГД им. А.А. Скочинского. – М, 1979. – 127 с.

6. Приказ Федеральной службы по экологическому, технологическому и атомному надзору от 22 декабря 2011 г. N 735 «Об утверждении Технологических схем многоштрековой подготовки выемочных столбов для отработки высокогазоносных и самовозгорающихся пологих угольных пластов, обеспечивающих высокопроизводительную и безопасную работу комплексно-механизированных забоев».: М., 2011.

7. Инструкция по предупреждению и тушению подземных эндогенных пожаров в шахтах Кузбасса / ВостНИИ. – Кемерово, 2007. – 86 с.

8. Открытие № 400. Явление зональной дезинтеграции горных пород вокруг подземных выработок / Е.И. Шемякин, В.М. Курленя, В.Н. Опарин и др. // БИ. - 1992. - № 1.

9. Шемякин Е.И. Зональная дезинтеграция горных пород вокруг подземных выработок. / Е.И. Шемякин, М.В Курленя, В.Н. Опарин и др.// Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. – 1989. – № 4. – С. 3-9.

УДК 622.279.34

АКТИВИЗАЦИЯ ЭНЕРГИИ УГЛЕМЕТАНА ВСЛЕДСТВИЕ ИМПУЛЬСНОГО НАГНЕТАНИЯ ФЛЮИДОВ В УГОЛЬНЫЙ ПЛАСТ

к.т.н. Плаксин М.С., Родин Р.И., Альков В.И.
Федеральный исследовательский центр угля и углехимии СО РАН, г. Кемерово, Россия

Аннотация: в статье представлена информация об известных методах воздействия на угольный пласт для эффективного извлечения метана. Сделан анализ рациональности применения метода ориентированного импульсного гидроразрыва для снижения метанообильности выемочного участка и повышения дебита дегазационных скважин на основе современных представлений о состояниях метана в угольном пласте.

Ключевые слова: угольный пласт, дегазация, метан, импульсный гидроразрыв.

Статья посвящена проблеме извлечения метана угольного пласта в условиях подземных горных выработок при применении предварительной пластовой дегазации. В последнее время принято считать, что пластовая дегазация является инструментом для снижения газовой опасности при проведении подготовительных и очистных работ. Особенностью многих современных дегазационных систем является то, что они не обеспечивают дебит, необходимый для добычи метана. В нормативных документах отмечается, что максимально достижимая эффективность предварительной дегазации разрабатываемых пластов на выемочных участках в зоне предварительного гидроразрыва перекрещивающимися скважинами достигает коэффициента дегазации 0,5 [1]. Однако, эффективного надежного комплекта оборудования, которое сможет обеспечить обработку гидроразрывом через дегазационные скважины в подземных условиях по длине выемочного столба в промышленном масштабе, пока нет [2, 3].

Современные высокопроизводительные механизированные комплексы могут добывать до 30 тонн угля в минуту. Приняв, что в очистной забой выделятся лишь 10 % газоносности пласта, получим метанообильность забоя, согласно указанному диапазону газоносности пластов, до 90 $м^3$/мин. Поскольку нормализация газового режима требует подавать не менее 100 $м^3$ воздуха на каждый кубометр метана, то необходимо 500 – 9000 $м^3$ воздуха в минуту. Верхнее значение этого предела намного превышает реальные возможности системы вентиляции шахт, к тому же они ограничены по пылевому фактору скоростью вентиляционной струи в очистном забое до 4 м/с.

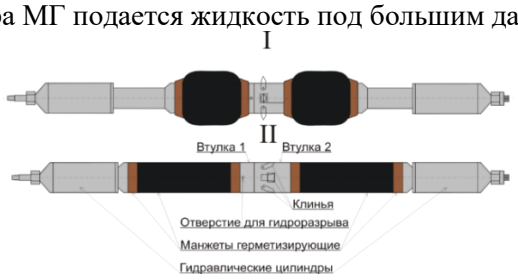
Представленная оценка, подчеркивая актуальность задач предварительной дегазации угольных пластов, напоминает о катастрофических следствиях волевых решений (1995 – 2005 гг.) по интенсификации производительности добычи угля, пренебрегая фактом, что пласт не только угольный, а углеметановый [4, 5].

Возможность выбора способа воздействия на пласт зависит от условий его отработки. Например, воздействие через скважину с поверхности приводит к большим затратам, а применение метода подработки и надработки разрабатываемого пласта в зависимости от горно-геологических условий не всегда осуществимо. Большим потенциалом при должном подходе обладает технология поинтервального гидроразрыва угольного пласта через дегазационные скважины [1]. При этом необходимо уделять внимание предварительной оценке напряженного состояния массива для расчета оптимальных параметров гидроразрыва угольного пласта [6]. Данную проблему возможно решить при использовании измерительного гидроразрыва [7]. В источнике [8] отмечается, что проведение поинтервального гидроразрыва пласта эффективнее при раскреплении трещин с применением песка.

Суть ориентированного гидроразрыва заключается в том, что в соответствии с принятой технологической схемой осуществляется бурение скважины, «калибровка» ее диаметра, с тщательным удалением буровой мелочи. Диаметр и искривления ствола скважины должны обеспечивать беспрепятственное перемещение пакера по скважине. В буровой станок устанавливается досылочная штанга и соединяется с пакером, размещенным в устье скважины. Используя досылочные штанги, пакер доставляется до наиболее удаленного интервала будущего гидроразрыва. Крайняя штанга соединяется с насосной установкой высоконапорным рукавом. Признаком получения режима ориентированного гидроразрыва пласта является появление пульсаций давления при отсутствии истечения воды из устья скважины. Достижение эффективного радиуса гидроразрыва наблюдается при снижении амплитуды пульсаций в 1,5 – 2 раза и продолжительности нагнетания более 5 минут, а также при появлении стока воды из контрольной скважины, если она есть.

Основным рабочим элементом описываемой технологии ориентированного гидроразрыва является пакер манжетный гидравлический (МГ) [9].

Пакер МГ (рис.1.) – устройство для образования направленных трещин, содержит гидроцилиндры с полым штоком. На нем установлены герметизирующие элементы, упорная втулка, граненная втулка с поворотными клиньями и пружина, помещенная между упорной и граненной втулками. В полость штока пакера МГ подается жидкость под большим давлением.



I – Рабочее состояние (в процессе гидроразрыва);
II – Состояние транспортировки (для перемещения по скважине)
Рис. 1. Схема пакера манжетного гидравлического

В гидроцилиндрах создается давление, что обеспечивает:

- расширение манжет с целью герметизации интервала скважины;
- создание радиальной системы макротрещин в результате движения втулок навстречу друг другу и вдавливания в стенки скважины радиально расположенных клиньев;
- открытие отверстия подачи жидкости в интервал гидроразрыва после его герметизации.

После выхода клиньев в рабочее положение через открывшееся отверстие жидкость из полого штока под давлением поступает в пространство между втулками в образовавшиеся трещины, в результате чего происходит гидроразрыв пласта, ориентированный нормально оси скважины.

Оценка эффективности применения гидроразрыва пласта будет зависеть как от фильтрационных свойств угольного пласта, так и структуры его газоносности. Например, в работе [10] указывается о необходимости оценки естественной трещиноватости, т.к. некоторые пласты не подходят для выполнения гидроразрыва.

В результате выполнения гидроразрыва напором воды создается сеть магистральных трещин, вскрывающих закрытые микротрещины и микропоры, что приводит к формированию в трещинах градиента давления свободного газа и способствует фильтрационному потоку к обнаженной поверхности угольного пласта. С другой стороны, продолжительное нагнетание способствует закупорке микропор и снижению газовыделения как в период дегазации пласта, так и в момент разрушения угля при его механической отбойке [11].

Согласно современным представлениям, метан содержится в угольном пласте в трех состояниях [5]: свободном, сорбированном и по типу твердого углегазового раствора (ТУГР) (рис. 2). С увеличением глубины доля ТУГР в балансе газоносности увеличивается и условием его извлечения является разгрузка пласта от механических напряжений. Если угольный пласт не разгружен, процесс метановыделения происходит в основном в результате диффузии свободного и сорбированного метана, а объемы выделившегося из блоков угля газа можно увязать с площадью обнажения их поверхности фильтрующими трещинами. Следовательно, давление газа в трещинах определяется не только их пропускной способностью, но и интенсивностью диффузии газа из блоков. Эта совокупность свойств и обуславливает невысокую скорость выделения метана в скважины. Но распад ТУГР при снижении напряжений интенсифицирует процесс диффузии, повышая градиент давления, необходимый для роста скорости фильтрации.

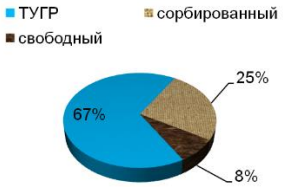
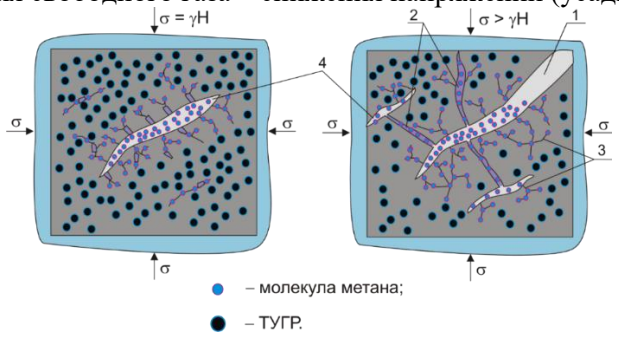


Рис. 2. Структура газоносности угольного пласта по формам существования метана
(шахта «Чертинская», пласт 3, глубина – 300 м)

На рис. 3 показана схема процесса изменения физического состояния углеметанового геоматериала. Слева на рис. 3 представлена модель блочного состояния угля в нетронутом массиве. Справа на рис. 3 отражен результат выполнения гидроразрыва. В результате незначительно внешнего воздействия на равновесную систему «уголь-газ» происходит раскрытие пор и развитие трещин, что приводит к миграции свободного и сорбированного метана в направлении к обнаженной поверхности. Данная миграция способствует незначительному снижению напряжений вследствие уменьшения давления газа и усадке угольного вещества, что инициирует распад ТУГР. Далее процесс имеет циклический характер с экспоненциальной зависимостью: распад ТУГР – десорбция сорбированного и фильтрация свободного газа – снижения напряжений (усадка).



1 – трещина гидроразрыва; 2 – макропоры; 3 – микропоры; 4 – видимые поры и трещины
Рис. 3. Схематическое представление о физическом состоянии углеметановых геоматериалов
с изменением пористости в угольном пласте до и после выполнения гидроразрыва

Важным моментом является равномерное распределение пор в угле как средства транспортировки метана в сторону магистральной трещины [12]. В монодисперсной пористой структуре ненарушенного угля (рис.4 а) «активная» дегазация угля такой пористости затруднена, совершенно иная ситуация наблюдается в нарушенном угле, где наблюдается бидисперсная пористая структура (рис.4 б), а именно второй максимум в области макропор (области интенсивной ламинарной фильтрации). Поэтому одна из основных задач – создание условий для потока газа из ультра- и микропор.

Низкая скорость газовыделения из блоков угля в слаборазвитую систему природных пор (макропор) и трещин обуславливает малые дебит и радиус эффективного влияния дегазационных скважин, и отсюда – технологически неприемлемые большие сроки дегазации пласта. Стоит отметить то, что высокая эффективность дегазации метана из скважин может быть обусловлена высокой газопроницаемостью ее призабойной зоны [13], где имеется высокая фильтрационная способность пласта благодаря наличию механической разгрузки.

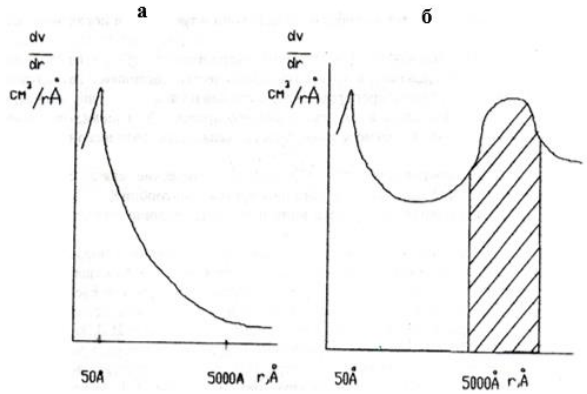


Рис. 4. Кривая распределения пор:
а – ненарушенный уголь; б – нарушенный уголь [12]

Для эффективного применения гидроразрыва и достижения высокой газоотдачи необходимо проводить целую серию гидроразрывов по длине одной скважины [14], либо проводить его в импульсном режиме нагнетания жидкости [15] и повышать газоотдачу трещины гидроразрыва посредством применения проппанта [8].

Для выполнения гидроразрыва в импульсном режиме следом за пакером размещается специальное устройство – импульсатор (рис.5).

Рис. 5. Прототип импульсатора ИМ-1

В работе [16] отмечается, что под действием циклических нагрузок происходит активное развитие усталостных трещин и повышения газовыделения из угля. Существенное значение для возникновения и развития трещин усталости имеют внутренние дефекты, посторонние включения, первоначальные трещины, что является характерным для угольного пласта.

Ожидаемый результат при применении импульсного режима при гидроразрыве угольного пласта:

- развитие пор и трещин путем интеграции системы мелких, что приведет к интенсификации выделения свободного и сорбированного метана в режиме фильтрации;

- разрушения берегов трещин с выносом разрушенных частиц потоком жидкости в скважину, что приведет к увеличению механической разгрузки берегов трещин.

Ожидаемый результат при применении проппанта при гидроразрыве угольного пласта:

- повышение напряженного состояния вдоль берегов трещин гидроразрыва;

- исключение смыкания трещин, что способствует миграции влаги из массива и повышенной газоотдачи из пласта.

Перераспределение напряжений в горном массиве является причиной интенсификации выделения метана из пласта. Физическая суть состоит в том, что потенциальная энергия, запасенная в массиве, больше энергии внешнего воздействия. Она является лишь инициатором нестационарных процессов в пласте и прилегающем горном массиве. Таким образом, проводя гидроразрыв угольного пласта в импульсном режиме и (или) с использованием проппанта, активизируется энергия системы «уголь-газ» энергией, которая способствует дезинтеграции пласта, обеспечивает больший радиус раскрытия магистральных трещин, создает более развитую сеть мелких трещин по сравнению с гидроразрывом в режиме обычного нагнетания.

Для определения энергии, необходимой для активизации газового потенциала пласта, используется показатель газодинамической активности $E_{\text{пр}}$ [17]. Этот показатель используется в методе количественной оценки газодинамической активности угольных пластов и характеризует потенциальную энергию полураспада ТУГР

$$E_{пр} = 0{,}25\frac{A}{B}, \text{ кДж/кг}, \quad (1)$$

где A – предельная газоносность пласта, м^3/т; B – градиент газоносности, 1/МПа.

Величины A и B установлены по геологоразведочным данным для пластов с различным выходом летучих веществ

$$A=11\text{-}0{,}102V^2+4{,}98V, \text{ м}^3/\text{т}; \quad B=0{,}00013V^2\text{-}0{,}0069V+0{,}12, \text{ 1/МПа}. \quad (2)$$

Для активизации распада ТУГР необходимо передать системе «уголь-газ» энергию, сопоставимую показателю $E_{\text{пр}}$.

Обобщая опыт проведения гидроразрыва угольного пласта, и основываясь на фактических данных продуктивности типичной дегазационной скважины, полученных в результате анализа мониторинга дебита метана, сделан прогноз продуктивности дегазационных скважин с использованием гидроразрыва угольного пласта в импульсном режиме, в том числе, и с применением проппанта (рис. 6).

Таким образом можно заключить, что применение одиночного гидроразрыва пласта приведет к образованию дополнительной площади газоотдачи в массиве угля, что, в свою очередь, повысит продуктивность дегазационной скважины на достаточно длительный период. Это повышение

будет связано, в первую очередь, с реализацией большого объема свободного и сорбированного метана. По истечению 2-3 месяцев режим отдачи пластом метана сменится на режим свойственный типичной дегазационной скважине, в которой не проводился гидроразрыв пласта, т.е. дебит метана будет осуществляться за счет реализации метана, заключенного в структуре угля виде твердого углегазового раствора. Стоит отметить, что при большом объеме нагнетания воды в угольный пласт происходит закупорка порового пространства, которая, в свою очередь, в период реализации метана виде ТУГР приведет к снижению скорости газоотдачи пласта. Таким образом предполагается, что данный эффект может негативно сказаться на итоговой продуктивности дегазационной скважины, в которой был проведен одиночный гидроразрыв угольного пласта.

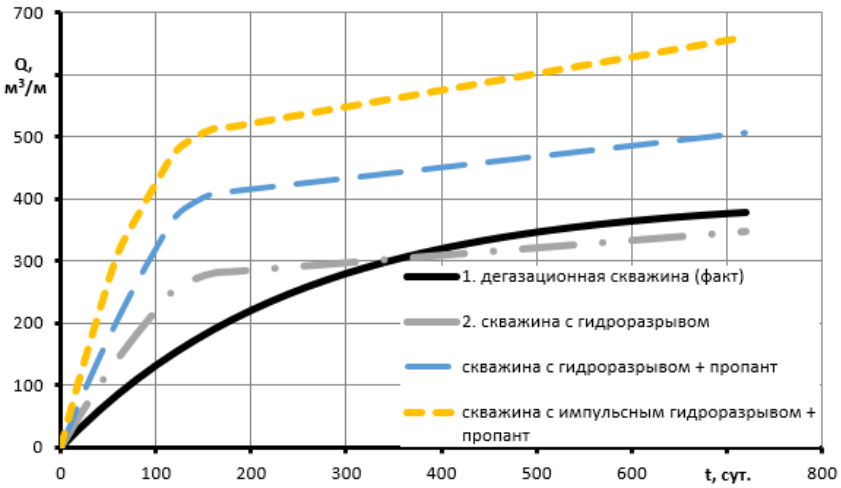


Рис. 6. График притока метана за время работы типичной дегазационной скважины и ожидаемый эффект от применения средств интенсификации процесса газоотдачи

В случае с применением проппанта в процессе гидроразрыва пласта указанный выше эффект исключается за счет «распирания» трещины гидроразрыва. Следовательно, к продуктивности типичной дегазационной скважины прибавляется дополнительный объем метана, выделившийся в результате образования новой поверхности газоотдачи.

Наиболее эффективным вариантом проведения гидроразрыва пласта представляется его применение в импульсном режиме при использовании проппанта. Данный вариант способствует образованию большой площади газоотдачи по сравнению с гидроразрывом, проведенным в обычном режиме, и реализации большого объема метана, заключенного в угле в свободном и сорбированном видах.

Выводы. Способ импульсного гидроразрыва пласта с применением проппанта является наиболее оптимальным для повышения проницаемости и газоотдачи угольного пласта относительно других известных способов воздействия на угольных пласт с целью повышения производительности дегазационных скважин.

Для активизации процесса распада ТУГР у берегов щели гидроразрыва необходимо подать в систему «уголь-газ» энергию, соизмеримую с рассчитанной по показателю $E_{пр}$. Дальнейший распад будет частично поддерживаться энергией диссипации ТУГР при соответствующем импульсном режиме. Следовательно, работа насосной установки расходуется на активизацию распада только в берегах трещин, но не на всю обрабатываемую зону пласта.

Библиографический список

1. Инструкция по дегазации угольных шахт. Серия 05. Выпуск 22. – Закрытое акционерное общество «Научно-технический центр исследований проблем промышленной безопасности», – 2012. – 250 с.

2. Ремезов А.В. Дегазация газа из угольных пластов и вмещающих пород на шахтах Кузбасса. История. Действительность. Будущее / А.В. Ремезов, В.Г. Харитонов, А.И. Жаров [и др.] – Кемерово, КузГТУ. – 2012. – 848 с.

3. Зыков В.С. Современное состояние дегазации на шахтах Кузбасса / В.С. Зыков, С.М. Авраменко, В.А. Кулинич // Безопасность угольных предприятий. – Сб. науч. тр. ВостНИИ, Кемерово. – 2000. – С. 3 – 8.

4. Полевщиков Г.Я. Основы эффективной разработки углеметановых месторождений Кузбасса / Полевщиков Г.Я., Козырева Г.Я., Шинкевич М.В., Брюзгина О.В. // Вестник Кузбасского государственного технического университета. – 2011. – № 3. – С. 8 – 11.

5. Малышев Ю.Н. Фундаментально-прикладные методы решения проблемы угольных пластов / Ю.Н. Малышев, К.Н. Трубецкой, А.Т. Айруни. – М.: ИАГН, – 2000 – 519 с.

6. Kravits, S.J. Evaluation of hydraulically fractured in-mine horizontal wells as a completion approach for coalbed methane recovery independent of, and in conjunction with coal mining operations, REI Underground Exploration Draft Report, – 1993.

7. Панов А.В. Оценка природных напряжений на основе решения обратной задачи по данным измерительного гидроразрыва / А.В. Панов, А.А. Скулкин, Л.В. Цибизов, Р.И. Родин // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2016. – № 6. – С. 381-388.

8. Gray, I, 2002 Dartbrook low permeability zones, Sigra Pty Ltd, Report to Dartbrook Coal Pty Ltd, Job number 35.

9. Пат. 172422 Российской Федерации, МПК E21B 43/267 (2006.1), E21B 33/12 (2006.1). Пакер манжетный гидравлический / Мельников П.Н., Плаксин М.С., Альков В.И., Родин Р.И., Рябцев А.А.; заявитель патентообладатель ООО «Гидроразрыв Кузнецк». №2017115077; заявл. 27.04.2017; опубл. 27.03.2014, бюл. № 19. 6 с.

10. Jeffrey, RG, 1999 Stimulation of gas make from horizontal in-seam drain holes by hydraulic fracturing, CSIRO Petroleum, Confidential Report 99-061 and ACARP project C4033 report.

11. Чернов О.И. Развитие метода комплексной борьбы с угольной пылью, горными ударами, газовыделениями, внезапными выбросами угля и газа и эндогенными пожарами в угольных шахтах. Сб. "Нагнетание воды в угольные пласты". М.: Недра. - 1965. - С.7 – 64.

12. Бирюков Ю.М. проблемы техногенных газодинамических явлений / Ю.М. Бирюков, А.А. Пименов, Р.Р. Ходжаев // – Калининград: КГТУ. – 2005. – 200 с.

13. Тайлаков О.В. Физическое моделирование изменения фильтрационных свойств угольных пластов / О.В. Тайлаков, Е.А. Уткаев, А.И Смыслов, А.Н. Кормин // Вестник Кузбасского государственного технического университета. – 2014. – № 6 (106). – С. 13 – 16.

14. Клишин, В.И. Разупрочнение угольного пласта. в качестве метода интенсификации выделения метана / В.И. Клишин, Д.И. Кокоулин, Б. Кубанычбек, К.М. Дурнин // Уголь. – 2010. – № 4. – С. 40 − 42.

15. Марьянчик, В.И. Анализ гидродинамического воздействия на призабойную зону пласта / В.И. Марьянчик, А.В. Минеев // Journal of Siberian Federal University. Engineering & Technologies – Красноярск – 2012. – № 5. – С 258 – 261.

16. Васючков, Ю.Ф. Использование вибрации как способа управления газодинамическим состоянием угольного массива / Ю.Ф. Васючков, М.В. Павленко // ГИАБ. – 2004. – № 8. – С. 49 – 54.

17. Полевщиков, Г.Я. Оценка газодинамической активности пластов с учетом данных газового опробования / Г.Я. Полевщиков, Т.А. Киряева, А.А Рябцев, М.С Плаксин // ГИАБ. – 2008. – № 3. – С.115 – 120.

УДК 551.583; 504.05

ИНВЕНТАРИЗАЦИЯ ВЫБРОСОВ ПАРНИКОВЫХ ГАЗОВ НА УГЛЕДОБЫВАЮЩИХ ПРЕДПРИЯТИЯХ

д.т.н. Тайлаков О.В., к.т.н. Застрелов Д.Н., Смыслов А.И., Самусь В.Л.
Фдеральный исследовательский центр угля и углехимии СО РАН, г. Кемерово, Россия

Аннотация. В статье приведены особенности учета объема выбросов парниковых газов в угледобывающей промышленности. Рассмотрены методологические аспекты количественных оценок эмиссии метана и углекислого газа при выполнении основных технологических операций. Представлено соотношение выбросов парниковых газов из фугитивных источников, а также при работе транспорта и стационарном сжигании топлива. Предложено применять технологии утилизации шахтного метана, в том числе в качестве моторного топлива, для повышения энергоэффективности угледобывающих предприятий и снижения их углеродного следа.

Ключевые слова: Парниковые газы, фугитивные выбросы, стационарное сжигание топлива, выбросы от транспорта, структура выбросов ПГ для угольных предприятий.

Увеличение концентрации парниковых газов в атмосфере способствует глобальным климатическим изменениям [1, 2]. Поэтому мировым сообществом предпринимаются усилия в направлении снижения антропогенных выбросов парниковых газов. Так, Парижское соглашение, принятое в декабре 2015 года на конференции сторон ООН и заменившее Киотский протокол, определяет совместную деятельность 195 стран-участниц форума по предотвращению повышения глобальной средней температуры выше 1,5 °С. Россия подписала Парижское соглашение 22 апреля в числе 175 стран и это предопределяет необходимость оценки выбросов парниковых газов в реальном секторе экономики РФ, включая угольную промышленность [3-5].

В основе разрабатываемых, реализуемых и уже действующих способов ограничения глобального содержания парниковых газов в атмосфере лежит количественное определение, мониторинг, отчётность и верификация выбросов парниковых газов. Инвентаризация выбросов парниковых газов подготавливается в соответствии с Указом Президента № 752 от 30 сентября 2013 г. «О сокращении выбросов парниковых газов» (Приложение 1) [6]; требованиями ИСО 14064-1:2006. Часть 1: «Газы парниковые» [7]; распоряжением Правительства Российской Федерации от 2 апреля 2014 г. № 504-р «Об утверждении плана мероприятий по обеспечению к 2020 году сокращения выбросов парниковых газов до уровня не более 75 процентов объема указанных выбросов в 1990 году» [8]; Методическими указаниями и руководству по количественному определению объема выбросов парниковых газов организациями, осуществляющими хозяйственную и иную деятельность на территории Российской Федерации [9].

Источниками выбросов парниковых газов для угольных предприятий являются объекты организации или производственные процессы, осуществляемые организацией, от которых происходят выбросы ПГ в атмосферу. Каждый производственный объект или производственный процесс организации должен быть отнесен к одной из выделенных категорий источников или исключен из количественного определения объемов выбросов ПГ на основании установленных критериев.

Основными типовыми источниками выбросов ПГ на угольных предприятиях согласно приложению № 1 к проекту Методических указаний и руководству по количественному определению объема выбросов парниковых газов организациями, осуществляющими хозяйственную и иную деятельность на территории Российской Федерации [9] (Приложение 5) составляют три категории:

Фугитивные выбросы - категория источников, которая включает в себя технологические операции, осуществляемые при добыче угля подземным способом (дегазация метановоздушной смеси из угольных пластов и вентиляция воздуха из горных выработок угольных шахт), а также эмиссию метана из угля со складов и в процессе транспортировки. Коэффициент, характеризующий потенциал глобального потепления, для метана равен 25.

Стационарное сжигание топлива – категория источников выбросов ПГ, включает выбросы CO_2 в атмосферу, возникающие в результате сжигания всех видов топлива для выработки тепловой и/или электрической энергии. Организации должны учитывать расход всех видов используемого газообразного, жидкого и твердого топлива, как природного, так и искусственного происхождения, сжигаемого в стационарных источниках за отчетный период. Расход топлива, используемого для стационарного сжигания, определяется организациями для каждого вида топлива по отдельным источникам, группам источников или организации в целом. Коэффициент перевода расхода кузнецкого угля в тонны условного топлива равен 0,867, коэффициент окисления твердого топлива (угля) равен 0,985, коэффициент выбросов CO_2 от сжигания кузнецкого угля равен 2,69 [9].

Выбросы от транспорта – категория источников выбросов ПГ, включает выбросы CO_2 от сжигания бензина и дизельного топлива транспортом для нужд организации.

При оценке выбросов ПГ на угольных предприятиях учитываются следующие источники:

- выбросы метана при добыче угля подземным способом;
- выбросы углекислого газа, образовывающиеся при использовании моторного топлива (бензин, дизель) автотранспортом;
- выбросы углекислого газа, образовывающиеся при сжигании угля в котельных агрегатах и в кузнецах.

Количественное оценка объема прямых выбросов парниковых газов за отчетный период осуществляется по группам источников выбросов парниковых газов с использованием расчётного метода в формате, обеспечивающим возможность воспроизведения расчетов выбросов.

Для определения объема выбросов метана на угледобывающих предприятиях можно использовать данные из статистической формы № 2-ТП (воздух) и справки о выбросах метана. Расчет объемов выбросов ПГ на угледобывающих предприятиях от действующих вентиляционных и дегазационных установок по организации в целом и по группам источников выполняется с использованием формулы:

$$M_{ВДУ} = Q_{МВС} \cdot C_{CH_4} \cdot K_M, \quad (1)$$

где $M_{ВДУ}$ – количество выбросов метана вентиляционными и дегазационными установками, тCO_2э; $Q_{МВС}$ – объем выбросов МВС, т/год; C_{CH_4} – концентрация метана в МВС, %; K_M – коэффициент, характеризующий потенциал глобального потепления (для метана – K_M = 25).

Объем выбросов ПГ при стационарном сжигании топлива рассчитывается по формуле:

$$E_{CO_2} = FC \cdot k \cdot EF_{CO_2} \cdot OF, \quad (2)$$

где E_{CO2} – выбросы CO_2 при стационарном сжигании топлива, тCO_2э; FC – расход топлива, сожжённого в котельной, т/год; EF_{CO2} – коэффициент выбросов CO_2 от сжигания угля, тCO_2/т у.т. (для кузнецкого угля EF_{CO2} = 2,69); k – коэффициент перевода расхода угля в тонны условного топлива, т у.т./т (для кузнецкого угля k = 0,867); OF – коэффициент окисления твердого топлива (для угля – OF = 0,985).

Расчет парниковых газов, выбрасываемых в атмосферу при использовании моторного топлива (бензин, дизельное топливо) транспортом, выполняется по формулам:

$$M_{АТБ} = M_{топл}^{бенз} \cdot K_{бенз}, \quad (3)$$

$$M_{АТД} = M_{топл}^{диз} \cdot K_{диз}. \quad (4)$$

Здесь $M_{АТБ}$ и $M_{АТД}$ – количество выбросов ПГ от транспорта, работающего на бензине и дизельном топливе, соответственно, тCO_2э; $M_{топл}^{бенз}$ и $M_{топл}^{диз}$ – масса топлива, сожжённого в двигателях, работающих на бензине и дизельном топливе, соответственно, т/год; $K_{бенз}$и $K_{диз}$ – коэффициенты, характеризующие потенциал глобального потепления (для бензина – $K_{бенз}$ =3,18, для дизельного топлива – $K_{диз}$ = 3,15).

Выполненные расчёты по формулам 1-4 показали, что основным источником выбросов ПГ для угольных шахт, на долю которого приходится до 95% от всех выбросов, являются фугитивные выбросы (рис. 1). При этом доля выбросов ПГ от стационарного сжигания топлива может достигать 25%, а при сжигании топлива транспортом - до 10%.

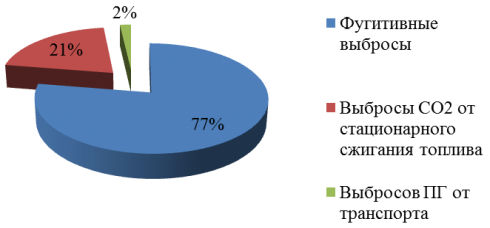


Рис. 1. Типичная структура выбросов ПГ при добыче угля подземным способом

Для угольных разрезов, на которых источник фугитивных выбросов отсутствует, основная доля выбросов ПГ (до 98%) приходится на моторное топливо, используемое автомобильным транспортом (рис. 2). При этом доля выбросов ПГ при стационарном сжигании топлива может достигать 25%.

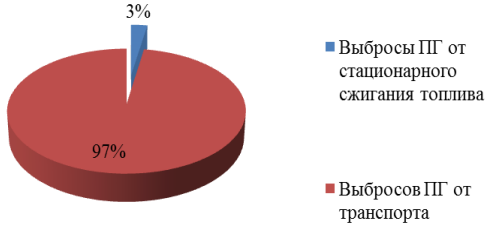


Рис. 2. Типичная структура выбросов ПГ при добыче угля открытым способом

Выводы. Таким образом, для снижения выбросов парниковых газов на угольных шахтах необходимо применять технологии, направленные на снижение фугитивных выбросов. В первую очередь это утилизация вентиляционного и дегазационного метана [17-21]. Необходимо отметить,

что наиболее простыми в реализации являются технологии сжигания дегазационного метана с концентрацией более 30% в блочно-модульных и переоборудованных стационарных котельных или теплоэлектростанциях для выработки тепло- и/или электроэнергии. При наличии метановоздушной смеси с концентрацией более 80% возможно использование установок по сжатию/сжижению метана для его использования в качестве моторного топлива.

На угледобывающих предприятиях с открытым способом разработки угольных месторождений наиболее эффективным вариантом сокращения выбросов ПГ является внедрение мероприятий, направленных на повышение энергоэффективности и обеспечивающих снижение расхода топлива, а также перевод транспорта на использование природного газа или шахтного метана в качестве моторного топлива.

Библиографический список

1. Виды, источники парниковых газов и их влияние на климат Земли. [Электронный ресурс]: Проект по выводу ГХФУ в Российской Федерации URL: http://www.ozoneprogram.ru/biblioteka/slovar/parnikovye_gazy/ (дата обращения: 13.07.2017).

2. Парниковый эффект. [Электронный ресурс]: Глобальные экологические проблемы. URL: http://www.grandars.ru/shkola/geografiya /parnikovyy-effekt.html (дата обращения 13.07.2017).

3. Двенадцатова Т. Итоги Парижской Конференции по изменению климата 2015. [Электронный ресурс]: Первая социальная сеть для юристов. URL: https://zakon.ru/blog/2016/1/7/itogi_parizhskoj_konferencii_po_izmeneniyu _klimata_2015 (дата обращения 13.07.2017).

4. Жандарова И. Правительство РФ одобрило парижское соглашение по климату [Электронный ресурс]: сайт газеты RG.RU URL: https://rg.ru/2016/04/20/parizhskoe-soglashenie-ob-izmenenii-klimata-odobreno-pravitelstvom-rf.html (дата обращения 18.07.2017).

5. Горбанёв В.А. Итоги Парижской конференции по изменению климата [Электронный ресурс]: сайт университета МГИМО URL: http://mgimo.ru/about/news/experts/itogi-parizhskoy-konferentsii-po-izmeneniyu-klimata/ (дата обращения 18.07.2017).

6. О сокращении выбросов парниковых газов [Электронный ресурс]: Указ Президента РФ от 30.09.2013 № 752. URL: http://kremlin.ru/acts/bank/37646 (дата обращения: 13.07.2017).

7. ГОСТ Р ИСО 14064-1-2007. Газы парниковые. Часть 1. Требования и руководство по количественному определению и отчётности о выбросах и удалении парниковых газов на уровне организации // Москва. Стандартинформ, 2010.

8. Об изменениях в план мероприятий по обеспечению к 2020 году сокращения объема выбросов парниковых газов до уровня не более 75 процентов объема указанных выбросов в 1990 году, утвержденный распоряжением Правительства Российской Федерации от 2 апреля 2014 г. № 504-р [Электронный ресурс]: Распоряжение Минприроды РФ от 06.05.2015 № 807-р. URL: http://publication.pravo.gov.ru/Document/View/000120150 5120012 (дата обращения 13.07.2017).

9. Приказ Министерства природных ресурсов и экологии Российской Федерации от 30.06.2015 № 300 «Об утверждении методических указаний и руководства по количественному определению объема выбросов парниковых газов организациями, осуществляющими хозяйственную и иную деятельность в Российской Федерации» (Зарегистрирован в Минюсте России 15.12.2015 № 40098) [Электронный ресурс]: «Официальный интернет-портал правовой информации». Государственная система правовой информации. URL: http://publication.pravo.gov.ru/Document/View/0001201512170023?index= 0&rangeSize=1 (дата обращения 18.07.2017).

10. Рамочная Конвенция Организации Объединенных Наций об изменении климата. UNFCCC // Рио-де-Жанейро, июнь 1992.

11. Киотский протокол к Конвенции об изменении климата. UNFCCC // Киото, декабрь 1997 г.

12. Пересмотренные Руководящие принципы национальных инвентаризаций парниковых газов (Международная методика наилучшей практики. Т.2. Рабочая книга по инвентаризации парниковых газов) // МГЭИК (IPCC), 1997.

13. IPCC, 2007: Summary for Policymakers. In: Climate Change 2007: Mitigation. Contribution of Working Group III to the Fourth Assessment Report of the Intergovernmental Panel on Climate Change [B. Metz, O.R. Davidson, P.R. Bosch, R. Dave, L.A. Meyer (eds)], Cambridge University Press, Cambridge, United Kingdom and New York, NY, USA.

14. Третий доклад об оценках Межправительственной группы экспертов по изменению климата (МГЭИК). Изменение климата, 2001 г. Научные аспекты. Резюме для лиц, определяющих политику // ВМО, ЮНЭП, 2001.

15. Руководство ЕМЕП/ЕАОС по инвентаризации выбросов. Общие руководящие указания по подготовке национальных инвентаризаций выбросов, 2009.

16. МГЭИК 2006, Руководящие принципы национальных инвентаризаций парниковых газов МГЭИК, 2006 г // Программа МГЭИК по национальным кадастрам парниковых газов.

17. Тайлаков В.О., Застрелов Д.Н. Оценка экономической эффективности и рисков угольных предприятий при реализации проектов использования шахтного метана // Горный Информационно-аналитический бюллетень. - 2009. – № 12. – С. 94-105.

18. Застрелов Д.Н., Уткаев Е.А., Смыслов А.И., Кормин А.Н. Разработка сетевой модели процесса утилизации шахтного метана // Горный Информационно-аналитический бюллетень. - 2013. – Отдельный выпуск № 6. – С. 151-154.

19. Тайлаков О.В., Застрелов Д.Н., Смыслов А.И., Уткаев Е.А. Переработка дегазационного метана в энергетических установках на угледобывающих предприятиях // Горный Информационно-аналитический бюллетень. - 2013. – Отдельный выпуск № 6. – С. 170-176.

20. Садов А.П., Костеренко В.Н., Тайлаков О.В., Уткаев Е.А., Застрелов Д.Н., Смыслов А.И. Опыт использования вентиляционного метана в качестве дополнительного топлива для двигателей внутреннего сгорания // Уголь. - 2015. - № 12. – С. 61 – 68.

21. Тайлаков О.В., Застрелов Д.Н., Уткаев Е.А., Соколов С.В., Кормин А.Н. Смыслов А.И. Направления утилизации шахтного метана // Вестник КузГТУ. - 2015. – №6. – С. 62 – 67.

УДК 550.34.03

ОПРЕДЕЛЕНИЕ СВОЙСТВ КРОВЛИ В ПРЕДЕЛАХ ВЫЕМОЧНОГО СТОЛБА НА ОСНОВЕ ПРИМЕНЕНИЯ АВТОНОМНЫХ СЕЙСМИЧЕСКИХ РЕГИСТРАТОРОВ В ШАХТНЫХ ГЕОФИЗИЧЕСКИХ ИЗМЕРЕНИЯХ

д.т.н. Тайлаков О.В., Соколов С.В., Салтымаков Е.А.
Федеральный исследовательский центр угля и углехимии СО РАН, г. Кемерово, Россия

Аннотация. В статье рассмотрен опыт применения шахтной геофизической разведки методом сейсмического просвечивания пород кровли из горных выработок угольной шахты. Оценена возможность регистрации структурных нарушений угольных пластов на основе анализа изменения скоростных характеристик сейсмического сигнала. Представлены результаты оценки состояния кровли пласта и ее влияние на технологический процесс добычи угля.

Ключевые слова: шахтная сейсморазведка, геофизические измерения, регистратор, кровля угольного пласта, геологическое нарушение, скорость прохождения волны.

Современный уровень развития научно-технического обеспечения угледобычи позволяет использовать для оценки параметров кровли угольных пластов методы геофизических измерений, на основе искусственно генерируемых физических полей различной природы: электрических, электромагнитных, сейсмоакустических. Любое из этих исследований выполняется на основе единого принципа, изменения определенной характеристики в процессе прохождения пород кровли выемочного столба.

Основным фактором, ограничивающим применение перечисленных видов геофизической аппаратуры в горных выработках, являются повышенные требования безопасности к оборудованию, эксплуатируемому в угольных шахтах, которым отвечают очень немногие из представленных на рынке измерительных систем. При этом безопасное исполнение геофизических приборов зачастую значительно ограничивает их технико-эксплуатационные характеристики. Для сейсмоакустического просвечивания углепородного массива в шахтных условиях авторами применяется автономная сейсмическая станция «Р-1» с характеристиками: количество каналов регистрации – 1; максимальный объем накопителя CompactFlash – 16 GB; усиление предусилителя, раз – 1, 2, 4, 8, 16, 32, 64; полоса регистрируемых частот - 0÷3200 Гц; интервал дискретизации – 4, 2, 1, 0.5, 0.25, мс; погрешность временной привязки – менее ± 1 мс/8ч. Регистрация сейсмических данных программи-

руется с использованием компьютера с портом USB-host и операционной системой, поддерживающей файловую систему FAT и накопители стандарта USBMassStorage. Для оценки состояния кровли выемочных столбов угольных шахт из вышеперечисленных характеристик сейсмостанций «Р-1» можно особо выделить шаг дискретизации. Возможность выставления шага дискретизации до 0,25 мс значительно повышает точность измерений в пределах выемочного столба. Для примера рассмотрим возможности станции с интервалами дискретизации: 2, 1, 0,5 и 0,25 мс (табл).

В таблице представлен расчет, показывающий минимально регистрируемую протяженность участка пород с измененными физико-механическими характеристиками при выполнении сейсмического просвечивания. К расчету приняты 3 значения скорости прохождения продольных сейсмических волн в кровле выемочного столба на основе опыта проведения шахтных измерений, характеризуемые следующим образом: 3,2 км/с – среднеустойчивое состояние, средние прочностные характеристики, 2,8 км/с – породы неустойчивые, трещиноватые, 3,6 км/с прочные, устойчивые породы [1]. Соответственно, в толще среднеустойчивых пород кровли выемочного столба при регистрации данных с шагом дискретизации 0,25 мс возможно зафиксировать неустойчивое, трещиноватое включение протяженностью от 5,6 м и участок прочных, устойчивых пород от 7,2 м.

Таблица

Возможности регистрации при изменении физико-механических характеристик кровли выемочного столба

Интервал изменения скоростей углепородного массива	Шаг дискретизации 2 мс	Шаг дискретизации 1 мс	Шаг дискретизации 0,5 мс	Шаг дискретизации 0,25 мс
2,8 км/с – 3,2 км/с	44,8 м	22,4 м	11,2 м	5,6 м
3,2 км/с –3,6 км/с	57,6 м	28,8 м	14,4 м	7,2 м

Методом исследования, позволяющим наиболее полно использовать возможности автономной сейсмической станции «Р-1» является сейсмическое просвечивание [2]. При выполнении геофизических работ определенное количество станций с заданным интервалом линейно распределяются вдоль бока выработки с углублением и инсталляцией приемного элемента. Возбуждение сейсмических волн выполняется из параллельной выработки с заданным шагом на основе представленных принципиальных схем (рис. 1).

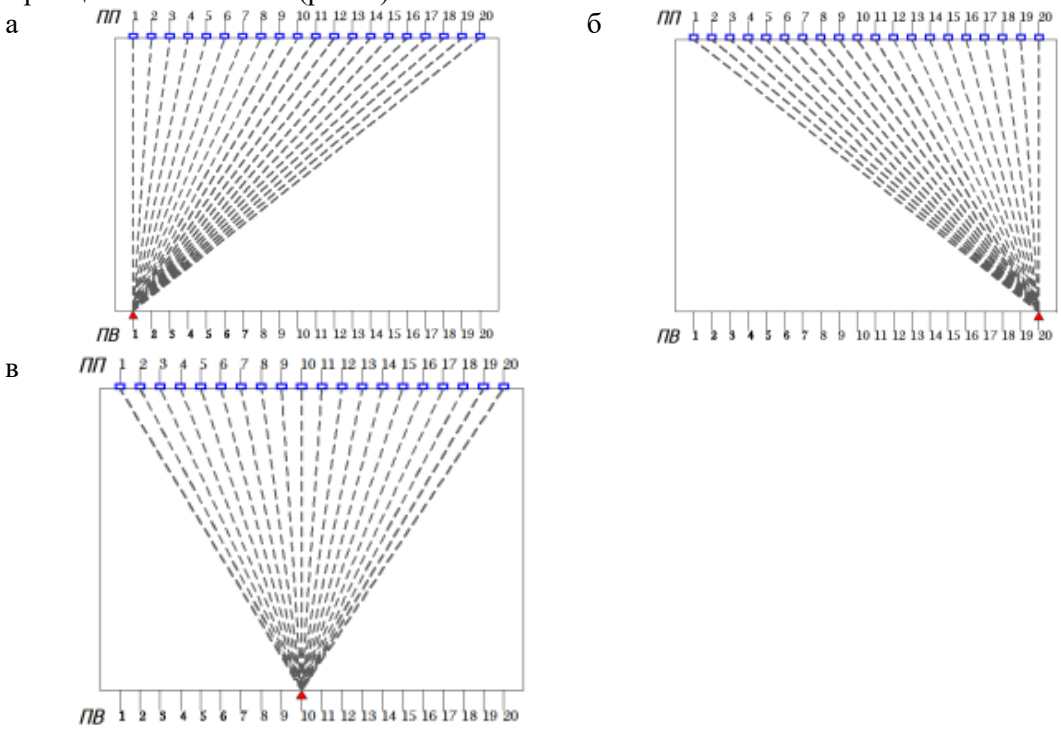


Рис. 1. Схемы распространения проходящих волн в теле выемочного столба от различных пикетов возбуждения колебаний (ПВ) к пикетам приема колебаний (ПП):
а) с первого ПВ; б) с последнего ПВ; в) с центрального ПВ

При минимальном фоне помех, возможном в пределах действующего угледобывающего предприятия представленный комплект оборудования позволяет осуществлять регистрацию данных с максимальной длиной годографа до 500 м. Примеры регистрации сигнала, генерируемого в различных пикетах возбуждения колебаний представлены на рис. 2. При этом в кровле фиксируются два вида волн: продольные и поперечные [3].

В качестве основного анализируемого параметра оценки состояния кровли выемочного столба, используется изменение скоростных характеристик между двумя параллельными выработками [4]:

$$t = \int_{И}^{П} \frac{1}{V} \cdot dl\,, \qquad (1)$$

где t –время прохождения сейсмической волны; V – скорость прохождения сейсмической волны; l –расстояние от источника (И) до приемника (П).

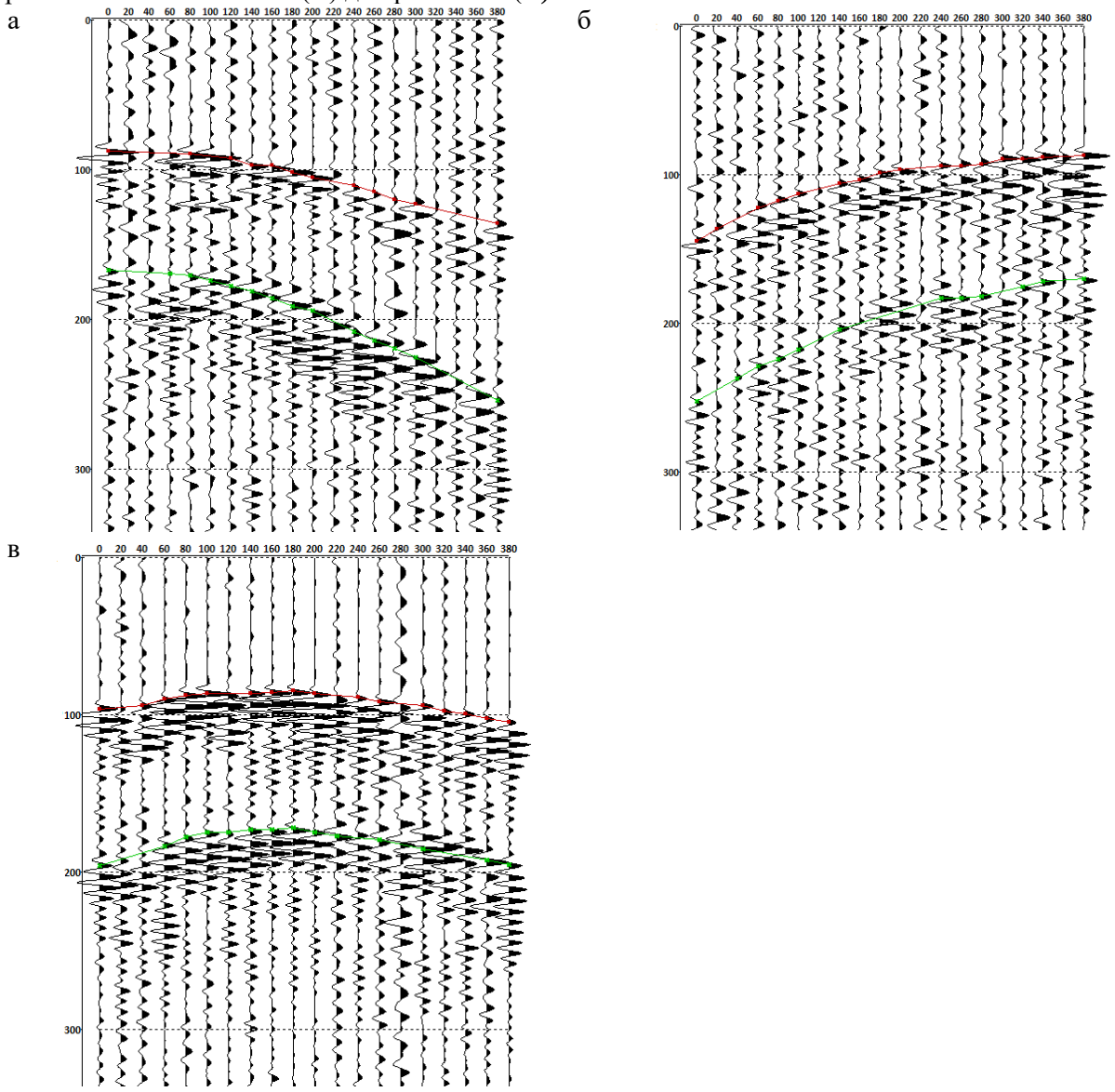


Рис. 2. Исходные многоканальные сейсмограммы: а) с первого ПВ; б) с последнего ПВ; в) с центрального ПВ

В различных участках выемочного столба, деление на которые выполнено путем его оцифровки и пикселизации на N пикселей с учетом реальных координа,т данная зависимость принимает следующую форму:

$$t_i = \sum_{j=1}^{N} \frac{1}{V_j} d_{ij} \quad (i=1\ldots n), \qquad (2)$$

где n – количество наблюдений; d_{ij} – расстояние, пройденное лучем i в пикселе j.Применение зависимости (2) позволяет рассчитать скоростную модель выемочного столба и построить на ее

основе горизонтальный геофизический разрез распределения скоростных характеристик, где контрастное повышение или понижение сейсмических скоростей иллюстрирует изменение физико-механических параметров пород кровли. Так например, полученный для условий одной из угольных шахт Кузбасса геофизический разрез (рис. 3) характеризуется скоростями прохождения продольных сейсмических волн 3-3,2 км/с, что соответствует непосредственное кровли пласта, представленной аргиллитом средней крепости.

В пределах исследованной области выемочного столба выделяются области снижения скоростей прохождения сейсмических волн в массиве до 2,8 км/с: А и В. Присутствие в выемочном столбе данных областей объясняется повышением трещиноватости ввиду проведенных поблизости от области А монтажной камеры и насосной камеры в пределах области В.

Также на геофизическом разрезе контрастно выделяются области с повышенными сейсмическими скоростями: Б и Б1, которые характеризуют проявления основной кровли, представленной породами песчаника в области снижения мощности непосредственной кровли до 2-3 м.

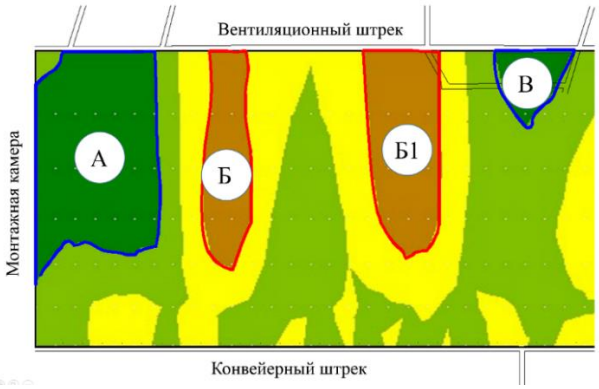


Рис. 3. Фрагмент горизонтального разреза распределения скоростных характеристик в области выемочного столба

На основе анализов полученного разреза выполнена оценка состояния в соответствии с классификацией ВНИМИ [8, 9]. С учетом распределения скоростных характеристик в исследуемой области прогнозируется преимущественно среднеустойчивая непосредственная кровля. Проявлениям неустойчивой кровли могут соответствовать области влияния зон А и В. В областях Б-Б1 прогнозируются участки труднообрушаемой кровли.

Вывод. Полученные практические результаты применения автономных сейсморегистраторов для оценки состояния кровли свидетельствует о рациональности применения подобного оборудования для решения задач геофизического обследования, оконтуренных комплексно- механизированных забоев (лав) с целью выявления аномальных тектонических зон и других участков изменения геомеханических характеристик кровли. В совокупности с данными геологоразведочного бурения результаты сейсмического просвечивания обеспечивают массив данных достаточный для классификации активной кровли в процессе геофизического обеспечения процесса угледобычи.

Библиографический список

1. Тайлаков О.В., Макеев М.П., Соколов С.В., Уткаев Е.А Применение сейсмоакустического профилирования для уточнения условий залегания угольных пластов // Наукоемкие технологии разработки и использованиия минеральных ресурсов: сб. научн. статей, Сиб. гос. индустр. ун-т; под. общей ред. В.Н. Фрянова. - Новокузнецк, 2012. - С. 266 – 267.

2. Соколов С.В. Применение сейсмической разведки для оценки условий залегания угольных пластов и определения в углепородном массиве зон с измененными характеристиками // ISBN 978-5-902305-46-0, Ежег36 Ежегодная молодежная конференция ИУ СО РАН – 2015 [Электронный ресурс]: сб. тр. конференции, Кемерово, 16-17 апреля 2015 г. – С. 97-104.

3. Сальников А.С., Канарейкин Б.А., Долгова С.В., Дунаева К.А., Сагайдачная О.М., Харламов А.С. Технология и результаты сейсмотомографических исследований на проходящих волнах в угольных шахтах Кузбасса // Технологии сейсморазведки. – 2012. - № 2. - С. 74–88

4. Азаров Н.Я., Яковлев Д.В. Сейсмоакустический метод прогноза горно-геологических условий эксплуатации угольных месторождений. - М.: Недра, 1988. – 199 с.

5. Jackson M.J., Tweeton D.R. MIGRATOM – Geophysical Tomography Using Wavefront Migration and Fuzzy Constraints//Report of Investigations 9497, Bureau of Mines [http://pubs.usgs.gov/of/2000/ofr-00-0457/] (Дата обращения октябрь 2017 г.).

6. Геомеханическое обеспечение эффективной выемки мощных пологих пластов с труднообрушаемой кровлей механизированными комплексами / Калинин С.И., Колмогоров В.М. - Кемерово: Кузбассвузиздат, 2002. – 113 с.

7. Инструкция по геологическим работам на угольных месторождениях Российской Федерации. - Санкт-Петербург: ВНИМИ, 1993.

8. Временные указания по управлению горным давлением в очистных забоях на пластах мощностью до 3,5 м с углами падения до 35°. – Ленинград: ВНИМИ, 1982.

9. Козлов Е.А. Модели среды в разведочной сейсмологии. – Тверь: ГЕРС, 2006. – 480 с.

10. Тайлаков О.В., Уткаев Е.А., Смыслов А.И., Кормин А.Н. Физическое моделирование изменения фильтрационных свойств угольных пластов // Вестник КузГТУ. - 2014. - № 6. - С. 13-16.

11. Ютяев Е.П., Садов А.П., Мешков А.А., Хаутиев А.М.-Б., Тайлаков О.В., Уткаев Е.А. Оценка фильтрационных свойств угля в гидродинамических испытаниях дегазационных пластовых скважин // Уголь. - 2017. - №11. - С. 24-29.

12. Тайлаков О.В., Уткаев Е.А. Моделирование фильтрации жидкости при изменении проницаемости в призабойной зоне скважины // Горный Информационно-аналитический бюллетень. - 2008. - № ОВ7. - С. 145–149.

УДК 622.831

ПРОЯВЛЕНИЕ ОПАСНОСТИ ПО ГАЗОДИНАМИЧЕСКИМ ЯВЛЕНИЯМ В ОЧИСТНЫХ ЗАБОЯХ УГОЛЬНЫХ ШАХТ

д. т. н. Зыков В. С., к. т. н. Филатов Ю. М.
Научный центр ВостНИИ по промышленной и экологической безопасности в горной отрасли, г. Кемерово, Россия

Аннотация. Приведена статистика внезапных выбросов угля и газа в очистных забоях угольных шахт России. Рассмотрены горно-геологические и горнотехнические условия возникновения внезапных выбросов при очистной выемке угля, отмечены отличительные особенности в факторах их возникновения и протекания. Сформулирована концепция развязывания внезапного выброса угля и газа в очистном забое.

Ключевые слова: **у**гольная шахта, очистной забой, внезапный выброс угля и газа, напряженно-деформированное состояние горного массива, газовый мешок, консоль кровли, скорость газовыделения из скважин.

На угольных шахтах России наибольшее число внезапных выбросов угля и газа, около 80 %, зарегистрировано при проведении подготовительных выработок по угольным пластам. Внезапные выбросы при очистной выемке угля начали происходить позже и с меньшей частотой, чем при вскрытии пластов и проведении по ним подготовительных выработок. Более низкая выбросоопасность очистных забоев обусловлена особенностями напряженно-деформированного состояния горного массива в окрестности очистной выработки, которые будут рассмотрены ниже. Однако к настоящему времени горные работы на шахтах опустились до глубин, на которых в большинстве очистных забоев при определенных горно-геологических условиях и горнотехнических параметрах возможно проявление выбросоопасности. Доля произошедших при очистных работах выбросов достигла примерно 15 %.

Наибольшее число внезапных выбросов угля и газа в очистных выработках (47 выбросов) зарегистрировано на шахтах Печорского бассейна. Из них 31 внезапный выброс угля и газа произошел в 1960-1964 гг. на шахте № 1 на глубинах 365-460 м от поверхности при отработке пласта Двойного. Мощность выбросов на шахте №1 изменялась от 1,2 до 37 т, интенсивность – от 65 до 3800 м^3 газа. Газовыделение достигало при этом чрезвычайно высокой величины – 295 м^3 на 1 т выброшенного угля.

В Приморском бассейне зарегистрировано в 1970 г. 13 внезапных выдавливаний угля с попутным газовыделением при отработке пласта Модестов II на шахте «Подгородненская» и пласте Нижне-Кедровом на шахте «Центральная», которые, в соответствии с действующей «Инструкцией по безопасному ведению горных работ на пластах, опасных по внезапным выбросам угля (породы)

и газа», при расследовании газодинамических явлений относятся к внезапным выбросам угля и газа. Мощность явлений достигала 35 т угля, интенсивность – 5000 м^3 газа.

Общее количество внезапных выбросов в очистных забоях шахт Печорского, Приморского и Кузнецкого бассейнов составило 69 или 7,4 % от общего количества выбросов во всех типах выработок, а в Печорском бассейне доля выбросов в очистном забое составила 17 %.

Следует отметить, что статистические исследования по шахтам Донбасса подтверждают, что наибольшее число внезапных выбросов в очистных забоях происходит на глубинах 400-500 м [1]. Это также подтверждается и проявлением выбросоопасности на шахтах Печорского бассейна.

В настоящее время большая часть очистных забоев работает на глубинах ниже критической по внезапным выбросам угля и газа, и поэтому для них актуальна проблема заблаговременной оценки геодинамической опасности. Она касается преимущественно механизированных очистных забоев на пологих и наклонных пластах, отрабатываемых с большими скоростями с применением столбовых систем разработки. В этих забоях добывается основная масса угля.

Как известно, внезапные выбросы угля и газа происходят на участках тектонически нарушенных углей в районе дизъюнктивных или пликативных нарушений. Другими геологическими факторами, определяющими возможность выявления выбросоопасных зон, являются степень метаморфизма угля и вмещающих пород, петрографический состав и мощность угольного пласта, влажность угля, литологический состав и мощность вмещающих пород.

Поскольку в пределах выбросоопасного участка уголь обладает пониженными прочностными свойствами, то вблизи него происходит перераспределение напряжений. Ненарушенная часть угольного пласта по границам участка находится в более напряженном состоянии. Поэтому при приближении к границам выбросоопасного участка наблюдаются резкие, скачкообразные изменения скоростных параметров сейсмических волн [2-4].

По результатам геофизического обследования к потенциально выбросоопасным относятся участки с аномально низкими значениями разности потенциалов, с не менее чем в два раза меньшими по сравнению со средними значениями по выемочному столбу, и пониженными не менее чем на 20 % значениями скоростей пластовых волн [5]. На границах этих участков отмечаются аномальные повышения значений разности потенциалов примерно в 2 раза по сравнению со средним фоном и увеличение скоростей каналовых волн на 20 %.

Важное значение имеет учет данных о фактическом проявлении выбросоопасности при проведении оконтуривающих подготовительных выработок и результатов определения показателя выбросоопасности при текущем прогнозе в этих выработках. Это следует из результатов проведенных исследований [6]. На рис. 1 приведена кривая изменения градиента начальной скорости газовыделения из контрольных скважин $g_н$, который определялся в забое лавы № 3 пласта Владимировского шахты «Северная» (Кузбасс), при приближении к створу с положением забоя в нижележащей лаве № 2, при котором 08.08.78 г. произошел внезапный выброс угля и газа.

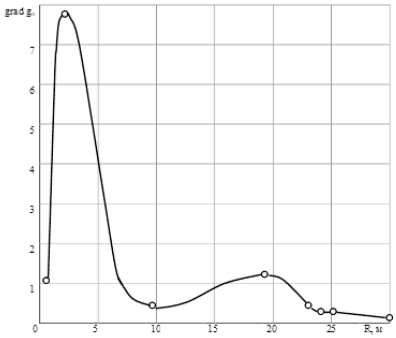


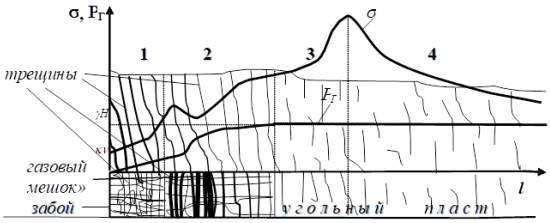
Рис. 1. Изменение градиента начального газовыделения из шпуров в лаве №3 по пласту Владимировскому шахты «Северная» в зависимости от расстояния до створа с местом внезапного выброса в нижележащей лаве № 2

Как известно, данный параметр является надежной характеристикой выбросоопасности и применяется в нормативных методах прогноза. Кривая говорит о том, что максимальный градиент был измерен на расстоянии 2 м от этого створа, то есть он свидетельствовал о входе в выбросоопасную зону. Внезапному выбросу угля и газа, который произошел на этой же шахте 11.04.79 г. при отработке этого же пласта лавой № 2, предшествовало семь выбросов в просеке II параллельного штрека, проводившемся для подготовки лавы № 2, шесть – при бурении опережающих скважин впереди лавы. Мощность их для скважинных выбросов была очень большой – 15-35 т.

Подобные результаты получены в Печорском и Приморском бассейнах. В то же время спокойному, невыбросоопасному поведению лав во всех этих бассейнах соответствовали невыбросоопасные значения показателя выбросоопасности в оконтуривающих их подготовительных выработках.Участки, выбросоопасность которых подтверждена произошедшими на нем или вблизи его границ газодинамическими явлениями, подлежат обязательной обработке с помощью региональных способов предотвращения внезапных выбросов угля и газа. Выбросоопасность остальных участков с нарушенной структурой выполняется по энергетическому критерию выбросоопасности [6].

Основоположник теории внезапных выбросов угля и газа В.В. Ходот [7] отмечает различия в условиях развязывания внезапных выбросов угля и газа в очистных и подготовительных выработках. Основные факторы, определяющие возникновение выбросов в очистных забоях, он дополняет динамической нагрузкой на угольный пласт со стороны вмещающих пород. Проведя исследования на шахтах Донбаса, А.Ф. Шак и С.В. Мирер [8] подтвердили, что кровля, склонная к зависанию, способствует возникновению выбросоопасной ситуации. Половина всех внезапных выбросов в очистных забоях происходит в нижней и верхней частях лав в связи с резким изменением в них соотношения упругих и неупругих зон [9].

В процессе первичного обрушения происходит переход типа нагруженности кровли от балочной схемы к консольной. В результате впереди забоя в массиве образуется зона опорного давления с областью повышенных напряжений и четко выраженным максимумом. В угольном пласте впереди забоя выделяются четыре зоны [10] состояния массива в окрестности забоя очистной выработки с точки зрения выбросоопасности (рис. 2).



σ – величина напряжений в массиве; $P_Г$ – давление газа в пласте;
l – расс тояние от забоя в глубь массива

Рис. 2. Схема формирования выбросоопасного состояния массива впереди очистного забоя

Зона 1, прилежащая к забою, сложена наиболее разрушенным углем вследствие разрушающего воздействия пород кровли. Она обладает очень низкими фильтрационными свойствами, поэтому процесс дегазации угольного массива сильно растянут во времени. Зона 2 представляет собой систему примерно параллельных забою элементов массива, состоящих из блоков угля, плотно прижатых друг к другу вмещающими породами. В ней, вследствие низкой фильтрационной способности зоны 1, создаются условия для аккумулирования больших объемов свободного газа под давлением. В наиболее удаленной от забоя зоне 3 происходит подготовка массива к переходу из упругого состояния в упругопластическое. Зона 4 представляет собой нетронутый массив за пределами области влияния забоя выработки на напряженно-деформированное состояние угольного пласта.

Проявлению выбросоопасности в очистных забоях способствует образование в зоне 2 «газового мешка» вследствие возникновения между зонами 1 и 2 защемленной изогнувшейся кровлей перемычки с очень низкой газопроницаемостью [11].

Кроме того, в угольном массиве в зоне влияния выработки повышается давление свободного газа в процессе явлений гистерезиса сорбции метана углем, инициируемых низкочастотными колебаниями консоли кровли над пластом при ее пошаговом обрушении, установленных авторами работы [12, 13].

Резюмируя изложенные взгляды, можно сформулировать следующую концепцию развязывания внезапных выбросов угля и газа в очистном забое. Вероятность возникновения выбросоопасной ситуации минимальна в начале отхода лавы. Процесс снижения напряжений в пласте в зоне, соответствующей зоне изгиба кровли, и образования в ней «газового мешка» выражен слабо вследствие устойчивого состояния кровли. По-видимому, внезапный выброс в очистном забое в период времени до первичного шага посадки возможен лишь при встрече забоем крупного локального тектонического нарушения закрытого типа с большими запасами газа. Однако можно предполагать высокую выбросоопасность в момент посадки кровли по причине резкого снижения сил сцепления между угольным пластом и вмещающими породами и слоями угля.

После первичного шага посадки выбросоопасность с увеличением отхода лавы от места посадки возрастает в связи с ростом напряжений в зоне опорного давления (возрастает интенсивность

образования выбросоопасных трещин и количество заключенного в них свободного газа), образованием зоны пониженных напряжений вследствие изгиба кровли (возникает «газовый мешок»), усилением защемления ближней опоры кровли (образуется в пласте угля низкопроницаемая перемычка вблизи обнаженной поверхности массива угля, способствующая увеличению давления и объема свободного газа в «газовом мешке»). Если на данной стадии поведения массива произойдет обрушение кровли, то при достаточных давлении и объеме газа в газовом мешке произойдет разрушение ближней опоры кровли (угольной перемычки), начнется внезапный выброс угля и газа и при высоком градиенте газового давления перейдет в стадию газового дробления угля. Процесс будет усилен тем обстоятельством, что мгновенно за счет «гистерезиса сорбции» метана углем возрастут объем и давление газа в «газовом мешке».

Если же отход забоя будет увеличиваться и посадки кровли не будет, то, начиная с некоторого момента, начнется описанный выше процесс образования в зоне максимального изгиба кровли трещин, ориентированных в направлении, близком к перпендикулярной плоскости наслоения, но вследствие изгиба кровли отклоненных в сторону выработанного пространства. Через эти трещины газ из «газового мешка» начнет перетекать в выработанное пространство, давление и объем газа и, следовательно, выбросоопасность забоя в нем начнут снижаться. Выбросоопасность с этого момента по мере отхода лавы также будет снижаться. То же будет происходить и после следующих посадок.

Таким образом, из всего изложенного следует, что максимальная степень выбросоопасности в очистном забое достигается в момент обрушения кровли. Особенно велика степень опасности в том случае, если на этот момент еще не произошло образования проникающих в выработанное пространство трещин, дегазирующих зону интенсивного трещинообразования 2 (рис. 7) с большими запасами газа под давлением между разделенными квазипараллельными забою трещинами слоями угольного массива, включающую так называемый «газовый мешок», то есть когда формирование зоны 2, являющейся, можно сказать, «движителем» внезапного выброса, достигло максимальной степени опасности.

Согласно [10], очистной забой опасен по внезапным выбросам в случае, если $F_a \geq F_n$ и $l \geq \Delta x$, где F_a – равнодействующая активных сил, стремящихся выбросить уголь; F_n – равнодействующая предельных препятствующих сил; l – глубина заходки; Δx – величина зоны дегазированного угля. Величины данных параметров определяются в зависимости от геологических условий и горнотехнических параметров.

Однако данная модель требует уточнения, поскольку она не учитывает процессов «гистерезиса сорбции» метана углем и образования зоны пониженных напряжений впереди забоя в месте изгиба кровли и, следовательно, изменения степени выбросоопасности в зависимости от величины отхода лавы от места посадки.

Для учета первого процесса внесена поправка в модель при разработке руководства [2], в соответствии с которой используемая в модели величина давления газа $P_к$ для интервалов подвигания забоя в зоне, где возможно обрушение кровли, определяется из выражения $P_к = P_0 + \Delta P$, где: P_0 – пластовое давление газа; ΔP – прирост давления газа за счет явления «гистерезиса сорбции» метана углем, Значение ΔP определяется по приведенному в руководстве графику.

Для учета влияния на выбросоопасность изгиба кровли требуется проведение значительного объема экспериментальных исследований и уточнение по их результатам модели развязывания внезапных выбросов в очистных забоях.

Библиографический список

1. Степанович Г.Я., Николин В.И., Недосекин Б.Н. Оценка безопасности угольных пластов, залегаюших на больших глубинах // Техника безопасности, охрана труда и горноспасательное дело. – 1971. – № 6. – С. 16.

2. Крупин В.Е. Выделение участков пластов с нарушенной структурой угля сейсмическим методом. - М.: Недра, 1965.

3. Krey Jheodore, C.Channel. Wave as a tool of applied, geophisics in mining. geophisics. - 1963.- Vol. XXVIII.- No 5.

4. Kjartansson E. Constant Q-Wave Propagation and Attenuation// Journal of Geophysical Research. - Vol. 84. - № 89.

5. Руководство по предупреждению внезапных выбросов угля и газа в очистных забоях угольных шахт. 2-е изд., исправленное / В. С. Зыков, В. Н. Пузырев, В. И. Мурашев и др. – Кемерово, 2002. – 34 с.

6. Пузырев В.Н., Зыков В.С. Оценка выбросоопасности очистных забоев // Повышение безопасности ведения горных работ: Сб. науч. тр./ ВостНИИ. – Кемерово, 1983. – С. 34-40.

7. Ходот В.В. Внезапные выбросы угля и газа. – М.: Госгортехиздат, 1961. – 363 с.

8. Шак А.Ф., Мирер С.В.Влияние состава и пород основной кровли на выбросоопасность угольных пластов // Уголь Украины. – 1974. – № 2. – С. 35-37.

9. Николин В.И., Воронин В.А., Кулаковский В.Н. Основные решения по предотвращению внезапных выбросов в лавах шахт Донецко-Макеевского районов // Уголь Украины. – 1974. – № 9. – С. 29-30.

10. Мурашев В.И. Разработка научных основ безопасного ведения горных работ в угольных шахтах на основе научных исследований геомеханических процессов: Автореф. дис. … докт. техн.наук. М., 1980. – 35 с.

11. Балашова Т.А. Влияние изгиба труднообрушаемой кровли пласта на эпюру горного давления // Вестник КузГТУ. – 1988. – № 4. – С. 29-31.

12. Пузырев В.Н., Балашова Т.А., Алексеев Д.В. О возможном явлении гистерезиса сорбции метана выбросоопасным углем при возбуждении колебаний давления свободного газа // Уголь. – 1993. – № 6. – С. 46-48.

13. Пузырев В.Н., Алексеев Д.В., Иванов В.В., Балашова Т.А. и др. Интенсификация метаноотдачи выбросоопасного угля динамическими колебаниями давления свободного газа в призабойной части лавы – В сб.: Управление газовыделением в шахтах. Кемерово: КузПИ, 1992. – С.35-43.

УДК.338.45:658.15:622.33.012 (571.17)

ОЦЕНКА ПРОМЫШЛЕННОЙ БЕЗОПАСНОСТИ УГОЛЬНОЙ ПРОМЫШЛЕННОСТИ КУЗБАССА В СИСТЕМЕ ЭКОНОМИЧЕСКОЙ БЕЗОПАСНОСТИ

[1]к.э.н. Новоселов С.В., [2]к.в.н. Панихидников С.А.

1 - филиал Кузбасского государственного технического университета им. Т.Ф. Горбачева, г. Белово, Россия

2 - Санкт-Петербургский государственный университет телекоммуникаций им. проф. М.А. Бонч-Бруевича, г. Санкт-Петербург, Россия

Аннотация. Статья раскрывает структуру и состав системы экономической безопасности Кемеровской области, основные функции и критерии оценки элементов региональной системы экономической безопасности. Описаны различные подходы к оценки экономической безопасности регионов. Приведена система индикаторов и пороговые значения критериев оценки, характеризующих состояния безопасности как кризисное.

Ключевые слова: безопасность, система экономической безопасности, промышленная безопасность, экологическая безопасность, критерии оценки риска.

Как утверждает один из теоретиков экономической безопасности В.К. Сенчагов: «Кризисная ситуация может быть вызвана деструктивным влиянием одного фактора или сформироваться под воздействием ряда факторов, каждый из которых может и не достигать критической величины. Оценка кризисной ситуации не может ограничиваться анализом сложившегося положения, она должна включать определение вероятности развития событий в долго- и среднесрочной перспективе при разработке соответствующих прогнозов социально-экономического развития» [1]. Современная экономическая ситуация в России и в регионах соответственно, ощущает на себе спектр неопределенностей и угроз, которые могут резко достичь уровня, превышающего критический. Поэтому России и ее регионам необходимо повышать экономическую безопасность, которая трактуется по-разному, рядом ученых [2].

Однако, относительно экономической безопасности, при дихотомическом делении реципиент – донор, нельзя однозначно определить кому легче развиваться, сильному региону, платящему львиную долю налогов в федеральный бюджет, или слабому, ждущему дотации и субвенции из центра.

До некоторого времени Кемеровская область считалась реципиентом, однако сейчас, можно утверждать, что регион донор и дает значительные поступления Федеральный бюджет, где на протяжении ряда последних лет видится постоянное повышение расходов на государственные нужды и национальную экономику, согласно официальным данным (табл.1.)

Таблица1

Консолидированный бюджет Кемеровской области

Наименование статьи	Годы				
	2012	2013	2014	2015	2016
Доходы всего, млн. р	120926	113720	127261	132303	135618
из них:					
Налог на прибыль организаций	24570	15140	19207	23068	25533
Налог на доходы физических лиц	36734	37855	41942	38662	39202
Акцизы по подакцизным товарам	5987	6497	5993	5893	8895
Налоги на совокупный доход	4018	4115	4372	4664	4811
Налоги на имущество	14540	15016	13847	15648	14084
Налоги сборы и регулярные платежи за пользование природными ресурсами	3565	3212	2975	3792	4065
От использования имущества, находящегося в государственной и муниципальной собственности	9339	10021	10008	9430	10000
Безвозмездные поступления	15602	16437	21701	23765	22277
Расходы - всего					
из них на:					
Общегосударственные вопросы	6067	6328	6176	6191	6424
Национальную оборону	31,3	32,0	34,1	35,2	31,7
Национальную безопасность и правоохранительную деятельность	738	760	716	698	729
Национальную экономику	18408	18483	17089	19743	19699
из неё на:					
топливно-энергетический комплекс	1662	1670	1397	1735	1247
сельское хозяйство и рыболовство	1607	1830	1810	1435	1256
транспорт	3193	3021	3076	3214	3272
дорожное хозяйство (дорожный фонд)	9614	9737	8293	10194	10819
связь и информатику	168	107	73,0	61,2	123
другие вопросы в области национальной экономики	1201	1250	1524	2068	2056
жилищно-коммунальное хозяйство	18536	17058	19465	17948	17189
охрану окружающей среды	109	127	120	100	114
социально-культурные мероприятия	86499	86202	94198	93544	83920
в том числе:					
образование	39185	41779	45293	42198	42744
культуру, кинематографию	4114	4063	4552	4356	4420
здравоохранение	22850	19178	19521	21179	21606
социальную политику	18804	19603	23535	24191	21606
физическую культуру и спорт	1344	1389	1102	1427	1278
средства массовой информации	203	190	195	193	170
обслуживание государственного и муниципального долга	644	1637	2713	2981	3359
Дефицит (-)	-10126	-16906	-13249	-8936	-5846

Кроме того, анализ консолидированного бюджета Кемеровской области показывает положительную тенденцию роста доходов по фактическому исполнению утвержденного бюджета, в 2012 г.- 95,8% в 2016 г. – 98,4%. Налог на прибыль организаций в 2012 г.- 91,8%, а в 2016 г. – 101,74%. Акцизы по подакцизным товарам в 2012 г.- 98,6%, а в 2016 г. – 99,3%.

Безопасность как таковую можно рассматривать с различных позиций: с политических, экономических, производственных, экологических.

Экономическая безопасность в аспекте промышленности оценивает фактический уровень спада производства в течение рассматриваемого периода, направления изменения отраслевой структуры хозяйства региона, его промышленности, сельского хозяйства, строительства и транспорта, отражающие кризисные явления в соответствующих отраслях (в том числе в отраслях стратегического значения), текущее состояние основных производственных фондов, сравнительная величина и динамика производственных инвестиций в сочетании со сравнительными темпами институциональных преобразований.

Критериальной характеристикой региональной кризисной ситуации, отражающей степень разрушения производственного потенциала территории, выступает показатель спада (выраженное в процентах снижение объемов) промышленного, сельскохозяйственного и строительного производства, объемов перевозок. Пороговое предкризисное значение относительного снижения производства в течение установленного расчетного периода составляет 4% в среднем за год для промышленной, строительной продукции и объема перевозок, кризисное - 6%, для сельскохозяйственного производства - соответственно 5 и 7%. [1].

Промышленная безопасность предприятий России должна рассматриваться с системных позиций, а другого концептуального подхода и не может быть в принципе, в современных условиях, что отражает и государственная концепция [4].

Системное совершенствование государственной политики в области обеспечения промышленной безопасности с учетом необходимости стимулирования инновационной деятельности предприятий на период до 2020 года обеспечивается реализацией в действие следующих документов, отображенных на рис.1.

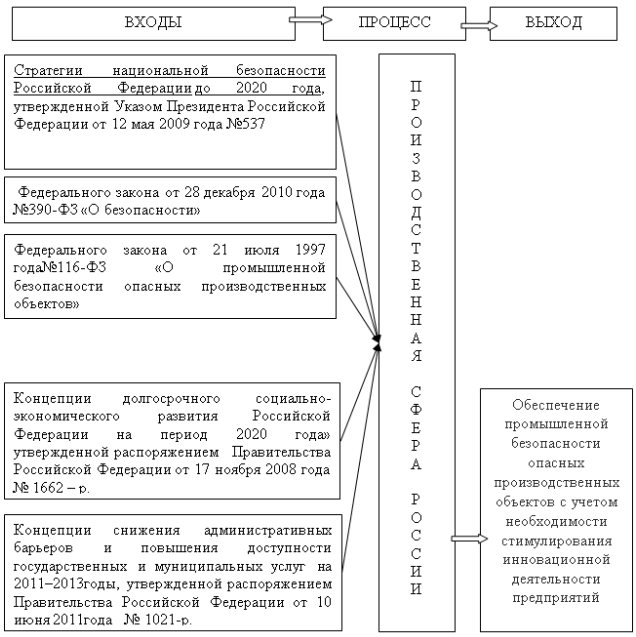


Рис.1. Системное совершенствование государственной политики в области обеспечения промышленной безопасности

Промышленное производство, обеспечивая жизнедеятельность государства и общества, одновременно является одним из основных источников опасности. От состояния промышленной безопасности опасных производственных объектов, их противоаварийной устойчивости в топливно-энергетической, горно-металлургической, химической, и других отраслях промышленности зависит не только надежное обеспечение общества и государства всеми видами ресурсов и продукции, но и поддержание нормальных условий для жизнедеятельности граждан страны, сохранение окружающей среды и жизни будущих поколений.

Особая роль топливно- энергетического комплекса в экономическом развитии России не требует доказательств, однако следует учитывать, что эти производства наиболее опасные, и поэтому требуются дополнительные затраты на реализацию задач по обеспечению промышленной безопасности опасных производственных объектов с учетом необходимости стимулирования инновационной деятельности предприятий, что раскрывалось в источниках [5, 6].

Для Кемеровской области, имеющей стратегический угольный бассейн - Кузбасс, особо значимым остается аспект безопасности угольных шахт. В свою очередь для угольных шахт Кузбасса

в последнее время при радикальном увеличении нагрузки на очистные механизированные забои до 1-1,5 млн. т из одного очистного забоя в год, актуальным определяется направление метанобезопасности, что отражено авторами [7 - 10], и требует активизации научных исследований по ряду направлений данной темы.

Вывод. Резюмируя по проблеме безопасности, можно констатировать, что реальное решение проблемы безопасности в масштабах угольной промышленности Кузбасса, возможно лишь при активизации взаимодействия научных организаций и бизнеса, при поддержке государства. Основой эффективного решения обозначенных проблем в угольной отрасли в аспекте промышленной безопасности требует междисциплинарного подхода при их исследовании и решении.

Библиографический список

1.Экономическая безопасность России: Общий курс: учеб. / Под ред. В.К. Сенчагова. 2-е изд. - М.: Дело, 2005. - 896 с.

2.Новоселов С.В., Панихидников С.А. Современные аспекты экономической безопасности ведущих угольных компаний России и роль финансовой безопасности компаний в условиях конкурентно-рыночной среды и внешних вызовов России // Уголь. – №12. – С.27–30.

3. Федеральный закон от 21 июля 1997 г. № 116–ФЗ «О промышленной безопасности опасных производственных объектов» (с изменениями от 7 августа 2000 г., 10 января 2003 г., 22 августа 2004 г., 9 мая 2005 г., 18 декабря 2006 г.,30 декабря 2008 г., 27 декабря 2009 г., 23, 27 июля 2010 г.,1,18,19 июля,28, 30 ноября 2011 г., 25 июня 2012 г., 4 марта 2013 г.)

4. Концепция совершенствования государственной политики в области обеспечения промышленной безопасности с учетом необходимости стимулирования инновационной деятельности предприятий на период до 2020 года. Утверждена Решением Коллегии Федеральной службы по экологическому, технологическому и атомному надзору от 26 сентября 2011 года.

5. Панихидников С.А., Новоселов С.В. Инновации в обеспечение безопасности жизнедеятельности на угольных шахтах России: [монография] / С.А. Панихидников, С.В. Новоселов. – СПб.; СПбГУТ. –2017. – 212 с.

6. Новоселов С.В. Системная оценка стратегического развития топливно-энергетического комплекса региона: вопросы теории, методологии и практики (на примере ТЭК Кемеровской области на период 2020-2035 гг.): [монография] / С.В. Новоселов. – Кемерово, 2017. – 194 с.

7.Новоселов С.В., Панихидников С.А. Травматизм в угольной промышленности России и прогнозирование риска аварий взрыва метана на опасном производственном объекте – очистном забое сверхкатегорной шахты // Уголь. - №9. -2017. - С. 54-57.

8.Новоселов С.В., Панихидников С.А. Метод дифференциального исчисления времени технологических перерывов в добычном цикле высоконагруженных забоев шахт опасных по газу с учетом пороговых концентраций метана // ГИАБ. – 2018. - №3. - С. 69-74.

9.Системный подход к решению проблемы предупреждения взрывов метана на газовых шахтах Кузбасса в условиях высоконагруженных очистных забоев // ГИАБ. – 2018. - №4. - С. 226-235.

10.Новоселов С.В., Панихидников С.А. Основной путь ликвидации взрывов метана в высоконагруженных очистных забоях угольных шахт опасных по газу – предупреждение создания взрывоопасной метановоздушной смеси // Уголь. – 2018. - № 4. - С. 57-61.

УДК 622.333:622.8

КОМПЛЕКСНАЯ КОНЦЕПЦИЯ МЕТАНОБЕЗОПАСНОСТИ ОЧИСТНОГО ЗАБОЯ СВЕРХКАТЕГОРНОЙ ШАХТЫ

[1]к.э.н. Новоселов С.В., [2]к.в.н. Панихидников С.А.

1 - филиал Кузбасского государственного технического университета им. Т.Ф. Горбачева, г. Белово, Россия

2 - Санкт-Петербургский государственный университет телекоммуникаций им. проф. М.А. Бонч-Бруевича, г. Санкт-Петербург, Россия

Аннотация. В статье освещена комплексная концепция метанобезопасности в очистном забое сверхкатегорных шахт. В качестве основных принципов концепции определены: приоритет метанобезопасности в очистном забое; постоянный и планируемый контроль за системой «человек -

техника - среда» автоматизированными системами; комплексная дегазация угольного пласта; научный подход к решению проблемы метанобезопасности. Базой концепции определены превентивные комплексные меры исключения взрывоопасной концентрации метановоздушной смеси в очистном забое при работе комбайна и появления теплового импульса.

Ключевые слова: комплексная концепция метанобезопасности, превентивные меры, фрикционная опасность, дублирование мер, действительная концентрация метана.

Актуальность проблемы метанобезопасности в угольной промышленности России. На современном этапе угледобычи в Кузбассе и в России, вопросы промышленной безопасности не теряют своей актуальности и значимости, что доказывает динамика современного травматизма на угольных шахтах России. Согласно официальным статистическим данным в [1], построены графики динамики травматизма со смертельным исходом и численности работников в угольной промышленности России за длительный период 1996-2015гг. (рис.1).

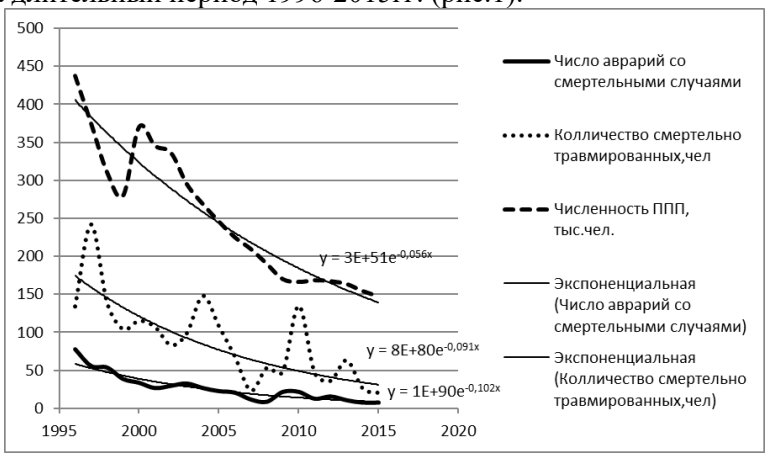


Рис.1. Динамика травматизма и численности работников в угольной промышленности России за период 1996-2015гг.

Согласно официальным данным Сибирского управления Ростехнадзора динамика производственного травматизма на предприятиях угольной промышленности Кемеровской области за период 2012-2016 гг., приведена на рис. 2.

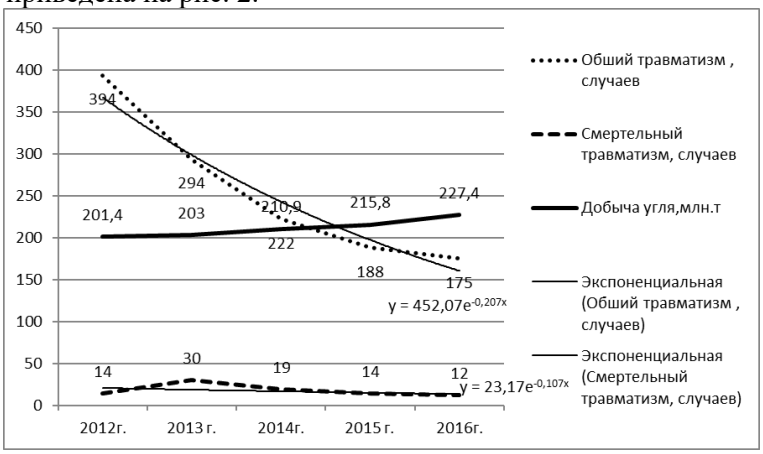


Рис.2. Динамика производственного травматизма на предприятиях угольной промышленности Кемеровской области

Диапазон причин взрывов метана на угольных шахтах достаточно широк, но в любом случае присутствует взрывоопасная концентрация метановоздушной смеси и инициатор взрыва – температура порядка 670-750℃, полученная тем или иным способом (особенно, опасны причины, порождающие искру в очистном забое). Характеристика некоторых аварий, связанных с взрывами метана в СССР и России, показана в табл.1. Априори, можно утверждать, что прогнозировать время наступления аварийной ситуации взрыва метана в очистном забое сверхкатегорной шахты – невозможно. Можно лишь определить статистическую вероятность наступления взрыва, по апостериорным данным, при ориентации на прошлый опыт [2].

Таблица1

Характеристика некоторых аварий взрыва метана на угольных СССР и России

Название шахты	Год аварии	Количество смертельно травмированных, чел.	Причина аварии
Сокурская (СССР)	1978	72	Нарушение взрывобезопасности оборудования
им.7 Ноября (СССР)	1985	9	Нарушение взрывных работ
Ульяновская	2007	110	Повреждение комбайнового кабеля
Распадская	2010	91	Эндогенный пожар
Зыряновская	1997	67	Человеческий фактор (МГВМ)
Тайжина	2004	47	Повреждение силового кабеля
Юбилейная	2007	39	Короткое замыкание, комбайновый кабель
Северная (Коми)	2016	36	Внезапный выброс газа метана

Экспертные методы, основанные на гипотетических предположениях, также обладают низкой достоверностью, т.к. например в некоторых методических разработках используют прогнозирование по принципу: «опасно-неопасно», где не может быть очерчена достоверная граница между опасными и неопасными зонами. В случае метаноопасности, неопределенность максимальная, т.к. наступление аварийной ситуации может произойти при различных уровнях концентрации метана и комбинациях факторов опасности, которые значительно снижают предел взрывчатости метана. Поэтому назрел вопрос формирования системы принципов – концепции для решения проблемы метанобезопасности.

Комплексная концепция метанобезопасности очистного забоя сверхкатегорной шахты. Комплексная методология (применение различных методов) управления промышленной безопасностью будет наиболее эффективной для решения задачи снижения риска наступления аварийной ситуации взрыва метана в очистном забое сверхкатегорной шахты (группа повышенного риска) ввиду возможности дублирования мер (создание барьеров) возникновения аварийной ситуации.

Реализация комплексной концепции безопасности видится при приоритете предупредительных мер, формируемых в следующих блоках: правовых, административных, технологических, технических, организационных и экологических, которые в последнее время принимают высший уровень актуальности (год экологии), что рассматривалось авторами [3]. Графически комплексную концепцию обеспечения метанобезопасности в очистном угольном забое в масштабах шахты можно представить следующей схемой рис.3.

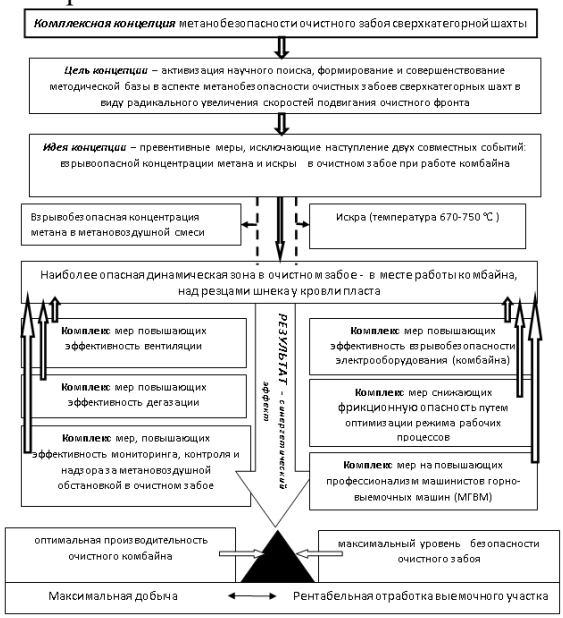


Рис.3. Комплексная концепция обеспечения метанобезопасности в очистном забое сверхкатегорной шахты

Наиболее опасными являются динамическая зона в очистном забое - над резцами шнека комбайна у кровли пласта во время резания угля (фрикционная опасность) и прилегающая зона к работающему комбайну при возможном повреждении комбайнового кабеля.

В виду неравномерного распределения метана как по длине лавы, так и в поперечном сечении, зависящих от газоносности разрабатываемого пласта, газообильности выработанного пространства, схемы вентиляции выемочного участка, действительная концентрация метана в разных точках очистного забоя будет переменной величиной, в достаточно широком диапазоне. Кроме того, конкретика аэродинамики каждого очистного забоя будет обусловливаться видом крепи механизированного комплекса (размеры), непостоянством расхода воздуха при подвигании лавы, турбулентностью воздушного потока в лаве. Особый случай – это распределение скоростей движения воздуха в зоне работы комбайна. Поэтому, необходимо проводить исследование и прогнозирование газодинамических явлений при введении в действие каждого выемочного участка на сверхкатегорных шахтах, при ориентации на основные закономерности газопереноса в лавах определенных, В.К.Ушаковым [4].

Среднее содержание выделяющегося в лаву газа (c), в поперечном сечении выработки определяется по формуле

$$c = \frac{(J+\int_0^x q d\xi)}{Q}, \quad (1)$$

где $J -$ количество газа, вносимое в лаву поступающей струей воздуха; $q -$ интенсивность газовыделения с 1м лавы как функция от продольной координаты; $\xi -$ коэффициент сдвига скоростей для одной пары вихрей (находится в широких пределах $\xi = (1 \div 150)n$, где $n -$ количество смежных вихрей; $Q -$ дебит газовоздушной смеси в лаве как функция продольной координаты; $x -$ продольная координата, отсчитываемая от начала лавы в направлении движения воздуха.

В виду того, что все вышеприведенные составляющие формулы (1) находятся в широких диапазонах и изменяются по эмпирическим закономерностям (2) - (5) то очевидно, для выемочных участков сверхкатегорных шахтах, просто необходимо проводить предварительные исследования газодинамики выемочных участков.

Содержание метана вдоль лавы (c) определяется зависимостью:

$$c = a_1 e^{b_1 \bar{x}} + d_1, \quad (2)$$

где $x -$ отношение расстояния от начала лавы до рассматриваемого сечения к длине лавы; a_1, b_1, $d_1 -$ экспериментальные коэффициенты.

Содержание метана в поперечном сечении лавы(c_y) определяется по формуле:

$$(c_y) = a_3 y^2 - b_2 y + d_2, \quad (3)$$

где $y -$ ширина лавы, a_3, b_2, $d_2 -$ эмпирические коэффициенты.

Содержание метана в нескольких метрах от комбайна$(c_к)$ определяется по формуле:

$$c_к = c_0 e^{-a_4 x}, \quad (4)$$

где $c_0 -$ содержание метана у комбайна, $x -$ расстояние от комбайна по потоку, $d_4 -$ эмпирический коэффициент.

Изменение содержание метана %(c) у комбайна во времени определяется зависимостью:

$$c = a_5 t^{b_3} e^{d_3 t} + f, \quad (5)$$

где $t -$ время, a_5, b_3, d_3, $t -$ эмпирические коэффициенты.

Даже предварительный анализ вышеприведенных формул, которые насыщены эмпирическими коэффициентами, доказывает необходимость проведения газодинамических исследований выемочных участков сверхкатегорных шахт.

Концепция реализуется на основе следующих принципов безопасности.

1. Принцип приоритета метанобезопасности в очистном забое – не допускай взрывоопасной концентрации в забое.

2. Принцип постоянного и планируемого контроля за системой «человек-техника- среда» автоматизированными системами – не допускай несанкционированного доступа к аппаратуре АГК (человеческий фактор).

3. Принцип комплексной дегазации угольного пласта (предварительная, во время работы, газоотсос метана из выработанного пространства и очистного забоя).

4. Принцип научности – исследование, анализ и прогноз безаварийной работы очистной техники, надежности взрывобезопасности электрооборудования, надежности системы аэрогазового контроля, и в том числе, определение градации статистических вероятностей наступления аварий-

ной ситуации при различных вариантах интенсивности резания угля комбайном, определение режимов работы комбайна формирующих предельные температуры при фрикционном трении, на основе чего разрабатывается комплекс превентивных мер и инструкций по предупреждению аварий.

В настоящее время развития угледобычи в России виден радикальный рост нагрузок на очистные забои, вследствие чего, на шахтах опасных по газу и пыли повышается вероятность наступления аварийных ситуаций, связанных со взрывами метана и угольной пыли. В этом случае нельзя не учитывать и влияние человеческого фактора – машиниста горно-выемочных машин, который в принципе «регулирует» параметры метановыделения и фрикционного трения, и его профессионализм – т.е. человеческий фактор, играет существенную роль в обеспечении метанобезопасности в очистном забое [5].

Фрикционная безопасность в очистном забое. Федеральной службой по экологическому, технологическому и атомному надзору, утверждены Федеральные нормы и правила в области промышленной безопасности «Правила безопасности в угольных шахтах» (с изменениями на 8 августа 2017 года), в которых пункт 172, трактует, что на шахте, должна быть определена возможность воспламенения метана от фрикционного трения резцов исполнительных органов горных машин о горные породы (фрикционная опасность горных пород). Фрикционную опасность горных пород определяют для каждого выемочного участка при проведении горных выработок, оконтуривающих выемочный участок, в срок не более одного месяца после начала их проведения. Фрикционную опасность горных пород до определения ее в горных выработках, проводимых в пределах подготавливаемого выемочного участка, принимают такой же, как и фрикционная опасность горных пород в смежном выемочном участке, при условии, что горные работы по проведению горных выработок в пределах этих выемочных участков ведутся в аналогичных со смежным участком горно-геологических условиях. Решение об определении фрикционной опасности горных пород при проведении горных выработок и отработке выемочных участков в случаях изменения горно-геологических условий принимает технический руководитель (главный инженер) шахты.

Инструкция по борьбе с пылью в угольных шахтах определяет степень опасности горных пород и угольных пластов по фрикционному воспламенению пылеметановоздушых смесей (табл. 2).

Таблица 2

Классификация горных пород и угольных пластов по степени фрикционной опасности

Группа опасности	Степень опасности	Описание горной породы	Признаки опасности
I	Не опасная	Породы крепостью $f < 3$ с содержанием SiO2 < 30 %.	Отсутствие фрикционные искры
	Искроопасная 1 степени	Породы крепостью $3 \leq f \leq 4$ с содержанием SiO2 от 30 до 40 %. Породы с другими комбинациями значений крепости и SiO2	Образуются фрикционные искры с температурой менее 300° С
II	Искроопасная 2 степени	Породы крепостью $4 \leq f \leq 5$ с содержанием SiO2 от 40 до 50 %. Породы с другими комбинациями значений крепости и SiO2	Образуются искры с температурой более 300° С
III	Взрывоопасная	Породы крепостью $f > 5$ с содержанием SiO2 более 50 % либо пириты с содержанием серы более 35 %. Породы с другими комбинациями значений крепости и SiO2	Воспламенение метановоздушных смесей

Породы и угольные пласты II и III групп опасности требуют обязательных дополнительных мероприятий по безопасному ведению горных работ. Основным способом борьбы с фрикционным воспламенением пылеметановоздушных смесей является взрывозащитное орошение с подачей воды на след резания каждого резца и в зону трения пород при обрушении кровли в выработанном пространстве.

Перечень обязательных мероприятий по безопасному ведению горных работ в зависимости от степени фрикционной опасности горных пород при существующем состоянии горной техники и средств борьбы с пылью приведен в табл. 3.

Таблица 3

Перечень обязательных мероприятий по безопасному ведению горных работ в условиях фрикционной опасности

Группа опасности	Степень опасности	Содержание мероприятий
I	Не опасная	1. Взрывозащитное орошение с подачей воды в зону разрушения под давлением не менее 1,0 МПа и с расходом не менее 1,5 л/мин на резец, контактирующий с разрушаемым массивом. 2. Ежесменный контроль работы оросительных систем.
	Искроопасная 1 степени	1. Взрывозащитное орошение с подачей воды в зону разрушения массива под давлением не менее 1,5 МПа и с расходом не менее 1,5 л/мин на резец. 2. Ежесменный контроль работы оросительных систем.
II	Искроопасная 2 степени	1. Давление воды в системе взрывозащитного орошения не менее 1,5 МПа, расход воды не менее 2,0 л/мин на резец. 2. Ежемесячный контроль интенсивности пылеотложения в горных выработках. 3. Ежесменный контроль оросительных систем. 4. Обязательная установка метан-реле ТМРК на корпусе комбайна.
III	Взрывоопасная	Для очистных забоев: 1. Взрывозащитное орошение с подачей воды в зону разрушения массива под давлением не менее 2,0 МПа и с расходом не менее 2,5 л/мин на резец. 2. Ежемесячный контроль интенсивности пылеотложения в горных выработках. 3. Ежесменный контроль работы оросительных систем. 4. Обязательная установка метан-реле ТМРК на торцевой части корпуса комбайна по ходу вентиляционной струи и в месте ввода комбайнового кабеля. 5. Установка дополнительных стационарных датчиков автоматического контроля метана на входящей вентиляционной струе, в тупиках вентиляционных выработок, погашаемых вслед за очистными забоями, и на исходящей струе.

Метан-реле для забойных машин ТМРК -3,1М предназначено для выдачи предупредительной сигнализации и отключения электроэнергии, подаваемой на забойную машину, при достижении в забое заданных уровней объемной доли метана. Применяется на добычных и проходческих комбайнах, имеющих искробезопасные цепи управления, в угольных шахтах, опасных по газу и пыли. Номинальное значение объемной доли метана, при которой срабатывает предупредительная сигнализация -1,5%, и происходит отключение электроэнергии питания при - 2,0%. Пределы допускаемой основной абсолютной погрешности срабатывания - ± 0,2 %. Время непрерывной работы ТМРК -3,1М, не менее 10 ч.

Кроме технико-технологических мер, дополнительно, необходимо разрабатывать оптимальную организацию добычного цикла (конкретно для каждого очистного забоя), где имеется фрикционная опасность, определяя оптимальную скорость подачи комбайна, влияющую на метановыделение, диапазон эффективного усилия прижима шнеков к пласту, что прямо влияет на величину фрикционного трения. Данное направление требует отдельных исследований по проблеме метановыделения в очистном забое, по газодинамике и определению взаимосвязи параметров работы очистного комбайна, с факторами, влияющими на фрикционную безопасность, что в начальной стадии было рассмотрено авторами в работах [6 - 9].

Выводы. Комплексная методология управления метанобезопасностью обеспечит эффективное решение проблемы снижения риска наступления аварийной ситуации взрыва метана в очистных забоях сверхкатегорных шахт, так как формирует дублирование мер безопасности и направленно на определение действительных концентраций метана в забое.

Повышается вероятность наступления аварийных ситуаций, связанных со взрывами метана и угольной пыли, что требует инновационных подходов, действенных концепций и дальнейшего

развития научных методов по обеспечению метанобезопасности в очистных забоях сверхкатегорных угольных шахт.

Библиографический список

1. Новоселов С.В., Панихидников С.А. Травматизм в угольной промышленности России и прогнозирование риска аварий взрыва метана на опасном производственном объекте – очистном забое сверхкатегорной шахты // Уголь. – №9. –2017. – С.54-57.

2. Новоселов С.В., Панихидников С.А. Проблемы прогнозирования количества чрезвычайных ситуаций статистическими методами // ГИАБ - №10. – 2017. - С. 60-71.

3. Новоселов С.В., Мельник В.В., Агафонов В.В. Год экологии в России и пути решения геоэкологических проблем в Кузбассе // Уголь. – №3. – 2017. – С.39-41.

4. Ушаков К.З. Газовая динамика шахт : 2-е изд.,перераб. и доп. - М. : Издательство Московского государственного горного университета, 2004. – 481с.

5. Новоселов С.В., Панихидников С.А. Методика определения профессионального рейтинга машиниста горно-выемочных машин высоконагруженных очистных забоев шахт Кузбасса и связь человеческого фактора с риском взрыва метана // Уголь. - №7. - 2017. -С. 62-64.

6. Новоселов С.В., Ремезов А.В. Обеспечение системной безопасности угольных компаний как элемент региональной стратегии развития // Вестник Кузбасского государственного технического университета. - №6. – 2017. - С. 109-114.

7. Новоселов С.В., Панихидников С.А. Метод дифференциального исчисления времени технологических перерывов в добычном цикле высоконагруженных забоев шахт опасных по газу с учетом пороговых концентраций метана // ГИАБ. - №3. – 2018. - С.69-74.

8. Новоселов С.В., Панихидников С.А. Системный подход к решению проблемы предупреждения взрывов метана на газовых шахтах Кузбасса в условиях высоконагруженных очистных забоев // ГИАБ. - №4. -2018.

9. Новоселов С.В., Панихидников С.А. Основной путь ликвидации взрывов метана в высоконагруженных очистных забоях угольных шахт опасных по газу – предупреждение создания взрывоопасной метановоздушной смеси // Уголь. - №4. - 2018, - С. 57-61.

УДК.331.453

ИННОВАЦИИ В ОБЕСПЕЧЕНИЕ БЕЗОПАСНОСТИ ЖИЗНЕДЕЯТЕЛЬНОСТИ НА УГОЛЬНЫХ ШАХТАХ РОССИИ. МЕТОД ОБНАРУЖЕНИЯ ЖИВЫХ ЛЮДЕЙ ПОД ЗАВАЛАМИ

[1]к.в.н. Панихидников С.А., [2]к.э.н. Новоселов С.В., [1]к.х.н. Кулинкович А.В.
1 - Санкт-Петербургский государственный университет телекоммуникаций им. проф. М.А. Бонч-Бруевича, г. Санкт-Петербург, Россия
2 - филиал Кузбасского государственного технического университета им. Т.Ф. Горбачева, г. Белово, Россия

Аннотация. В статье раскрыты основы формирования надежных многофункциональных систем безопасности на современных угольных шахтах, что является необходимым требованием ПБ последней редакции. Описана инновационная разработка акустического прибора (локатора) для ориентации специалистов аварийно-спасательных служб и пожарных в условиях ограниченной, или полностью отсутствующей видимости. Обоснована новизна проекта, определен круг с задач для реализации, изложена суть метода, представлена структурная схема прибора.

Ключевые слова: инновации, многофункциональные системы безопасности, акустические приборы (локаторы), информационные технологии.

Формирование надежных многофункциональных систем безопасности на современных угольных шахтах. Согласно последней редакции «Правила безопасности в угольных шахтах» (с изменениями на 8 августа 2017 года) пункт 22 гласит: «В горных выработках шахты, надшахтных зданиях и сооружениях должен быть оборудован комплекс систем и средств, обеспечивающий организацию и осуществление безопасности ведения горных работ, контроль и управление технологическими и производственными процессами в нормальных и аварийных условиях. Системы и

средства данного комплекса должны быть объединены в многофункциональную систему безопасности (МФСБ)» [1].

МФСБ должна соответствовать требованиям в области промышленной безопасности и технического регулирования, обеспечения единства средств измерений и стандартов на взрывозащищенное электрооборудование, автоматизированные системы управления, информационные технологии, измерительные системы и газоаналитическое оборудование.

Метод обнаружения живых людей под завалами. Приборная реализация метода. В СПбГУТ им. проф. М.А. Бонч-Бруевича выполнена разработка акустического прибора (локатора) для ориентации специалистов аварийно-спасательных служб и пожарных в условиях ограниченной, или полностью отсутствующей видимости. Прибор позволяет оператору свободно ориентироваться в пространстве, обнаруживать препятствия с высоким разрешением по дальности и распознавать окружающие объекты, в том числе и живых людей под завалами на основе выявления признаков дыхания и биения сердца.

Суть метода, положенного в основу созданного прибора, имеет ясную физическую интерпретацию. На основе проведенных исследований в области акустики и цифровой обработки сигналов, были сделаны выводы о возможности создания локатора, использующего специальные зондирующие сигналы, и свойства слухового анализатора для ориентации индивидуумов в пространстве. В отличие от известных приборов, найденные технические решения, позволяют сформировать акустическую картину окружающей обстановки, несущую информацию о геометрии и акустических характеристиках объектов, расположению и фактуре предметов.

Локатор предназначен для ориентации бойцов пожарной службы в очаге пожара, специалистов аварийно-спасательных служб в условиях ограниченной видимости. Новизна проекта – использование в локаторе принципов согласования слуховой системой человека с акустическим каналом и использования широкополосных сигналов. Коллективом авторов сформулирован основополагающий принцип согласования анализатора человека с рассеянными сигналами ультразвукового локатора, который положен в основу технической реализации прибора. Произведено моделирование предлагаемого метода и предварительный цикл акустических экспериментов, по оценке эффективности метода. Эксперимент показал, что предлагаемые методы акустической локации не имеют аналогов в мировой практике. Новизна технических решений защищена патентами РФ.

В результате работы предполагается создание образца прибора конкурентоспособного на мировом рынке. В ходе проекта предполагается выполнение следующих задач:

- уточнение параметров сигнала и метода представления окружающей обстановки с помощью пространственно-частотно-временных характеристик отраженных широкополосных сигналов;
- разработка методики и проведение экспериментальных исследований по оценке эффективности восприятия слуховой системой человека пространственной «картины» окружающей обстановки;
- разработка математического и программного обеспечения для оптимального согласования локационных сигналов со слухом человека применительно к макету прибора;
- разработка макета прибора и экспериментальная оценка его эффективности;
- разработка технических требований к опытному образцу прибора;
- разработка опытного образца;
- разработка документации.

Большинство существующих приборов представляют собой индикаторы свободного пути. Они несут информацию только о наличии препятствий на пути следования оператора. Устройства используют узкий пучок акустической энергии и выполняются в виде носимого прибора. Представление информации, как правило, производится в звуковой или тактильной форме. К другому направлению относятся устройства, в которых стремятся получить достаточно полную информацию об объекте, например, его дальность и направление на него.

Однако, при увеличении объема информации, поступающей на слуховой анализатор, возникает ряд проблем. Важнейшей из них является согласование частотно-временных характеристик входного сигнала с диапазоном восприятия слуха человека. Используемая для этого операция демодуляции изменяет свойства сигнала, который в этом случае уже неадекватен окружающей обстановке. Таким образом, развитие второго направления осложняется наличием ряда фундаментальных ограничений, обусловленных физиологическими свойствами слуха и отсутствием необходимых акустических данных для их оценки. Главным ограничением оказалось отсутствие механизма согласования волновых размеров препятствий со свойствами слуха. Это обусловило поиск новых путей решения задачи.

В ходе обширных экспериментальных исследований слуховых систем человека, осуществленных авторами, был установлен принцип инвариантности этой системы относительно различных преобразований сигнала. Это позволило сформулировать новый метод согласования частотно-временных характеристик слуховых систем, функционирующих в среде, волновые размеры, в которой не соответствуют слуховой системе человека.

В ходе выполненных исследований установлено, что область наибольшей эффективности слухового приема инвариантна к числу волн стимула. Максимум эффективности достигается при постоянном значении произведения длительности сигнала на несущую частоту близком к 42. Другими словами максимум эффективности слуха имеет место при восприятии тонально-импульсных сигналов, содержащих 42 волны. Важно подчеркнуть, что преобразованием, согласующим частотно-временные свойства, является преобразование подобия (сжатия-расширения) сигнала, не изменяющее число волн, что позволяет сохранить максимальную эффективность обнаружения.

Другой важной проблемой согласования частотно-временных характеристик сигналов со слуховой системой является резкое ухудшение возможности различения сигналов слуховым анализатором при длительности сигналов менее 20-50 мс. Для сигналов, отраженных от малоразмерных целей, характерна малая длительность, которая не изменяется при операции сдвига спектра сигнала. Применение операции временного масштабирования (растяжения) приводит, наряду с преобразованием спектра, к увеличению длительности сигнала, что является необходимым условием согласования.

Таким образом, можно сделать следующие выводы, важные для обоснования предлагаемого в работе метода.

1. При представлении сигнала для слуховой системы необходимо сохранить содержащееся в сигнале число волн, что обеспечивает полное сохранение амплитудной и фазовой структуры содержащейся акустической информации.

2. Операцией, необходимой для согласования частотно-временных характеристик слуха и входных сигналов, обеспечивающей постоянство числа волн является операция масштабирования (временного растяжения).

В соответствии с разработанным методом обоснованы технические параметры зондирующего сигнала и правила его обработки.

Применение предлагаемого прибора формирует у оператора акустические картина окружающего пространства. Сформированная прибором совокупность откликов от препятствий, особым образом представленная на слуховой анализатор, дает оператору чувство уверенности при ориентации в незнакомом пространстве.

Пространственный код отраженного сигнала содержит две основные составляющие, характеризующие расстояние и направление. Расстояние представляется задержкой слышимого сигнала, а направление – разницей амплитуд сигналов, попадающих на оба уха. Эхо-сигнал сравнивается с излучаемым для получения оценки временной разницы.

Прием эхо-сигналов ведется также от нескольких объектов или блестящих точек одного объекта, что позволяет оператору получить информацию о характере окружающей обстановки. В то же время известно, что спектральный состав эхосигнала зависит от формы и размеров объекта, и используется оператором как признак при решении задачи опознавания. Отметим, что ухо человека в этой задаче представляет собой совершенный частотный анализатор.

Известно, что полная информация об объекте содержится в его импульсной характеристике. Поэтому в предложенном методе в качестве сигнала, представляемого слуховому анализатору, используется импульсная характеристика.

Уточним суть метода. Излучается высокочастотный широкополосный импульс с гиперболической модуляцией. Отраженный сигнал обрабатывается согласованным фильтром. Таким образом, оценкой принимаемого сигнала является свертка корреляционной функции с импульсной характеристикой объекта локации. Выбирают параметры зондирующего сигнала такие, чтобы корреляционная функция зондирующей посылки приближалась к δ – функции. В этом случае отклик прибора соответствует импульсной характеристике объекта локации $h(t)$.

Для того чтобы короткий высокочастотный сигнал мог быть воспринят слуховой системой индивидуума, необходимо произвести временное растяжение сигнала в α раз по закону:

$$s(t) \to \frac{1}{\sqrt{\alpha}} s\left(\frac{t}{\alpha}\right), \quad (1)$$

$$\alpha = \frac{f_w}{f_{0w}}, \quad (2)$$

где f_w – верхняя частота физического сигнала, f_{0w} – верхняя частота диапазона, воспринимаемого слухом человека (обычно полагают 4000 Гц).

Соответственно изменится масштаб импульсной характеристики объекта $h(t)$ и задержки τ,:

$$h(t) \to \frac{1}{\sqrt{\alpha}} h\left(\frac{t-\tau}{\alpha}\right). \quad (3)$$

Среднюю частоту диапазона наилучшей слышимости необходимо подбирать для среднего пользователя. Как правило, она не превышает 1-2 килогерц. После усиления сигналы левого и правого каналов, функционирующие независимо, поступают на головные телефоны для восприятия слуховой системой человека бинаурально.

При использовании сигналов с ограничением на импульсную мощность, необходимо увеличивать их длительность, тем самым повышать энергию излучаемого импульса. Для оценки импульсных характеристик объектов как указывалось выше необходимо применять операцию его сжатия (согласованную фильтрацию). Предположим, что энергетический спектр излучаемого сигнала, например, сигнала с гиперболическим заполнением, ограничен в области частот:

$$f_0 - \Delta f \le f \le f + \Delta f, \quad (4)$$

где f_0 – центральная частота зондирующего сигнала, Δf – полоса сигнала.

Корреляционная функция такого сигнала имеет вид:

$$2 \cdot \frac{sin(\pi \Delta f \cdot t)}{\pi t} \approx \delta(t) \quad (5)$$

и аппроксимирует δ - функцию. Это доказывает, что сжатый рассеянный сигнал с точностью до задержки в первом приближении в дальней зоне равен импульсной характеристике рассеивающего объекта.

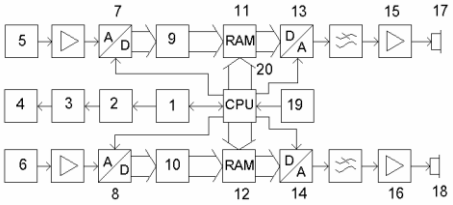
$$\left\{\int n(\overline{x_1})\delta\left(t - \frac{(\overline{x}_1, \overline{e}_0)}{c}\right) d\overline{x}_1\right\} \cdot s(t) \cdot \overline{s(-t)} \approx h(t, \overline{e}_0), \quad (6)$$

где $\overline{e}_0$– направление локации, $h(t, \overline{e}_0)$– импульсная характеристика объекта для направления $\overline{e}_0$, $n(\overline{x})$– объект локации.

Необходимо признать, что фильтры сжатия для сигналов с гиперболической модуляцией хорошо разработаны с использованием технологии, основанной на поверхностных волнах. Другим преимуществом сигналов с гиперболической модуляцией является их инвариантность относительно доплеровского преобразования.

Для того чтобы высокочастотный сигнал мог быть воспринят слуховой системой, необходимо произвести его временное растяжение по закону (1).

Пример устройства, использующего в качестве зондирующего сигнала широкополосный сигнал с гиперболической модуляцией, приведен на (рис. 1).



1 - генератор зондирующих импульсов; 2 - каскад частотной модуляции; 3 - усилитель тракта излучения; 4 - передатчик; 5, 6 - ультразвуковые приемники; 7, 8 - аналого-цифровые преобразователи; 9, 10 - согласованные фильтры; 11, 12 - блоки памяти; 13, 14 - цифро-аналоговые преобразователи; 15, 16 - усилители; 17, 18 - головные телефоны; 19 - генератор тактовых импульсов синхронизации; 20 - процессор

Рис. 1. Структурная схема прибора

После излучения входная реализация поступает на аналого-цифровые преобразователи 7, 8 и далее на согласованные фильтры 9, 10. Отклики фильтров согласования, соответствующие импульсным характеристикам рассеивающего объекта, записываются в блоки памяти 11, 12. Процессор 20 обеспечивает считывание информации в α раз медленнее записи и обнуление из блока памяти после каждого цикла обработки. Полученные сигналы преобразуются в аналоговую форму с помощью цифро-аналоговыми преобразователями 13, 14 и после усиления поступают на головные телефоны 17, 18.

Использование предлагаемого метода при бинауральном восприятии дает возможность оператору сформировать акустическую картину окружающей обстановки, а также произвести классификацию объекта. При этом достигается полное восприятие сигнальной информации в сравнении с известными аналогами.

Краткая характеристика прибора. Портативный прибор позволяет обнаружить и классифицировать препятствия с начальной дальностью 0,2 м.

С целью выявления признаков о состоянии окружающей обстановки действие прибора основано на излучении ультразвукового импульса с гиперболической модуляцией, последующей согласованной фильтрации, транспонирования принятого эхо-сигнала и последующего бинаурального прослушивания.

Использование прибора незаметно и абсолютно безвредно для оператора и для окружающих людей. Обеспечивается практическое применение в стесненной чрезвычайной обстановке. Основные технические решения, используемые в приборе, защищены двумя патентами РФ.

Использование прибора не требует специального обучения. Обслуживание прибора предусматривает лишь периодическую зарядку источника питания.

Выводы. Резюмируя можно констатировать, что данном этапе, развития информационных технологий и приборостроения, имеется широкий спектр выбора измерительной аппаратуры для нужд угольной промышленности. Рациональный выбор приборов, основанный на соответствии их условиям использования, обеспечит качественный контроль протекания технологических процессов и измеряемых объектов. Данный научный аспект исследований предопределяет развитие взаимовыгодных отношений между исследователями и бизнесом, для решения актуальных проблем промышленной безопасности.

Библиографический список

1. Об утверждении Федеральных норм и правил в области промышленной безопасности «Правила безопасности в угольных шахтах» (с изменениями на 8 августа 2017 года). Федеральная служба по экологическому, технологическому и атомному надзору. Приказ от 19 ноября 2013 года n 550(с изменениями на 8 августа 2017 года)

2. Панихидников С.А., Новоселов С.В. Инновации в обеспечение безопасности жизнедеятельности угольных шахт России: [монография] / С.А. Панихидников, С.В. Новоселов; СПб ГУТ. – СПб., 2017. – 212с.

УДК 622.862

ХАРАКТЕРИСТИКА И АНАЛИЗ ГОРНОТЕХНИЧЕСКИХ УСЛОВИЙ ПРОЯВЛЕНИЯ ДИНАМИЧЕСКИХ ЯВЛЕНИЙ

к.т.н. Лазаревич Т.И., Харкевич А.С., Власенко Ю.Н.
ООО «Научный центр проблем безопасного освоения недр ВНИИ-ГЕО», г. Кемерово, Россия

Аннотация. Рассмотрены и проанализированы геологические и горнотехнические условия, способствующие возникновению горных ударов и внезапных выбросов угля и газа на шахтах Кузбасса. Указывается на необходимость повышения качества геологоразведочных работ, погрешности которых объективно трансформируются в ошибочные технические решения в области предупреждения динамических явлений.

Ключевые слова: угольная шахта, геологические и горнотехнические условия отработки пластов, промышленная и экологическая безопасность, динамические явления, техногенная нагрузка на недра Кузбасса.

В Кузбассе в настоящее время действует 60 угольных шахт (38 действующих и 22 находящихся в стадии ликвидации и консервации) и 53 угольных разреза, из них на 54 шахтах имеются пласты, склонные к горным ударам и внезапным выбросам угля и газа. За всё время эксплуатации на шахтах зафиксировано более 200 горных ударов. По состоянию на 01.01.2018 г., на 8 шахтах в Кузбассе 12 шахтопластов отнесены к опасным по горным ударам и 10 шахтопластов отнесены к опасным по внезапным выбросам угля, породы и газа.

Общие геологические и горнотехнические условия подземной добычи угля в Кузнецком бассейне примерно однотипны для всех действующих предприятий и характеризуются сложным тектоническим строением.

Подземная добыча каменного угля при горизонтальном и наклонном залегании пластов, ведется на глубинах 250-300 метров, достигая на отдельных шахтах 600-800 метров от поверхности. При ведении очистных работ преимущественно применяется система длинных столбов по простиранию с полным обрушением кровли (ДСО), реже отработка пластов ведется наклонными слоями с полным обрушением кровли (НСО) и камерно-столбовыми системами (КСО, КСС). Длина лав варьирует от 150 до 250 метров, однако всё чаще длина очистного забоя устанавливается 300 метров. Длина выемочных столбов составляет 1000-2500 метров, достигая максимально более 3000 метров.

Длительная и интенсивная эксплуатация угольных месторождений Кузбасса подземным и открытым способом привела к значительному увеличению глубины и площадей освоения и к дополнительному вовлечению в отработку новых запасов.

С ростом глубины разработки осложняются геологические и горнотехнические условия, возрастает тектоническая напряженность углевмещающих массивов, увеличивается метаноносность угольных пластов, растет горное и газовое давление, что способствует увеличению потенциальной ударо- и выбросоопасности и комбинированных сейсмических и динамических явлений. Все это создает серьезные проблемы в области промышленной и экологической безопасности в Кузбассе и ставит задачу разработки единого комплекса прогнозо-профилактических мероприятий, направленных на снижение опасности динамических явлений.

В табл. 1 приведена классификация происходящих в настоящее время в Кузбассе динамических явлений, характеристика представляемых ими рисков для подземных горных работ и величина сейсмического воздействия этих явлений на недра региона, зарегистрированная сейсмостанциями [1] (К- энергетический класс явлений, К=1gE, Дж).

Таблица 1

Статистика зарегистрированных на угольных шахтах Кузбасса динамических явлений

Период времени	Количество зарегистрированных на угольных шахтах Кузбасса динамических явлений			
	внезапных выбросов, К=2-3	горных ударов, К=0,5-5	горно-тектонических внезапных выбросов, К=3-9	горно-тектонических ударов, К=5-10
1943-1950	63			
1951-1955	27	16		
1956-1960	23	14		
1961-1965	11	28		
1966-1970	19	11		
1971-1975	5	10		
1976-1980	8	21		
1981-1985	1	32		2
1986-1990	31	11	3	
1991-1995	7			1
1996-2000	1	57*		1
2000-2005	2	4		
2005-2017	2	6		
Всего	200	210	3	4

*- учтены «толчки» и «стреляния» на шахтах «Распадская» и № 7 Соколовского месторождения.

Как видно из табл. 1, с начала 1980 г. в Кузбассе количество динамических явлений снижается, что связано с разработкой и применением региональных и локальных профилактических мероприятий по их предупреждению. [2,3]. Однако, несмотря на общую тенденцию к снижению количества динамических явлений, значительно изменился характер аварий, связанных с газодинамическими и динамическими явлениями, в сторону их катастрофичности в связи с наращиванием объемов угледобычи в Кузбассе подземным и открытым способом, затоплением шахт и совместной отработкой в этих условиях.

Необходимо отметить, что в настоящее время вновь принятые и недавно вступившие в силу Федеральные нормы и правила [4], дополнительно для угольных пластов устанавливает категорию склонных по внезапным выдавливаниям, по динамическому разрушению пород почвы, горных пород склонных к горным ударам и внезапным выбросам пород и газа, подразумевая наличие проявления таких явлений на угольных шахтах. Однако, в [4] объединены в одно и то же явление, носящее названием динамического разрушения пород почвы, два совершенно разных явления – разлом пород в почве выработок с суфлярным газовыделением и горный удар со стороны пород почвы, что является дискуссионным.

Серьезным фактором в проявлении динамических и газодинамических явлений, а также явлений промежуточного типа, является наличие геологических аномалий и глубинных разломов в местах проведения горных работ, наличие морфоструктурных признаков, отражающих современные неотектонические процессы, особенно в совокупности с такими факторами, как наличие зон пликативной нарушенности, резкий перепад глубин, наличие в активной кровле пластов контакта разнопрочных литологических слоев, резкое увеличение мощности слоев крепких песчаников.

Многолетними мониторинговыми исследованиями [5 - 7] на Анжеро-Судженском, Полысаевском, Бачатском и Абашевском сейсмо-динамических полигонах, нами было установлено, что одним из решающих факторов, способных спровоцировать динамические формы проявления горного давления в шахтах, являются различного рода сейсмические события, как естественные, так и природно-техногенные землетрясения, происходящие вблизи окрестностей шахтных полей и угольных разрезов.

Так на шахте «Южная» 05 марта 2018 года в момент проведения промышленного взрыва на соседнем разрезе «Черниговец» произошло обрушение вентиляционного штрека 10 Л пласта Лутугинского. По результатам расследования причин установлено влияние сейсмического эффекта от взрыва в сложных геологических условиях.

Как показывает опыт, наличие труднообрушаемой кровли, в совокупности с большой шириной выработки и крепким углем в верхней части пласта, способствует повышению концентрации напряжений в окрестности забоя выработки и деформированию крепкой пачки угля. Это может инициировать интенсивную разгрузку, в том числе и от газового давления, тектонически нарушенной пачки угля в почве выработки.

Разрушение слоя слабого, тектонически нарушенного угля может происходить при достижении высоких значений давления газа в полостях-коллекторах, с последующим интенсивным выделением большого объема газа, сопровождающимся выдавливанием угля с почвы и поднятием ее в выработку. Именно такое явление произошло в апреле 2017 года на шахте «Распадская-Коксовая» при проходке разрезной печи КСО, расследуемое как «инцидент».

Выводы. Как видим, качество прогнозирования склонности пород и углей к динамическим явлениям, особенно методами по геологическим признакам, напрямую зависит от степени достоверности и полноты геологоразведочной информации. Поэтому, в условиях уже существующей высокой техногенной нагрузки на недра Кузбасса и запланированного до 2020 года дополнительного предоставления новых участков недропользования, необходима разработка новых требований как к качеству геологической информации, так и к обеспечению безопасного жизнепроживания при негативных тенденциях происходящего разрушения экосистемы.

Библиографический список

1. Лазаревич Т.И. Геодинамические явления в Кузбассе и их классификация по величине выделяемой энергии. Современные проблемы безопасной разработки угольных месторождений. Координационное совещание 24-26 ноября 2005 г. // Сборник докладов. - Санкт-Петербург, 2016.

2. Лазаревич Т.И., Лудзиш В.С. Решение вопросов геодинамической безопасности на шахтах Кузбасса. Материалы X Межотраслевого координационного совещания по проблемам геодинамической безопасности // Екатеринбург, 1997. – С. 39-43.

3. Харкевич А.С. Опыт борьбы с удароопасностью угольных пластов в современных условиях и применяемых технологий угледобычи с использованием системы непрерывных инструментальных наблюдений // Сборник научных трудов ВНИМИ. - Санкт-Петербург, 2012.

4. Федеральные нормы и правила «Инструкция по прогнозу динамических явлений и мониторингу массива горных пород при отработке угольных месторождений». - Москва, 2016.

5. Лазаревич Т.И., Поляков А.Н. Отчет по результатам проведения комплексного мониторинга на Анжеро-Судженском сейсмо-геодинамическом полигоне. – Кемерово, ежегодно (1999-2017).

6. Лазаревич Т.И., Поляков А.Н., Зимин И.И. Отчет организации системы комплексного сейсмо-геодинамического мониторинга и анализ данных наблюдений в районе «Бачатского угольного разреза» для разработки мероприятий по снижению рисков сейсмических явлений и их негативных последствий. - Кемерово, ежегодно (2013-2015).

7. Лазаревич Т.И., Поляков А.Н., Зимин И.И. Отчет выполнения деформационного, сейсмического и геофизического мониторинга недр на Абашевском сейсмо-геодинамическом полигоне. - Кемерово, ежегодно (2014-2017).

8. Лазаревич Т.И., Власенко Ю.Н., Рогова Т.Б. Виды опасных зон при подземной разработке угольных месторождений. - Кемерово, 2013.

УДК 622.1:550.34

СПЕЦИФИКА И ФОРМЫ ПРОЯВЛЕНИЯ ТЕХНОГЕННОЙ СЕЙСМИЧНОСТИ НА ГОРНОДОБЫВАЮЩИХ ПРЕДПРИЯТИЯХ КУЗБАССА ПО МАТЕРИАЛАМ ИНСТРУМЕНТАЛЬНЫХ НАБЛЮДЕНИЙ

к.х.н. Денисов С.В., Полякова А.А., Добрынин Р.В.
ООО «Научный центр проблем безопасного освоения недр ВНИИ-ГЕО», г. Кемерово, Россия

Аннотация. Установлены отличительные признаки проявления «малой» техногенной сейсмичности, сопутствующих различным формам геомеханических процессов. По материалам многолетних наблюдений выделены преобладающие формы образов сейсмограмм сейсмических явлений, сопутствующих различным типам геомеханических процессов.

Ключевые слова: сейсмическая активность, мониторинг, техногенная сейсмичность, безопасность горных работ.

По мере развития угольной отрасли и нарастания объемов угледобычи в Кузбассе наблюдается повсеместное усложнение условий ведения горных работ, вызванных, во-первых, увеличением глубин горизонтов отрабатываемых пластов до значений, критических по удароопасности. Во-вторых, ростом объемов и темпов извлечения горных пород, существенно влияющих на характер протекающих в массиве геомеханических процессов и приводящих к повышению геодинамических и сейсмических рисков. И, в-третьих, возрастающим взаимным влиянием соседних добывающих предприятий по мере сближения фронтов их выработок. Перечисленные факторы повышают возможность возникновения аварий на добывающих предприятиях и несут угрозу для населения прилегающих территорий.

ООО «ВНИИ-ГЕО» осуществляет научное сопровождение горных работ, включающее изучение горно-геологических условий, планов горных работ, разработку рекомендаций по безопасному ведению работ и контроль состояния горного массива и эффективности применяемых мер.

В качестве метода оперативного контроля текущего состояния горного массива используется сейсмологический мониторинг [1, 2]. Наблюдения осуществляются с помощью локальной сети сейсмических станций на базе регистраторов «Байкал-АСН». Сеть из 3 – 5 станций устанавливается по контуру отрабатываемого участка, расстояние между станциями, как правило, не превышает 2 – 3 км, что позволяет обрабатывать сейсмические события энергетических классов, начиная от 2.0, и обеспечивает точность локализации очагов методом трилатерации в несколько десятков метров. Регистрация ведется в непрерывном режиме, данные станций по сети интернет передаются в центр обработки. Обработка осуществляется в соответствии с общими рекомендациями [3]. Изменения сейсмической активности оцениваются по количеству регистрируемых за определенный промежуток времени, обычно – сутки, сейсмических событий и их суммарной энергии.

Используемый подход отрабатывался и хорошо зарекомендовал себя при изучении сейсмических активизаций в районе г.г. Ленинска-Кузнецкого и Полысаево (2010 – 2015 г.г.), в исследованиях на Анжеро-Судженском (1999 – 2017 г.г.), Бачатском (2013 – 2015 г.г.) и Абашевском (2015 – 2017 г.г.) сейсмогеодинамических полигонах. [4], в настоящее время успешно применяется при отработке пластов в особо сложных условиях на ряде шахт Кузбасса.

Немалая часть регистрируемых событий отражает непосредственные техногенные воздействия на горный массив и представляет собой промышленные взрывы, производимые в радиусе

чувствительности сейсмостанций, или результат ударно-вибрационных воздействий шахтовых механизмов (рис. 1).

а б

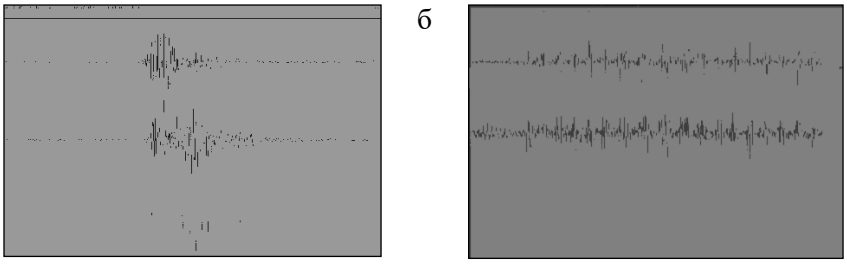


Рис. 1. Примеры сейсмограмм техногенных воздействий: а – промышленный взрыв; б – работа очистного комбайна

Другая часть событий представляет собой сейсмический отклик геологической среды на приложенное техногенное воздействие. Время запаздывания отклика зависит от характера техногенного воздействия. Наблюдения показывают, что для промышленных взрывов, попадающих в зону влияния, обычно – несколько сот метров от подземной выработки, время отклика составляет несколько секунд (рис. 2).

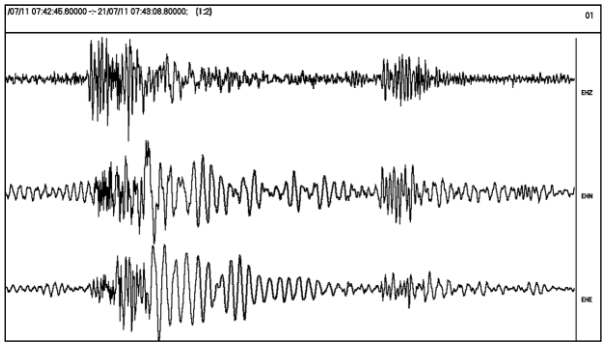


Рис. 2. Промышленный взрыв на Калтанском угольном разрезе и сейсмический отклик на него в горном массиве шахты «Алардинская»

Время сейсмического отклика на работу очистного комбайна составляет порядка 4 – 7 часов. Через такой промежуток времени возникает рой сейсмических активизаций, сопровождающих его работу и исчезающий примерно через такой же промежуток времени после остановки. Очаги такого рода активизаций, как правило, достаточно пространственно локализованы и приурочены к участкам ведения работ [5]. Возможно, поэтому не наблюдается сейсмических откликов на механизмы, непрерывно работающие меньше указанного интервала, например – буровых установок.

Сейсмический отклик на производимые гидроразрывы пород основной кровли приходит примерно через сутки и выражается сначала в резком подъеме сейсмической активности, а через несколько часов в ее снижении до фонового, практически – нулевого, уровня (рис. 3). Представленный график, кроме того, показывает, что попытки снятия напряженного состояния тяжелой, труднообрушаемой кровли путем разгрузки только по одной оконтуривающей лаву выработке – вентиляционному штреку – имели низкую эффективность, поскольку сейсмическая активность сохранялась на достаточно высоком уровне. Разработанные на основании данного вывода рекомендации «ВНИИ-ГЕО» позволили предприятию стабилизировать процесс посадки кровли, применяя одновременную разгрузку по вентиляционному и конвейерному штрекам.

Рис. 3. Изменение сейсмической активности при отработке лавы 16-19 шахты «Юбилейная»

Необычным случаем проявления отклика геологической среды на промышленный взрыв является обрушение кровли в рабочей лаве шахты «Южная» 05 марта 2018 года в результате взрыва, проведенного на соседнем участке открытых горных работ Черниговского угольного разреза. Удаление участка взрывных работ от подземной выработки составляло около 250 м. Обрушение произошло сразу после взрыва.

Запись этого события, по данным сейсмостанции Кемеровской областной сети сейсмических наблюдений «Балахонка», установленной на удалении примерно в 6 км от места взрыва, представлена на рис. 4а.

а б

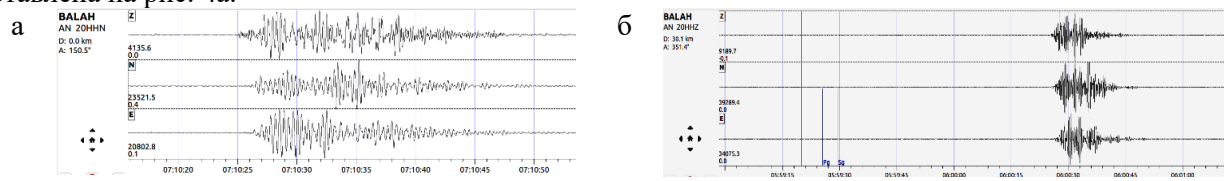


Рис. 4. Сейсмограммы взрывов, произведенных на АО «Черниговец». Запись сейсмостанции «Балахонка»: а - взрыв 05.03.2018 г. в 14:10:25 местного времени, масса ВВ 36.83 т; б – взрыв 26.02.2018 г. в 13:00:27 местного времени, масса ВВ 43.74 т

На сейсмограмме обращает на себя внимание присутствие ярко выраженных поверхностных волн, не характерных для данных взрывов. Для сравнения, на рис. 4б приведена сейсмограмма типичного для Черниговского разреза взрыва, произведенного на этом же участке 26 февраля и не повлекшего за собой никаких осложнений.

В зоне обрушения кровли присутствуют локальные геологические нарушения в форме размывов пласта, замещенных сильно перемятыми, слоистыми и трещиноватыми включениями алевролитов беспорядочной ориентации. В качестве границ раздела, способствующих многократному отражению и преломлению продольных и поперечных сейсмических волн и усилению поверхностных волн, выступили поверхности подземной выработки и границы геологических нарушений. Под воздействием поверхностных волн, по-видимому, произошло окончательное расслоение и обрушение пород кровли.

Обследование подземной выработки геофизическими методами, проведенное «ВНИИ-ГЕО» после аварии, показало наличие в зоне размывов значительной трещиноватости, сильных расслоений и полостей в боках и кровле выработки, уходящих вглубь массива, которые сыграли роль дополнительных резонаторов, а присутствующая в зоне взрывных работ геодинамически активная дизъюнктивная структура клиновидной формы, обращенная острием в сторону поврежденной выработки оказала фокусирующее влияние на распространение волн взрыва.

Взрыв, скорее всего, был произведен в полном соответствии с действующими нормами и правилами буровзрывных работ. Это означает, что действующие нормы не отражают в полной мере реальной складывающейся ситуации, а поскольку сближение участков горных работ различных предприятий, в том числе открытых и подземных выработок, является очевидным фактом уже сегодня, следует ожидать неизбежного и учащающегося повторения подобных ситуаций. Как показано в специальных исследованиях [6], для оценки сейсмического воздействия массовых взрывов на окружающие сооружения при удалении менее 500 м необходимо принимать во внимание не только массу врываемого вещества, но и, не говоря уже о геологических особенностях «охраняемого объекта», угол вхождения образующихся при взрыве волн, их частотного состава из-за возможного резонансного эффекта, а также времени замедления, поскольку при интервалах свыше 23 мсек наблюдалось усиление сейсмического эффекта в результате суперпозиции волн от последовательных взрывов. При этом следует иметь ввиду, что в упомянутых выше исследованиях рассматривались только наземные сооружения, а вопрос о влиянии взрывов на подземные выработки практически не изучен вовсе.

В настоящее время работа лавы возобновлена, взрывные работы перенесены на другие участки Черниговского разреза, ООО «ВНИИ-ГЕО» осуществляет сейсмологический мониторинг состояния горного массива в контуре отработки столба.

Другой пример взаимного влияния угледобывающих предприятий дают результаты наблюдений на сейсмогеодинамическом полигоне законсервированной методом частичного затопления в 2014 году шахты «Абашевской». В ходе двухлетних наблюдений в границах шахтного поля на глубине до 1 км были выявлены сейсмогенные зоны, не проявляющие собственной активности, но легко активизирующиеся при различных внешних воздействиях. На графике изменения сейсмической активности (рис. 5) в указанный период выделяются семь локальных максимумов. Четыре из

них, приходящиеся ежегодно на май и сентябрь-октябрь, обусловлены, скорее всего, весенне-осенними изменениями гидрологического режима территории и связываемые, в первую очередь, с повышением обводненности пород в массиве [7]. Максимум в январе-марте 2017 года хорошо согласуется геодинамическими и тектоническими процессами, проявившимися в череде заметных сейсмических активизаций, наблюдавшихся в эти месяцы вблизи поселка Чистогорский (удаление 10-15 км). Областной сетью сейсмических наблюдений в этот период вблизи Чистогорского зарегистрировано 19 событий магнитудой 1,5 – 2,2.

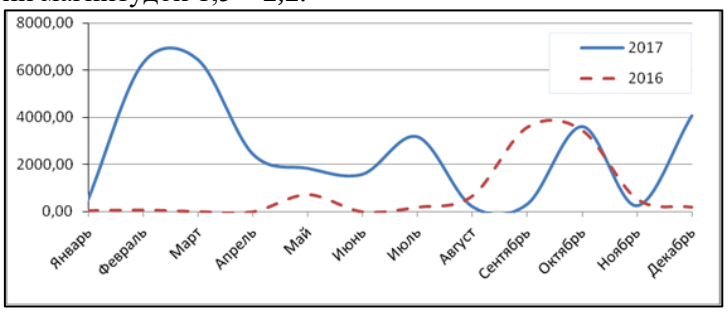


Рис. 5. Динамика сейсмической активности на территории Абашевского сейсмогеодинамического полигона в 2016 – 2017 г.г.

Рост сейсмической активности, наблюдавшийся в мае-июне и декабре 2017 года, несомненно, связан с активными периодами горных работ на шахте «Юбилейная», удаленной на расстояние порядка 6 км. Полученные результаты свидетельствуют о присутствии в границах сейсмогеодинамического полигона активных сейсмопроводящих и сейсмогенерирующих геологических структур и являются наглядным примером проявления наведенной техногенной сейсмичности.

Выводы. Таким образом, все полученные на сейсмогеодинамических полигонах Кузбасса практические результаты, с одной стороны, вполне соответствуют современным академическим представлениям о формах и характере проявления техногенной сейсмичности [8], а с другой стороны, иллюстрируют широкие возможности использования сейсмологических методов для решения разнообразных вопросов, возникающих при работе горнодобывающего предприятия в плане обеспечения промышленной безопасности и снижения возможных рисков для населения прилегающих территорий.

Библиографический список

1. Яковлев Д.В. Концепция построения систем контроля состояния горного массива, как элемента многофункциональной системы безопасности угольных шахт / Яковлев Д.В., Лазаревич Т.И., Поляков А.Н. и др. // Сборник научных трудов ВНИМИ – СПб.: ВНИМИ, 2012. - С. 7-17.

2. Яковлев Д.В. Принципы построения систем мониторинга состояния геологической среды на комплексных сейсмо-геодинамических полигонах на горных предприятиях/ Яковлев Д.В., Лазаревич Т.И., Поляков А.Н. // Уголь. - 2014. - № 10. - С. 7 – 12.

3. Инструкции о порядке производства и обработки наблюдений на сейсмических станциях Единой системы сейсмических наблюдений СССР / Кондорская Н.В., Аранович З.И., Соловьева О.Н., Шебалин Н.В.- М.: Наука, 1981. - 272 с.

4. Яковлев Д.В. Опыт мониторинга опасных сейсмических и геодинамических процессов на Бачатском и Анжеро-Судженском сейсмогеодинамических полигонах Кузбасса / Яковлев Д.В., Лазаревич Т.И., Поляков А.Н и др. // Сборник научных трудов ВНИМИ - СПб.: ВНИМИ, 2015. - С. 482-490.

5. Лазаревич Т.И. Исследование природы сейсмической активности недр в окрестностях действующих угольных шахт с интенсивным режимом добычи / Лазаревич Т.И., Поляков А.Н. и др. // Сборник научных трудов ВНИМИ – СПб.: ВНИМИ, 2012. - С. 41-49.

6. Козырев А.А. Сейсмическое действие подземных массовых взрывов на поверхностные сооружения / Козырев А.А. // Вестник МГТУ. - 1998. - Т.1. - № 3. - С. 123-126.

7. Вашлаева Н.Ю. Влияние затопления шахт на состояние вмещающей геологической среды по материалам мониторинговых наблюдений на Анжеро-Судженском сейсмо-геодинамическом полигоне в Кузбассе / Вашлаева Н.Ю., Лазаревич Т.И., Поляков А.Н. // Сборник научных трудов ВНИМИ – СПб.: ВНИМИ, 2012. - С. 167-176.

8. Адушкин В.В. Техногенная сейсмичность – индуцированная и триггерная / Адушкин В.В, Турунтаев С.Б. - М.: Институт динамики геосфер РАН, 2015. - 364 с.

УДК 622.862

НОРМИРОВАНИЕ ЧИСЛЕННОСТИ СЛУЖБЫ ПРОГНОЗА И ПРЕДОТВРАЩЕНИЯ ДИНАМИЧЕСКИХ ЯВЛЕНИЙ НА ОСНОВЕ ПЛАНОВЫХ ПОКАЗАТЕЛЕЙ ДЕЯТЕЛЬНОСТИ УГОЛЬНОГО ПРЕДПРИЯТИЯ

[1]Харкевич А.С., [1]к.т.н. Поляков А.Н., [2]Тюхрин В.Г.
1 - ООО «Научный центр проблем безопасного освоения недр ВНИИ-ГЕО», г. Кемерово, Россия
2 - ООО «Распадская угольная компания», г. Новокузнецк, Россия

Аннотация. Рассмотрен подход к нормированию численности и состава службы прогноза и предотвращения динамических явлений для предприятий, разрабатывающих пласты, склонные к горным ударам, внезапным выбросам угля и газа, внезапным выдавливанием угля и внезапным динамическим разрушениям пород почвы, являющейся одним из базовых аспектов для обеспечения полноты выполнения норм и требований ПБ.

Ключевые слова: Угольная шахта, пласты угля, динамические явления, промышленная безопасность, служба прогноза, горные удары, внезапные выбросы угля и газа.

В настоящее время практически все угольные шахты Кузбасса ведут отработку подземным способом угольных пластов, склонных к динамическим явлениям (ДЯ), что, для обеспечения норм и требований промышленной безопасности требует выполнение мероприятий, направленных на предотвращение проявления ДЯ [1-3]. Наиболее опасными ДЯ, по силе, характеру и последствиям проявления, являются горные удары и внезапные выбросы угля и газа [4].

Для выявления признаков возможного проявления горных ударов и внезапных выбросов угля и газа, своевременного принятия мер по предотвращению их проявления, при ведении горных работ на пластах угля, склонных к ДЯ, производится прогноз степени удароопасности и выбросоопасности [1-3]. Для этого на шахтах, разрабатывающих пласты, склонные к ДЯ, должна обеспечиваться укомплектованность штата работников, осуществляющих функции по прогнозу удароопасности и выбросоопасности, выполнению профилактических мероприятий и контролю их эффективности [1, 3].

Таким образом, на шахтах, отрабатывающих угольные пласты, склонные к ДЯ, необходимо иметь службу квалифицированных специалистов (службу прогноза ДЯ), которые в полном объёме, учитывая сложность, многообразие и многофункциональность горного предприятия, а так же наличие различного рода опасных участков (глубины отработки, геологических нарушений, зон ПГД, передовых выработок и т.п.), будут выполнять мероприятия организационного и технического характера по предупреждению ДЯ. Обязанности выполнения прогноза удароопасности и выбросоопасности, а также контроля эффективности мер по борьбе с ними, в соответствии с требованиями нормативных [3] и иных документов в области прогноза и предотвращения ДЯ возлагаются на специально создаваемую службу прогноза ДЯ [4-6].

Служба прогноза ДЯ должна представлять собой обособленную структурную единицу (подразделение) в угледобывающей организации (шахте). При разработке шахтой пластов угля одновременно, склонных к горным ударам и внезапным выбросам угля и газа, прогноз данных динамических явлений осуществляется единой (одной) службой прогноза. Служба прогноза, как правило, выполняет локальный и текущий прогноз ДЯ [3], при этом ей может быть вменено в обязанности выполнение регионального прогноза и мониторинга массива пород [1, 2].

В действующих в настоящее время нормативных [2, 3] и методических [5] документах в области предотвращения проявления динамических явлений, обоснований по расчету численности и состава службы прогноза ДЯ не содержится. В связи с чем, возникает необходимость выполнить научное обоснование методики расчета численности службы ДЯ.

Состав и численный штат службы прогноза зависит от многих факторов, основными из которых являются:

- количество одновременно отрабатываемых шахтой пластов угля и их склонность к ДЯ;
- технология, темпы и объемы проведения горных выработок и ведения очистных работ;
- наличие опасных по ДЯ зон (зоны ПГД, геологические нарушения, передовые выработки и т.д.) и их протяженность;
- способы и методы выполнения прогноза ДЯ;

- вмененные обязанности службе прогноза ДЯ, а также привлечение к выполнению прогноза ДЯ специализированных научно-исследовательских организаций или подрядных организаций.

В обязательный состав службы прогноза ДЯ входят следующие инженерно-технические работники (ИТР) шахты: руководитель службы, ИТР выполняющие геолого-маркшейдерской обеспечение и сопровождение работы службы прогноза, горные мастера (по прогнозу) определяющие степень удароопасности участков пластов непосредственно в подземных горных выработках и контролирующие выполнение мероприятий по предотвращению проявления ДЯ.

Дополнительно, в состав службы прогноза могут быть включены ИТР шахты, обеспечивающие выполнение регионального прогноза и мониторинга массива пород, выполняемого, в том числе, в рамках функционирования многофункциональной системы безопасности (МФСБ), а также рабочие, непосредственно занятые (выполняющие) бурение прогнозных и разгрузочных скважин. Рабочие службы прогноза, непосредственно занятые (выполняющие) бурение прогнозных или разгрузочных скважин, не могут самостоятельно определять степень удароопасности участков угольных пластов при выполнении прогноза ДЯ, не вправе разрабатывать мероприятия по борьбе с ДЯ и контролировать ход их выполнения. Выполнение мер по прогнозу и профилактике ДЯ такими работниками должно выполняться только в присутствии и под контролем ИТР службы прогноза и борьбы с ДЯ.

Таким образом, на основе состава работ, обязанностей и функций, выполняемых службой прогноза ДЯ, в ее составе условно выделяется две группы (категории) ИТР:

- первая – ИТР, обеспечивающие функционирование службы ДЯ: руководитель службы, специалисты, выполняющие геолого-маркшейдерское сопровождение, региональный прогноз ДЯ и мониторинг массива пород, обслуживание многофункциональной системы безопасности и т.д.;

- вторая – ИТР, которые непосредственно выполняют прогноз ДЯ (горных ударов и внезапных выбросов угля и газа) – горные мастера по прогнозу.

Численный состав ИТР первой группы определяется по штатному расписанию, в зависимости от выполняемого прогноза ДЯ (горных ударов, и/или внезапных выбросов угля и газа), вида прогноза (локальный и текущий совместно или отдельно от регионального), количества отрабатываемых пластов и вида их опасности по ДЯ. Возможно определение численности этой категории работников по отдельно разрабатываемым нормативам или специальной документации (к примеру, по документации на МФСБ).

Количество горных мастеров по прогнозу во второй группе непосредственно будет зависеть от объема работ по прогнозу – количества циклов прогноза. При выполнении прогноза ДЯ базовым методом также учитывается необходимое для выполнения прогноза ДЯ количество буримых шпуров в каждом цикле прогноза и то количества прогнозных шпуров, по которым в течении одной смены горный мастер способен выполнить прогноз (от количества пробуренных шпуров). Таким образом, численность горных мастеров по прогнозу («прогнозистов») изменяется прямо пропорционально изменению объема работ по прогнозу ДЯ и обратно пропорционально изменению их производительности труда.

Следовательно, прежде чем приступить к расчету численности специалистов, выполняющих прогноз ДЯ (горных мастеров по прогнозу), необходимо знать объемы работ по прогнозу ДЯ и дифференцировать условия их выполнения – обычные условия, где применяются типовые схемы прогноза, или сложные (опасные зоны).

В качестве исходных данных для расчета и анализа объемов работ по прогнозу динамических явлений на шахтах, разрабатывающих угольные пласты, склонные к ДЯ используются следующие документы:

- нормативная документация [3];

- действующая проектная документация, на основании которой на шахте осуществляется ведение горных работ;

- «Комплекс мер по борьбе с ДЯ (горными ударами, внезапными выбросами угля и газа)»;

- планы горных выработок шахты с нанесенным на них календарным графиком развития горных работ и границами опасных зон;

- графики ввода и выбытия очистных забоев.

Для оценки усредненных показателей долевого участия базовых схем прогноза ДЯ при планировании объемов и трудоемкости работ на шахтах, разрабатывающих угольные пласты, склонные к ДЯ, предусмотренных нормативными документами по борьбе с динамическими явлениями [3], необходимо выполнить анализ условий подготовки и отработки выемочных участков по элементам, определяющим обычные условия прогноза и условия в опасных зонах:

- при подходе к передовой выработке;
- на участках пересечения зон повышенного горного давления от целиков и краевых частей,
- оставленных на выше и ниже отработанных пластах (ЗПГД); на участках пересечения забоя лавы и участков сопряжения передовых и оконтуривающих выработок;
- в зонах влияния геологических нарушений.

При расчете объемов работ по прогнозу возможно использование как целого календарного периода, соответствующему плановому годовому развитию горных работ на предприятии в целом, а также разбивать его на отдельные плавающие "базисы", соответствующие календарным месяцам ведения горных работ. Также в качестве базисного может выбираться календарный период, предшествующий планируемому, для которого уже известны все необходимые для расчета показатели численности.

Суммарное плановое количество циклов прогноза ДЯ (горных ударов и внезапных выбросов угля и газа в очистных и подготовительных забоях, горных ударов в капитальных выработках), то есть плановый объем работ по прогнозу динамических явлений при расчете штата подземных мастеров складывается из следующих слагаемых:

- количество пунктов прогноза ДЯ на участках проведения выработок различного назначения (капитальных и подготовительных выработок) в обычных условиях ($N_{п}$);
- количество пунктов прогноза ДЯ на участках проведения выработок различного назначения (капитальных и подготовительных выработок) в опасных зонах ($N_{п.оз}$);
- количество пунктов прогноза ДЯ, проводимого в очистных забоях по мере их движения в обычных условиях ($N_{оч}$);
- количество пунктов прогноза ДЯ, проводимого в очистных забоях по мере их движения в опасных зонах ($N_{оч.оз}$);
- количество пунктов прогноза ДЯ на участках обнаружения категории ОПАСНО с учетом проведения циклов повторных измерений для выполнения контроля эффективности проводимых разгрузочных мероприятий ($N_{к.оп}$);
- количество пунктов прогноза ДЯ в капитальных выработках ($N_{кап}$).

Для каждой из перечисленных групп горнотехнических ситуаций расчет суммарной трудоемкости бурения прогнозных и контрольных шпуров в штатных горнотехнических ситуациях производится по формуле:

$$\Sigma\Sigma l_{шп}=(N_{п}\Sigma l_{п}t_{бшп}+N_{п.оз}\Sigma l_{п.оз}t_{бшп}+N_{оч}\Sigma l_{оч}t_{бшп}+N_{оч.оз}\Sigma l_{оч.оз}t_{бшп}+N_{к.оп}\Sigma l_{к.оп}t_{бшп})+$$
$$+(N_{ввв}\Sigma l_{ввв}t_{бшпвв}+N_{пн.вв}\Sigma l_{пн.вв}t_{бшпвв}+N_{очвв}\Sigma l_{очвв}t_{бшпвв}+N_{очн.вв}\Sigma l_{очн.вв}t_{бшпвв}+ \quad (1)$$
$$+N_{дег.вв}\Sigma l_{дег.вв}t_{бшпвв})$$

где $\Sigma l_{п}$, $\Sigma l_{п.оз}$, $\Sigma l_{оч}$, $\Sigma l_{оч.оз}$, $\Sigma l_{к.оп}$ – суммарные объемы бурения прогнозных шпуров за полный цикл выполнения прогнозов горных ударов в "штатных" горнотехнических ситуациях (согласно представленного выше перечня); $\Sigma l_{ввв}$, $\Sigma l_{пн.вв}$, $\Sigma l_{очвв}$, $\Sigma l_{очн.вв}$, $\Sigma l_{дег.вв}$ – суммарные объемы бурения контрольных шпуров за полный цикл выполнения прогнозов внезапных выбросов угля и газа в "штатных" горнотехнических ситуациях (согласно представленного выше перечня).

Расчет суммарной трудоемкости бурения прогнозных и контрольных шпуров определяется в зависимости от затрат времени на бурение одного прогнозного шпура, буримого для прогноза горных ударов $t_{бшп}$ и внезапных выбросов $t_{бшпвв}$. При отсутствии данных по хронометражным наблюдениям значения затрат времени на бурение прогнозных шпуров для прогноза горных ударов и внезапных выбросов, рекомендуется принимать в соответствии с данными номограммы на рис. 1. В качестве основных осложняющих факторов при осуществлении прогноза рассматриваются наличие ЗПГД передовых выработок и геологических нарушений.

Необходимое явочное количество $N_{ЯВ.ГМ.}$ горных мастеров службы прогноза ДЯ в сутки для выполнения прогноза горных ударов и внезапных выбросов угля и газа определится из выражения:

$$N_{яв.гм.} = \frac{N_{ДЯ}}{N_{раб.дн}}, \quad (2)$$

где $N_{раб.дн.}$ – количество рабочих дней в году; $N_{ДЯ.}$ – общее количество прогноз ДЯ (горных ударов и внезапных выбросов угля и газа) в году.

Общее количество прогноз ДЯ (горных ударов и внезапных выбросов угля и газа) в планируемом году $N_{ДЯ.}$ определяется при помощи суммирования ранее выполненных расчетов планового количества циклов прогноза горных ударов и внезапных выбросов угля и газа в очистных и подготовительных забоях, горных ударов в капитальных выработках:

$$N_{ДЯ} = N_{общ.гу} + N_{общ.вв}, \quad (3)$$

где $N_{\text{общ.гу.}}$ – общее количество прогнозов горных ударов в планируемом году; $N_{\text{общ.вв.}}$ – общее количество прогноза внезапных выбросов угля и газа в планируемом году.

а б

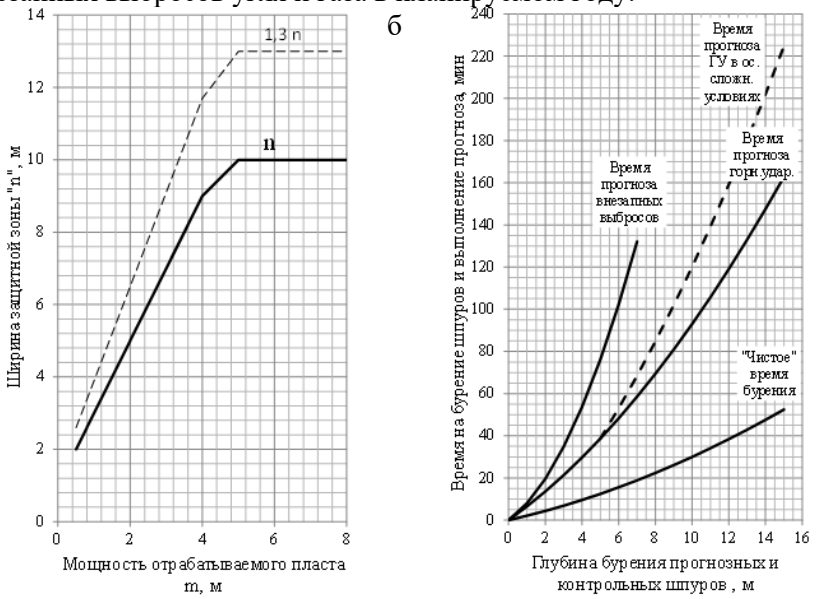


Рис. 1. Номограммы для определения ширины защитной зоны (а) и времени, затрачиваемого на бурение одного прогнозного или контрольного шпура в зависимости от его длины (б)

Необходимое среднее списочное количество горных мастеров службы прогноза ДЯ в сутки определится из выражения:

$$N_{\text{сп.гм.}} = N_{\text{яв.гм.}} K_{\text{сп.сост.}}, \quad (4)$$

где $K_{\text{сп.сост.}}$ – коэффициент списочного состава по предприятию.

При необходимости расчет численности горных мастеров, выполняющих прогноз ДЯ, с учетом предложенных принципов трудоемкости выполнения прогноза, может выполняться для различного временного интервала (месяц, квартал, и т.д.). Также при большом расчетном количестве горных мастеров, необходимых для выполнения прогноза ДЯ, с целью снижения трудоемкости затрат на выполнение прогноза ДЯ рекомендуется выполнять оценку напряженного состояния массива геофизическими методами и средствами.

Библиографический список

1. ФЗ №116 от 21.07.1997 г («О промышленной безопасности»).

2. Федеральные нормы и правила «Правила безопасности в угольных шахтах», утв. приказом Федеральной службы по экологическому, технологическому и атомному надзору от 19 ноября 2013 г. N550, с изменениями в соответствии с Приказом №303 от 08.08.2017 года.

3. Федеральные нормы и правила «Инструкция по прогнозу динамических явлений и мониторингу массива горных пород при отработке угольных месторождений». – М, 2016.

4. Лазаревич Т.И. Геодинамические явления в Кузбассе и их классификация по величине выделяемой энергии. Современные проблемы безопасной разработки угольных месторождений. Координационное совещание 22-24 ноября 2005г. // Сборник докладов. - С.-Петербург, 2006.

5. Руководство по безопасности «Рекомендации по безопасному ведению горных работ на склонных к динамическим явлениям угольных пластах» Приказ Федеральной службы по экологическому, технологическому и атомному надзору от 21 августа 2017 г. N 327.

6. Инструкция по безопасному ведению горных работ на шахтах, разрабатывающих угольные пласты, склонные к горным ударам. - М., 2000 (РД 05-328-99).

7. Инструкция по безопасному ведению горных работ на пластах, опасных по внезапным выбросам угля (породы) и газа.- М., 2000 (РД 05-350-00).

8. Каталог пластов угля, склонных к горным ударам, на месторождениях Российской Федерации. - С. – Петербург, 1996.

9. Закон РФ N2395-1 от 21.02.1992 г («О недрах»).

10.Перспективные геомеханические схемы регионального управления выбросо- и удароопасным состоянием массива при разработке свит угольных пластов. - Л.: ВНИМИ, 1990.

УДК 622.831:622.834:622.12

РЕШЕНИЕ ЗАДАЧ СЕЙСМОГЕОДИНАМИЧЕСКОЙ БЕЗОПАСНОСТИ КУЗБАССА НА ОСНОВЕ ПОСТРОЕНИЯ СЕТИ СЕЙСМОГЕОДИНАМИЧЕСКИХ ПОЛИГОНОВ НА ЕГО ПРОБЛЕМНЫХ ОБЪЕКТАХ УГЛЕДОБЫЧИ

к.т.н. Лазаревич Т.И., к.т.н. Поляков А.Н.
ООО «Научный центр проблем безопасного освоения недр ВНИИ-ГЕО», г. Кемерово, Россия

Аннотация. Представлен анализ состояния сейсмогеодинамической безопасности недр Кузбасса. Сформулированы наиболее актуальные направления сейсмогеодинамического контроля состояния недр. Предложены пути решения проблем сейсмогеодинамической безопасности на основе построения сети сейсмогеодинамических полигонов.

Ключевые слова: геодинамическая безопасность, сейсмическая активность, природно-техногенные землетрясения, сейсмогеодинамические полигоны, геодинамический мониторинг.

На фоне быстрого наращивания объемов промышленной добычи угля в Кузбассе, все более очевидной становится необходимость изменения стратегии дальнейшего освоения его недр, основанного на разумном ограничении масштабов техногенного воздействия и сбалансированных, контролируемых воздействий объектов добычи на геологическую среду. На настоятельную необходимость и своевременность этих мер указывает резкое обострение сопутствующих добыче негативных проявлений сейсмической, геодинамической и экологической природы.

По современным оценкам, явления эти напрямую связываются со сложными и слабоизученными перераспределительными механизмами энерго-массопереноса в недрах угледобывающих регионов. При этом, они самым непосредственным образом связаны с режимом и технологиями ведения подземной добычи, соединяя природные и техногенные факторы в едином механизме кризисного развития природно-техногенных явлений. Горная среда представляется объектом отражения сложной картины динамики недр и одновременно источником формирования его нестабильных зон, в котором главенствующая роль отводится явлениям сейсмического характера.

В последние годы резко расширился перечень форм проявления малой техногенной сейсмичности на угольных шахтах Кузбасса, который в большинстве своем напрямую инициируется описанными выше формами происходящих в них динамических явлений. Основными из них являются:

- образование зон сейсмических активизаций;
- сейсмические эффекты горно-тектонических ударов;
- сейсмические отклики на производимые на угольных разрезах промышленных взрывов;
- сейсмические эффекты массовых посадок основной и непосредственной кровли;
- динамические формы разрушений целиков, оставленных в выработанном пространстве отрабатываемых и ранее отработанных пластов;
- толчкообразные формы деформирования пластов и пород кровли (по И.М. Петухову).

По каждой из перечисленных форм геодинамических явлений, как источников малой техногенной сейсмичности, накоплен представительный объем сейсмологических наблюдений на проблемных участках угледобычи, указывающих на наличие специфических признаков волновых форм при их регистрации в системах непрерывного сейсмического мониторинга.

На основе проведенных многолетних наблюдений на объектах открытой и подземной добычи, в последние десятилетия накоплен представительный материал сейсмических, деформационных, геофизических наблюдений, подтверждающий комплексный природно-техногенный характер происходящих в недрах Кузбасса сейсмогеодинамических процессов.

Решение проблемы геодинамической безопасности лежит на пути построения комплексных, высокоэффективных систем контроля и управления состоянием вмещающей геологической среды, обеспечивающих режим сбалансированного, управляемого воздействия на массив, не допускающего развития кризисных процессов.

Геодинамические полигоны как комплексная измерительная система, это территориально закрепленные на местности участки мониторинговых наблюдений, организуемые в соответствии с целями и задачами проводимого мониторинга. Конструктивно полигоны состоят из сетей мониторинга, линий коммутационной связи, центра сбора и обработки информации. Построение и про-

странственная увязка сетей мониторинга осуществляются на принципах единства природы регистрируемых процессов и дополнительности регистрируемых характеристик, объектов, форм и методов наблюдений.

НЦ ВНИИ-ГЕО имеет опыт создания целевых геодинамических полигонов для контроля за состоянием недр вокруг закрывающихся (затапливаемых) угольных шахт Кузбасса (Анжеро-Судженский, Абашевский геодинамические полигоны), в зонах сейсмических активизаций вблизи действующих угледобывающих предприятий с интенсивным режимом добычи (Бачатский и Полысаевский сейсмо-геодинамические полигоны), на проблемных объектах подземной добычи с высокими геодинамическими рисками (Алардинский полигон) [1-6].

На основании опыта эксплуатации перечисленных сейсмогеодинамических полигонов обоснована высокая эффективность их использования для решения задач геодинамической безопасности на проблемных объектах открытой и подземной добычи угля, в том числе со сложнопредсказуемой реакцией вмещающей горной среды на производимое горными работами техногенное воздействие. Даже с ограниченным набором средств инструментальных наблюдений, комплексно организованный мониторинг горной среды обеспечивает раскрытие сложных механизмов реакции вмещающей геологической среды и прогнозирование возможных рисков негативного воздействия на процессы угледобычи.

Функции сейсмогеодинамического мониторинга на открытых горных работах. По уровню значимости, состав актуальных геодинамических рисков на угольных разрезах открывают риски деформационной природы, напрямую нарушающие конструктивную целостность бортов разреза и представляющие опасность проявления крупных аварий. Чаще всего внезапные обрушения бортов разрезов происходят по причинам проявления различных форм геодинамической нестабильности. Основными контролируемыми сейсмо-деформационными процессами на объектах открытой добычи являются:

- развития зон сейсмических активизаций;
- развития в бортах карьера скрытых элементов ослабления прибортового массива, связанных с геодинамически активными структурами (сателитных разрывов, «усталостных» трещин, отслоений, полостных структур);
- мощного сотрясательного воздействия промышленных взрывов и техногенных землетрясений;
- избыточного нагружения бортов карьера крупными отвалами в границах призм обрушений;
- наличия подземных водотоков, в том числе - вскрываемых бортами разреза подземных водоносных горизонтов;
- возникновение очагов возгорания пластов (часто в зонах повышенной проницаемости прибортового массива и инфильтрации газоносных флюидов вдоль геодинамически активных структур) и др.

Каждая из указанных форм имеет достаточно продолжительную стадию «подготовительного периода» или накопительного эффекта (промышленные взрывы), что дает возможность не только контролировать и прогнозировать их развитие, но и использовать средства управления их негативными проявлениями, не допуская развития аварийных ситуаций.

Сейсмогеодинамические полигоны в полной мере обеспечивают контроль за развитием всех перечисленных форм геодинамической нестабильности, а также негативных процессов и явлений сейсмической, геодинамической и геомеханической природы, отвечающих современным требованиям информационных коммуникационных технологий.

Разрабатываемая авторами концепция построения этих систем имеет принципиальное отличие в части постановки задачи их функционирования на регистрацию самих негативных последствий, а также отслеживания процессов их подготовительного периода, когда имеется возможность применения средств управляемого воздействия на массив с целью устранения опасности или снижения их негативных последствий.

Как видно из представленного выше перечня, контролируемыми объектами в этом случае должны быть не только постоянство геометрических элементов бортов, но и (возможно в большей степени) динамика изменения структурных неоднородностей внутреннего строения бортов, наличие в них различного рода энергообменных процессов, а также возможности адаптации горной среды к происходящим в прибортовом массиве изменениям свойств и состояния залегающей в нем углепородной толщи.

Наряду с традиционным инструментарием маркшейдерско-геодезических средств наблюдений, постановка задач контроля предварительной стадии резко повышает значимость геофизических средств контроля, отражающих различные фазы подготовки динамических явлений (генерации систем мелких трещин (кластеров) в нагруженных зонах прибортового массива, «слияния» систем трещин в магистральные разрывы (отслоения, полостные структуры), прорастания магистральных разрывов в глубокие корневые структуры ближайших разломов, возникновение в них зон повышенной проницаемости и др.)

В качестве базовой системы деформационного контроля требуется использование геодезического оборудования системы космической навигации GPS+NOVSTAR, занявшей прочное лидирующее положение во всех современных системах маркшейдерско-геодезического контроля состояния стабильности и целостности крупных конструктивных сооружений. На основе возможностей GPS-оборудования формируются сети микротрилатерации, охватывающие площади покрытия не только подверженных деформациям прибортовых зон разреза, но и частично выходящих за границу зон влияния окрестных территории (на удалении до пятикратной ширины карьерной выемки).

В конструктивном отношении сеть состоит из:

- внешнего полигона, несущего функции внешней опорной сети, координаты пунктов которой являются неизменными;
- пунктами внутреннего заполнения (до границ карьерной выемки), образующими внутреннюю трилатерационную сеть, равномерно заполняющую территорию прикарьерной зоны;
- звено сети трилатерации непосредственно охватывающее карьерную выемку, пункты которого располагаются на бортах разреза по всей их протяженности (на расстоянии 1-2 км).

Дополнительно на участках ответственного контроля предусматривается установка 2-4 пунктов постоянных интерферометрических наблюдений, сеть которых формируется в форме геодезического треугольника (четырехугольника) с размещением её пунктов на разных бортах разреза. Измерения производятся через пространство карьерной выемки в перпендикулярном к бортам разреза направлении для контроля динамики активности развития процессов конвергенции (сближения) бортов, как показателя нестабильных зон.

Территория контроля равномерно покрывается сетью профильных линий геофизического мониторинга, создающими формат «внутреннего заполнения» пространства контролируемой горной среды, включением систем геофизических наблюдений во внутреннюю область «ячеек» более крупной сети геодезического контроля. Конструктивно сети геофизического мониторинга выполняются в виде:

- системно сгруппированных пунктов наблюдений, закрепленных вдоль профильных линий, ориентированных перпендикулярно бортам разреза;
- рассредоточенных постов наблюдений, привязанных к местам проявления признаков динамических явлений или эпицентрам сейсмических явлений.

Функции сейсмогеодинамического мониторинга на подземных горных работах. Вызываемые подземными горными работами перераспределительные процессы энерго-массообмена затрагивают вмещающие участки горного массива в масштабах, многократно превышающих размеры образуемых в ходе работ выработанных пространств, поскольку вовлекают в деформационные процессы огромные объемы вмещающей геологической среды. Наиболее актуальными контролируемыми процессами геомеханической и геодинамической природы на подземных горных работах являются:

- проявления горных ударов и внезапных выбросов;
- динамические обрушения зависающих (в залавном пространстве) тяжелых кровель (вследствие зависания их на больших площадях);
- динамические формы разрушения целиков в выработанном пространстве ранее отработанных пластов;
- толчкообразные формы деформирования нагруженных участков пластов вокруг действующих лав (по определению И.М. Петухова);
- динамически развивающиеся механизмы структурных изменений массива впереди фронта работ в зонах влияния крупных разломов («прорастания» сейсмогенных и сателитных разрывов);
- сейсмическая реакция вмещающих подземные выработки пород на производство промышленных взрывов на ближайших объектах открытой добычи;
- внезапное выдавливание угля из забоя и краевых частей пластов;

- динамическое разрушение пород почвы (часто с прорывом газа из почвы горной выработки) и др.

Следует отметить, что в виду резко усилившихся динамических эффектов от проявлений горного давления в условиях использования интенсивных технологий добычи, две последние формы динамических явлений включены в редакцию действующей «Инструкции по прогнозу динамических явлений и мониторингу массива горных пород при отработке угольных месторождений» дополнительно, помимо ранее рассматриваемых форм проявлений горных ударов и внезапных выбросов.

Особенностью построения геодинамических полигонов на угольных шахтах является требование их полной интегрированности с системами контроля состояния горного массива, как элементов многофункциональной безопасности угольных шахт (МФСБ). В соответствии с требованиями п. 22 ПБ, МФСБ включают подсистемы сейсмического и геофизического контроля состояния горного массива на наиболее ответственных участках систем разработок, где негативное развитие сопутствующих добыче геомеханических и геодинамических процессов может привести к аварийным ситуациям.

Интегрирование систем наземного геодинамического полигона с системами контроля состояния горного массива МФСБ расширяет спектр сейсмических, геодезических, геофизических, гидрогеологических и газодинамических наблюдений за состоянием и динамикой изменения горной среды. Базовыми параметрами геодинамических наблюдений являются характеристики движений и деформаций горного массива (в первую очередь - находящихся в нем геодинамически активных структур). Однако, без знания динамики изменения физических полей, активности и характера развития гидро- и газодинамических процессов, картину происходящих в недрах геодинамических процессов представить невозможно.

Конструкции геодинамических полигонов, как правило, не имеют единого стандартного решения, поскольку каждый из них создается для решения своего круга задач, отвечающим цели его создания. Общим для них является то, что практически все они ориентированы на изучение природы развития негативных процессов, угрожающих безопасной жизнедеятельности людей в энергетически нестабильных зонах и изыскания возможных средств управления этими процессами.

Исходя из имеющегося опыта построения геодинамических полигонов на объектах открытой и подземной добычи угля авторами предложены приоритетные правила их рационального конструктивного исполнения и эффективного функционирования, обеспечиваемого оптимальными по составу и объемам конфигурациями сетей, а также рационально скомплектованным составом и качественным техническим оснащением входящих в них элементов контроля.

Требования к структуре и конструкции сейсмогеодинамических полигонов. В оптимальном конструктивном исполнении сейсмогеодинамические полигоны включают подсистемы маркшейдерско-геодезического (деформационного), сейсмического, гидрогеологического, геофизического, эманационного и газодинамического видов мониторинга в различной комплектации и топологии сетей. Конструктивные решения отвечают требованиям максимально полного территориального охвата области контроля, их равномерного распределения по площади контроля и «разумной достаточности». Все системы мониторинга интегрируются в общую структуру с достаточным для поставленной задачи информационным наполнением и обеспечением взаимодополняющих функций.

Структурная организация и конструктивное исполнение сейсмогеодинамических полигонов основываются на представлениях о блоковых формах движения элементов геологической среды, и их иерархической соподчиненности. В соответствии с указанным принципом, наиболее опасные формы нестабильности и кризисных процессов развиваются, в первую очередь, на блокораздельных границах геологической среды в то время, как во внутренних частях геодинамически активных блоков их развитие носит относительно плавный и монотонный характер. Таким образом, построение сейсмогеодинамических полигонов должно основываться на материалах предварительно выполненного геодинамического районирования, с учетом картины размещения геодинамически активных структур.

На основе материалов районирования осуществляется внутреннее заполнение конструкции полигона системами более низкого масштабного ранга, обеспечивающее наиболее детальный охват дискретных границ блоковой среды (геодинамически активных структур, тектонических нарушений, полостных структур), вблизи которых деформационные процессы носят не только неравномерный в пространстве, но и преимущественно импульсивный (толчкообразный по И.М. Петухову) характер развития во времени.

Кроме того, при конструировании сетей сейсмогеодинамических полигонов должны быть реализованы принципы адаптированности систем (привязке их к объектам местности), многоуровневости (широкого масштабного охвата и детализации сетей), функциональной совместимости (возможности интегрирования систем по функциональным возможностям), сопряженности (геометрической увязке в едином пространстве контроля) и др.

На основе опыта проведения сейсмогеодинамического мониторинга на территории Кузбасса авторами даны предложения по построению на территории Кузбасса пяти сейсмогеодинамических полигонов в зонах повышенной сейсмичности (рис. 1) представленные в «Программу повышения сейсмической безопасности Кемеровской области», разрабатываемую координационным советом Кемеровской области по сейсмическим событиям в качестве основы построения системы сейсмогеодинамической безопасности Кузбасса на территориях угледобывающих предприятий с повышенной сейсмической опасностью.

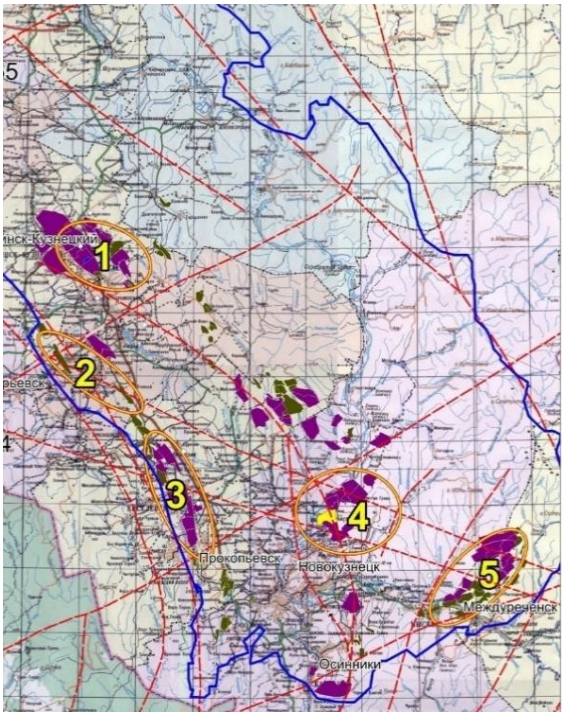


Рис. 1. Схема рекомендуемых мест размещения системы сейсмогеодинамических полигонов на территориях с повышенной сейсмической активностью вокруг угледобывающих предприятий Кузбасса

Библиографический список

1. Концепция построения систем контроля состояния горного массива, как элемента многофункциональной системы безопасности угольных шахт/ Яковлев Д.В., Лазаревич Т.И. Поляков А.Н. и др. // Сборник научных трудов ВНИМИ. – СПб.: ВНИМИ, 2012 – С.7-17.

2. Опыт мониторинга опасных сейсмических и геодинамических процессов на Бачатском и Анжеро-Судженском сейсмогеодинамических полигонах Кузбасса / Яковлев Д.В., Лазаревич Т.И., Поляков А.Н. и др.// Сборник научных трудов ВНИМИ. – СПб.: ВНИМИ, 2012 – С.482-490.

3. Исследование природы сейсмической активности недр в окрестностях действующих угольных шахт с интенсивным режимом добычи / Лазаревич Т.И., Поляков А.Н. и др. // Сборник научных трудов ВНИМИ. – СПб.: ВНИМИ, 2012. - С.41-49.

4. Отчет по результатам проведения комплексного мониторинга на Анжеро-Судженском сейсмо-геодинамическом полигоне. Лазаревич Т.И., Поляков А.Н. – Кемерово, ежегодно (1999-2017).

5. Отчет организации системы комплексного сейсмо-геодинамического мониторинга и анализ данных наблюдений в районе Бачатского угольного разреза для разработки мероприятий по снижению рисков сейсмических явлений и их негативных последствий. Лазаревич Т.И., Поляков А.Н., Зимин И.И. – Кемерово, ежегодно (2013-2015).

6. Отчет выполнения деформационного, сейсмического и геофизического мониторинга недр на Абашевском сейсмо-геодинамическом полигоне. Лазаревич Т.И., Поляков А.Н., Зимин И.И. - Кемерово, 2013.

УДК 533.6.011

НЕОБХОДИМОСТЬ РАСШИРЕНИЯ КРУГА РЕШАЕМЫХ ЗАДАЧ ПРОГРАММНЫМ КОМПЛЕКСОМ «УДАРНАЯ ВОЛНА»

[1,2]д.т.н. Палеев Д.Ю., [1]к.ф.-м.н. Лукашов О.Ю., [3]Кусаинов П.И., [3]Мазепа Е.Е.
1 – Федеральный исследовательский центр угля и углехимии СО РАН, г. Кемерово, Россия
2 - Национальный горноспасательный центр МЧС России, г. Новокузнецк, Россия
3 – Национальный исследовательский Томский государственный университет, г. Томск, Россия

Аннотация. Рассмотрены мероприятия по снижению интенсивности ударных волн, распространяющихся в горных выработках после взрыва метанопылевоздушных сред, и способы управления их распространением. Отмечено, что осуществляемые мероприятия не всегда обеспечивают необходимую степень защиты людей от воздействия ударных волн. Для повышения безопасности ведения горноспасательных работ существующие методы расчета нуждаются в дальнейшем уточнении и расширении круга решаемых ими задач.

Ключевые слова. Взрыв, взрывобезопасные расстояния, локальные скопления, метан, угольная пыль, выработанное пространство.

Катастрофические взрывы в угольных шахтах в конце XIX века заставили учёных разных стран серьёзно подойти к изучению процессов горения и взрыва. Теоретической основой для выполнения работ прикладного характера послужили работы советских ученых в области физики взрыва: Н.Н. Семенова, Л.Д. Ландау, Я.Б. Зельдовича, Д.А. Франк-Каменецкого, К.И. Щелкина, Л.Н. Хитрина, Л.И. Седова, К.П. Станюковича, и многих других, а также зарубежных исследователей: Льюиса, Г. Эльбе, Г. Тейлора, Ф. Вильямса, Ф. Бартльме и других ученых, принявших участие в разработке, теоретическом и экспериментальном обосновании способов и средств локализации взрывов газа и пыли в шахтах.

В СССР проблемой взрывов в шахтах стали заниматься в 1925 г. в МакНИИ (г. Макеевка), затем в ВостНИИ (г. Кемерово), ИГД им. А.А. Скочинского (г. Люберцы), ВНИИГД (г. Донецк). После распада СССР разработка методов расчёта распространения ударных волн в горных выработках продолжилась сначала в РосНИИГД (г. Кемерово), затем в ИУУ СО РАН (г. Кемерово) и ТГУ (г. Томск).

Одним из основных разрушающих и поражающих факторов от взрыва метановоздушной среды является распространяющаяся по горным выработкам воздушная ударная волна. При опасности возникновения взрыва в ходе ведения горноспасательных работ осуществляются мероприятия по защите людей и оборудования от воздействия ударных волн и управлению их распространением в горных выработках. Это достигается посредством установки на пути предполагаемого движения ударных волн быстровозводимых инженерных сооружений различного типа: водяные и сланцевые заслоны, парашютные перемычки, водоналивные перемычки, сплошные взрывозащитные перемычки. Места расстановки взрывозащитных сооружений в сети выработок шахты определяются в соответствии с рекомендациями Устава ВГСЧ [1] и других методических рекомендаций [2]. Их могут устанавливать вблизи сопряжений горных выработок на пути предполагаемого движения ударных волн. результате происходит не только гашение ударной волны при взаимодействии ее с преградой, но и осуществляется перераспределение энергии между ударными волнами, распространяющимися от сопряжения по выработкам [3]. Однако практика расследования развития аварийных ситуаций в угольных шахтах показывает, что осуществляемые мероприятия по взрывозащите не всегда обеспечивают необходимую степень защиты людей от воздействия ударных волн взрыва.

Анализ аварий показал, что на возникновение и развитие взрывного процесса существенное влияние оказывают специфические условия горных выработок: повышенная шероховатость и запыленность их поверхности, большая влажность рудничной атмосферы, неравномерность концентраций метана в исходной смеси по длине и высоте, загромождённость выработок технологическим оборудованием. При этом в условиях шахт возможны два типа взрывов метановоздушной смеси. Первый – когда в выработке формируется однородная смесь метана с воздухом взрывчатой концентрации. При её воспламенении происходит быстроразвивающаяся реакция, сразу переходящая во взрыв с быстрым ростом давления. Второй – когда смесь метана с воздухом неоднородна, метан

располагается в виде слоевого скопления под кровлей и лишь на границе между ним и воздухом образуются взрывоопасная метановоздушная смесь.

При потенциальной угрозе взрыва люди должны находиться на взрывобезопасных расстояниях вне зоны поражения, которые рассчитываются по специальным методикам. С 2004 года в России применяется «Методика газодинамического расчёта параметров воздушных ударных волн при взрывах газа и пыли» [3]. Реализующий эту методику программный комплекс «Ударная волна» [4] позволяет прогнозировать протекание взрыва в угольной шахте и принимать научно обоснованные управляющие решения в сложных ситуациях. Однако в программном комплексе не заложены модели, учитывающие взаимодействие ударных волн с взрывозащитными сооружениями. С учетом того, что взрывозащитные сооружения перераспределяют энергию взрыва, обеспечивают частичное отражение ударных волн, то расчет взрывобезопасных расстояний без учета взрывозащитных сооружений не всегда дает действительные взрывобезопасные расстояния.

В ряде аварийных ситуаций необходимо учитывать влияние локальных скоплений метана и угольной пыли, которые располагаются по ходу движения воздушной ударной волны и принимают участие во взрыве. Величина выделившейся при этом дополнительной энергии и характер её влияния на распространение ударной волны неоднозначны, зависят от целого ряда факторов. При воспламенении локальных скоплений метана и угольной пыли происходит взаимодействие новых ударных волн с уже существующими и дальнейшее их распространение по разветвлённой сети горных выработок. Практические расчёты такой сложной ситуации не могут быть сведены к тем простым рекомендациям, которые заложены в действующей «Методике определения параметров воздушных ударных волн при взрывах газов и пыли в горных выработках» [3].

Предварительные исследования по воспламенению локальных скоплений метана и угольной пыли, расположенных по пути движения ударной волны, проводились на трёх математических моделях с разной степенью точности, описывающих этот сложный процесс. Их результаты позволили разработать инженерный метод расчёта влияния воспламенения локальных скоплений метана и угольной пыли, который планируется использовать в методике [3].

При ликвидации сложных аварий иногда происходит недооценка выработанного пространства и примыкающих к нему погашенных и неподдерживаемых выработок как дополнительных объёмов, заполненных взрывоопасной смесью. Недооценка происходит из-за отсутствия чётких рекомендаций по установлению загазованных объёмов в таких непростых ситуациях. Однако знание загазованных объёмов, в которых возможен взрыв, ещё не решает проблему расчёта взрывобезопасного расстояния существующими методами. Газовая динамика процесса формирования взрыва в системе «горные выработки - выработанные пространства» чрезвычайно сложна и не может быть сведена к простому заданию величины первоначально загазованного объёма, как это требует действующая методика [3]. Здесь большое значение будут иметь [5]:

- место воспламенения газовоздушной смеси (действующие или погашенные горные выработки, выработанное пространство);
- условия разгона фронта ударной волны и пламени (происходит это в обрушенной среде выработанного пространства или в горных выработках с поворотами и разветвлениями);
- колебательные процессы, которые возникают в результате взрыва в системе «горные выработки – выработанное пространство», и неизбежное при этом вытеснение из выработанного пространства больших масс взрывоопасных газов.

Неучет этих процессов может привести к существенному изменению первоначального загазованного объёма и к серьёзному отклонению развития реального взрывного процесса от его идеализированной схемы, принятой в существующей методике. В результате - неправильное задание исходных данных и грубые ошибки в определении взрывобезопасных расстояний.

Возможные объёмы загазирования горных выработок, как при ведении горных работ, так и при ликвидации аварий в угольных шахтах зависят от многих факторов: горно-геологические параметры отрабатываемых пластов; вскрытие и подготовка пластов, технология ведения горных работ; тип и вид аварии и др. Методы определения объёмов загазирования весьма различны и зависят от конкретных условий. Зачастую оценить достоверность определения объёмов загазирования не представляется возможным. Ошибки в определении этих объёмов, принимаемых для расчета силы взрыва и последующего проявления поражающих факторов в горных выработках, иногда приводили к трагическим последствиям. Это привело к тому, что после ряда взрывов на угольных шахтах и гибели горняков и горноспасателей было принято решение о разработке «Единой методики по определению загазованных взрывчатой смесью объёмов, принимаемых для расчета силы взрыва и последующего распространения поражающих факторов по горным выработкам» (п. 6 Протокола

совещания у Заместителя Председателя Правительства Российской Федерации А.В. Дворковича от 16 марта 2016 г. № АД-П9-39пр). Данная методика должна давать исходную информацию для газодинамической методики [3]. Для адаптации предлагаемой «Единой методики ….» к условиям действующих шахт предполагается выполнить ряд дополнительных исследований. Для оперативного определения загазованных взрывчатой смесью объёмов, принимаемых для расчета силы взрыва, необходимо разработать программное обеспечение, с возможностью его интеграции в существующие программные комплексы «Вентиляция» и «Ударная волна

Таким образом, для повышения безопасности ведения горноспасательных работ газодинамическая методика [3] нуждается в дальнейшем уточнении и расширении круга решаемых ею задач, касающихся:

- учета инженерных взрывозащитных сооружений и их оптимальной расстановки для управления распространением ударных волн в горных выработках;
- расчёта влияния воспламенения локальных скоплений метана;
- учета выработанного пространства и примыкающих к нему погашенных и неподдерживаемых выработок как дополнительных объёмов, заполненных взрывоопасной смесью.

Опыт применения специализированных программных продуктов «Ударная волна», «Вентиляция» и «Водоснабжение» показал, что для их эффективного применения при составлении и решении задач плана ликвидации аварии на угольных шахтах необходима организация их взаимодействия, включающая подготовку и передачу информации между программами.

Таким образом, разработка новых математических моделей и алгоритмов их численной реализации, позволят разработать программный комплекс для проведения более точного расчета взрывобезопасных расстояний при угрозе взрыва метана в угольной шахте с учетом блокирующего влияния взрывозащитных сооружений, локальных скоплений метана и выработанного пространства.

Библиографический список

1. Устав военизированной горноспасательной части (ВГСЧ) по организации и ведению горноспасательных работ на предприятиях угольной и сланцевой промышленности. – Москва, 1997. – 201 с.
2. Руководство по безопасности по взрывозащите горных выработок угольных шахт, опасных по газу и (или) угольной пыли. - утв. приказом Федеральной службы по экологическому, технологическому и атомному надзору от 23 декабря 2016 г. № 561.
3. Палеев Д.Ю., Васенин И.М., Костеренко В.Н., Шрагер Э.Р., Крайнов А.Ю., Лукашов О.Ю., Руденко Ю.Ф. Ударные волны при взрывах в угольных шахтах. – М.: Издательство «Горное дело» ООО «Кимерийский центр», 2011. – 312 с.
4. Палеев Д.Ю., Лукашов О.Ю., Костеренко В.Н., Тимченко А.Н., Васенин И.М., Шрагер Э.Р., Крайнов А.Ю. Компьютерные технологии для решения задач плана ликвидации аварий. – М.: Издательство «Горное дело» ООО «Кимерийский центр», 2011. – 160 с.
5. Палеев Д.Ю., Терехина Е.М. Взрыв внутри выработанного пространства. - Природные и интеллектуальные ресурсы Сибири Сибресурс 2004. Материалы X Международной научно-практической конференции, 23-24 нояб. 2004 г. КузГТУ. - Кемерово, 2004. С. 118-119.

УДК 622.8

К ВОПРОСУ О ФОРМАЛИЗАЦИИ ОЦЕНКИ ДЕЙСТВИЙ РУКОВОДИТЕЛЯ ЛИКВИДАЦИИ АВАРИИ ПРИ ВЕДЕНИИ АВАРИЙНО-СПАСАТЕЛЬНЫХ РАБОТ НА ГОРНЫХ ПРЕДПРИЯТИЯХ

д.т.н. Домрачев А.Н., к.т.н. Криволапов В.Г., к.т.н. Говорухин Ю.М., д.т.н. Палеев Д.Ю.
Национальный горноспасательный центр, г. Новокузнецк, Россия

Аннотация. В данной статье рассматривается использование базы данных для хранения записей об авариях как составляющей алгоритма оценки действий руководителя аварийно-спасательных работ на горных предприятиях. Предложенный подход может быть эффективно использован при разработке нормативных документов, регламентирующих порядок ликвидации аварий, разработке сценариев учений и тестовых заданий для работников аварийно-спасательных служб, экспертизе планов ликвидации аварии, а также выборе мест дислокации спасательных подразделений.

Ключевые слова: аварийно-спасательные работы, база данных, данные об авариях, критерий оценки, весовой коэффициент.

Тяжёлые аварии, повлекшие гибель горноспасателей на шахтах «Есаульская», «Распадская», «Северная», существенно актуализировали необходимость разработки единого критерия оценки действий лиц, ответственных за руководство аварийно-спасательными работами на горных предприятиях (РГСР). Сложившийся подход на основе экспертной оценки не решает проблемы, так как привлекаемые в качестве экспертов специалисты по определению не могут обладать всей полнотой информации об условиях ведения аварийно-спасательных работ, новинках тактики и технических средств, а также практических наработках за ближайший предаварийный период. По мнению авторов, решение может быть найдено на основе создания электронных карт учёта аварий в виде клиент-серверной базы данных для хранения записей обо всех ликвидированных авариях в сочетании с разработкой и адаптацией алгоритма анализа этих данных с точки зрения оценки действий РГСР. В ходе выполнения научно-исследовательской работы по теме «Разработка и программная реализация документа учёта, хранения, переработки и представления данных об авариях на горных предприятиях и объектах подземного строительства» в ФГКУ «Национальный горноспасательный центр» разработана структура и программная реализация клиент-серверной базы данных на основе MySQL и PHP [1-3]. Укрупнённая структурная схема алгоритма оценки приведена на рис. 1.

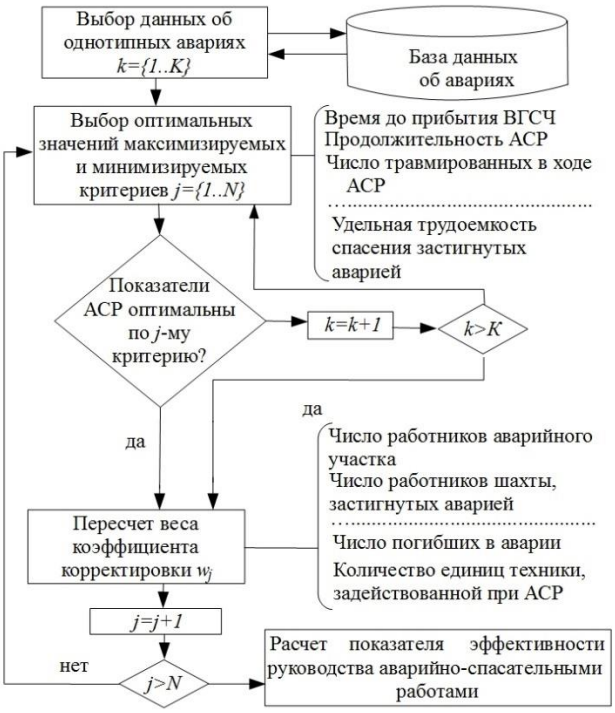


Рис. 1. Укрупнённая структурная схема алгоритма оценки действий РГСР

При наличии базы данных обо всех авариях за установленный период в качестве критерия оценки работы РГСР может выступать показатель S, определяемый по формуле

$$S = S_0 - \left[\left(\sum_{j=1}^{M} w_j \frac{(q_a - q_{min.j})}{q_{min.j}} + \sum_{j=M}^{N} w_j \frac{(q_{max.j} - q_a)}{q_{max.j}}\right)\right], \quad (1)$$

где w_j – весовой коэффициент по -му показателю аварии; M – число минимизируемых показателей аварии; $N - M$ – число максимизируемых показателей аварии; q_a – значение показателя анализируемой аварии; $q_{min.j}$ – оптимальное значение минимизируемого показателя для данного вида аварий; $q_{max.j}$ – оптимальное значение максимизируемого показателя для данного вида аварий; S_0 – начальное (максимальное) значение оценки действий РГСР.

К максимизируемым относятся такие показатели как число спасённых работников шахты, к минимизируемым – время до прибытия на аварийный объект, длительность ликвидации аварии, число травмированных горноспасателей и членов вспомогательных горноспасательных команд, трудоёмкость аварийно-спасательных работ. Выбор максимальных и минимальных значений показателей ликвидации аварии производится из записей базы данных, отсортированных по заданному типу аварии. Весовой коэффициент для j-го показателя аварии определяется по формуле

$$w_j = \frac{1}{4}\left(\frac{n_{\text{пог}.j}}{n_{\text{пог.а}}} + \frac{n_{\text{т.с}.j}}{n_{\text{т.с.а}}} + \frac{n_{\text{спас}.j}}{n_{\text{спас.а}}} + \frac{n_{\text{зас.ав}.j}}{n_{\text{зас.ав}}}\right), \quad (2)$$

где $n_{\text{пог}.j}$ – число погибших работников предприятия для аварии с оптимальным значением j-го показателя эффективности ликвидации; $n_{\text{пог.а}}$ – число погибших при анализируемой аварии; $n_{\text{т.с}.j}$ – количество технических средств, задействованных при ликвидации аварии с оптимальным значением j-го показателя эффективности ликвидации; $n_{\text{т.с.а}}$ – количество технических средств, задействованных при ликвидации анализируемой аварии; $n_{\text{спас}.j}$ – количество спасённых при ликвидации аварии с оптимальным значением j-го показателя эффективности ликвидации; $n_{\text{спас.а}}$ – количество спасённых при ликвидации анализируемой аварии; $n_{\text{зас.ав}.j}$ – количество застигнутых аварией, при ликвидации которой достигнуто оптимальное значение j-го показателя эффективности ликвидации; $n_{\text{зас.ав}}$ - количество застигнутых анализируемой аварией.

По результатам выполнения расчётов с использованием базы данных из 42 аварий, произошедших на горных предприятиях, значение S_o=100.

На рис. 2 приведён скриншот работы программы оценки эффективности действий РГСР при ликвидации простой аварии – взрыв в выработанном пространстве столба 67-36 шахты «Кушеяковская» в 2006 г.

Анализ по аварии # 30 <=> взрыв

N	Вид аварии	$T_{\text{приб}}$,с	$T_{\text{аср}}$,с	$N_{\text{т.вгсч}}$	$N_{\text{т.вгк}}$	$N_{\text{тех}}$	$N_{\text{ш}}$	$N_{\text{уч}}$	$N_{\text{о}}$	$N_{\text{сп}}$
6	взрыв	5080	522000	0	0	1	4	0	0	0
9	взрыв	10	8448300	0	0	65	484	0	0	0
10	взрыв	3520	6622140	0	0	55	41	8	0	0
16	взрыв	6000	178200	0	0	24	245	14	1	0
17	взрыв	1200	1128000	0	0	20	435	0	0	0
18	взрыв	600	51891600	42	0	50	233	0	91	18
23	взрыв	540	4741020	0	0	30	412	41	0	17
25	взрыв	700	444420	0	0	30	217	48	39	6
26	взрыв	2340	5184060	0	0	50	203	153	100	3
28	взрыв	1350	1093560	0	0	20	45	2	1	1
30	взрыв	1500	6281400	0	0	30	41	15	1	0
31	взрыв	960	711120	0	0	24	1	0	0	0

Минимальное время прибытия ВГСЧ-960 с
Минимальная длительность ликвидации аварии-711120 с
Минимальное количество травмированных спасателей-0
Минимальное количество травмированных членов ВГК-0
Максимальное количество спасенных-0
Минимальная трудоемкость спасения-100 чел-ч.
Общая оценка=99.71
ДЕТАЛЬНАЯ ОЦЕНКА
Длительность ликвидации аварии=0.27
Время прибытия ВГСЧ=0.02
Относительная трудоемкость спасения=0
Кол-во спасенных шахтеров=0
Кол-во травмированных членов ВГК=0
Кол-во травмированных горноспасателей=0
Обработано записей=31

Рис. 2. – Скриншот результаты оценки эффективности действий РГСР

Вывод. Согласно выполненным исследованиям, система оценки действий РГСР при ликвидации аварийных ситуаций может быть эффективной при решении следующих задач:

1. Ретроспективная оценка эффективности работ по ликвидации аварии при разработке нормативных документов по тактике и организации ведения аварийно-спасательных работ.

2. Разработка сценариев командно-штабных учений с последующей экспресс-оценкой действий обучаемых непосредственно в ходе выполнения основной и дополнительных вводных задач.

3. Анализ аварийных ситуаций и формирование базы знаний при разработке экспертных систем и/или нейросетевых моделей экспресс-оценки действий руководителей аварийно-спасательных работ, а также при подготовке «Инструкции по оценке действий руководителя аварийно-спасательных работ…»

4. Сравнительная оценка эффективности технических средств и тактических приёмов при ведении авариной-спасательных работ при различных видах, сложности и длительности ликвидации аварий.

5. Разработка экспертных заключений о действиях РГСР при ликвидации (особо) сложных затяжных аварий.

6. Подготовка и экспертиза оперативных планов ликвидации (особо) сложных и затяжных аварий в части оценки сравнительной эффективности различных вариантов ведения аварийно-спасательных работ.

7. Оценка схем дислокации горноспасательных взводов в части обоснованности технического оснащения, численности и времени прибытия на аварийный объект (в зависимости от вида предприятий и типа аварий).

Библиографический список

1. Прохоренок Н.И. HTML, JavaScript, PHP и MySQL. Джентльменский набор Web-мастера / Н.И. Прохоренок. – СПб: БХВ-Петербург, 2010. – 912 с.

2. Шварц Б. MySQL. Оптимизация производительности / Б. Шварц. – М.: Символ-плюс, 2014. – 308 с.

3. Методология анализа и оценки риска при ведении аварийно-спасательных работ на горных предприятиях/ А.Н. Домрачев, В.Г. Криволапов, Ю.М. Говорухин, А.В. Масленков. – Кемерово: Кузбассвузиздат, 2013. – 185 с.

УДК 622.271.333

ОБЕСПЕЧЕНИЕ БЕЗОПАСНОСТИ КОМБИНИРОВАННОЙ РАЗРАБОТКИ МЕСТОРОЖДЕНИЙ НА СТАДИИ ПРОЕКТИРОВАНИЯ

к.т.н. Свиридова Т.В., Боброва О.Б., к.т.н. Ильина О.Ю.
Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова, г. Магнитогорск, Россия

Аннотация В статье предложена методика расчета устойчивости откосов с учетом объемно-напряженного состояния пород при комбинированной разработке с целью предотвращения аварий и чрезвычайных ситуаций на горных предприятиях. Проведен анализ существующих методов расчетов устойчивости откосов бортов карьеров. Предложены зависимости для ориентировочной оценки устойчивости подработанного борта карьера.

Ключевые слова: безопасность**,** борт карьера, комбинированная разработка месторождений, оползень, коэффициент запаса устойчивости, поверхность скольжения, авария, чрезвычайная ситуация.

Основными предпосылками возникновения чрезвычайных ситуаций (ЧС) на горных предприятиях являются:

- высокая эксплуатационная нагрузка на технические устройства, используемые в технологическом процессе;
- высокий уровень износа основных и производственных фондов и систем защиты;
- нарушение технологической дисциплины при разработке пластов угля, склонных к самовозгоранию;
- сложные горно-геологические условия при добыче полезных ископаемых, выраженные тектоническими нарушениями;
- недостаточный контроль за ранними стадиями возникновения эндогенных пожаров [1].

Так анализ деятельности Военизированной горноспасательной части МЧС Росси (ВГСЧ МЧС России) за период 2009- 2014 годов [1] показывает, что подразделениями ликвидировано 265 аварий. Из них подземных пожаров – 50, пожаров на поверхности обслуживаемых объектов – 35, взрывов и вспышек метана – 25, обрушений горной массы – 61, прочих аварий – 94 (рис.1).

Из проведенного анализа следует, что каждая четвертая авария на горных предприятиях – обрушение горных пород. Основную долю опасных производственных объектов составляют предприятия по добыче полезных ископаемых открытым и подземным способом.

В шахтах особую опасность представляют участки выработок, на которых возможны обрушения вследствие неправильно выбранных параметров горных работ, а при эксплуатации карьеров значительную опасность создают оползни и обрушения уступов и бортов карьеров.

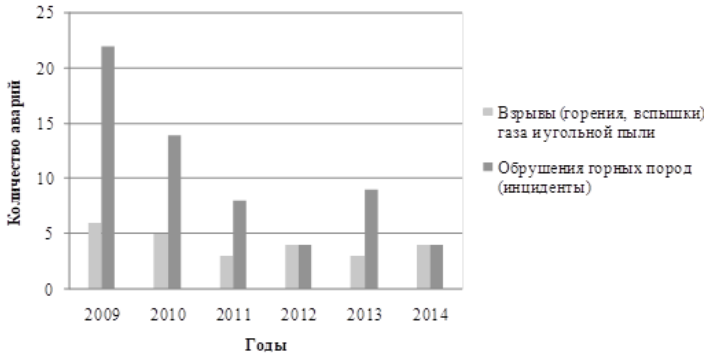


Рис. 1. Взрывы и обрушения, ликвидированные подразделениями ВГСЧ МЧС России за период 2009 – 2014 г.г.

Так за последние 30 лет произошло большое количество катастрофических оползней при добыче полезных ископаемых открытым способом (табл. 1) [2].

Таблица 1

Оползни открытых горных выработок и отвалов

Дата	Местоположение	Объем сошедшей породы, млн. $м^3$
1985	Внешний отвал буроугольного карьера «Меркур», территория бывшей ЧССР	120-140
1987	Борт карьера №3 Прикаспийского ГМК, территория бывшей СССР	25
1990	Внешний отвал буроугольного карьера «Иржи», территория бывшей ЧССР	50-70
1992	Внешний отвал Норильского ГМК, Россия	60
2000	Нерабочий борт карьера «Лучегорский -2», Россия	1,5
2002	Борт карьера Кумтор, Кыргызстан	2,7
2003	Внутренний отвал разреза «Павловский-2», Россия	1,7
2004	Борт буроугольного разреза «Уртуйский», Россия	1,0
2005	Внутренний отвал разреза «Северная депрессия», Россия	3

Причинами возникновения оползней на карьерах являются недостаточная обоснованность параметров откосов бортов карьеров и отвалов; несоблюдение проектных параметров; нарушение параметров технологического процесса [3].

В практике проектирования карьеров применяются различные методы расчета устойчивости бортов карьеров.

Анализ существующих методов и схем расчета, которыми пользуются проектные организации, позволил выявить их достоинства и недостатки, а также определить условия их применения [4,14].

Так метод В.В. Соколовского – Ю.Н. Малюшицкого дает удовлетворительные результаты при высоте откосов от 30 до 80 м, при средних значениях сцепления пород до 10 $т/м^2$ и средних значениях угла внутреннего трения более 5 градусов, при незначительных колебаниях величин объемного веса пород. Данный метод не учитывает естественные поверхности ослабления. Поэтому при наличии в толще пород слабых контактов и различных нарушений следует производить проверочные расчеты другими методами. Метод Соколовского-Малюшицкого дает более пологие углы, чем метод ВНИМИ.

Наиболее пологий угол получается при расчете по методу Н.Н. Маслова, где для расчета вводится коэффициент сопротивления сдвигу. Это связано с тем, что на глубоких карьерах с глубиной резко увеличиваются сжимающие нагрузки. Поэтому на глубоких карьерах получается вогнутый профиль с очень пологим углом в нижней части. Данный метод рекомендуется применять для установления ориентировочного профиля откоса, а также для определения углов откосов отдельных уступов.

Метод круглоцилиндрической поверхности скольжения дает результаты, близкие к результатам по методу ВНИМИ. Применим он для определения устойчивости откосов бортов, сложенных из пород, в которых предполагаемая поверхность скольжения близка к круглоцилиндрической.

Заниженные коэффициенты запаса устойчивости откосов дает метод горизонтальных сил Н.Н. Маслова-Берера. Принятый в этом методе неточный способ проектирования сил на горизонтальную плоскость приводит к большому увеличению их в области призмы активного давления.

По сравнению с другими методами метод ВНИМИ является более универсальным. Его можно применять при различных условиях залегания горных пород, наличии поверхностей ослабления и различной глубине разработки. В настоящее время именно этот метод является основным для расчета устойчивости откосов бортов карьеров при открытой и комбинированной разработке месторождений [4,12, 13].

В настоящее время углы нерабочих бортов карьеров составляют 20-40 градусов, однако зарубежный опыт показывает, что углы нерабочих бортов карьеров, сложенных скальными породами, могут составлять 55 градусов.

Обосновать такие углы существующими методиками расчета устойчивости невозможно. Существующие инженерные методики ВНИМИ, которые широко используются при проектировании открытой и комбинированной разработки месторождений, не учитывают напряженно-деформированное состояние массива и, следовательно, не позволяют обоснованно выбирать оптимальные параметры погашения откосов бортов.

В настоящее время для оценки устойчивости откосов с учетом их напряженного состояния применяются строгие математические подходы с некоторыми упрощающими допущениями о виде напряженного состояния, определения формы и положения поверхности скольжения.

Расчеты устойчивости ведутся по круглоцилиндрической или прямолинейной линии скольжения. Однако практика показывает, что деформации бортов карьеров представляют собой сферическую поверхность [15].

Для инженерных расчетов объемного коэффициента запаса устойчивости откоса, не подработанного и подработанного подземными выработками, может быть использовано суммирование удерживающих и сдвигающих сил с учетом изменчивости их направлений по сферической поверхности скольжения и изменения физико-механических свойств массива пород [5, 6, 9].

Суммирование удерживающих и сдвигающих сил с учетом изменчивости их направлений по изогнутой поверхности скольжения предложены в работах [7, 10, 11].

Этот метод можно применить и для подработанных бортов карьеров с учетом изменения физико-механических свойств массива – сцепления и угла внутреннего трения. (рис.2)

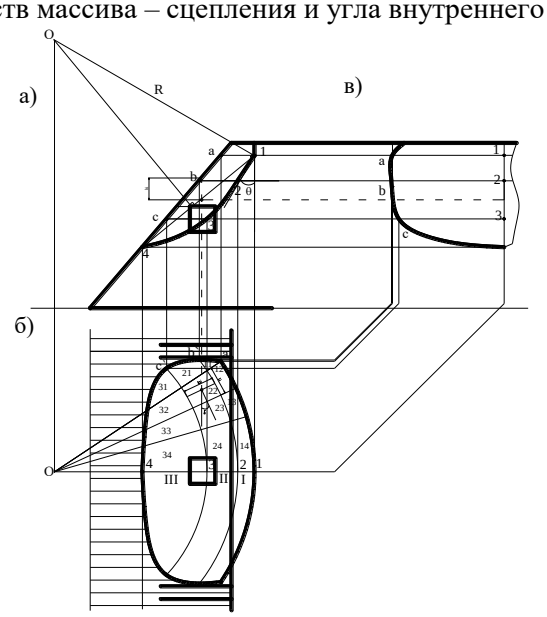


Рис. 2. Схема для расчета коэффициента запаса устойчивости по пространственной наиболее вероятной поверхности скольжения подработанного борта

При расчете коэффициента запаса устойчивости по предлагаемой методике рекомендуется в сегментах, в которых расположены подземные выработки, через которые проходит линия скольжения, сцепление необходимо принять равным 0, угол внутреннего трения снизить на процентное соотношение длины линии скольжения, проходящей через выработку, к общей длине линии скольжения (обычно 7-30%). В соседних с выработками сегментах призмы скольжения сцепление и угол внутреннего трения необходимо снизить на аналогичное процентное соотношение (в среднем 18%) [8].

По предлагаемой методике были рассчитаны коэффициенты запасов устойчивости откосов бортов карьеров медно-колчеданных месторождений. Результаты расчетов показали, что коэффициент запаса устойчивости, рассчитанный по методике с учетом объемных сил, выше чем рассчитанный по методике ВНИМИ на 20-25%. Данные результаты позволяют принять угол откоса более крутым с достаточным запасом устойчивости, и в то же время уменьшить экономические затраты по добыче полезного ископаемого.

По результатам математического моделирования с использованием метода статистической обработки экспериментальных данных получены формулы для определения высоты призмы скольжения и коэффициента запаса устойчивости по наиболее вероятной линии скольжения подработанного борта карьера, учитывающая инженерно-геологические условия массива и место заложения подземных выработок:

$$H_{вых} = K_1 + K_2 \cdot \alpha + K_3 \cdot C + K_4 \cdot \frac{H_{зал}}{H} + K_5 \cdot \varphi, \text{ м} \quad (1)$$

$$K_{зу} = K_6 + K_7 \cdot \alpha + K_8 \cdot C + K_9 \cdot \frac{H_{зал}}{H} + K_{10} \cdot \varphi, \quad (2)$$

где $K_1 - K_{10}$ - эмпирические коэффициенты, зависящие от глубины карьера (табл. 2); α - угол откоса борта карьера, град; C - сцепление пород в массиве, МПа; $\frac{H_{зал}}{H}$ - отношение глубины заложения выработки к глубине карьера.

Таблица 2

Значения эмпирических коэффициентов

Глубина карьера, м	Для расчета высоты призмы скольжения $H_{вых}$, м					Для расчета коэффициента запаса устойчивости $K_{зу}$				
	K_1	K_2	K_3	K_4	K_5	K_6	K_7	K_8	K_9	K_{10}
260	120	1,2	-46	150	-2,22	1,37	-0,0250	1,45	-0,16	0,022
360	106	1,8	-81	238	-1,97	1,35	-0,0230	1,29	-0,20	0,025
460	62	3,3	-166	328	-1,72	1,05	-0,0229	1,13	-0,24	0,028

Для удобства расчетов выведены зависимости коэффициентов K_1 - K_{10} от глубины карьера H (табл.3).

Таблица 3

Зависимости для расчетов коэффициентов K_1 - K_{10}

Для расчета высоты призмы скольжения	Для расчета коэффициента запаса устойчивости
$K_1 = 0{,}8H(1 - \frac{19H}{10^4}) + 16$	$K_6 = 2{,}01e^{-0{,}0013H}$
$K_2 = 0{,}31e^{0{,}0051H}$	$K_7 = \frac{8H}{10^5} - \frac{H^2}{10^7} - 0{,}04$
$K_3 = 1{,}2H - \frac{25H^2}{10^5} - 189$	$K_8 = -\frac{16H}{10^3} + 1{,}9$
$K_4 = 0{,}9H - 82$	$K_9 = -\frac{4H}{10^4} - 0{,}06$
$K_5 = \frac{25H}{10^4} - 2{,}9$	$K_{10} = \frac{3H}{10^5} + 0{,}014$

Результаты расчетов показывают, что:

- при увеличении угла откоса на 5º коэффициент запаса устойчивости уменьшится на 8-10% при постоянных физико-механических свойствах и глубине заложения выработок;

- с увеличением сцепления в массиве на 0,1 МПа, угла внутреннего трения на 2º коэффициент запаса устойчивости увеличится на 15-17%;

- при увеличении глубины карьера на 100 м при постоянных параметрах разработки коэффициент запаса устойчивости уменьшится на 12-14%.

Подработанный борт карьера глубиной 260 м будет устойчивым с углом откоса 35-40º. При глубине карьера 360 м угол откоса борта карьера должен быть принят 35º [8].

Вывод. Применение предложенных методик по обоснованию параметров откосов бортов карьеров, учитывающих напряженно-деформированное состояние массива, и разработка новых, учитывающих тектонические силы, позволит снизить количество оползней и обрушений при различных способах добычи полезных ископаемых, в том числе и при комбинированной разработке месторождений. Таким образом, станет возможным совершенствование системы обеспечения безопасности и предупреждения аварий на горных предприятиях на стадии проектирования.

Библиографический список

1. Свиридова Т.В., Боброва О.Б., Волкова Е.А. Обеспечение устойчивости откосов бортов карьеров с целью предупреждения аварий и чрезвычайных ситуаций // Вестник Магнитогорского государственного технического университета им. Г.И. Носова. - 2016. - Т. 14. - № 4. - С. 5-10.

2. Демин А.М. Оползни в карьерах: анализ и прогноз. - М.: ГЕОС, 2009. - 79 с.

3. Перятинский А.Ю., Свиридова Т.В., Боброва О.Б. Моделирование системы обеспечения безопасности труда // XXI век: итоги прошлого и проблемы настоящего плюс. - 2018. - Т. Т7. - № 2 (42). - С. 64-68.

4. Мануйлов П.И. Из опыта проектирования устойчивых откосов бортов карьеров // Вопросы устойчивости и структуры массива горных пород при осушении рудных месторождений: [сборник статей] / Гос. ком по черной и цвет. металлургии при Госплане СССР; [ред. М. Ф. Монтрель]. - М.: Недра, 1965. – С. 100- 114.

5. Свиридова Т.В. Применение методики расчета устойчивости откосов с учетом объемно-напряженного состояния пород для предупреждения оползневых процессов // Научно-методический электронный журнал Концепт. - 2014. - Т. 21. - С. 166-170.

6. Гавришев С.Е., Кузнецова Т.С., Некерова Т.В. Методика обоснования параметров бортов карьеров при выемке прибортовых запасов подземным способом //Вестник Магнитогорского государственного технического университета им. Г.И. Носова. – 2010. - № 1. – С. 14-17.

7. Черчинцева Т.С., Кузнецова Т.С. Геомеханические основы прогноза объемных деформаций и устойчивости откосов горных пород: монография. - Магнитогорск: ГОУ ВПО «МГТУ», 2007.

8. Некерова Т.В. Геомеханическое обоснование параметров бортов карьеров при комбинированной разработке рудных месторождений: диссертация ... кандидата технических наук. - Магнитогорск, 2010. - 163 с.

9. Мочалов А.М., Павлович А.А., Кубарев В.Ю. Геометрическое сложение сил по наиболее напряженной поверхности скольжения при оценке устойчивости бортов карьеров // Записки горного института. – 2013. - Т. 204. – С. 110-116.

10. Гавришев С.Е., Заляднов В.Ю., Кравчук Т.С., Павлова Е.В., Погорелов А.Ю. Оценка общей устойчивости бортов Сибайского карьера при отработке законтурных запасов руды подземным способом // Маркшейдерское и геологическое обеспечение горных работ. – 2013. – С. 155-163.

11. Мажитов А.М., Корнеев С.А., Пыталев И.А., Кравчук Т.С. Оценка устойчивости бортов карьера «Камаган» при подземной доработке месторождения // Горный информационно- аналитический бюллетень. – 2015. - № 15. – С. 205-215.

12. Каплунов Д.Р., Рыльникова М.В. Принципы проектирования и реализации горнотехнических систем с полным циклом освоения рудных месторождений // Горный информационно- аналитический бюллетень. – 2013. - № 27. – С. 3-11.

13. Каплунов Д.Р., Рыльникова М.В. Геотехнологические и геомеханические особенности перехода от открытых к подземным работам на больших глубинах // Горный информационно- аналитический бюллетень. – 2015. - № 56. – С. 67-79.

14. Еременко В.А., Рыльникова М.В., Есина Е.Н. Мониторинг напряженно-деформированного состояния структурно нарушенного и удароопасного массива горных пород // Горный информационно- аналитический бюллетень. – 2015. - № 15. – С. 105-116.

15. Демин А.М., Горбачева Н.П., Рулев А.Б. Механизм формирования поверхности скольжения оползня// Горный информационно- аналитический бюллетень. – 2009. - № 8. – С. 309-312.

УДК 622.271

РЕСУРСОСБЕРЕГАЮЩАЯ ТЕХНОЛОГИЯ ОТКРЫТОЙ УГЛЕДОБЫЧИ ПРИ РЕКОНСТРУКЦИИ ЗЕМЕЛЬНОГО ОТВОДА ЛИКВИДИРОВАННЫХ ШАХТ

к.т.н. Селюков А.В.
Кузбасский государственный технический университет им. Т.Ф. Горбачева, г. Кемерово, Россия

Аннотация. В настоящее время на полях действующих и ликвидированных шахт Прокопьевско-Киселевского геолого-промышленного района работают участки открытых работ. Однако, принятая на них технология не соответствует экологическим требованиям, отсутствуют научные рекомендации по технологии ведения открытых горных работ, в том числе производство работ по рекультивации.

***Ключевые слова*:** открытая угледобыча, ликвидированные участки шахт, эффективность.

Прокопьевско-Киселевский геолого-промышленный район Кузбасса представлен преимущественно наклонными и крутыми пластами, значительная часть которых относится к мощным. 65% всех запасов приходится на мощные пласты, причем 42% – на пласты мощностью более 6м. Пласты весьма сближены, около 20% расположены на расстоянии менее 10м друг от друга, 31% – от 10 до 20м. Угленосные отложения собраны в сравнительно узкие складки, вытянутые в северо-западном направлении и разбитые на отдельные блоки продольными нарушениями. Господствующей формой складчатости являются синклинали. Крылья складок падают под углом 60 – 70°, складки наклонные с углами погружения 3 – 25° [1]. По качеству и технологическим свойствам угли Прокопьевско-Киселевского района относятся к маркам К, КЖ, СС и Т.

На угольных месторождениях Прокопьевско-Киселевского района разместились поля 20 шахт. «Коксовая», «Центральная», «Ноградская», «Красный углекоп», «Зенковская», «Северный Маганак», им. К.Е. Ворошилова, им. Ф.Э. Дзержинского, им. М.И. Калинина, «Зиминка», «Красногорская», «Тырганская», им. В.В. Вахрушева, № 12, «Киселевская», «Краснокаменская», «Суртаиха», «Дальние горы», «Черкасовская» и «Тайбинская». На многих из них имеются участки с ликвидированными подземными горными работами.

Возможным объектом открытой разработки являются отработанные верхние горизонты шахтных полей.

Верхние горизонты шахтных полей, особенно старых шахт, отработаны подземным способом с большими потерями, порядка 50-60 %. Оставшиеся запасы угля на этих горизонтах шахтных полей со временем начинают самовозгораться, создавая опасную экологическую обстановку для окружающей среды. Кроме этого, создается непригодный для освоения ландшафт, характеризующийся провалами, трещинами и просадками (рис. 1).

Рис. 1. Отсыпка внешнего отвала разреза «Северный Маганак» в провал «Шахты им. М.Косогоровой»

В настоящее время большинство шахт имеют на своих полях участки открытых работ. Однако эти участки и принятая на них технология не соответствует экологическим требованиям, отсутствуют научные рекомендации по технологии ведения открытых горных работ в опасных зонах

шахтных полей, нет обоснования граничных контуров открытых горных выработок [2-5]. Характерной особенностью отработанных шахтных полей является нарушенность горного массива и отсутствие концентрированных запасов угля в их границах.

По сути, запасы угля представлены в виде фрагментарных объемов из предохранительных целиков (рис. 2), некондиционных запасов и в местах геологических нарушений. Ограниченность шахтных полей в плане объектами инфраструктуры предъявляет особые требования к ведению буровзрывных работ (подготовке горных работ к выемке).

Рис.2. Отработка предохранительного целика под промплощадкой шахты «Северный Маганак»

В этих условиях не представляется возможность применения классических систем разработки и технологий. Это предопределяет необходимость разработки новых технологических решений.

Основные показатели открытой угледобычи на шахтных полях приведены в табл. 1. Анализ данных табл. 1 показывает, что глубина открытых горных работ колеблется от 38 до 130 м. При этом коэффициент вскрыши изменяется от 7,5 до 32,3 м^3/т при производительности труда в пределах 143-399 т/месяц на одного рабочего.

Таблица 1

Обобщенные показатели участков открытых работ на шахтных полях Прокопьевско-Киселевского района

Наименование шахт	Глубина разреза, м	Средний коэффициент вскрыши, м^3/т	Производительность труда, т
Коксовая	45	27,3	143
Центральная	60	19,6	244
Ноградская	90	18,05	153
Красный углекоп	130	19,78	184
Зенковская	85	10,8	695
Северный Маганак	90	20	261
Им. Ворошилова	50	14,8	305
Им. Дзержинского	60	7,5	426
Им. Калинина	38	14,3	399
Зиминка	90	32,3	190

При сопоставлении этих данных с данными разрезов УК «Кузбассразрезуголь» можно сделать вывод, что максимальное значение коэффициента вскрыши в 3-4 раза превышает значения коэффициента вскрыши на разрезах УК «Кузбассразрезуголь». Это свидетельствует о необходимости разработки нового подхода к определению предельных контуров разрезов на отработанных шахтных полях. По сути, речь идет о повторной отработке шахтных полей открытым способом. Всего на шахтных полях Прокопьевско-Киселевского района выявлено 29 участков открытой угледобычи с общим запасом 50 млн.т.

Кардинальным решением защиты окружающей среды от негативного воздействия шахтных полей, отработанных подземным способом, является повторная разработка открытым способом с полной рекультивацией поверхности шахтного поля.

Рассмотрены следующие варианты:

– частичная разработка шахтного поля с доизвлечением оставшихся запасов угля из пластов с их выходов под наносы гидравлическими экскаваторами типа «обратная лопата»;

– сплошная отработка верхней части шахтного поля горизонтальным слоем по бестранспортной технологии с поперечным подвиганием фронта горных работ, принципы конструирования которой заложены в работах [6-8].

При этом в каждом из этих вариантов предусматривается комплекс мероприятий по снижению отрицательного влияния открытых горных работ на окружающую среду в процессе осуществления повторной разработки шахтных полей.

В процессе доизвлечения оставшихся запасов угля из шахтных полей открытым способом предусматривается проведение рекультивации нарушенных земель вслед за подвиганием фронта горных работ.

Причем производится раздельная выемка скальных вмещающих пород, потенциально-плодородных пород, плодородного слоя и угольных пластов. На стадии технического этапа рекультивации крепкие породы внутреннего отвала засыпаются потенциально плодородными породами, на которые в свою очередь наносится плодородный слой пород с последующим проведением биологического этапа рекультивации. Таким образом, выполняется весь комплекс работ по превращению поверхности шахтных полей в экологически безопасное состояние с последующим ее использование в народном хозяйстве.

Параметры подготовительной траншеи определяются исходя их возможности выемки угольного пласта гидравлическим экскаватором (рис.3).

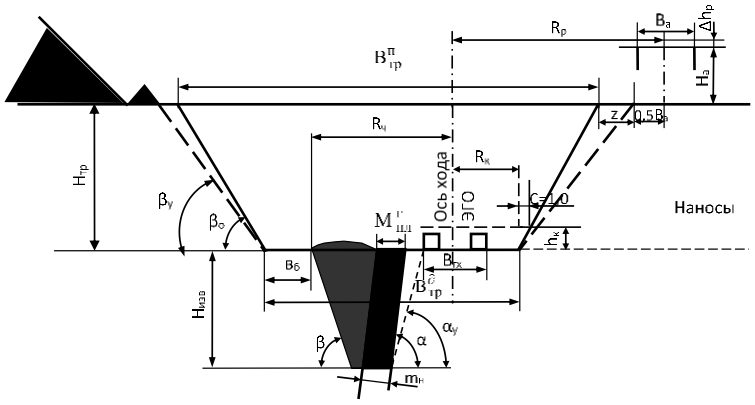


Рис. 3. Схема к расчету параметров подготовительной траншеи

Минимальная ширина подготовительной траншеи по дну определяется по выражению

$$B_{тр}^{\partial} = в_б + H_{изв}\cdot\left(ctg\alpha + ctg\beta\right) + M_{пл}^{г} + H_{изв}\left(ctg\alpha_у - ctg\alpha\right) + 0{,}5B_{гх} + R_к + C -$$

$$- h_к\cdot ctg\beta_о + B_к = H_{изв}\left(ctg\beta + ctg\alpha_у\right) + \frac{m_н}{\sin\alpha} + R_к + 0{,}5B_{гх} + \quad (1)$$

$$+ C + в_б - h_к\cdot ctg\beta_о + B_к,$$

где $H_{изв}$ – глубина извлечения угольного пласта, м; β – угол откоса выемки, град; $\alpha_у$ – устойчивый угол откоса пород в почве пласта, град; α – угол падения пласта, град; $m_н$– мощность пласта по нормали, м;$B_{гх}$ – ширина гусеничного хода гидравлического экскаватора, м; $B_к$ – ширина передней стенки ковша экскаватора, м; $R_к$ – радиус вращения кузова экскаватора, м; C – зазор между кузовом экскаватора и откосом траншеи, м; $в_б$ – предохранительная берма, м; $h_к$ – просвет между кузовом экскаватора и дном подготовительной траншеи, м; $M_{пл}^{г}$ – горизонтальная мощность пласта, град.

Ширина траншеи поверху устанавливается из выражения

$$B_{тр}^{п} = B_{тр}^{\partial} + 2\cdot H_{тр}\cdot ctg\beta_о \ , \quad (2)$$

где $H_{тр}$ – глубина траншеи, м; β_0 – угол откоса бортов траншеи, град.

Углы откосов бортов приняты согласно Заключению №122 от 31.08.2006 г., разработанному СФ ОАО “ВНИМИ”.

К тому же после отработки шахтных полей подземным способом поверхность представляет собой экологически опасную зону, характеризующуюся провалами, трещинами и разломами, способствующими возникновению пожаров от самовозгорания оставшихся запасов угля в целиках. Кроме этого, не исключается возможность выхода в атмосферу по трещинам и разломам отравляющих газов с нижних горизонтов шахтных полей.

Для устранения этих явлений возникает необходимость сплошной их отработки открытым способом с извлечением оставшихся запасов угля по технологии с внутренним отвалообразованием и рекультивацией вслед за подвиганием фронта горных работ. В этом случае создается надежный изолирующий слой из сыпучих отвальных пород, охраняющий окружающую среду от негативного воздействия отработанных шахтных полей подземным способом. Наиболее соответствующей условиям ведения открытых горных работ на полях ликвидированных шахт является слоевая поперечная сплошная система разработки с отработкой слоя по бестранспортной технологии.

Сущность данной технологии заключается в следующем.

В одном из торцов шахтного поля вкрест простирания свиты угольных пластов сооружается подготовительный котлован глубиной, обеспечивающей отработку горизонтального слоя по бестранспортной технологии (рис. 4).

Отработка породоугольного слоя ведется подуступами в нисходящем порядке с выемкой оставшихся запасов из угольных пластов гидравлическими экскаваторами обратная лопата и экскавацией вскрыши шагающим экскаватором во внутренний отвал (рис. 4).

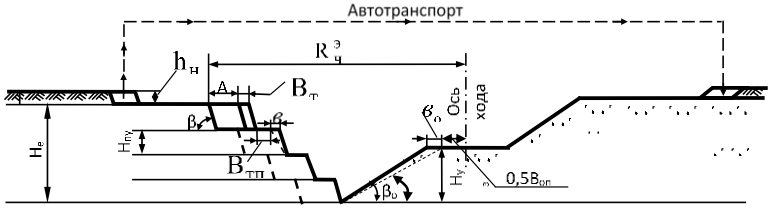


Рис. 4. Схема к расчету мощности слоя по бестранспортной технологии

Наносы отрабатываются мехлопатой с транспортированием автосамосвалами на поверхность внутреннего отвала, сформированного шагающим экскаватором по бестранспортной технологии из крепких вскрышных пород.

Условие возможности отработки породоугольного слоя мощностью $H_с$ по бестранспортной технологии выражается равенством

$$R_ч^{эш} = n\left[H_{пу}ctg\beta + B_т + B_{тп} + в\right] - \left(B_т + B_{тп} + в\right) + A + \\ + H_{уэ} \cdot ctg\beta_о + в_о + 0{,}5B_{оп}, \quad (3)$$

где $R_ч^{эш}$ – радиус черпания шагающего экскаватора, м; n – количество отрабатываемых подуступов, м; $H_{пу}$ – высота подуступа, м; $B_т$ – ширина съезда, м; $B_{тп}$ – ширина транспортной полосы для сквозного проезда автосамосвалов, м; $в$ – берма безопасности на подуступе, м,

$$в = H_{пу}\left(ctg\beta_у - ctg\beta\right) ; \quad (4)$$

$\beta_у$ – угол устойчивого откоса, град.; β – угол временного стояния откоса, град.; A – ширина заходки гидравлического экскаватора по выемке угольных пластов (целиков), м; $H_{эу}$ – высота установки шагающего экскаватора в отвальной зоне, м; β_0 – угол естественного откоса отвала, град.;$в_о$ – берма безопасности на отвальной площадке установки драглайна, м

$$в_о = H_{уэ}\left(ctg\beta_{оу} - ctg\beta_о\right) ; \quad (5)$$

$\beta_{оу}$ – угол устойчивого откоса отвала, град.

Решая равенство (5) относительно n, получим

$$n = \frac{R_ч^{эш} + B_т + B_{тп} + в - A - \left(H_{уэ} \cdot ctg\beta + в_о + 0{,}5B_{оп}\right)}{H_{пу}ctg\beta + B_т + B_{тп} + в} . \quad (6)$$

Исследуя полученное выражение относительно параметра «n» для различных параметров драглайнов и технологии, получим допустимую мощность породоугольного слоя, отрабатываемого по бестранспортной технологии

$$H_с = n \cdot H_{пу} ; \quad (7)$$

или

$$H_с = \left[\frac{R_ч^{эш} + B_т + B_{тп} + в - A - \left(H_{уэ} \cdot ctg\beta + в_о + 0{,}5 \cdot B_{оп}\right)}{H_{пу} \cdot ctg\beta + B_т + B_{тп} + в}\right] \cdot H_{пу} . \quad (8)$$

Графическая интерпретация данного выражения представлена графиком-номограммой (рис. 5), позволяющий исследовать взаимозависимость основных параметров. Ключ:

$$R_ч^{эш} \rightarrow H_{уэ} \rightarrow H_{пу} \rightarrow H_с .$$

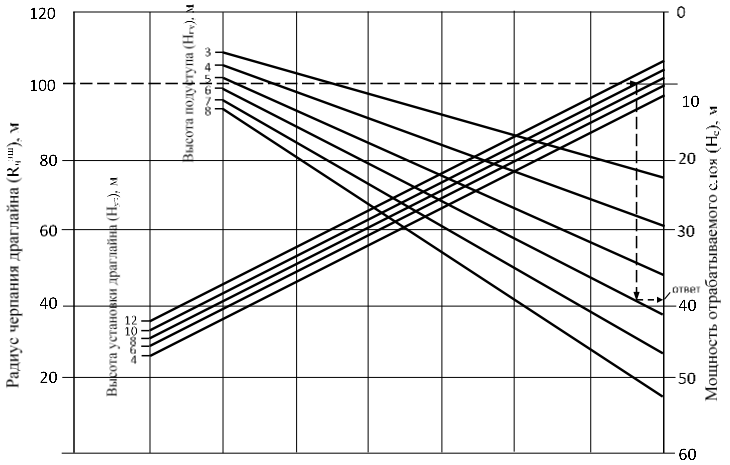


Рис. 5. График–номограмма взаимозависимостей параметров технологии сплошной отработки шахтных полей

Увеличение высоты слоя, отрабатываемого по бестранспортной технологии, возможно за счет частичной переэкскавации пород с верхних экскаваторных заходок в зону черпания драглайна, а также варьированием высоты установки драглайна в отвальной зоне и параметрами забойной зоны. Вся поверхность шахтного поля, за исключением площадей под целики в зоне расположения промышленной площадки, отрабатывается на глубину, равную мощности слоя с внутренним отвалообразованием по бестранспортной технологии с последующей рекультивацией.

Выводы. Предлагается сплошная отработка верхних горизонтов шахтных полей с одновременной выемкой оставшихся запасов угля из пластов, отработанных подземным способом.

Экономический эффект формируется за счет следующих факторов: дополнительное извлечение угля; рекультивация нарушенных земель после подземной разработки шахтных полей; снижение загрязнения окружающей среды (атмосферы) вредными выбросами.

Примерный расчет эффективности предлагаемых технологии открытой разработки ликвидированных участков шахтных полей показывает, что общий удельный экономический эффект составляет 50-62 руб./т.

Библиографический список

1. Макаров В.Н. Технология ведения открытых горных работ на полях ликвидированных шахт // В.Н.Макаров, А.И. Корякин, А.В. Селюков. – Кемерово: Кузбассвузиздат, 2010. – 139 с.

2. Селюков А.В. Определение мощности экранирующего слоя при поперечной системе разработки ликвидированных шахтных полей / А.В.Селюков, В.Н. Макаров // Вестник КузГТУ. – 2010. - № 6. - С. 26-30.

3. Селюков А. В. Технология доизвлечения угольных целиков открытым способом на полях ликвидированных шахт / А.В.Селюков, В.Н. Макаров // Вестник КузГТУ. – 2010. - № 6. - С. 30-33.

4. Селюков А.В. Эффективность технологии доработки оставшихся запасов угля на верхних горизонтах шахтных полей открытым способом / А.В.Селюков, В.Н. Макаров // Вестник КузГТУ. – 2011. - №1. - С. 29-31.

5. Селюков А.В. Технология нарезки транспортной бермы в бестранспортной зоне при поперечной системе разработки // Вестник Иркутского государственного технического университета. – 2011. - №2 (49). - С. 67-70.

6. Селюков А. В. Проектирование динамичностью рядов вариаций транспортной и бестранспортной технологий открытой разработки наклонных и крутопадающих залежей // Вестник КузГТУ. – 2016. - № 4. - С.59-64.

7. Селюков А.В. Определение технической границы бестранспортной рабочей зоны при сплошной поперечной системе открытой разработки месторождений угля // Вестник Забайкальского государственного университета. - 2017. - Т.23. - № 2. - С. 44-52.

8. Селюков А.В. Вычисление доли бестранспортной технологии при углубочно-сплошной поперечной системе открытой разработки // Вестник Академии наук республики Башкортостан. «Науки о Земле». - 2017. - № 4/1. - С. 40-46.

9. Селюков А.В. Природоохранные технологии открытых горных работ // LAP LAMERT Academic Publishing GmbH & Co. KG Saarbrucken, Germany, 2012. – 234 с.

УДК 666.972.163(045)

КОМПЛЕКСНОЕ ИСПОЛЬЗОВАНИЕ ОТХОДОВ ГОРНОДОБЫВАЮЩИХ ПРЕДПРИЯТИЙ НА ПРИМЕРЕ ПРИМЕНЕНИЯ МИНЕРАЛЬНЫХ ЧАСТИЦ «ХВОСТОВ» ФЛОТАЦИИ В СТРОИТЕЛЬНЫХ МАТЕРИАЛАХ

[1]Журковский М.Е., [1]д.т.н. Блазнов А.Н., [2]д.ф.-м.н. Жарова И.К.
1 - Институт проблем химико-энергетических технологий СО РАН, г. Бийск, Россия
2 - Национальный исследовательский Томский государственный университет, Научно-исследовательский институт прикладной математики и механики, г. Томск, Россия

Аннотация Рассмотрены проблемы экологии, вызванные накоплением и хранением хвостов флотации на одной из обогатительных фабрик Горного Алтая. Проведены гранулометрические исследования твердых частиц текущих и лежалых хвостов флотации. Предложено использовать их в качестве добавки в бетоны. Экспериментально показано, что добавка 10 % масс. частиц повышает прочность бетона в 1,6 раза и является оптимальной, дальнейшее повышение содержания мелких частиц отходов в бетоне значительно снижает его прочность.

Ключевые слова: горнорудные отходы, хвосты флотации, хвостохранилище, илы, минеральные частицы, дисперсный состав, бетон, прочность.

Республика Алтай - один из старейших золотодобывающих регионов Российской Федерации. На Синюхинском золотомедно-скарновом месторождении, открытом в 1947 г и разрабатываемом с 1952 г Рудником «Веселый» [1], построено в 1984 г хвостохранилище площадью ~18,7 га, с объемом ежегодно складируемых отходов до 0,2 млн.м^3 [2]. Проблемы рекуперации отходов в республике не решены по настоящее время. Продолжительное накопление отходов способствует усилению экологического загрязнения.

Хвостохранилище представляет собой каскад из пяти прудков-отстойников (секций с ограждающей дамбой), где проходит частичная очистка водной фазы пульпы от взвешенных частиц и флотореагентов (ксантогенат бутиловый, полиакриламид, сосновое масло, сода). Основная часть отстоявшейся воды возвращается на фабрику, 10÷25 м^3/час сбрасывается в руч. Синюху, впадающий в более крупные реки Сейку, Ыныргу (бассейн р. Бия) [2].

Загрязнение происходит за счет содержащихся в водной фазе хвостов флотореагентов, нефтепродуктов и других загрязнителей. В донных отложениях прослеживается механическое загрязнение тонкой фракцией хвостов расстоянием до 10 км по руслам рек [2]. Также возможно загрязнение за счет уноса тонких фракций в периоды проливных дождей и интенсивного таяния снега из отвалов, илов, образуемых из твердых отходов, накапливаемых в прудках-отстойниках [3].

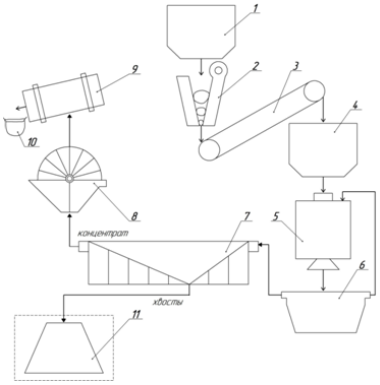
Уровень присутствия тяжелых металлов широко варьируется, главным образом зависит от их содержания в переработанных рудах. Ранее в технологии золотоизвлечения использовалась ртуть, а с 1991 г в связи с запретом ртутного обогащения амальгамация была прекращена. В настоящее время хвосты флотации содержат ртуть около 0,98 мл/кг что не превышает предельно допустимых концентраций [4].

Последствиям загрязнения посвящена работа [4] и др., оценивающие характер и масштабы загрязнений в приземной атмосфере, почве, воде, растениях, и создаваемых техногенных ландшафтов. Эти работы показывают важность переработки горнорудных отходов.

Существуют множество способов очистки сточных флотационных вод – механические, химические, биологические и другие. На рассматриваемом предприятии основной метод – это грубая очистка, осуществляемая путем отстаивания. Получаемые отходы – илы, представляют собой твердые высокодисперсные минеральные частицы. Интерес представляет использование, переработка получаемых твердых частиц.

В направлении переработки хвостов флотации, многие исследователи [2] и другие, рассматривают их как ценное комплексное вторичное сырье, работы часто направлены на возможность доизвлечения полезных ископаемых. По разным оценкам, в фвостах флотации содержатся 1,25÷1,35 г/т золота, 5,0÷5,5 г/т серебра, 0,14÷0,15 г/т меди преимущественно в пептизированном состоянии, частично в виде амальгамы [2]. Но это не решает проблем, связанных с загрязнением и накоплением высокодисперсных минеральных пустых пород. Проблему утилизации твердых частиц хвостов флотации, предлагается решить путем их введения в строительные материалы, где часто используются минеральные наполнители и добавки.

На рис. 1 приведена упрощенная технологическая схема переработки руды на рассматриваемой обогатительной фабрике.



1 – бункер; 2 – дробилка щековая; 3 – ленточный транспортер; 4 – бункер; 5 – мельница шаровая; 6 – отсадочная машина; 7 – флотационная машина; 8 – вакуум-фильтр дисковый; 9 – барабанная сушилка; 10 – упаковка; 11 – хвостохранилище

Рис. 1. Упрощенная технологическая схема фабрики рудника «Веселый»

Из бункера 1 руда поступает в дробилку щековую 2 на дробление, далее транспортером 3 через бункер 4 – в шаровую мельницу 5 на измельчение. Затем продукт попадает в отсадочную машину 6, где происходит разделение суспензии: крупные частицы возвращаются в мельницу на доизмельчение, суспензия же подается во флотационную машину 7, откуда концентрат идет через вакуум-фильтр дисковый 8 в барабанную сушилку 9 и на упаковку 10, а хвосты направляются в хвостохранилище 11, которое представляет собой прудок для отстаивания.

Из упрощенной схемы технологического процесса видно, что на дробление и измельчение расходуется основное количество энергии. Хвосты флотации состоят уже из измельченных частиц, следовательно, самые дорогостоящие процессы дробления и измельчения по получению минерального заполнителя/добавки для изготовления строительных материалов уже выполнены. При этом, экономическая выгода использования хвостов в строительных материалах может существенно превышать потенциальную выгоду от доизвлечения полезных металлов в связи с их мизерным содержанием, необходимостью дополнительных затрат на оборудование и сложностью технологии доизвлечения.

Для применения отходов флотации в качестве наполнителя необходимо оценить экологическую безопасность на радиоактивность и на содержание токсических веществ. Оценка радиоактивности проводится по ГОСТ 30108-94 «Материалы и изделия строительные. Определение удельной эффективной активности естественных радионуклидов». Для всех видов строительства Аэфф до 370 Бк/кг, для строительства дорожных покрытий населенных пунктах Аэфф до 740 Бк/кг.

Содержание токсических веществ не должно превышать предельно допустимые концентрации (ПДК) согласно указанных в гигиенических нормах ГН 2.1.6.695-98 «Предельно допустимые концентрации (ПДК) загрязняющих веществ в атмосферном воздухе населенных мест». К токсичным относятся оксиды MnO_2, CuO, HgO, NO_2, CO, SO, а также мышьяк, пыль, ртуть, свинец и другие.

Для использования твердой части хвостов флотации в качестве наполнителя или добавки в строительные материалы необходимо знать их гранулометрический состав. При исследовании гранулометрического состава хвостов флотации возникает ряд трудностей, связанных с большим интервалом размеров частиц, варьирующихся от 0,1 мкм до 300 мкм (рис. 2). Слишком крупные частицы закрывают большое поле обзора, в оптических методах мешая классифицировать более мелкие. Массовая классификация ситовым методом не позволяет исследовать частицы с размерами меньшими отверстий самих сит. Поэтому для определения гранулометрического состава разных интервалов используют различные методы, например в диапазоне размеров частиц 0,001÷100 мкм микроскопический метод, в диапазоне 50÷10000 мкм – ситовой анализ.

На фотографиях видно, что частицы разнообразны по размерам, имеют неправильную форму, с дробленными краями, что обусловлено процессами измельчения.

Проводилось исследование гранулометрического состава «текущих» хвостов флотации на выходе с фабрики, и «лежалых» хвостов – илов, отобранных у дамбы в прудке-отстойнике. В связи с большой разнородностью по крупности частиц использовались разные методы. Ситовым оценивались частицы 50÷300 мкм, микроскопическим методом – частицы 0÷100 мкм. Полученные данные

обрабатывали и находили функции распределений по размерам. Дифференциальной функцией удобно оценивать плотность распределения, интегральной – объемную (массовую) долю частиц заданного размера.

а б

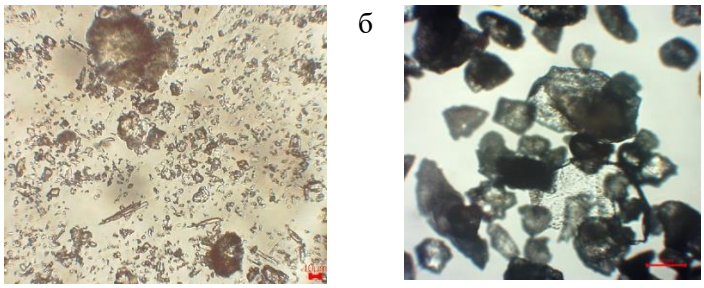


Рис. 2. Фотографии частиц мелкой (а) и крупной (б) фракции

На рис. 3 представлены дифференциальная и интегральная функции распределения по размерам твердых частиц текущих хвостов флотации, полученные ситовым анализом. Из графиков видно, что доля крупных частиц (более 100 мкм) мала, основная массовая доля приходится на частицы меньших размеров.

а б

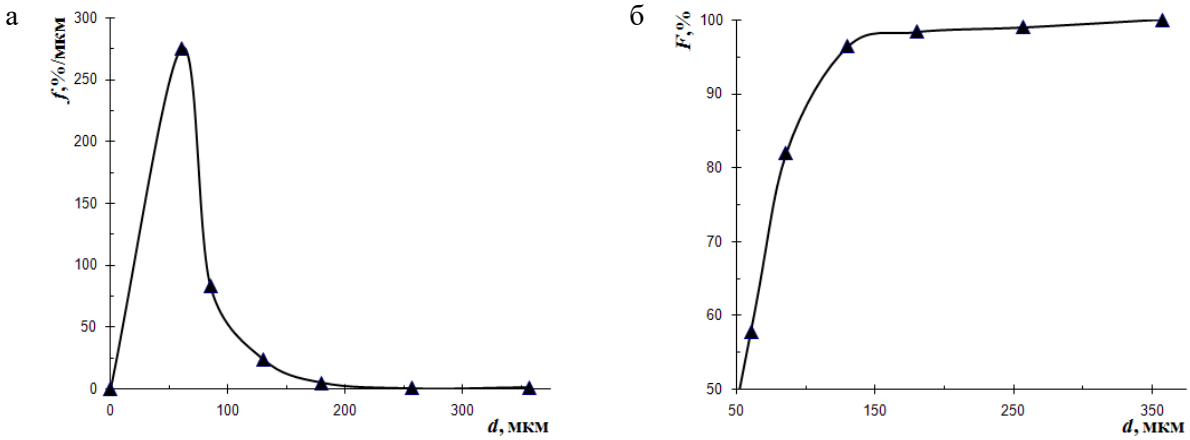


Рис. 3. Гранулометрический состав текущих хвостов флотации (ситовой анализ):
а – дифференциальная функция, б – интегральная

На рис. 4 представлены зависимости, полученные микроскопическим методом, позволяющие оценить частицы до 100-150 мкм. На дифференциальной кривой (рисунок 4 а) наблюдается два максимума, что не характерно для функций нормального распределения. Это может быть вызвано различным минеральным составом исследуемых частиц (следовательно, различной их прочностью), или особенностью технологического процесса дробления и обогащения.

а б

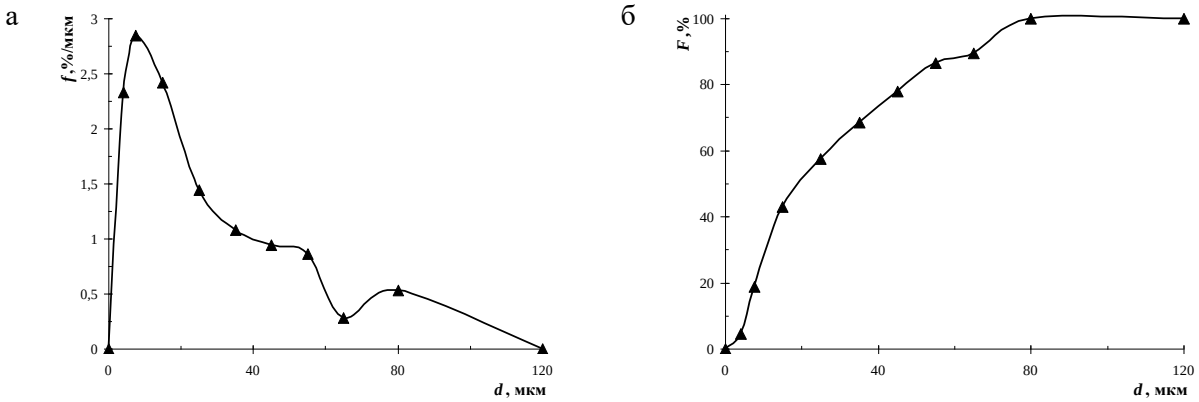


Рис. 4. Гранулометрический состав текущих хвостов флотации (микроскопический анализ):
а – дифференциальная функция, б – интегральная

При осаждении в прудках-отстойниках по мере истечения пульпы происходит естественная классификация твердых частиц флотации по размерам: вначале осаждаются крупные, затем – мелкие (по направлению течения). Гранулометрический состав лежалых хвостов – илов (отобранных у

дамбы прудка ниже сброса сточных вод с фабрики на 1 км), производили микроскопическим методом (рис. 5).

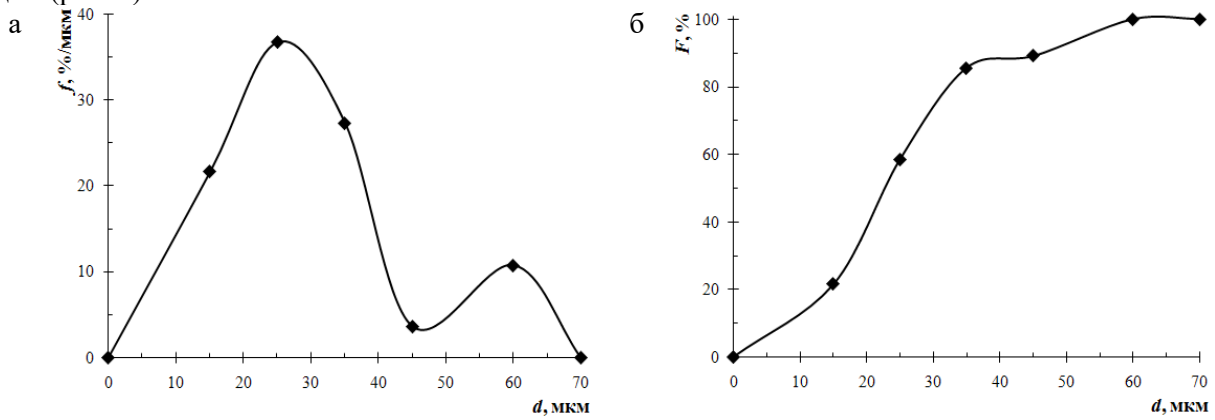


Рис. 5. Гранулометрический состав илов флотации: а – дифференциальная кривая, б – интегральная

Илы состоят из более тонкой фракции твердых частиц, чем хвосты на выходе с фабрики и имеют размеры менее 70 мкм. Также сохраняется тенденция двух пиков.

Тонкие фракции «илов» наиболее актуально вовлекать в производство, так как они:

– наносят наибольший вред окружающей среде (способны создавать стойкие суспензии с водой и разноситься на большие расстояния, их малый размер позволяет внедряться в организмы животных, растений);

– имеют более узкий диапазон распределения, что позволяет наиболее точно регулировать характеристики получаемых материалов с их использованием;

– имеют более развитую удельную поверхность, что может обеспечить, наряду с неровными краями, улучшение механического сцепления частиц и их адгезии.

В работе [5] рассматривается модель использования вторичного минерального сырья, путем классификации и применения его как наполнителя в строительных материалах. При применении хвостов в качестве наполнителя в строительных материалах необходимо, чтобы эти частицы отвечали ряду физико-химических свойств, для этого используют ГОСТ 9758-2012 «Заполнители пористые неорганические для строительных работ. Методы испытаний». Описанные методики позволяют определить насыпную плотность, истинную плотность, пористость, теплопроводность, влажность и другие свойства. Для использования хвостов в качестве минеральной добавки к цементу необходимо чтобы добавка отвечала требованием ГОСТ Р 56196-2014 «Добавки активные минеральные для цементов. Общие технические условия» по основным техническим требованиям к физико-механическим, химическим показателям, требованиям к безопасности и охране окружающей среды.

Использование хвостов в качестве наполнителя в чистом виде не эффективно из-за высокой дисперсности или удельной поверхности частиц, так как это приводит к перерасходу связующего и к снижению прочности. Наибольший интерес представляет исследование возможности применения минеральных частиц флотационных отходов в качестве добавок в наиболее распространенные коммерческие строительные материалы – бетоны различных классов.

Для исследований была разработана оснастка и методика затворения, твердения и испытаний образцов бетона [6]. Изготавливали образцы бетонов цилиндрической формы высотой 50 мм и диаметром 50 мм (рис. 6а). Испытания по определению прочности при сжатии проводили на 28-е сутки твердения бетона. Характер разрушения образцов соответствовал классическому (по требованиям ГОСТ 10180-2012), в виде двух конусов (рис. 6б).

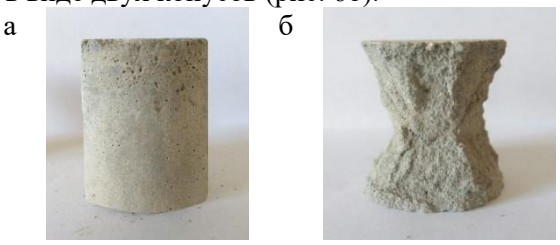


Рис. 6. Исходный образец бетона (а) и характер разрушения при испытаниях (б)

Проведены исследования возможности использования лежалых хвостов флотации (илов) в качестве добавки в бетоне путем замены части песка (табл. 1). Цемент использовался ЦЕМ II/А-Ш 32,5Б, в количестве 25 % от массы твердых компонентов. Основной наполнитель – речной песок с крупностью зерен до 2,5 мм.

Таблица 1

Прочность бетона при сжатии в зависимости от содержания илов флотации

Содержание илов флотации, %	0	5	10	15	75
Прочность при сжатии, МПа	14,48±0,70	20,22±0,99	23,53±1,44	20,99±2,23	6,59±0,67

Показано, что прочность бетонов возрастает при использовании илов флотации в смеси с основным наполнителем. Установлено оптимальное содержание добавки 10 % (увеличение прочности бетона в 1,6 раза по сравнению с контрольным образцом без добавки), при дальнейшем увеличении массового содержания добавки прочность бетона снижается. Повышение прочности бетона может объясняться уменьшением концентрации напряжений при заполнении пустот между крупными частицами песка частицами добавки, и формированием более равномерной структуры. При использовании илов в чистом виде без песка (75 % илов + 25 % цемента) прочность получаемого бетона значительно снижается. Этот эффект может объясняться загрязнением активной поверхности цемента минеральными частицами, перенасыщением бетонной смеси мелкими частицами с нарушением нормальной структуры бетона [7].

Работа выполнена при использовании оборудования Бийского регионального центра коллективного пользования СО РАН (ИПХЭТ СО РАН, г. Бийск).

Выводы. Рассмотрены проблемы ухудшения экологии в результате сброса сточных флотационных вод в прудки-отстойники. Основным загрязняющим компонентом являются мелкие взвешенные частицы, способные проникать на большие расстояния от места сброса.

Отобраны пробы сточных вод и илов, проведены гранулометрические исследования размеров частиц текущих и лежалых хвостов флотации. Показано, что на выходе с обогатительной фабрики твердые частицы имеют размеры до 300 мкм, тогда как частицы, осевшие возле дамбы прудка, расположенной ниже сброса на 1 км, имеют размеры до 70 мкм.

Предложено использовать твердые частицы хвостов флотации в качестве добавок в строительные материалы. Показано, что введение 10 % масс. частиц повышает прочность бетона в 1,6 раза, дальнейшее повышение массового содержания минеральных частиц снижает прочность бетона, что можно объяснить загрязнением активной поверхности цемента и снижением адгезионных свойств.

Исследование выполнено при финансовой поддержке РФФИ в рамках научного проекта № 17-38-50200 «мол_нр»

Библиографический список

1 Сыздыкова Ж.М. Петрографическая характеристика пород в районе рудника «Веселый» (Республика Алтай) / Ж.М. Сыздыкова, М.М. Кириллова // Проблемы геологии и освоения недр: Труды XVI Международного симпозиума имени академика М.А. Усова студентов и молодых ученых, посвященного 110-летию со дня основания горно-геологического образования в Сибири. Том I; Томский политехнический университет. – Томск: Изд-во Томского политехнического университета, 2012. – С. 153-155.

2 Сакладов А.С. О влиянии производственных отходов ОАО «Рудник «Веселый» на состояние окружающей среды / А.С. Сакладов, Ю.В. Робертус, Р.В. Любимов // Природные ресурсы Горного Алтая. – 2007. – № 1. – С. 79.

3 Блазнов А.Н. Экспериментальные исследования осаждения твердых частиц под действием гравитационных и центробежных сил в процессах очистки сточных флотационных вод / А.Н. Блазнов, В.В. Кырлан, А.В. Фролов, В.Е. Бажин, Д.Б. Иванова // Ползуновский вестник. – 2013. – № 3. – С. 293–299.

4 Сакладов А.С. Характер и масштабы влияния на окружающую среду отходов горнодобывающих предприятий республики Алтай / А.С. Сакладов.: дис. … канд. геолого-минералогических наук: 25.00.36. – М., 2008. – 155 с.

5 Панова В.Ф. Замена природных ресурсов за счет применения техногенного сырья / В.Ф. Панова, С.А. Панов // Наукоемкие технологии разработки и использования минеральных ресурсов. – 2015. – № 2. – С. 152-157.

6 Журковский М.Е. Исследование процесса твердения бетона с минеральными добавками / М.Е. Журковский, В.В. Фирсов, А.Н. Блазнов, П.В. Верещагин // Технологии и оборудование химической, биотехнологической и пищевой промышленности: материалы X Всероссийской научно-практической конференции студентов, аспирантов и молодых ученых с международным участием (24-26 мая 2017 года, г. Бийск) / Алт. гос. техн. ун-т, БТИ. – Бийск: Изд-во Алт. гос. техн. ун-та, 2017. – С. 258-262.

7 Траутваин А.И. Особенности механоактивированных минеральных порошков / А.И. Траутваин, В.В. Ядыкина, А.М. Гридчин // Строительные материалы. – 2011. – № 11. – С. 32-34.

УДК 669: 621.311.22

ПОЛНОСТЬЮ ЭКОЛОГИЧЕСКИ ЗАМКНУТАЯ ТЕХНОЛОГИЯ ГАЗИФИКАЦИИ ПЫЛЕВИДНЫХ ФРАКЦИЙ ОБОГАЩЕНИЯ УГЛЯ С ВОССТАНОВЛЕНИЕМ МЕТАЛЛОВ И АЛЮМОСИЛИКАТОВ ИЗ ЗОЛЫ

[1]д.т.н. Цымбал В.П., [1]к.т.н. Рыбенко И.А., [2]к.т.н. Оленников А.А., [1]Рыбушкин А.А., [1]к.т.н. Кожемяченко В.И., [1]Сеченов П.А.

1 - Сибирский государственный индустриальный университет, г. Новокузнецк, Россия

2 - Тюменский государственный университет, г. Тюмень, Россия

Аннотация. В проекте предлагается экологически и энергетически замкнутая безотходная технология газификации пылевидных отходов углеобогащения во взвешенном слое шлака с получением кондиционного синтез-газа, одновременным восстановлением и выделением металла из золы и шлака, а также с получением высоко пористого алюмосиликатного шлака (микросфер), пригодного в качестве легкого заполнителя, красок и покрытий с низкой теплопроводностью, а также адсорбента и других применений.

Ключевые слова: агрегат СЭР, газошлаковая эмульсия, кислородная конверсия, диметиловый эфир, синтез-газ, микросфера, газопоршневая электростанция, энерготехнологическая схема.

Краткая характеристика проекта. Для решения задачи полностью экологически замкнутого разделения угля (отхода углеобогащения) используется ранее разработанный для прямого восстановления пылевидных металлургических отходов и руд струйно-эмульсионный агрегат СЭР (самоорганизующийся струйно-эмульсионный реактор) [1, 2]. В первом (шарообразном) реакторе этого агрегата (рис. 1) за счет эффективного распыления падающей струи шихты (уголь, шлакообразующие) встречными струями кислорода создается большая межфазная поверхность химического взаимодействия, образовавшаяся газовзвесь через газодинамически запираемый канал, подается в нижнюю часть вертикального цилиндрического реактора, где образует газодинамическую «провальную решетку», на которой висит газошлаковая эмульсия. Внутри этой эмульсии и осуществляется неполное сжигание угля (до CO) с практически полным использованием образующейся при этом тепловой и химической энергии. Благодаря организации механизма гравитационной сепарации, происходит разделение продуктов на шлак, металл и газ, который через шлакоприемник поступает под решетку реформера газа, на которой осуществляется паро-угольное сжигание и обогащение газа водородом до объемного соотношения H_2/CO равного 1/1, что уже является хорошим результатом [3, 4] для последующего синтеза диметилового эфира, по крайней мере, лучшим, чем в методе Фишер-Тропша, где еще нужно отделять азот [5].

Если же поблизости имеются ресурсы метана или природного газа, то путем кислородной конверсии относительно небольшого количества метана (15-20% от объема газа) можно получить оптимальное соотношение H_2/CO равное 3/2 для синтеза диметилового эфира и 2/1 – для метанола, соответствующие их химическим формулам. В этом случае можно осуществить практическибезотходный каталитический синтез моторного топлива.

Устройство и принцип действия агрегата СЭР. Процесс реализуется в представленном на рис. 1 агрегате следующим образом [6]. Порошкообразная шихта, состоящая из смеси угля (отхо-

дов) и шлакобразующих (оксидов железа) подается с помощью дозирующего питателя 2 в центральную зону реакционной камеры 1, где в месте встречи потоков кислорода, подаваемых через встречно направленные фурмы 3, образуется диск уплотнения, на котором в результате динамического взаимодействия струй происходит интенсивная турбулизация потока шихты и образование больших поверхностей для гетерогенного химического взаимодействия. При этом за счет неполного сжигания в реакционной камере 1 части угля или другого восстановителя в соответствии с долей поданного кислорода происходит нагрев и частичное восстановление оксидов.

В данном агрегате, обладающем определенной универсальностью, как отдельная задача, возможна переработка, то есть газификация, только угля, без добавки руды или с минимальной добавкой ее, лишь с целью снижения температуры процесса и получения пенистой шлаковой эмульсии. При таком варианте технологии одновременно с неполным сжиганием угля внутри газошлаковой эмульсии осуществляется восстановление металлов (железа, марганца и др.) из оксидов, содержащихся в золе угля и в шлакообразующих добавках. В этом случае состав газа по сумме CO и H_2 приближается к 90%.

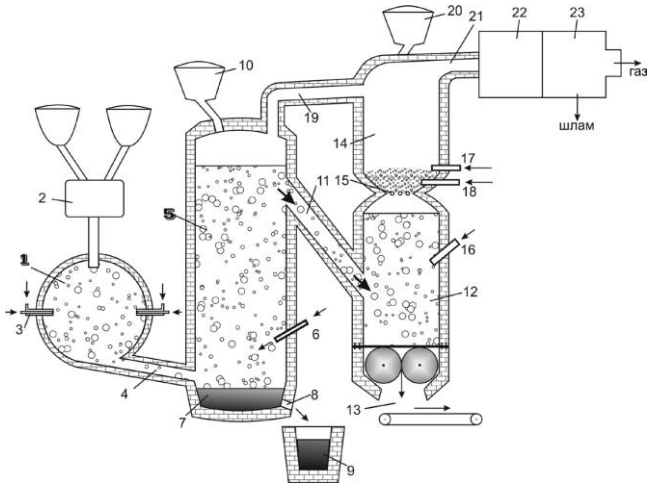


Рис. 1. Схема безотходной комплексной газификации

Технология с добавлением к углю оксидов железа (шлама, хвостов обогащения) является очень рациональной, так как при этом часть газообразного кислорода замещается кислородом, извлекаемым из оксидов железа, а получаемый металл или синтез-газ становятся, по существу, дармовыми. При этом жидкое железо и его оксиды одновременно являются катализаторами, позволяющими ускорить процесс и увеличить выход некоторых компонентов синтез-газа.

Использование в качестве рафинирующего отстойника вертикального колонного реактора 5 с нижней подачей реакционной газовзвеси в сочетании с существенным отклонением процессов от термодинамического равновесия является важнейшим фактором, который обуславливает возможность разделения потока металла, оседающего в копильнике 7, и потока газошлаковой эмульсии, отводимой по наклонному каналу 11 в шлакоприемник 12, где осуществляется разделение шлака и газа.Для доведения состава попутного технологического газа, поступающего из шлакоприемника 12 через охлаждаемую решетку 15 в камеру конверсии газа 14, до кондиционного состава синтез – газа, пригодного для переработки в диметиловый эфир или метанол, под решетку 15, с расположенным на ней постоянно пополняемым с помощью устройства 19 слоем кокса или угля, подают пар, а над решеткой 15 в камеру конверсии газа 14, подают природный газ и кислород, обеспечивая при этом объемное отношение CO к H_2 в получаемом газе 2/3 или 1/2 соответственно для получения диметилового эфира или метанола. Полученный при этом синтез – газ из камеры 14 через канал 21 подается в охладитель (например, котел - утилизатор) 22, газоочистку 23 и затем потребителю, например, в агрегат каталитического синтеза диметилового эфира или метанола, или для энергетических целей. Шлам, образующийся в газоочистке 23, рециркулируется в технологический процесс, что позволяет получить бездымную технологию.

Преимущество данного изобретения заключается в том, что установка последовательно с рафинирующим отстойником 5 камеры 14 коррекции состава газа, совмещенной со шлакоприемником 12 и гранулятором шлака 13, дает ряд дополнительных эффектов. Прежде всего, появляется возможность гибкого (практически независимого) управления составом газа на выходе из рафинирующего отстойника 5 и на выходе из агрегата в целом, точнее из камеры 14. Совмещение газифи-

катора угля (камера 14) с металлургическим агрегатом (реакционная камера 1 и рафинирующий отстойник 5) и шлакоприемником 12 позволяет использовать физическое тепло попутного газа и шлака для увеличения калорийности, и количества товарного газа. Таким образом, на основе камеры 14 получается химический регенератор (утилизатор) физического тепла. Повышенное давление, создаваемое в реакционной камере 1, позволяет проталкивать реакционный газ, через все элементы агрегата, следствием чего является малый удельный объем агрегата и исключается необходимость использования побудителей расхода и дымососов.

Если же получать газ в специальном газификаторе (газогенераторе), как, например, в методе Лурги-Фишера-Тропша, то значительное количество тепловой энергии тратится на поддержание температуры (800-1000°С) в очаге газификации и нагрев азота [5], а газ получается низко калорийным и требует больших затрат на отделение балластных составляющих перед каталитическим синтезом.

Характеристика получаемых продуктов. В связи с тем, что взвешенная в колонном реакторе 5, а затем выбрасываемая с высокой скоростью через наклонный канал 11 в шлакоприемник 12 газовзвесь, имеет очень высокое газосодержание (более 99%), создается возможность получать высокопористые алюмосиликатные микросферы. Параметры колонного реактора, соединительного канала и режим дутья выбираются таким образом, чтобы выполнялся, так называемый, инерционно-турбулентный режим движения двухфазной рабочей смеси, приготовленной в реакторе-осциллляторе (первом реакторе). При этом создаются условия, когда пленка шлака «наматывается» на пузырьки газа и образуются полые шарообразные структуры (микросферы). Управляя шлаковым режимом, можно получать пленки требуемого химического состава, а установка гравитационного сепаратора после шлакоприемника-гранулятора, позволяет классифицировать микросферы по гранулометрическому составу, то есть удовлетворять самые строгие требования. Качественные микрогранулы стоят дороже металла. На математической модели получен следующий химический состав шлаковых микро-гранул (табл. 1).

Таблица 1

Химический состав микрогранул

Шлак	SiO_2	Al_2O_3	Fe_2O_3	CaO	MgO	Na_2O	K_2O	Всего
%	62,856	26,727	1,412	2,568	2,568	2,217	2,568	100

После паровой конверсии в камере 14 получается газ следующего состава (табл. 2), с соотношением H_2/CO равным 1/1, то есть уже пригодным для каталитического синтеза моторного топлива. Если же такая задача не ставится, то этот газ подается в газовую турбину или газопоршневую машину и превращается в электроэнергию, в том числе используемую внутри цикла процесса для производства кислорода. На этом первый этап реализации проекта заканчивается.

Таблица 2

Состав газа после парокислородной конверсии

Газ	CO	CO_2	N_2	H_2	H_2O	CH_4	Всего
% по массе	51,518%	31,355%	0,887%	3,680%	12,559%	0,000%	100,00%
% по объему	35,92%	13,91%	0,62%	35,92%	13,62%	0,00%	100,00%

Если ставится задача превращения синтез-газа в моторное топливо, то либо можно использовать газ полученного выше состава, либо путем кислородной конверсии не больного количества метана доводится до более высоких кондиций, соответствующих химическим формулам диметилового эфира (дизельное топливо) или метанола. В приведенной табл. 3 представлен расчетный состав такого газа.

Таблица 3

Состав газа после дополнительной метано-кислородной коррекции

Газ	CO	CO_2	N_2	H_2	H_2O	CH_4	Всего
% по массе	58,084%	29,434%	0,880%	5,632%	5,970%	0,000%	100,00%
% по объему	35,03%	11,30%	0,53%	47,55%	5,60%	0,00%	100,00%

Находящийся в копильнике 8 металл (железо-углеродный расплав) необходим для устойчивого поддержания газошлаковой эмульсии, внутри которой осуществляется сжигание углерода и летучих составляющих угля. Кроме того, оксид железа является катализатором образования углеводородов. Периодически выпускаемый из копильника металл, в простейшем случае продается как

первородный лом, рынок которого не ограничен. Но, в принципе, в этом металле сконцентрированы все содержащиеся в золе угля редкие металлы. Эта задача требует отдельного рассмотрения.

При наличии кондиционного синтез-газа задача каталитического синтеза не вызывает особых затруднений, хотя, естественно, требует дополнительных, но быстро окупаемых, капитальных вложений. Эту стадию возможного развития проекта мы здесь не рассматриваем.

В случае же представленного выше проекта, получаемый синтез-газ можно рассматривать как побочный продукт, так как его стоимость полностью перекрывается двумя другими ликвидными продуктами – алюмосиликатными микро-гранулами и металлом, как можно видеть из табл. 4, где представлены основные технико-экономические показатели от реализации пилотного образца агрегата производительностью по углю (отходам) 3,6 тонны в час.

Эффективность реализации проекта очень высокая: срок окупаемости менее года после запуска, а каждая тонна переработанных отходов (в настоящее время загрязняющих природную среду) может приносить прибыль 17 тысяч рублей. При этом следует подчеркнуть, что создается полностью экологически и энергетически замкнутая технологическая схема, входным потоком в которой является только уголь (отходы), все же остальные продукты, в том числе кислород, получаются внутри этой технологии. Это позволяет проектировать агрегат в модульно-мобильном исполнении и размещать его вблизи мест образования отходов или в местах и удаленных от электрических сетей.

Таблица 4

Технико-экономические показатели

Входной поток	Расход, час	Расход, год	Цена ед., руб./т, или тыс. $м^{3*}$	Затраты, доход за год, млн. руб.	Примечания
Уголь (отходы), т	3,6	25920	400**	10,4	
Кислород, $м^3$	1075	322500	-	-	Кислородная станция (с компрессором до Р=150 атм.) – 8 млн.руб.
Получаемые продукты					
Газ, тыс. $м^3$	7,2	51840*	4000*	207,9	
Al – Si, т	0,9	6480	35000	226,8	
Металл, т	0,07	504	18000	9,1	
Возможная полная выработка электроэнергии, МВт·ч	10,7	77172	-	-	Газопоршневая станция TCG2032V12 Мощность 3,4 Мвт, стоимость 57 млн. руб.
Электроэнергия на производство кислорода, МВт·ч	1,3	9360	-	-	
Электроэнергия на собственные нужды агрегатов 1-8, МВт·ч	0,4	2880	-	-	
Оставшаяся экспортируемая электроэнергия, МВт·ч	9,0	64800	4200	272,2	
Эксплуатационные затраты				60,0	
Прибыль от продаж: эл. энергия, Al – Si, металл				448,1	
Инвестиции				250	Срок реализации, 1,5-2,0 года

Примечание: **) – принята заведомо завышенная стоимость отходов обогащения, фактически она равна только стоимости погрузки и доставки.

Энергонезависимая схема агрегата СЭР. На рис. 2 представлен один из вариантов полностью энергетически замкнутой схемы. Отходящий газ из агрегата 1 поступает в реформер 2, в котором повышается калорийность газа до 12320 кДж/м^3 и изменяется его химический состав до соотношения H_2 / CO равного 1/1. Пройдя газоочистку 3, газ поступает в газопоршневую станцию 4, на валу которой установлен электрогенератор 5 [7]. Как видно из табл. 4, отходящий газ в количестве 7200 м^3/ч (после реформера 2) может быть полностью использован в газопоршневой станции 4 для выработки электроэнергии генератором 5 в количестве 10,7 МВт·ч. Это дает возможность полностью покрыть собственные нужды агрегатов 1-8 (около 0,4 МВт·ч), выработать кислород в установке 6 (в количестве 1100 м^3/ч) и азот (в количестве 4138 м^3/ч), при затрате электроэнергии около 1,3 МВт·ч. Оставшаяся часть электроэнергии в количестве 9,0 МВт·ч и тепловая энергия от систем охлаждения газопоршневых машин, в количестве 10,7 Гкал/ч, может использоваться близлежащими цехами, технологическими установками, микрорайонами и т.д. [8].

Часть газа, в количестве 200 м^3/ч, нагнетается компрессором 7 под давлением 15 МПа в накопительный газовый резервуар 8, который выступает в роли аккумулятора. Через специальный регулятор давления газ поступает в газопоршневую станцию 4, что позволяет обеспечить ее стабильную работу при кратковременных простоях агрегата 1.

Рис. 2. Энерготехнологическая схема установки

Полученный на кислородной станции азот, может использоваться в различных производственных процессах, в том числе синтеза аммиака и производства азотных удобрений, конверсии метана, переработки попутных газов, а также для более эффективной переработки высокооктановых компонент и уменьшения серных отложений при получении синтетического моторного топлива.

По сравнению с газовыми турбинами, газопоршневые двигатели в диапазоне мощности до 4 МВт имеют более высокий КПД и приспособлены для работы на частичных нагрузках [9]. Кроме того, они менее подвержены влиянию высокой температуры окружающего воздуха, а также создают меньше шумовых и вредных газовых выбросов [10,11]. Уже имеется опыт эффективного использования поршневых машин. Например [12], на территории тепличного комплекса «УГМК-Агро» построен энергокомплекс на основе поршневых машин, способный вырабатывать электроэнергию в объеме 26,44 МВт, а также тепловую энергию, холод и углекислый газ. Стоимость электроэнергии от собственной генерации 1,9 руб. за кВт·ч, а из сети 5,4 руб. Это с учетом стоимости природного газа, на котором работают поршневые машины, а в нашем случае, газ получается из отходов углеобогащения, за хранение которых, в принципе, нужно платить.

Выводы. Таким образом, в представленной статье показано, что на основе ранее разработанного струйно-эмульсионного металлургического агрегата СЭР может быть создана полностью замкнутая от атмосферы безотходная технология газификации (переработки) угля и отходов его обогащения с получением трех ликвидных продуктов: синтез-газа (или электроэнергии), алюмосиликатных микро-гранул и железа с растворенными в нем редкими металлами.

Следует подчеркнуть, что если наряду с отходами углеобогащения вблизи имеются пылевидные железосодержащие отходы (пыль газоочисток, хвосты обогащения), то эффективность описанной технологии повышается: улучшается возможность устойчивого поддержания газошлаковой эмульсии и течения двухфазной смеси в соединительных каналах, а также снижается расход газообразного кислорода за счет замещения кислородом из оксидов железа.

Как видно из приведенной таблицы, предлагаемая технология имеет высокую экономическую эффективность и быструю окупаемость. Реализация такой технологии вблизи обогатительной фабрики позволяет наряду с решением проблемы переработки пылевидных отходов обеспечить независимость энергообеспечения.

Библиографический список

1. Процесс СЭР – металлургический струйно-эмульсионный реактор / Цымбал В.П, Мочалов С.П., Рыбенко И.А., Айзатулов Р.С., Соколов В.В., Падалко А.Г., Кожемяченко В.И., Красноперов С.Ю., Шакиров К.М., Калашников С.Н., Ермакова Л.А., Оленников А.А., Огнев А.М., Щипанов С.В., Рыбушкин А.А., Суздальцев Е.В. // Под ред. В.П. Цымбала. – М: Металлургиздат, 2014. – 488 с., ил.

2. Background and principles of self-organizing jet-emulsion metallurgical unit / V. P. Tsymbal, V. I. Kozhemyachenko, I. A. Rybenko, S. P. Mochalov, A. G. Padalko, S. N. Kalashnikov, S. Yu. Krasnoperov, L. A. Ermakova, A. A. Olennikov // IOP Conference Series: Materials Science and Engineering. – 2016. – Vol. 150. - P. 1-9 (012018)

3. Терентьев Г.А., Тюков В.М., Смаль Ф.В. Моторное топливо из альтернативных сырьевых ресурсов. – М.: Химия, 1989. – 271с.

4. Платэ Н. Синтетический бензин // Наука и жизнь. – 2004. – № 11.– С.66-68.

5. Шиллинг Г.-Д., Бонн Б., Краус У. Газификация угля / Пер. с нем. и ред. С.Р. Исламова. – М.: Недра, 1986. – 175 с.

6. Пат. 2371482 Россия С1. Способ прямого восстановления металлов с получением синтез газа и агрегат для его осуществления / В.П. Цымбал, С.П. Мочалов И.А. Рыбенко, Ю.В. Цымбал. Приоритет 03.12.2007 // Опубл. 27.10.2009, Бюл. № 30.

7. Зайченко В.М., Чернявский А.А. Мини-ТЭЦ на базе газопоршневых двигателей // Академия энергетики. – 2010. – № 4 (36). – С. 58-63.

8. Olennikov A.A., Tsymbal V.P. Using secondary energy sources in liquid-phase reduction. // Steel in Translation. – 2008. Т. 38. – № 6. – С. 439-443.

9. Гордеев А.В., Михайлов В.А. Сравнительный анализ газопоршневых и газотурбинных установок / В сборнике: Фундаментальные и прикладные научные исследования: актуальные вопросы, достижения и инновации сборник статей VII Международной научно-практической конференции: в 4 частях. – 2017. – С. 155-159.

10. Соснина Е.Н., Маслеева О.В., Пачурин Г.В., Филатов Д.А. Экологическое воздействие Мини-ТЭЦ с газопоршневыми и дизельными двигателями на окружающую среду // Фундаментальные исследования. – 2013. – № 6-1. – С. 76-80.

11. Родионова М.А., Хрестьяновская М.В., Куколев М.И. Первичные источники энергии когенерационных установок // Строительство уникальных зданий и сооружений. – 2017. – № 4 (55). – С. 50-66.

12. «Ore&MetalsWeekly» – новости горной промышленности и металлургии, Издательский дом Руда и Металлы, 6 февраля 2018г, В УГМК построили уникальный энергоцентр [Электронный ресурс]. – URL: https://www.ugmk.com/press/news/v-ugmk-postroili-unikalnyy-energotsentr (дата обращения: 16.04.2018).

УДК 622.85:622.33.0123

ИНФОРМАЦИОННОЕ ОБЕСПЕЧЕНИЕ ДИСТАНЦИОННОГО МОНИТОРИНГА ЭКОЛОГИИ НАРУШЕННЫХ ЗЕМЕЛЬ УГОЛЬНЫМИ РАЗРЕЗАМИ РЕСПУБЛИКИ ХАКАСИИ

[1]к.т.н. Нефедов Б.Н., [1, 2]д.т.н. Зеньков И.В., [2]к.т.н. Юронен Ю.П., [2]Заяц В.В.
1 - ИВТ СО РАН, г. Новосибирск, Россия
2 - Сибирский государственный университет науки и технологий им. акад. М.Ф. Решетнёва, г. Красноярск, Россия

Аннотация. В статье представлены результаты дистанционного зондирования по определению площади нарушенных земель угольными разрезами на территории Республики Хакасии в ходе разработки угольных месторождений. Выявлены виды растительных экосистем, сформированных в результате производства работ по рекультивации земель, либо в процессе естественного восстановления на поверхности породных отвалов и остаточных горных выработок.

Ключевые слова: угольные разрезы, рекультивация отвалов, самовосстановление растительного покрова, дистанционное зондирование земли, растительные экосистемы, экологическая эффективность.

На территории республики Хакасия действуют семь угольных разрезов «Черногорский», «Степной», «Восточно-Бейский», «Аршановский», «Белоярский», «Изыхский 2», «Черногорский 2» (на рис. 1 не показан), с годовой производственной мощностью по добыче угля от 6,0 млн. т до 0,5 млн. т в порядке ее убывания по угледобывающим предприятиям. Взаиморасположение угольных разрезов на территории республики Хакасия показано на рис. 1.

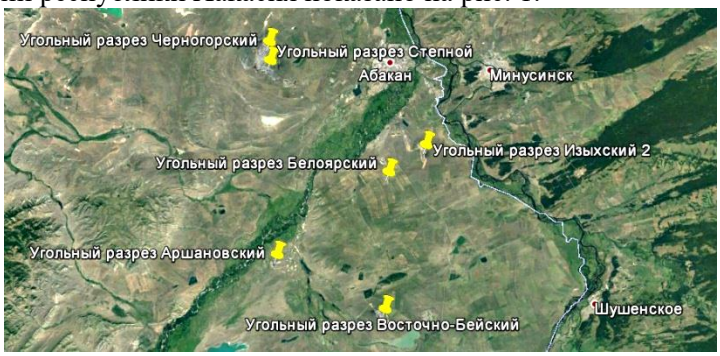


Рис. 1. Взаиморасположение угольных разрезов в республике Хакасия

Все разрезы находятся не далее 42 км от столицы Хакасии г. Абакана. На территории республики находится развитая транспортная инфраструктура – железнодорожные магистрали с двумя выходами на транссибирскую магистраль в г. Ачинск и пос. Тайшет, а также сообщение на юге с Кемеровской областью. Автомобильное сообщение имеет транспортный выход на север, северо-восток, на юг в сторону республики Тывы и на запад в сторону Новокузнецка. Первый и самый старый в Хакасии по возрасту разрез «Черногорский» работает с 1961 г. по сей день. Черногорское месторождение каменных углей разрабатывают три разреза: «Черногорский», «Черногорский 2» с 1986 г. и с 1983 г. – разрез «Степной».

Получить картину экологического состояния территорий с открытыми горными работами позволяет горно-экологический мониторинг, основанный на использовании космических технологий дистанционного зондирования природных экосистем. Чтобы распознавать изображения требуются не только профессиональные навыки, но и систематически получаемые знания о том, с какими свойствами объекты отображаются на снимке, а какие отображаются искаженными. Некоторые элементы изучаемого объекта, которые не совсем корректно калиброваны, но, тем не менее, отображены на снимках, должны изучаться в ходе проведения наземных полевых исследований. Последние выборочно, но регулярно проводились нашим коллективом на исследуемых объектах в 2010-2016 гг. Положительным моментом использования космоснимков является то, что на снимках отображаются объекты невидимые с земной поверхности вследствие их больших размеров.

Космические снимки исследуемой территории, размещены на официальных сайтах: Global Land Cover Facility (GLCF); United States Geological Survey (USGS). В нашей работе использованы космические снимки со спутников Landsat 8. Определены комбинации каналов для наилучшей визуализации растительного покрова на горнопромышленном ландшафте: для мультиспектрального сканирующего радиометра TM каналы 6, 4, 3; для мультиспектрального сканирующего радиометра OLI – 5, 4, 3. Этот спектральный синтез позволяет уверенно распознавать различные объекты. После обработки снимков выполнено визуальное дешифрирование. Результаты представлены на рис. 2-4.

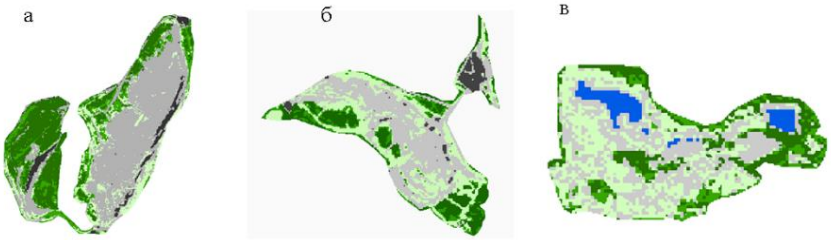


Рис. 2. Фрагменты космоснимков с границами горных работ действующих угольных разрезов на Черногорском каменноугольном месторождении и нанесением выделенных классов горнопромышленных ландшафтов: а – разрез «Черногорский»; б – разрез «Степной»; в – разрез «Черногорский 2»

Для классификации и выделения растительного покрова в карьерах и на отвалах на снимке использована программа ArcMap 10.1. На всех рисунках выделены классы растительного покрова:

хорошо развитая древесно-кустарниковая растительность, слаборазвитая древесно-кустарниковая растительность, участки с признаками восстановления растительного покрова и др., показаны техногенные водоемы, территориально привязанные к локальным понижениям в техногенном рельефе (карьерные выемки) при заполнении их атмосферными осадками и подземными грунтовыми водами, вскрытые или отработанные угольные пласты, участки горнопромышленного ландшафта без растительного покрова. Отсутствие растительного покрова на разрезах наблюдается на откосах уступов, капитальных и временных въездных траншей, на площадках рабочих уступов и свежеотсыпанных отвалах.

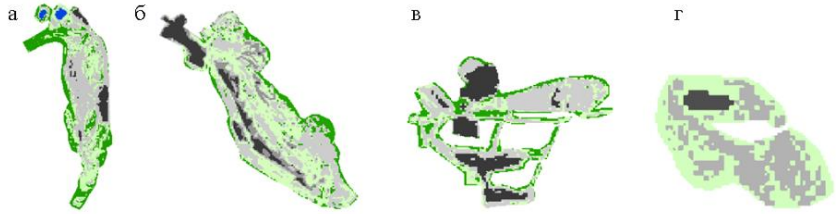


Рис. 3. Фрагменты космоснимков с границами горных работ действующих разрезов на Бейском и Изыхском каменноугольных месторождениях и выделенных классов горнопромышленных ландшафтов: а – разрез «Изыхский 2»; б – разрез «Восточно-Бейский»; в – разрез «Аршановский 1», г – разрез «Белоярский»

Анализ структуры нарушенных земель на разрезах «Черногорский», «Степной», «Черногорский 2» показал, что коэффициенты рекультивации и самовосстановления растительной экосистемы (суммарно) находятся соответственно на уровне 0,48; 0,54 и 0,67. По результатам дешифрирования космоснимков, изображенных на рис. 3, проведен анализ структуры нарушенных земель на остальных действующих разрезах: «Изыхский 2»; «Восточно-Бейский»; «Аршановский», «Белоярский», который показал, что коэффициенты рекультивации и самовосстановления растительной экосистемы (суммарно) находятся соответственно на уровне 0,56; 0,44, 0,36 и в последнем случае практически на нулевом уровне, что связано с небольшим сроком эксплуатации разреза с 2014 г.

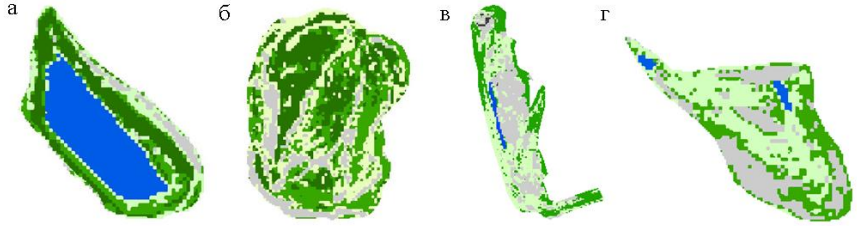


Рис. 4. Фрагменты космоснимков с границами и выделенными классами горнопромышленных ландшафтов на отработанных участках Изыхского каменноугольного месторождения: а – разрез «Изыхский» (карьерная выемка); б – породный отвал разреза «Изыхский»; в – разрез «Изыхский Южный»; г – разрез «Западный»

Карьерная выемка и породный отвал разреза «Изыхский» (период эксплуатации 1961-2001 гг.) находятся в 950 м на северо-восток от пос. Белый Яр. Карьерная выемка с внутренними породными отвалами разреза «Изыхский Южный» (период эксплуатации 1988-2010 гг.) находится в 3300 м на восток от пос. Белый Яр и примыкает северным флангом к южному сектору породного отвала разреза «Изыхский». Отработанная карьерная выемка с внешним и внутренним отвалом разреза «Западный» (период эксплуатации 1992-2009 гг.) расположена в 2000 м на юг от пос. Белый Яр.

Анализ структуры сформированной экосистемы на горнопромышленных ландшафтах отработанных угольных разрезов «Изыхский» (карьерная выемка и породный отвал), «Изыхский Южный»; «Западный» показал, что коэффициенты рекультивации и самовосстановления растительной экосистемы (суммарно) к моменту оценки достигли уровня 0,98; 0,87, 0,66 и 0,68.

Экологическое состояние горнопромышленного ландшафта, сформированного при работе разреза «Изыхский», можно считать индикаторным с позиции максимального приближения экологических показателей к показателям природных ландшафтов. На участках породного отвала разреза «Изыхский» с категорией «участки с древесно-кустарниковой растительностью» в основном наблюдается произрастание вязов, поселение которых связано с ветровым переносом семян с материнских

деревьев, находящихся вблизи отвалов на территории степной природной зоны в естественном состоянии. На этих же участках отвала обнаружены одиночные сосны, два вида тополя и два вида березы, осина, а также произрастают кустарниковые виды - тальник, облепиха, черемуха.

На сегодняшний день в результате лесной рекультивации на породном отвале произрастает хорошо развитый лиственный лес (вяз мелколистный) на площади 91 га. Как показали результаты дистанционного мониторинга и полевых исследований, выбранный тип деревьев прекрасно развивается на территории горнопромышленного ландшафта. Сплошной травянистый покров хорошо развивается на разобщенных участках, покрытых древесно-кустарниковой растительностью, поскольку поселение представителей самого нижнего растительного яруса совпадает по времени с поселением представителей второго и третьего яруса древесно-кустарниковой растительности. Как видно на космоснимках, древесно-кустарниковая растительность хорошо развита на участках породных отвалах, отсыпанных не ранее чем 15-20 лет назад и нетронутых в ходе работ по горнотехнической рекультивации (выравнивание и планировка поверхности отвалов).

Проанализировав структуру нарушенных земель на площади 453 га и восстановленной экосистемы при разработке Изыхского каменноугольного месторождения, установлено, что коэффициент самовосстановления природной экосистемы без вмешательства человека в этот процесс, в условиях климата Хакасии для отработанного карьера на площади 131 га составил 0,37. Коэффициент лесной и водной рекультивации составил 0,24 и 0,37 соответственно. В целом коэффициент восстановления растительной экосистемы для этого объекта находится на очень высоком уровне 0,98, что говорит о высокой социальной и экологической ответственности угольного бизнеса. Для породного отвала коэффициент самовосстановления экосистемы на площади 322 га составил 0,81, а коэффициент лесной рекультивации – 0,28.

За весь период разработки угольных месторождений открытым способом на территории Республики Хакассии площадь нарушенных земель составила порядка 5222 га. Площади нарушенных земель под горными работами и сформированной экосистемой по категориям земель показаны на рис. 5.

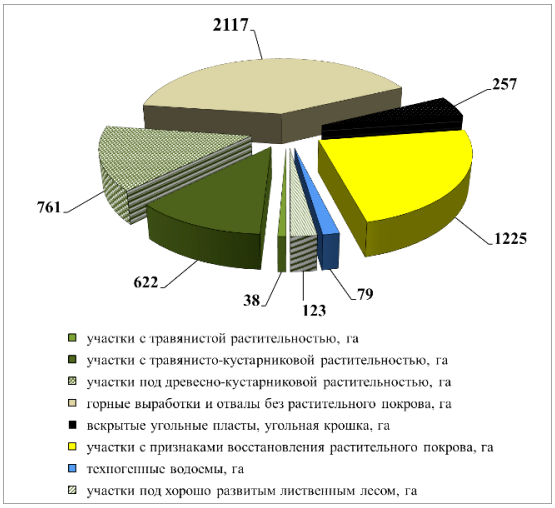


Рис. 5. Структура нарушенных земель под горными работами и сформированной экосистемой на угольных разрезах Республики Хакасии

Вывод. Суммарная площадь участков без растительного покрова, вскрытых угольных пластов и складов составила 2374 га. Средний коэффициент восстановления природной экосистемы в этом угледобывающем регионе достиг уровня 0,435, что является невысоким показателем для климатических условий Хакасии. Отметим позитивное обстоятельство, связанное с выполнением специальных работ по лесной рекультивации на разрезах «Черногорский», «Степной» и «Изыхский» с высадкой саженцев вяза мелколистного на породных отвалах и нерабочему борту карьера (в последнем случае), что, несомненно, сказалось на улучшении экологической обстановки в целом на территории, прилегающей к горным отводам этих разрезов.

Библиографический список

1. Зеньков И.В. и др. Угольные разрезы России из космоса. Горные работы и экология нарушенных земель. Красноярск: Изд-во СФУ, 2017. - 519 с.
2. https://www.google.com/earth. [Электронный ресурс]. (дата обращения 26.03.2018).

УДК 622.85:622.271.45:550.814

РЕЗУЛЬТАТЫ ПОЛЕВЫХ ИССЛЕДОВАНИЙ СОСТОЯНИЯ РАСТИТЕЛЬНОЙ ЭКОСИСТЕМЫ В ОТРАБОТАННЫХ ЩЕБЕНОЧНЫХ КАРЬЕРАХ В ЦЕНТРАЛЬНЫХ РАЙОНАХ КРАСНОЯРСКОГО КРАЯ

[1, 2]д.т.н. Зеньков И.В., [3]Барадулин И.М.

1 - Сибирский государственный университет науки и технологий им. акад. М.Ф. Решетнёва, г. Красноярск, Россия

2 - ИВТ СО РАН, г. Новосибирск, Россия

3 – Сибирский федеральный университет, г. Красноярск, Россия

Аннотация. В статье представлены результаты многолетнего экологического исследования отработанных щебеночных карьеров. Установлены техногенные факторы, влияющие на процессы формирования растительного покрова в отработанных карьерных выработках. Представлены зависимости продуктивности техногенной смеси, нанесенной на межуступные площадки щебеночных карьеров, от ее мощности и содержания в ней гумуса.

Ключевые слова: открытые горные работы, щебеночные карьеры, рекультивация нарушенных земель, техногенная почвенная смесь, растительные экосистемы, продуктивность почвенного слоя.

На территории Сибири производится разработка общераспространенных полезных ископаемых для использования в различных отраслях экономики. Главным образом на месторождениях этого типа добывают нерудное сырье для строительной и дорожной отрасли. Возраст щебеночных карьеров колеблется от 3-5 до 50 лет и более. На некоторых горные работы производятся эпизодически (несколько месяцев в году). Во всех случаях вскрышные породы укладывают рядом с карьером, чтобы исключить дорогостоящие перевозки до других мест их размещения. Как показывает практика, специальные работ по рекультивации нарушенных земель собственники карьеров не проводят, да и подходы к проектированию таких карьеров характеризуются отсутствием знаний о восстановлении экологического баланса на территории отработанных карьерных выемок площадью 50 га и более. В результате в этих карьерах даже спустя десятки лет растительный покров формируется в лучшем случае на площади размером 8-12 % площади нарушенных земель, что с позиции экологии считается крайне негативным явлением.

На территории Красноярского края имеются карьеры по добыче горных пород, используемых как в дорожном строительстве, так и в строительстве объектов гражданского и промышленного назначения. Спектр разрабатываемых горных пород представлен гранитами, доломитами, известняками, порфиритами и др. На всех щебеночных карьерах горные работы производят в комплексе с буровзрывным способом подготовки пород к экскавации. Некоторые карьеры находятся в нерабочем состоянии и горные работы на них в перспективе производиться не будут.

Вместе с тем, как показывают проведенные полевые исследования в период с 2010 по 2017 гг. на всех карьерах произошло лишь частичное восстановление растительного покрова, площадь которого за исследуемый период практически не увеличилась. Разработанные авторами технологические подходы, направленные на ускоренное появление всех видов растительного покрова, частично представлены в работах [1-3]. После того как были получены первоначальные знания о восстановлении экологического баланса в отработанных щебеночных карьерах, принято решение о продолжении этих исследований с целью получения информации для обоснования необходимости проведения и параметрах горнотехнической рекультивации.

Свое внимание мы сконцентрировали на факторах техногенного характера, непосредственно влияющих на процессы формирования растительного покрова. В ходе визуального осмотра межуступных площадок карьеров установлено, что в основном нижний ярус растительной экосистемы хорошо развит на участках, представляющих собой плоские или слабонаклонные поверхности, сложенные техногенной смесью из почвенных слоев, содержащих гумус, с рыхлыми горными породами четвертичного возраста (глины, пески, супеси и т.п.). Главная роль в появлении техногенной почвенной смеси на этих площадках, принадлежит процессам гравитационного движения массы элювиальных четвертичных отложений, участвующих в строении вскрышного уступа карьера. Дальнейшее распространение продуктивных рыхлых четвертичных отложений на горизонталь-

ных площадках происходит за счет движения талой и дождевой воды, поступающей в сезоны весеннего снеготаяния и дождей. Также были обнаружены участки со случайным нанесением техногенной смеси при работе горного оборудования. На исследуемом рельефе были выделены участки, на которых присутствовал травянистый покров и которые мы объединили в группы по содержанию гумуса и мощности продуктивного слоя из техногенной смеси. За семь лет проведен мониторинг почвенных характеристик на 120 участках. Результаты исследований представлены на рис. 1.

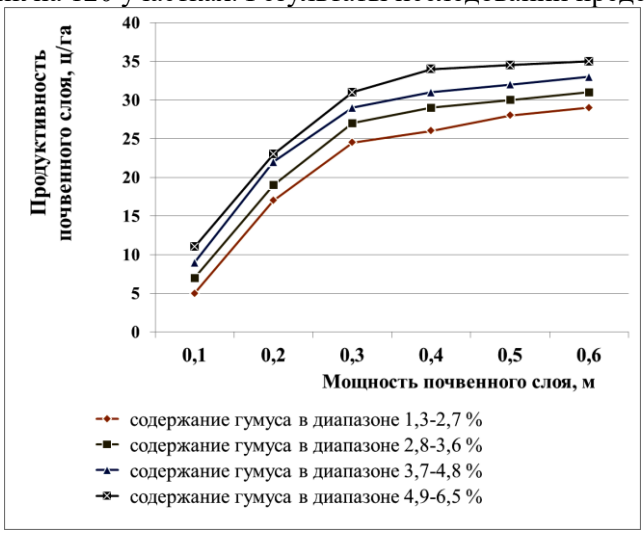


Рис. 1. Изменение продуктивности техногенной смеси почвенных слоев с четвертичными отложениями, нанесенной на межуступные площадки

Как видно на графике, продуктивность продуктивного слоя резко возрастает в диапазоне мощности техногенной смеси от 0,1 до 0,3 м. Далее в диапазоне 0,3-0,4 м темпы роста этого показателя немного снижаются. Начиная с мощности 0,4 м, интенсивность его роста существенно замедляется. На основе данных графика сделан вывод, который положен в основу рекомендаций по обоснованию мощности наносимой техногенной смеси при проведении горнотехнического этапа рекультивации нерабочих бортов карьеров.

Кроме этого, мы установили изменение годовых темпов увеличения содержания гумуса в техногенной смеси (рис. 2), что является своего рода дополнительным эталонным показателем в принятии решения относительно параметров проведения горнотехнического этапа рекультивации.

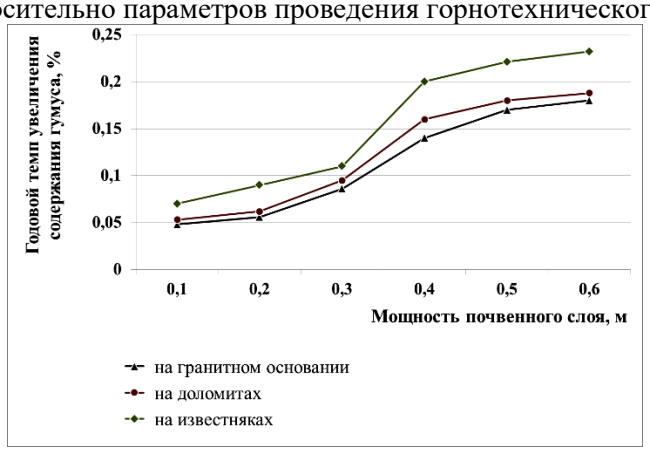


Рис. 2. Изменение темпов содержания гумуса в техногенной смеси

Содержание гумуса исследовалось ежегодно на карьерах по добыче гранита, доломитов и известняков, находящихся в радиусе 120 км от г. Красноярска. На основе созданной за пять лет базы данных определены темпы изменения содержания гумуса на исследуемых участках. Наиболее высокие уровни роста показателя отмечены в диапазоне мощности техногенной смеси от 0,3 до 0,4 м. Отметим, что наиболее приемлемой мощностью техногенной смеси является диапазон 0,3-0,4 м при ее нанесении на межуступные площадки карьеров при производстве работ по рекультивации.

Вывод. На основе анализа результатов многолетних полевых исследований установлены факторы различного генезиса, оказывающие существенное влияние на условия появления и даль-

нейшего развития растительного покрова в отработанных щебеночных карьерах. Выявленные закономерности должны учитываться при формировании технического задания на разработку и рекультивацию месторождений общераспространенных полезных ископаемых, что позволит в перспективе ускорить формирование экологического баланса в отработанных карьерных выемках.

Библиографический список

1. Zenkov I. V., Yuronen YU. P., Nefedov B. N., Baradulin I. M. Remote sensing in estimation of forest ecosystem generation at crushed stone quarries in Siberia // Eurasian mining. - 2016. - Vol. 1. - P. 50–54.

2. Зеньков И.В., Барадулин И.М. Обоснование конечной формы щебеночных карьеров Сибири в целях лесотехнической рекультивации // Горный журнал. - 2016. - № 3. - С. 85-88.

3. Зеньков И.В., Барадулин И.М. Результаты исследования архитектуры горнопромышленных ландшафтов и формирования растительной экосистемы в отработанных карьерах по производству щебня // Уголь. - 2016. - № 1. - С. 83-85.

УДК 622.85:622.271.45:550.814

НОВЫЕ ПОДХОДЫ К ПРОВЕДЕНИЮ ГОРНОТЕХНИЧЕСКОЙ РЕКУЛЬТИВАЦИИ КАРЬЕРОВ ПО ДОБЫЧЕ НЕРУДНЫХ МАТЕРИАЛОВ ДЛЯ ПРОИЗВОДСТВА ЩЕБНЯ

[1, 2]д.т.н. Зеньков И.В., [3]Барадулин И.М.

1 - Сибирский государственный университет науки и технологий им. акад. М.Ф. Решетнёва, г. Красноярск, Россия

2 - ИВТ СО РАН, г. Новосибирск, Россия

3 – Сибирский федеральный университет, г. Красноярск, Россия

Аннотация. В статье представлены результаты моделирования горнотехнического этапа рекультивации нерабочих бортов в отработанных щебеночных карьерах. Установлена оптимальная форма карьерной выемки с учетом географической ориентации нерабочих бортов карьера, влияющей на плотность деревьев и темпы годового прироста. Рассчитан экологический и экономический эффект в результате использования разработанного подхода к проведению горнотехнического этапа рекультивации в отработанных щебеночных карьерах.

Ключевые слова: открытые горные работы, щебеночные карьеры, рекультивация нарушенных земель, техногенная почвенная смесь, лесная экосистема, продуктивность почвенного слоя.

На протяжении всей истории человеческое общество добывает и перерабатывает нерудные материалы для своих нужд. На территории Сибири нерудные материалы добывают в многочисленных, так называемых щебеночных карьерах. Особенностью добычи нерудных материалов является появление горнопромышленных ландшафтов в виде остаточных карьерных выемок. В связи с этим всегда возникают вопросы, и в первую очередь, касающиеся восстановления экологического баланса на нарушенных территориях. Решению таких вопросов в нашей стране и за рубежом в последние годы уделяется большое внимание. Оценке восстановления экологии на территориях с объектами горнодобывающей промышленности, решению экологических проблем посвящено множество работ, в том числе, представленные в [1-12]. Но, несмотря на большой объем научных работ, попрежнему не освещены вопросы, касающиеся проведения горнотехнического этапа рекультивации в отработанных щебеночных карьерах с целью улучшения показателей растительных экосистем, формирующихся в них в условиях самовосстановления.

В ходе горнотехнической рекультивации основными этапами ее проведения являются: формирование продуктивной смеси из почвенных слоев, содержащих гумус; нанесение ее на межуступные площадки нерабочих бортов карьеров. При этом должны быть подготовлены условия для ускоренного появления на территории горнопромышленного ландшафта растительной экосистемы и дальнейшего ее развития экологически приемлемыми темпами.

В разработанной эколого-математической модели предусматривается расчет площади межуступных площадок, поскольку, именно этот показатель в увязке с мощностью техногенной смеси, наносимой не эти площадки, определяет объем работ по горнотехнической рекультивации. Кроме того, исходя из площади межуступных площадок и мощности слоя продуктивной смеси на них,

определяют прогнозные показатели травянистой или лесной растительности, которая будет находиться на этих площадках в результате ее самовосстановления: продуктивность покрова, плотность деревьев, годовые темпы прироста их стволовой части.

Для того, чтобы установить форму карьерной выемки, обеспечивающей наилучшие экологические показатели необходимо провести сравнительный анализ возможных вариантов постановки нерабочих бортов карьера в стационарное положение, используя результаты исследования разработанной модели. Классическую компоновку нерабочих бортов отработанного щебеночного карьера в форме квадрата представим на рис. 1 а.

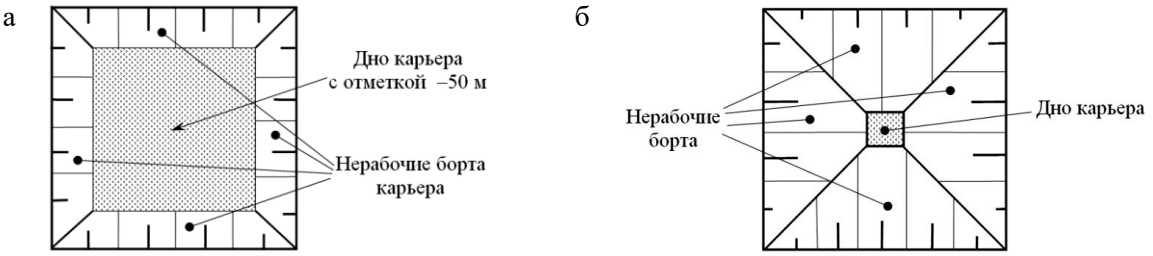


Рис. 1. План отработанного щебеночного карьера: а) классическая компоновка нерабочих бортов; б) с уменьшением площади дна и расширением межуступных площадок

В моделировании приняты следующие условия: форма карьера в плане – квадрат размером 500×500 м; глубина карьера 50 м; угол откоса уступов 70^0; высота всех уступов кроме нижнего 7 м; высота нижнего уступа 8 м; ширина межуступных площадок одинаковая для всех бортов и составляет 6 м. Площади элементов архитектуры горнопромышленного ландшафта: общая площадь горизонтальных проекций откосов уступов составляет 41542 м^2; общая площадь межуступных площадок составляет 52512 м^2; площадь дна карьера – 155946 м^2. Используя результаты ранее проведенных исследований [1-4], определим прогнозное количество деревьев в этом карьере и сделаем допущение, что самовосстановление лесной экосистемы будет происходить на межуступных площадках. Количество деревьев, по нашей оценке, составит 917 ед. Как показывает практика, на дне карьеров находятся многочисленные, небольшие по площади и неглубокие техногенные водоемы в складках микрорельефа. Этот вид горнопромышленного ландшафта переходит очень быстро в болотистую местность, которая заселяется влаголюбивым тальником. Возможно, здесь будут селиться все представители смешанного леса, но поскольку, именно, на дне карьера будут собираться дождевые и талые воды, то наш прогноз по лесной экосистеме – количество деревьев на уровне 900-950 ед.

Рассмотрим вариант постановки нерабочих бортов карьера в нерабочее положение, представленный на рис. 1 б. Для расчетов экологических показателей в этом карьере примем следующие технологические условия, прямо оказывающие влияние на плотность и прирост деревьев в лесной экосистеме, которая будет сформирована при ее самовосстановлении. Основные геометрические параметры этого карьера (размеры в плане, глубина) примем по аналогии с карьером, представленном на рис. 1 а. Главным отличием этого карьера от предыдущего, являются уменьшенные в десятки раз размеры дна карьера. Размер дна карьера 50×50 м примем из расчета создаваемой емкости в придонной части для сбора в ней талых и дождевых вод объемом 20000 м^3.

Рассмотрим архитектуру горнопромышленного ландшафта карьера с расположением емкости для приема природной воды в его центре. В этом случае площади горизонтальных проекций нерабочих бортов равны между собой. Для конструкции нерабочих бортов этого карьера ширина всех межуступных площадок определится размером 34,5 м.

На следующем этапе экологической оптимизации проведем трансформацию площади горизонтальных проекций нерабочих бортов карьера. Для этого сместим дно карьера по двум направлениям: диагональной оси симметрии карьера в угол; горизонтальной оси симметрии в сторону нерабочего борта (рис. 2 а, б). В первом случае в архитектуре горнопромышленного ландшафта щебеночного карьера появляются два узких (западный и северный) и два широких нерабочих борта (восточный и южный), по-разному географически ориентированных.

Западный и северный борта отстраивают из условия ширины межуступных площадок 6 м. Ширина всех площадок на двух других бортах 63,1 м. Площади площадок для восточного и южного бортов рассчитывают с учетом углов γ, β. Во втором случае в архитектуре горнопромышленного ландшафта щебеночного карьера появляются один узкий – западный и один широкий борт – восточный, а также два борта – северный и южный – с одинаковой площадью и размером между узким и широким бортами. Западный борт отстраивают из условия ширины межуступных площадок 6 м.

Ширину площадок для восточного борта определяют на уровне 63,1 м, а для северного и южного – на уровне 34,5 м. Площади площадок для всех бортов определяют с учетом углов ω_C, β_c, θ_c, γ_c.

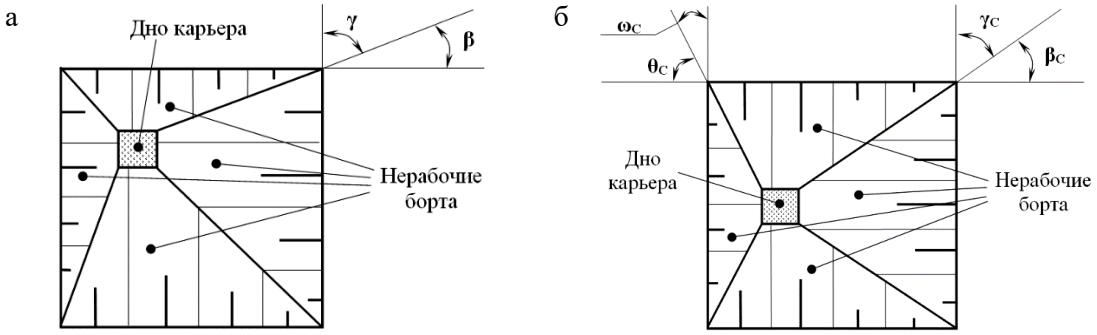


Рис. 2. План отработанного щебеночного карьера со смещением его дна: а) по диагональной оси симметрии; б) по горизонтальной оси симметрии

На предпоследнем этапе, используя известные формулы для определения объемных фигур – прямоугольников, поскольку любой слой продуктивной смеси, нанесенной на межуступные площадки, имеет три измерения – рассчитывают объем работ по нанесению техногенной смеси в ходе производства работ по горнотехнической рекультивации. На последнем этапе, исходя из задаваемой мощности слоя продуктивной смеси и географической ориентации нерабочих бортов, определяют прогнозное количество деревьев в лесной экосистеме, формируемой при ее самовосстановлении на межуступных площадках щебеночного карьера. Содержательная часть разработанной модели показывает, что количество принципиально различающихся вариантов конструктивных решений по оформлению нерабочих бортов карьеров, к тому же с различной географической ориентацией может быть не более девяти. Вместе с тем, это количество увеличивается в десятки раз, при изменении конструкций межуступных площадок, а также в случае принятия технологических решений, касающихся диапазона нанесения продуктивного слоя, или отказа от этого.

Прогнозные показатели по возможным вариантам рекультивации щебеночных карьеров будем представлять в табличной форме. На основе сравнительного анализа из всех вариантов выбирается один-два с наилучшими показателями. На заключительном этапе поиска оптимального решения в принятии окончательного варианта конструкции карьерной выемки проведем сравнительный анализ прогнозных показателей лесной экосистемы при ее формировании в отработанных карьерах, показанных на рис. 1 б и рис. 2 а (таблица). Плотность деревьев принята по результатам работ [1-4]

Таблица

Прогнозные показатели количества взрослых деревьев в щебеночных карьерах с двумя вариантами расположения дна

Элемент нерабочего борта карьера	Расположение дна карьера	
	в центре	смещение в северо-западный угол
Межуступные горизонтальные площадки без нанесения продуктивной смеси	4219	6751
Межуступные площадки без нанесения продуктивной смеси с уклоном 3-5 ^{0} в сторону выработанного пространства	3626	5833
Межуступные площадки без нанесения продуктивной смеси с уклоном 3-5 ^{0} в сторону нерабочего борта	4918	7763
Межуступные горизонтальные площадки с нанесением продуктивной смеси	7271	11563
Межуступные площадки с нанесением продуктивной смеси с уклоном 3-5 ^{0} в сторону выработанного пространства	6787	10943
Межуступные площадки с нанесением продуктивной смеси с уклоном 3-5 ^{0} в сторону нерабочего борта	7688	12090

Анализ результатов расчетов прогнозных показателей, представленных в таблице, показывает равнозначность вариантов постановки нерабочих бортов карьера в стационарное положение

при расположении дна в центре карьера без нанесения продуктивной смеси на горизонтальные межуступные площадки, либо с их уклоном в сторону нерабочего борта. Максимальное количество деревьев в лесной экосистеме отмечено в варианте со смещением дна карьера в его северо-западный угол и при максимальном удельном весе площади горизонтальных проекций южного и восточного бортов в площади карьера.

В ходе полевых исследований и проведенного дистанционного мониторинга, освобожденного от субъективных оценок, достоверно установлено, что ускоренное появление древесно-кустарниковой и травянистой растительности (2-3 года) в отработанных карьерах, высокие годовые темпы ее прироста и показатели продуктивности наблюдаются на межуступных площадках, на которые нанесен слой продуктивной смеси, содержащей гумус, мощностью в диапазоне 0,5-1,0 м. Также были выявлены участки в карьерах, покрытые устойчивым растительным покровом, которые были приняты нами за эталоны восстановления растительной экосистемы в отработанных щебеночных карьерах (рис. 3).

Рис. 3. Лесная экосистема, принятая за эталон при ее самовосстановлении в щебеночных карьерах

Отдельно отметим установленную пестроту в тенденциях формирования локальных экосистем в отработанных карьерах, положительные результаты которого неизменно должны выступить ориентиром в создании горнодобывающими предприятиями архитектуры экологически сбалансированных горнопромышленных ландшафтов в местах добычи рудного и нерудного сырья открытым способом на всей территории Сибири со схожими почвенно-географическими и природно-климатическими характеристиками. Кроме улучшения экологических показателей в варианте постановки нерабочих бортов карьера со смещением дна карьера в его северо-западный угол снижаются затраты на проведение работ по горнотехническому этапу рекультивации в размере 980 тыс. руб., проведенной в одном карьере.

Выводы. На основе комплексного анализа результатов полевых экспедиций, дистанционного горно-экологического мониторинга, результатов моделирования установлены закономерности формирования локальных растительных экосистем в отработанных щебеночных карьерах с разнящимися показателями, которые положены в основу экологической оптимизации геометрической формы карьерной выработки. Установленные экологически оптимальные параметры карьеров должны приниматься во внимание при формировании технического задания на проектирование открытых горных работ на месторождениях по добыче нерудных материалов.

Библиографический список

1. Zenkov I. V., Yuronen YU. P., Nefedov B. N., Baradulin I. M. Remote sensing in estimation of forest ecosystem generation at crushed stone quarries in Siberia // Eurasian mining. - 2016. - Vol. 1. - P. 50–54.

2. Зеньков И.В., Барадулин И.М. Обоснование конечной формы щебеночных карьеров Сибири в целях лесотехнической рекультивации // Горный журнал. - 2016. - № 3. - С. 85-88.

3. Зеньков И.В., Барадулин И.М. Результаты исследования условий появления и формирования растительного покрова в отработанных щебеночных карьерах// Уголь. - 2017. - № 12. - С. 72-74.

4. Зеньков И.В., Барадулин И.М. Исследование условий формирования и характеристик лесных экосистем в отработанных щебеночных карьерах в Красноярском крае // Уголь. - 2018. - № 1. - С. 99-101.

5. Ульрих Д.В., Денисов С.Е, Тимофеева С.С. Оценка влияния горнодобывающих и перерабатывающих предприятий на экологическую обстановку в Челябинской области // Горный журнал. - 2015. - № 5. - С. 94-99.

6. Семина И.С., Андроханов В.А. О рекультивации нарушенных земель на разрезах Кузбасса // Горный информационно-аналитический бюллетень. - 2014. - № 12. - С. 307-314.

7. Abdullah M. M., Feagin R. A., Musawi L., Whisenant S., Popescu S. The use of remote sensing to develop a site history for restoration planning in an arid landscape // Restoration Ecology. - 2016. - Vol. 24. - No. 1. - P. 91–99.

8. Zweig C. L., Newman S. Using landscape context to map invasive species with mediumresolution satellite imagery // Restoration Ecology. - 2015. - Vol. 23. - No. 5. - P. 524–530.

9. Borrelle S. B., Buxton R. T., Jones H. P., Towns D. R. A GIS-based decision-making approach for prioritizing seabird management following predator eradication // Restoration Ecology. - 2015. - Vol. 23. - No. 5. - P. 580–587.

10. Strunk S., Houben B., Krudewig W. Controlling the Rhenish opencast mines during the transition of the energy industry // World of Mining – Surface & Underground. - 2016. - Vol. 68. - No. 5. - C. 289–300.

11. Shoo L. P., Scarth P., Schmidt S., Wilson K. A. Reclaiming Degraded Rainforest: A Spatial Evaluation of Gains and Losses in Subtropical Eastern Aus-tralia to Inform Future Investment in Restoration // Restoration Ecology. - 2013. - Vol. 21. - No. 4. - P. 481–489.

12. Sena K., Barton C., Hall S., Angel P., Agouridis C., Warner R. Influence of spoil type on afforestation success and natural vegetative recolonization on a surface coal mine in Appalachia, United States // Restoration Ecology. - 2015. - Vol. 23(2). - P. 131-138.

УДК 550.348, 681.787.7

ОСОБЕННОСТИ ПРИЛИВНОГО ДЕФОРМАЦИОННОГО ПРОЦЕССА В БАЙКАЛЬСКОМ РЕГИОНЕ НАКАНУНЕ ЗНАЧИТЕЛЬНЫХ СЕЙСМОСОБЫТИЙ

[1]Панов С.В., [2]Парушкин М.Д., [3]к.ф.-м.н. Семибаламут В.М., [3]Фомин Ю.Н.
1 – Институт лазерной физики СО РАН, г. Новосибирск, Россия
2 – Институт горного дела СО РАН, г. Новосибирск, Россия
3 – Федеральный исследовательский центр «Единая геофизическая служба» СФ РАН, г. Новосибирск, Россия

Аннотация. В статье представлены возможности применения высокопрецизионного двухканального лазерного деформационного комплекса при проведении длительного непрерывного мониторинга приливных деформаций. Основная цель проводимых исследований заключается в поиске достоверной предвестниковой информации о подготовке очагов региональных землетрясений.

Ключевые слова: деформация, лазерный деформограф, интерферометр, приливные волны, полусуточный прилив.

Введение. Земная кора является активной средой, в которой происходит постоянная генерация и распространение механических деформационных волн в широком диапазоне периодов колебаний. Различные физические процессы, происходящие как на поверхности Земли, так и в её недрах, проявляются в виде сейсмических, собственных, приливных, сезонных и техногенных колебаний создавая сложную пространственно-временную структуру нестационарного деформационного поля. Комплексное изучение деформационных колебаний, в прикладном плане, тесным образом соприкасается с проблемами прогноза катастрофических явлений, таких, как землетрясения, горные удары, вулканическая активность и т.д.

Понимание важности и необходимости использования в исследованиях деформационных процессов высокоточной аппаратуры, способствовали созданию в ИЛФ СО РАН оригинального двухкоординатного лазерного деформографа. Он позволяет в широком частотном диапазоне в присутствии атмосферы на базах до 100 м проводить в условиях штольни долговременные непрерывные измерения малых деформационных смещений горных пород с относительной чувствительностью 10^{-9}-10^{-10} [1].

Лазерный деформографический комплекс. Разрабатываемая в ИЛФ СО РАН аппаратура и методика прецизионных непрерывных измерений деформаций земной коры в условиях закрытой штольни постоянно модернизируется с целью повышения чувствительности и надежности. При этом основные принципы работы измерительного комплекса остаются неизменными. В его состав входит гетеродинный интерферометр, который состоит из четырех независимых оптических каналов – трех измерительных и одного опорного. Они выполнены по схеме несимметричного интерфе-

рометра Майкельсона, где в качестве опорного оптического излучения используется излучение гетеродинного лазера, смещенного по частоте на 1 МГц относительно зондирующего, посылаемого на перемещающийся объект (рис 1.). Принцип работы измерительного канала основан на непрерывной регистрации изменения фазы волны во времени, обусловленного эффектом Доплера при отражении излучения от движущегося объекта. Длина обоих измерительных плеч равна 25 м.

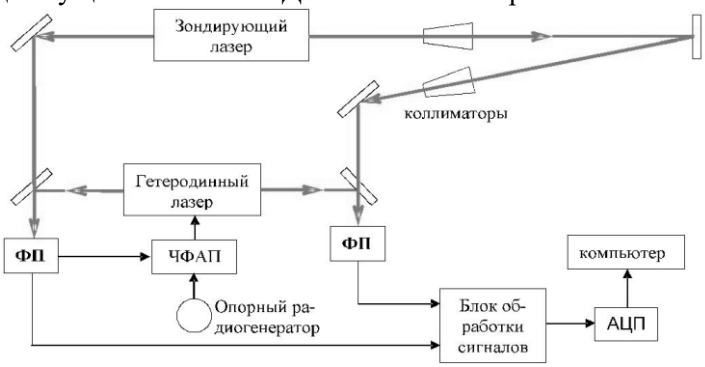


Рис. 1. Схема лазерного измерителя малых перемещений на больших расстояниях

Основной отличительной особенностью применяемых деформографов является отсутствие в схеме интерферометра экранировки зондирующих лучей от влияния атмосферных возмущений, приводящих к вариациям показателя преломления воздуха. Для этого в их конструкцию, помимо двух регистрационных каналов, входит оптический узел, предназначенный для компенсации влияния атмосферы и частотной нестабильности лазеров. В его основе лежит штанга длинной 1,2 метра, изготовленная из сплава 36Н (инвар), с коэффициентом температурного расширения $dL/dT = 8 \cdot 10^{-7}$ град$^{-1}$. Сигнал, полученный при помощи компенсационного плеча пропорционален вариациям длины волны лазерного источника и показателя преломления воздуха в штольне, и не зависит от деформаций горных пород. Такой подход обеспечивает решение основной проблемы, ограничивающей широкое применение лазерных деформографов в геофизических исследованиях, - использование ресурсоемких при длительной эксплуатации вакуумированных лучеводов длиной в десятки метров.

Запись сигналов производится с помощью компьютера с частотой дискретизации 0.5 Гц. Комплекс обеспечивает надежную регистрацию малых перемещений в широком диапазоне периодов колебаний $10^0 \div 10^7$ с и позволяет регистрировать собственные и приливные колебания Земли, детерминированные суточные вариации микродеформационного шума, а также особенности деформационных процессов в земной коре, сопровождающих сейсмичность.

Основное место проведения работ по внедрению новых модификаций деформографов в эксплуатацию и апробации методик измерений расположено недалеко от юго-западного побережья озера Байкал. Байкальский регион был выбран исходя из того, что это сейсмоактивный регион, в котором в течении года происходит множество землетрясений различного энергетического класса. Деформограф располагается в штольне сейсмостанции «Талая». Непрерывная регистрация деформационного процесса начата более 20 лет назад. За это время комплекс зарекомендовал себя как надежный, высокоточный и неприхотливый инструмент для проведения деформационного мониторинга литосферы [2]. В процессе длительных многолетних наблюдений было обнаружено, что наличие предвестниковой информации в поведении деформационного сигнала сильно зависит от двух параметров - энергетического класса землетрясения K и расстояния до очага сейсмособытия S. В ходе подготовки сейсмособытий с K~13-14 наличие особенностей в поведении деформаций земной коры проявляется на расстоянии до 100 км, а для K~10 особенности могут наблюдаться на удалении всего в 20-30 км.

Особенности приливных деформаций в период подготовки сейсмособытий. Как было отмечено, к первостепенным задачам деформографических наблюдений можно отнести изучение динамических процессов, происходящих в земной коре накануне сейсмособытий. Особое место в изучаемых деформационных процессах занимают литосферные приливы, поскольку они могут служить триггером как для горных ударов, так и землетрясений (в том числе, и техногенного происхождения). Приливы дают существенный вклад в направленный перенос масс Земли [3], который влияет на эволюцию напряженно деформированного состояния земной коры [4]. Основными гармониками приливного сигнала являются суточная и полусуточная приливные волны, амплитуды которых зависят от жесткости земных пород, а также от взаимного расположения Луны и Солнца

относительно Земли. Жесткость и плотность горной породы в общем случае зависит от напряжений в ней. Поскольку 24-часовая приливная гармоника, как правило, искажается суточными вариациями метеорологических параметров, проще анализировать 12-часовую приливную гармонику.

Различные особенности в поведении приливных деформаций накануне сейсмособытий стали регистрироваться практически с самого начала внедрения деформографического комплекса в процесс непрерывного мониторинга. В качестве одного из примеров «приливной аномалии» в деформационном процессе приведен десятидневный фрагмент деформографической записи середины января 1995 года. На рис. 2 представлена кривая разностной деформации, на которой стрелкой отмечено разрушительное землетрясение в японском городе Кобе (16 января 1995 10:52 UTC) и аномальное по амплитуде приливное колебание за 1.5 суток до сейсмособытия.

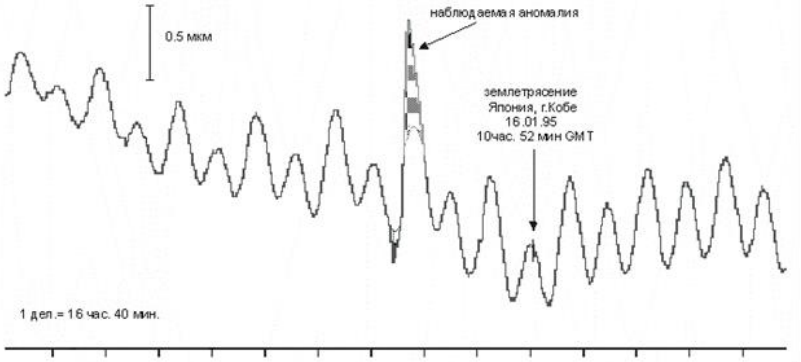


Рис. 2. Фрагмент деформографической записи с землетрясением в г. Кобе

Схожие нестационарные возмущения, изменяющие естественный деформационный процесс в горных породах, включая приливные колебания, наблюдались неоднократно за несколько суток до крупных планетарных землетрясений, включая «спитакское» землетрясение 1988 г. и землетрясение у восточного побережья острова «Хонсю» 2011 г. В связи с большой удаленностью станции лазерных наблюдений от очагов сильных землетрясений, была сделана попытка объяснить механизм регистрируемых аномалий, основываясь на предположении, что явление в целом носит глобальный общепланетарный характер и связано с взаимодействием очага землетрясения с внутренней твердой составляющей ядра Земли. Однако до получения достоверных сравнительных данных, синхронно фиксируемых другими удаленными друг от друга геофизическими станциями, вопрос о механизме этого явления остается открытым.

Другой класс регулярно регистрируемых приливных аномалий проявляется в преддверии региональных сейсмособытий и заключается в продолжительном изменении деформационного отклика земной коры на Лунно-Солнечное приливное воздействие, выраженное в изменении амплитуды огибающей полусуточного прилива в одном из ортогональных плеч деформографа. В качестве яркого примера такого поведения может послужить динамика деформационного процесса в период подготовки и последующее разрядки «Култукского» землетрясения произошедшего 27-го августа 2008 г. и являющегося крупнейшим из близких землетрясений за все время деформационных наблюдений на с/ст. «Талая». Эпицентр землетрясения, имевшего энергетический класс K ~ 15.5, располагался в южной части акватории озера Байкал на расстоянии S ~ 30 км от станции наблюдения. Одновременное сочетание высокого энергетического класса и сравнительно малое удаление от станции наблюдения сделало это землетрясение весьма редким и ценным событием для исследования. На его примере в работе [5] были показаны особенности геодинамического влияния очага близкого сильного землетрясения на деформационный процесс земной коры в зоне наблюдения. Среди прочих деформационных сигналов, относящихся к подготовке очага близкого землетрясения, была описана аномалия в поведении амплитуды полусуточной приливной деформации в направлении Восток—Запад, заключающаяся в резком возрастании на 20 – 30% деформационного отклика земной коры на совместное гравитационное приливное воздействие Луны и Солнца на Землю, за трое суток перед «Култукским» землетрясением и последующей релаксацией аномальной восприимчивости в течение нескольких суток после землетрясения.

Описанная особенность проиллюстрирована на рис. 3, на котором кривыми A и B отображены приливные цуги в двух измерительных плечах отфильтрованные в диапазоне 708 – 768 минут (более светлым отмечено плечо, расположенное в направлении Восток-Запад, темным — в направлении Север-Юг). Амплитуда этого сигнала меняется с периодом порядка 14 дней в зависимости от положения Солнца и Луны относительно Земли. Амплитуда прилива максимальна в момент, когда

Солнце, Луна, центр Земли и станция наблюдения расположены в одной плоскости. Из рисунка видно, что амплитуда прилива в направлении Восток-Запад, как и положено из теории меньше по сравнению с приливом по направлению Север-Юг. Однако во временной области близкой к землетрясению, произошедшему на Байкале отчетливо проявляется обратный эффект. За трое суток перед исследуемым сейсмособытием амплитуда прилива в направлении Восток-Запад стала заметно превышать амплитуду прилива в ортогональном направлении. Этот факт также обнаруживает себя и в огибающих кривых представленных соответственно кривыми C и D.

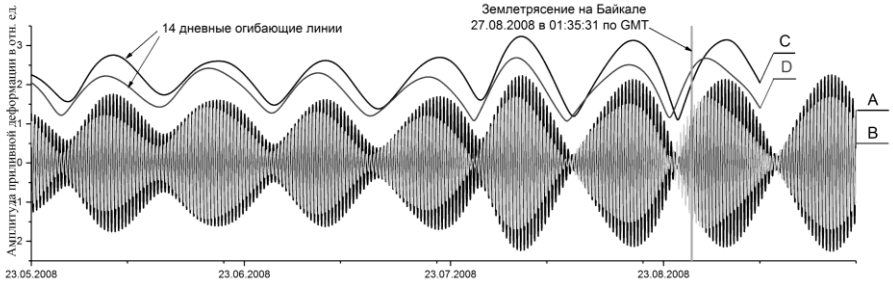


Рис. 3. Полусуточная приливная гармоника в ортогонально расположенных плечах и огибающие полусуточного прилива

В первой половине графиков наглядно отображается «естественный» ход промодулированных квазигармонических сигналов, соответствующих полусуточным приливам. На этом временном отрезке обращает на себя внимание, ранее экспериментально засвидетельствованный факт аномальной фазовой задержки между кривыми огибающих полусуточных приливных деформаций, которому будет уделено немного времени ниже. Согласно этому факту, огибающие экспериментального полусуточного прилива в отличие от теоретически полученных имеют фазовую задержку порядка 1 суток, и носит систематический характер [6]. Однако, как видно из графиков, вблизи землетрясения временная задержка значительно изменяется и достигает значения ~4 суток.

На рис. 4 представлен другой пример аномальной динамики амплитуды полусуточной приливной гармоники в период подготовки очага регионального землетрясения. Такое поведение было зарегистрировано за неделю до землетрясения, произошедшего 27.09.2010 и имевшего энергетический класс K ~ 12.6. Аномалия прослеживается в плече, ориентированном в направлении Восток-Запад, что соответствует направлению от станции наблюдения в сторону эпицентра с точностью порядка ~10°.

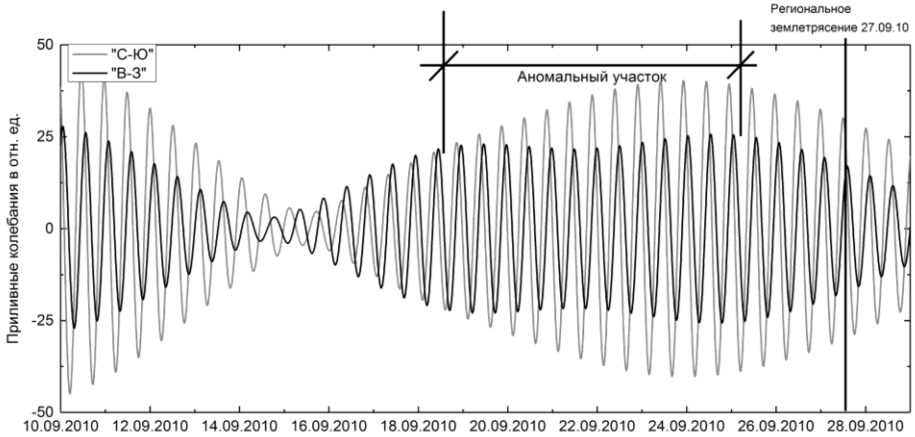


Рис. 4. Аномальное поведение амплитуды полусуточной приливной волны в измерительном плече, ориентированном в направлении Восток-Запад

Фазовые расхождения в 14 дневных огибающих кривых полусуточного прилива. Как уже было отмечено выше, между 14 дневными огибающими кривыми полусуточного прилива в естественном ходе процесса присутствует фазовая задержка величиной порядка 1 сут. Теоретические огибающие, смоделированные для разных плеч деформографа, совпадают между собой, т.е. теория не предсказывает каких-либо фазовых задержек для них [7, 8]. На рис. 5 проиллюстрировано такое поведение огибающих. В верхней части рисунка изображены теоретические смоделированные огибающие кривые полусуточного прилива, а в нижней – результат взятия огибающих у фильтрованных экспериментально зарегистрированных данных.

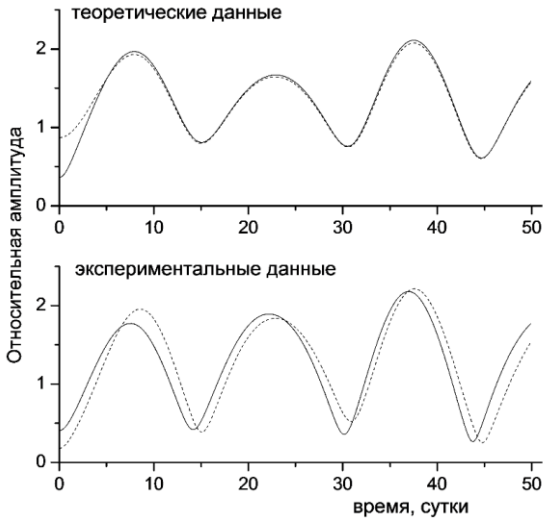


Рис. 5. Фазовая задержка в огибающих полусуточного прилива в ортогональных измерительных плечах деформографа и её полное отсутствие в теоретических данных

Для моделирования приливов в земной коре использовалась компьютерная программа Etgtab 3.0, входящая в пакет Eterna 3.0. В программе задаются параметры, соответствующие параметрам сейсмостанции «Талая», где ведутся наблюдения, а также некоторые параметры деформографа. К ним относятся координаты станции, высота над уровнем моря, направление измерения смещений породы (азимут), время начала измерений, интервал между измерениями (частота опроса) и др. Таким образом получаются теоретические данные отдельно для каждого из измерительных плеч деформографа, соответствующие экспериментальным наблюдениям. Затем экспериментальные и теоретические данные подвергаются цифровой полосовой фильтрации в интересующем нас диапазоне частот. Стоит отметить, что на рис. 5, для удобства визуализации фазовых задержек представлены нормированные огибающие кривые. Это влечет за собой потерю информации об амплитудных различиях в приливах в ортогональных направлениях, которые можно наблюдать в левой части рис. 4.

Детальное изучение наблюдаемых задержек на полном наборе зарегистрированных за все время работы деформографического комплекса не только подтвердил наличие такой задержки, но и её величину. Низкая точность в определении задержек обусловлена наличием шумов, возмущений в 14-ти дневных огибающих.

Характерные задержки для 12-ти часового прилива:

- плечо 1 – запаздывание эксперимента на 9-10 часов,
- плечо 2 – запаздывание теории на 7-9 часов;

Характерные задержки для 24 часового прилива:

- плечо 1 – запаздывание эксперимента на 10-12 часов,
- плечо 2 – запаздывание теории на 9-11 часов.

Вывод. Наличие фазовой задержки, не укладывающейся в теоретическое представление, требует проведения дополнительных исследований для объяснения природы указанного явления, поскольку потенциально является предвестником значимых сейсмособытий. Подобные исследования должны основываться на длительных непрерывных деформационных наблюдениях с привлечением дополнительных методик наблюдений и обработки экспериментальных данных.

Раздел «Фазовые расхождения в 14 дневных огибающих кривых полусуточного прилива» выполнен за счет средств гранта РНФ, проект № 16-17-10121

Библиографический список

1. Панов С.В., Парушкин М.Д., Семибаламут В.М., Фомин Ю.Н. Гетеродинный лазерный деформограф для геофизических исследований // Актуальные проблемы современной сейсмологии, Ташкент, 2016. - С. 293-299.

2. Орлов В.А., Панов С.В., Парушкин М.Д., Семибаламут В.М., Фомин Ю.Н. Возможности высокочувствительных лазерных измерений в изучении сейсмогеодинамических явлений // Геодинамика и напряженное состояние недр Земли. - 2013. - с. 25-31

3. Ревуженко А.Ф. Приливные волны и направленный перенос масс Земли / А.Ф. Ревуженко. – Новосибирск: Наука, 2013. – 204 с.

4. Адушкин В.В., Спивак А.А. Физические поля в приповерхностной геофизике. - М.:ГЕОС, 2014. - 360 с

5. Орлов В.А., Панов С.В., Парушкин М.Д., Фомин Ю.Н. Особенности деформаций земной коры накануне близкого сильного землетрясения по данным высокочувствительных лазерных измерений // Геодинамика и напряженное состояние недр Земли. - 2010. - С. 30-37.

6. Orlov V.A., Piatigorets A.V., Observation of long-period oscillation features by a highly sensitive laser method. APEIE-2004 Proceedings. Novosibirsk, 2004, vol.1, pp. 148-159

7. Мельхиор П., Земные приливы. «Мир», Москва, 1968.

8. Melchior P., The Tides of the Planet Earth. Pergamon Press, Oxford, 1978.

УДК [666.7:658.567.1]:001.891.54

МОДЕЛИРОВАНИЕ ПЕРЕХОДНОГО СЛОЯ В ГРУБОКЕРАМИЧЕСКИХ МАТРИЧНЫХ КОМПОЗИТАХ НА ОСНОВЕ УГЛЕОТХОДОВ

д.т.н. Столбоушкин А.Ю., Сыромясов В.А., к.т.н. Фомина О.А., Иванов А.И.
Сибирский государственный индустриальный университет, г. Новокузнецк, Россия

Аннотация. Разработана модель переходного слоя между оболочкой и ядром керамического материала матричной структуры. Приведены результаты исследования химического, гранулометрического, минерального составов и керамико-технологических свойств отходов обогащения углистых аргиллитов и глинистого сырья. Описана методика приготовления многослойных керамических образцов из углистых аргиллитов, суглинка и их смесей. Представлены исследования их фазового состава. Установлены зависимости изменения минеральных новообразований в переходной зоне на границе раздела фаз модельных керамических образцов.

Ключевые слова: отходы обогащения углистых аргиллитов, керамический материал матричной структуры, переходный слой на границе раздела фаз, ядро-оболочка

Актуальность исследования. Характерной приметой настоящего времени становится изменение мировоззренческих подходов при освоении недр. Во многом это обусловлено истощением запасов полезных ископаемых. Комплексное использование минеральных ресурсов, при котором востребован каждый грамм сырья без образования отходов, является стратегической задачей государственного масштаба. Подтверждением сказанному может служить тот факт, что «Рациональное природопользование» входит в Перечень Приоритетных направлений развития науки, технологий и техники Российской Федерации [1]. К сожалению, при становлении и развитии энергетики на углеводородах не обошлось без так называемых побочных продуктов – углеотходов и зол ТЭЦ. За прошедшее столетие их «накоплено» огромное количество – десятки и сотни миллионов тонн [2, 3].

В соответствии с ГОСТ 530-2012 «Кирпич и камень керамические. Общие технические условия» углеотходы, наряду с золой, официально причислены к «новым» разновидностям керамического сырья. Однако в современной России практически нет действующих керамических предприятий, использующих это сырье в качестве основного компонента шихты. Например, кирпичные заводы, построенные в Советском Союзе и успешно работавшие не один десяток лет в Новокузнецке и Павлодаре, сегодня находятся в заброшенном состоянии [4, 5]. Одна из причин этой проблемы заключается в том, что традиционные технологии пластического и полусухого прессования керамического кирпича оказались малоэффективными при использовании техногенного сырья. Получение из него строительных керамических материалов с высокими показателями структурной прочности (коэффициента конструктивного качества) является актуальным и сводится в конечном итоге к формированию рациональной структуры изделий. Особое значение при этом приобретают выбор и разработка способов массоподготовки отходов [6-8].

В Сибирском государственном индустриальном университете под руководством проф. Столбоушкина А.Ю. разработаны научные основы получения стеновых керамических материалов матричной структуры из техногенного и природного сырья [9]. Матричная структура керамики представлена двумя составными частями: матрицей, которая является продуктом высокотемпературных превращений глинистых минералов, и макрозаполнителем в виде ядер, сформированных из

промышленных отходов. С такой структурой содержание глинистой фракции в составе шихты не превышает 20-25 %, при этом обеспечиваются требуемые эксплуатационные свойства изделий.

Цель работы заключалась в моделировании переходного слоя «ядро-матрица» и исследовании его фазового состава в керамике матричной структуры из углеотходов с добавкой глины.

Методы исследования. Исследование и характеристика сырьевых материалов проводились по ГОСТ 21216-2014 «Сырье глинистое. Методы испытаний» и ГОСТ 9169-75 «Сырье глинистое для керамической промышленности. Классификация». Химический состав материалов определялся методом рентгенофлуоресцентного волнодисперсионного анализа (спектрометр ShimadzuXRF-1800), гранулометрический состав – методом дифракции лазерного излучения суспензий (лазерный анализатор Mastersiser 2000).

Моделирование переходного слоя проводилось по разработанной методике с использованием специально изготовленных многослойных образцов [10]. Структура слоев модельных керамических образцов изучалась при помощи бинокулярной лупы. Исследование их фазового состава осуществлялось методом порошковой рентгеновской дифрактометрии (рентгеновский дифрактометр ShimadzuXRD-6000).

Сырьевые материалы. В качестве сырьевых материалов для изготовления многослойных образцов были выбраны представительные пробы отходов сухого обогащения углистых аргиллитов (Коркинский буроугольный разрез, Челябинская обл.) и глинистого сырья (Новокузнецкое месторождение, Кемеровская обл.).

Химический, гранулометрический и минеральный составы сырья представлены в табл. 1-3.

Таблица 1

Химический состав сырьевых материалов

Наименование сырья	Содержание оксидов на абсолютно сухое вещество, %										
	SiO_2	Al_2O_3	FeO	Fe_2O_3	CaO	MgO	TiO_2	MnO	K_2O	Na_2O	S
углистые аргиллиты	51,26	21,62	14,47	-	4,64	2,52	1,26	0,12	2,13	0,62	0,34
новокузнецкий суглинок	64,85	17,09	7,02		3,26	2,34	0,87	0,19	2,73	0,78	0,006

Таблица 2

Гранулометрический состав сырьевых материалов

Наименование сырья	Содержание фракций в мкм, %				
	>0,06	0,06-0,01	0,01-0,005	0,005-0,001	<0,001
углистые аргиллиты	58,2	9,2	8,6	11,6	12,4
новокузнецкий суглинок	-	2,6	64,2	5,1	28,1

Таблица 3

Минеральный состав сырьевых материалов

Наименование сырья	Преобладающие минералы	
	глинистые	непластичные компоненты
углистые аргиллиты	каолинит, гидромусковит	кварц, сидерит, доломит, полевой шпат, кальцит
новокузнецкий суглинок	монтмориллонит, гидрослюда	кварц, плагиоклаз, хлорит, полевой шпат, кальцит

Углистые аргиллиты. По химическому составу углистые аргиллиты относятся к группе полукислого сырья с высоким содержанием красящих оксидов (табл. 1).

Гранулометрический состав отходов определялся после предварительного двух-стадийного измельчения в щековой дробилке и лабораторных бегунах. По результатам гранулометрических исследований углистые аргиллиты относятся к грубодисперсному сырью с преобладанием песчаной фракции (табл. 2).

По вещественному составу исследуемые углеотходы представлены в основном аргиллитами, алевролитами, углистыми аргиллитами и сланцами. Они состоят из смеси минеральных ча-

стиц с угольной дисперсной массой (содержание углистых частиц 12-15 мас. %). Минеральный состав аргиллитов представлен кварцем, каолинитом, сидеритом, гидромусковитом, присутствуют доломит и полевой шпат (табл. 3). Содержание свободного кварца составляет 50-53 %.

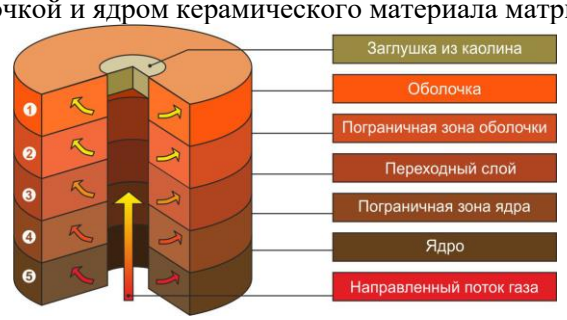
По пластичности измельченные аргиллиты – малопластичные (число пластичности ≈ 6,0); по сушильным свойствам – малочувствительные к сушке (коэффициент чувствительности к сушке < 1); по степени спекаемости – неспекающееся техногенное сырье.

Глинистое сырье Новокузнецкого месторождения является типичным для глинистых пород Западной Сибири, представленных в основном умереннопластичными пылеватыми суглинками [11, 12]. По химическому составу суглинок относится к полукислому сырью (табл. 1); по гранулометрическому составу – к низкодисперсному сырью с низким содержанием крупных и средних включений (количество частиц >0,5 мм менее 1 %, табл. 2); по минералогическому составу – к полиминеральным породам; по классификации глинистой составляющей – соответствует монтмориллонит-гидрослюдистому типу (табл. 3).

По технологическим свойствам суглинок является умереннопластичным, высокочувствительным к сушке, легкоплавким сырьем низкотемпературного спекания.

Экспериментальные исследования. Экспериментальные работы проводились в два этапа.

На первом этапе готовились многослойные образцы, согласно разработанной модели переходного слоя, между оболочкой и ядром керамического материала матричной структуры (рис.1).



1 – оболочка; 2 – переходная зона со стороны оболочки; 3 – центральная область переходной зоны; 4 – переходная зона со стороны ядра; 5 – ядро

Рис. 1. Модель переходного слоя между оболочкой и ядром керамического материала матричной структуры

По методике [10] были отпрессованы пустотелые керамические образцы-цилиндры диаметром 60 мм (рис.2, б). Для этого была разработана пресс-форма, позволяющая формовать образцы-цилиндры с внутренним сквозным каналом (рис.2, а).

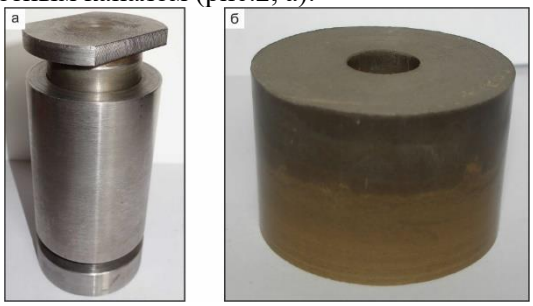


Рис. 2. Пресс-форма в сборе для прессования пустотелых образцов (а) и многослойный модельный образец-сырец из углистых аргиллитов, суглинка и их смесей (б)

Количество и состав сырьевых компонентов слоев представлены в табл. 4.

Таблица 4

Гранулометрический состав сырьевых материалов

Наименование сырья	Содержание компонента в составе шихты в зависимости от номера слоя, мас. %				
	1 слой	2 слой	3 слой	4 слой	5 слой
углистые аргиллиты	-	25	50	75	100
новокузнецкий суглинок	100	75	50	25	-

При приготовлении многослойных образцов обеспечивалось точное дозирование пресс-порошка каждого слоя по объему. Толщина слоев составляла 7-10 мм. Проводился контроль влажности пресс-масс каждого слоя. Измельченные сырьевые компоненты высушивались до постоянной массы. Рассчитывалось точное количество воды для приготовленных составов шихт. Для выравнивания влажности пресс-порошки одновременно выдерживались не менее 5-6 часов в эксикаторе.

По аналогии с изготовлением модельных образцов из железорудных отходов [10] был организован направленный тепломассоперенос внутри образца. Для этого сквозное цилиндрическое отверстие, с одной стороны, плотно закупоривали смесью каолиновой ваты и глины. С противоположенной стороны в полость модельного образца подавали направленный воздушный поток (рис 1).

Влажность керамических шихт составляла 9-10 мас. %, давление прессования – 15 МПа. Образцы высушились до постоянной массы в сушильном шкафу при температуре 105 °С.

Обжиг образцов первой серии проводился при 1050°С с выдержкой при максимальной температуре в течение 1 часа. При этом произошло вспучивание внутри образца (рис.3, а), вызванное рядом причин. По нашему мнению, основные факторы, следующие:

1) высокое содержание в углистых аргиллитах оксида железа в закисной форме (*FeO* порядка 15 %);

2) значительное количество углистых частиц в отходах (порядка 15 % по массе);

3) закупоривание каолиновой заглушкой сквозного внутреннего канала образца.

Очевидно, что в процессе обжига происходит выгорание углерода в углеотходах с выделением дополнительного количества теплоты. Поэтому в слоях, содержащих более 50 % углистых аргиллитов (слой №№ 3, 4, 5, табл. 4), наблюдается рост температуры до значений, превышающих температуру обжига печи, что подтверждается экзотермическими эффектами на дифференциально-термических кривых нагрева углеотходов в интервале 370-610°С. Установка заглушки в сквозную пустоту образца прекращает активный доступ кислорода взамен израсходованному на окисление углерода в углистых аргиллитах. Восстановительная среда внутри цилиндрической пустоты и наличие низкотемпературного плавня в виде закиси железа способствуют активному образованию пиропластичной фазы. В результате при температуре выше 1000 °С лавинообразно запускаются так называемые «керамзитовые» условия обжига, приводящие к вспучиванию внутри полой части образца и выдавливанию горбушки из канала (рис.3, а). Последствия этих процессов наглядно подтверждаются на поперечном сечении обожженных образцов (рис.4, а).

Снижение температуры обжига до 950-980 °С и свободный доступ воздуха во внутренний канал без заглушки (рис.3, б) позволили устранить указанную проблему при обжиге второй серии образцов (рис.4, б).

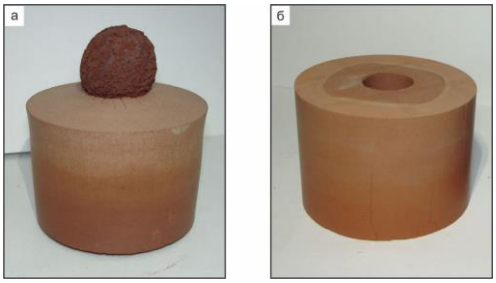


Рис. 3. Модельные многослойные керамические образцы из углистых аргиллитов, суглинка и их смесей с каолиновой заглушкой (а) и без нее (б), обожженные соответственно при температуре 1050 и 980 °С

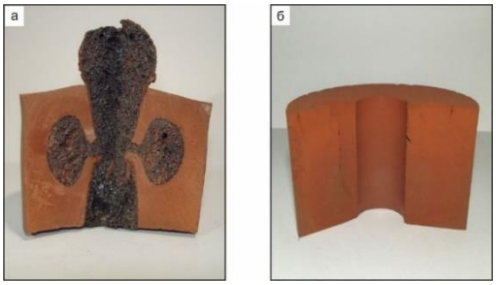
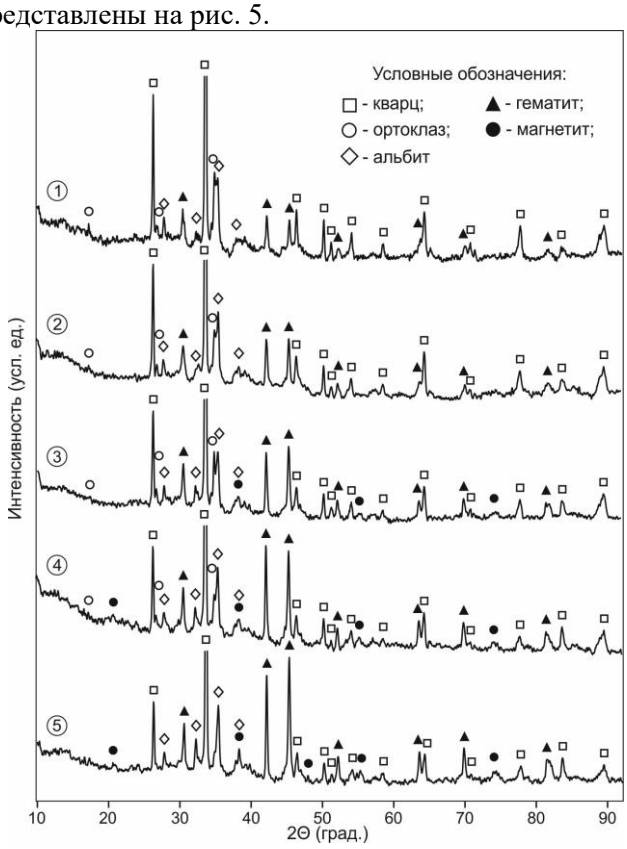


Рис. 4. Поперечное сечение модельных многослойных керамических образцов из углистых аргиллитов, суглинка и их смесей с каолиновой заглушкой (а) и без нее (б), обожженные соответственно при температуре 1050 и 980 °С

В результате исследовательских работ первого этапа по изготовлению многослойных образцов, моделирующих граничный переход между оболочкой и ядром керамического материала матричной структуры, установлено, что разрабатываемые модели зависят от вида и состава техногенного сырья, используемого для формирования ядер керамических композитов. Для отходов углеобогащения (на примере углистых аргиллитов), содержащих остаточное топливо в виде дисперсных углистых частиц, необходимо обеспечить свободный доступ газовоздушной среды и дополнительно корректировать температуру обжига.

На втором этапе проведены исследования фазового состава слоев модельных керамических образцов 2 серии, обожженных по скорректированному режиму (рис.4, б). Для приготовления тонкодисперсных порошков выпиливались фрагменты каждого слоя. Результаты послойного рентгенофазового анализа представлены на рис. 5.



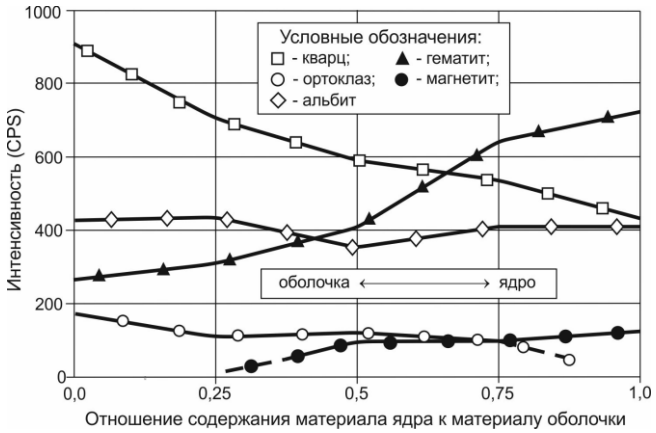
1 – оболочка; 2 – переходная зона со стороны оболочки; 3 – центральная область переходной зоны; 4 – переходная зона со стороны ядра; 5 – ядро

Рис. 5. Рентгеновские дифрактограммы слоев между оболочкой и ядром керамического материала матричной структуры, обожженного при 980°С

Рентгеновские дифрактограммы слоев модельного образца из отходов обогащения углистых аргиллитов показали наличие следующих основных минеральных фаз: кварц (d/n = 4,255; 3,343 Å); гематит (d/n = 2,69; 2,52; 1,697 Å); альбит (d/n = 3,78; 3,196 Å); магнетит (d/n = 2,532; 1,616 Å) ортоклаз (d/n = 5,88; 3,954; 3,31 Å).

Полуколичественная оценка содержания основных минеральных фаз в слоях модельного образца при послойном переходе от ядра к оболочке проводилась по изменению интенсивности линий минералов. Интенсивность дифракционных максимумов кристаллической фазы оценивалась по количеству пиков в секунду (counts per second). Результаты анализа графически представлены на рис. 6. Анализ кривых изменения интенсивности линий минеральных фаз показал последовательное снижение амплитуды кристаллического кварца в направлении от оболочки к ядру, что объясняется более высоким его содержанием в суглинке. Схожая зависимость складывается в модельных образцах с ядром из железорудных отходов [10]. Противоположная картина также для обоих видов отходов наблюдается в отношении гематита. Послойное повышение его интенсивности по направлению к ядру (рис. 6) обусловлено пониженным содержанием оксидов железа в глинистой компоненте по сравнению с техногенными отходами. Интенсивность линий альбита остается практически одина-

ковой от ядра к оболочке керамического образца вне зависимости от исходного состава слоев. Одинаковое содержание натриевого полевого шпата в них можно объяснить близким химическим составом сырьевых материалов в пересчете на Na_2O. С уменьшением количества суглинка в составе слоев после обжига наблюдается снижение интенсивности линий ортоклаза с практически полным отсутствием в слое, сформированном из углистых аргиллитов. Напротив, начиная с центрального слоя переходной зоны, возникают линии магнетита, интенсивность которых возрастает в направлении к ядру композита.



1 – оболочка; 2 – переходная зона со стороны оболочки; 3 – центральная область переходной зоны; 4 – переходная зона со стороны ядра; 5 – ядро

Рис. 6. Изменение интенсивности линий минералов при послойном переходе от ядра к оболочке керамического материала матричной структуры, обожженного при 980°С

Выводы. По результатам исследования можно сделать следующие выводы:

- на примере углистых аргиллитов проведено моделирование переходного слоя в грубокерамических матричных композитах с гранулированным заполнителем из углеотходов. Выявлены особенности приготовления модельных образцов, с учетом состава и керамико-технологических свойств техногенного сырья;

- методом малоугловой дифракции рентгеновского излучения исследованы интенсивности линий кристаллической фазы в слоях модельных керамических образцов из углистых аргиллитов, суглинка и их смесей. Установлены зависимости изменения минеральных новообразований в переходной зоне на границе раздела фаз композита, что свидетельствует о взаимодействии продуктов ядра и оболочки при обжиге керамического материала матричной структуры;

- показано, что наличие одинаковых кристаллических фаз в ядре, сформированном из углеотходов, в переходных слоях и в оболочке спекшегося суглинка исключает появление термических напряжений на границе ядро ↔ оболочка керамического матричного композита.

Моделирование перехода от ядра к оболочке керамического матричного композита в виде дискретных слоев с различным процентным содержанием сырьевых компонентов, выполненное на примере углистых аргиллитов, суглинка и их смесей, показало сопоставимые результаты с ранее проведенными исследованиями при использовании железорудных отходов [10]. В обоих случаях установлено взаимодействие продуктов ядра и оболочки при обжиге с образованием одинаковых кристаллических фаз в переходном слое, что исключает появление термических напряжений в керамических материалах матричной структуры.

Исследования проведены в Сибирском государственном индустриальном университете при поддержке стипендии Президента России, исследовательский проект SP-4752.2018.1.

Библиографический список

1. Перечень Приоритетных направлений развития науки, технологий и техники Российской Федерации (утвержден Указом Президента Российской Федерации от 7 июля 2011 г. № 899) [Электронный ресурс] // URL: http://portal.tpu.ru/departments/otdel/ontp/spr/Tab/prior_2011.htm (дата обращения: 30.04.2018).

2. Аксенов Е.М. О нерешенных проблемах масштабного использования техногенных месторождений для производства строительных материалов [Текст] / Е.М. Аксенов, Р.К. Садыков //

Достижения и проблемы материаловедения и модернизации строительной индустрии. Материалы XV Академических чтений РААСН – Международной научно-технической конференции. – Казань: КазГАСУ, 2010. – т. 2. – С. 98-100.

3. Волынкина Е.П. Развитие концепции управления отходами в металлургии / Е.П. Волынкина // Экобюллетень ИНЭКА. – 2007. – № 4 (123). – С. 45–50.

4. Столбоушкин А.Ю. Неудачный опыт перепрофилирования уникального завода по производству кирпича из отходов углеобогащения и возможные пути его реконструкции [Текст] / А.Ю. Столбоушкин, А.И. Иванов, Д.В. Акст, О.А. Фомина, М.П. Мишин, В.А. Сыромясов // Строительные материалы. – 2017. – № 4. – С. 20-24.

5. Кирпичный завод Павлодар Аксу Часть1 [Электронный ресурс] // Нетипичный Павлодар. Опубликовано: 21 февр. 2016 г. URL: https://www.youtube.com/watch?v=M2jV0dg0_Uo (дата обращения: 28.04.2018).

6. Тарасевич В.П. Новые технологии производства керамического кирпича [Текст] / В.П. Тарасевич // Строительные материалы. – 1992. – № 5. – С. 5-8.

7. Павлов В.Ф. Способ вовлечения в производство строительных материалов промышленных отходов [Текст] / В.Ф. Павлов // Строительные материалы. – 2003. – № 8. – С. 28-30.

8. Столбоушкин А.Ю. Перспективное направление развития строительных керамических материалов из низкокачественного сырья [Текст] / А.Ю. Столбоушкин // Строительные материалы. – 2018. – № 4. – С. 24-28.

9. Столбоушкин А.Ю. Керамические стеновые материалы матричной структуры на основе неспекающегося малопластичного техногенного и природного сырья [Текст] / А.Ю. Столбоушкин, Г.И. Бердов, В.И. Верещагин, О.А. Фомина // Строительные материалы. – 2016. – № 08. – С. 19-23.

10. Stolboushkin A. Macromodel of interfacial transition layer in ceramic matrix composites [Electronic resource] / A. Stolboushkin, V. Syromyasov, V. Vereschagin, and O. Fomina // MATEC Web of Conferences: IV Inter-national Young Researchers Conference “Youth, Science, Solutions: Ideas and Prospects” (YSSIP-2017). – Volume 143, 02003 (2018). – Pp. 1-7. – Tomsk, Russia, October 25-27, 2017. – doi.org/10.1051/matecconf/201714302003.

11. Верещагин В.И. Использование природного и техногенного сырья Сибирского региона в производстве строительной керамики и теплоизоляционных материалов [Текст] / В.И. Верещагин, В.М. Погребенков, Т.В. Вакалова // Строительные материалы. – 2004. – № 7. – С. 28-31.

12. Вакалова Т.В. Перспективы расширения отечественной сырьевой базы строительной керамики за счет комплексного использования месторождений глинистого сырья [Электронный ресурс] / Т.В. Вакалова, В.М. Погребенков, И.Б. Ревва // Вестник науки Сибири. – 2012. – № 1 (2). – С. 339-347.

УДК 504.06

ИССЛЕДОВАНИЕ ОСНОВНЫХ ПОКАЗАТЕЛЕЙ ЛОКАЛЬНОЙ ЭКОЛОГО-ЭКОНОМИЧЕСКОЙ СИСТЕМЫ «ПРОМЫШЛЕННОЕ ПРЕДПРИЯТИЕ-ОКРУЖАЮЩАЯ СРЕДА»

[1]д.т.н. Киселева Т.В., [2]к.т.н. Михайлов В.Г., [2]к.т.н. Карасев В.А., [2]к.т.н. Михайлов Г.С.
1 - Сибирский государственный индустриальный университет, г. Новокузнецк, Россия
2 - Кузбасский государственный технический университет им. Т.Ф. Горбачева, г. Кемерово, Россия

Аннотация. В статье выполнен анализ известных подходов к определению и особенностям функционирования локальных эколого-экономических систем. Сформированы направления повышения эффективности управления локальной эколого-экономической системой «промышленное предприятие-окружающая среда». Выполненная работа имеет практическое значение для крупных промышленных предприятий.

Ключевые слова: окружающая среда, угледобывающее предприятие, эколого-экономическая система, эколого-экономические показатели, отходы производства и потребления, механизм управления, эффективность.

Введение. Угледобыча является одной из наиболее опасных отраслей реального сектора экономики, что связано с широким спектром форм негативного воздействия на все элементы окружающей среды [1-4]. Ужесточение национального экологического законодательства и международные требования [5] мотивируют угледобывающие предприятия к использованию инновационных современных технологий, которые получили название НДТ (наилучшие доступные технологии). Несмотря на активизацию данной деятельности, предприятия по добыче угля являются потенциальным источником высоких эколого-экономических рисков, что требует повышения эффективности и диверсификации используемых методов управления. В таких условиях целесообразно построение локальной эколого-экономической системы и ее основных элементов (предприятие – источник негативного воздействия, центр управления и окружающая среда). Для реализации предложенного подхода к управлению необходимо выделение наиболее значимых эколого-экономических аспектов негативного воздействия и их оценивание с помощью разработанной системы эколого-экономических показателей. Для крупных промышленных предприятий, осуществляющих комплекс основных, вспомогательных и обслуживающих технологических процессов, актуальной является проблема образования разнообразных отходов производства и потребления, дифференцированных по классам опасности, видам, физико-химическим и другим характеристикам. Поэтому исследование локальной эколого-экономической системы «промышленное предприятие – окружающая среда» целесообразно осуществлять с акцентом на данный вид негативного воздействия.

Материалы и методы. Объект исследования – угледобывающее предприятие как источник эмиссии всех видов негативного воздействия на окружающую среду (выбросы в атмосферный воздух, сбросы в водные источники, образование отходов производства и потребления). Предмет исследования – система основных показателей локальной эколого-экономической системы «промышленное предприятие – окружающая среда». Исследование основано на анализе отечественных и зарубежных литературных источников по проблемам функционирования эколого-экономических систем и использования адекватных показателей их оценивания. Особое внимание уделено изучению методологии расчета эколого-экономических показателей, связанных с динамикой движения отходов и их использованием. С целью практической реализации авторской методики была проведена статистическая обработка экологических данных угледобывающего предприятия на основе официальных форм отчетности. В работе также использованы элементы системного анализа и результаты, полученные специалистами в области управления эколого-экономическими системами и методологии их анализа.

Результаты и обсуждение. Существует множество научных точек зрения к определению понятия эколого-экономической системы, используемых методов управления, структурных особенностей, которые зависят от отраслевой специфики предприятия и других факторов [6-13].

Для данной работы наиболее актуальным является исследование [14], где представлена структурная схема эколого-экономической системы горнодобывающего предприятия. Авторы также показывают возможную трансформацию эколого-экономической системы до социо-эколого-экономической системы как сложного иерархического образования, обладающего определенной свободой формы деятельности и представляющего собой единую организационную структуру, подсистемы которой взаимосвязаны и совместно функционируют для достижения общей цели.

Изучение такой специфической эколого-экономической системы показывает, что в условиях истощения запасов месторождений и в целях полноты использования минерально-сырьевой базы наиболее приемлемой становится интенсификация производства, включающая:

- снижение потерь и разубоживания;
- отработка ранее списанных и забалансовых запасов;
- повышение коэффициента извлечения полезного компонента при обогащении и другие.

Авторы работы [13] выделяют основные цели воздействия для локальной эколого-экономической системы, в качестве которой может рассматриваться промышленное предприятие:

- снижение воздействия предприятия на окружающую среду и уменьшение вероятности экологических аварий;
- снижение финансовых потерь в результате негативного воздействия на окружающую среду;
- повышение конкурентоспособности предприятия.

В этом же исследовании предложен механизм управления эколого-экономической системой и выделены детерминированные цели управления:

- минимизация разницы между объемами использования и воспроизводства ресурсов;

- максимизация качества среды обитания;
- повышение экономической эффективности;
- снижение природоемкости производства.

В условиях экологически напряженного региона с развитой угледобывающей промышленностью актуальным представляется эффективное управление локальной эколого-экономической системой «Промышленное предприятие – окружающая среда», упрощенная схема управления которой представлена на рис. 1 [6-8, 15-17].

Из рис. 1 видно, что ключевым элементом представленной схемы механизма управления локальной эколого-экономической системой является организационно-экономический механизм управления природоохранной деятельностью [8, 17], который оказывает воздействие на эколого-экономическую систему, в том числе, через показатели оценивания [18, 19], представленные в табл. 1.

Рис. 1. Упрощенная схема механизма управления локальной эколого-экономической системой

Таблица 1

Основные эколого-экономические показатели предприятия АО «СУЭК-Кузбасс» шахта им. С.М. Кирова

Показатель	2013	2014	2015	2016	2017
Экономический ущерб от загрязнения водных источников, млн. р.	143,89	60,49	4,72	6,30	6,39
Экономический ущерб от загрязнения атмосферного воздуха, млн. р.	0,36	0,41	0,38	0,43	0,47
Экономический ущерб от размещения отходов производства и потребления, млн. р.	13,23	13,23	16,13	19,04	20,25
Экономический ущерб от загрязнения окружающей среды, млн. р.	157,48	74,13	21,23	25,77	27,11
Общая плата за негативное воздействие на окружающую среду, тыс. р.	7453,4	7813,3	7061,0	6970,0	4553,0
Плата за сверхнормативное негативное воздействие на окружающую среду, тыс. р.	949,3	1432,1	266,0	0	0
Удельный вес платы за сверхнормативное негативное воздействие на окружающую среду, %	12,74	18,33	3,77	0	0
Коэффициент компенсации наносимого экономического ущерба, %	4,73	10,54	33,25	27,05	16,79
Объем производства продукции (добыча угля), тыс. т	3747	4198	4668	5720	7177
Ущербоемкость добычи угля, р./т	41,99	17,65	4,55	4,51	3,78
Платоемкость добычи угля, р./т	1,99	1,86	1,51	1,22	0,63

Из таблицы видно, что величина экономического ущерба от загрязнения окружающей среды за рассматриваемый период существенно уменьшилась с 157,48 млн. р. в 2013 году до 27,11 млн. р. в 2017 году. Такая ситуация в 2013 году вызвана большим значением экономического ущерба от загрязнения водных источников (143,89 млн. р.). Если рассматривать отдельные элементы окружающей среды, то максимальное изменение в сторону уменьшения наблюдается по экономическому

ущербу от загрязнения водных источников. Экономический ущерб от загрязнения атмосферного воздуха колеблется примерно на одном уровне от 0,36 млн. р. до 0,47 млн. р. Отрицательная тенденция постепенного увеличения экономического ущерба имеет место по отходам производства и потребления, что требует более детального анализа данной проблемы. Анализ платы за негативное воздействие на окружающую среду показывает, что она изменялась незначительно до 2016 года (от 7,45 млн. р. до 6,97 млн. р.), после чего произошло резкое снижение в 2017 году – 4,55 млн. р. Плата за сверхнормативное негативное воздействие на окружающую среду и ее удельный вес в общей величине платы изменяются «нелинейно» - увеличение в 2014 году по сравнению с предыдущим периодом, соответственно, на 482,8 тыс. р. и на 5,59 %, и дальнейшее снижение обоих показателей до 0 в 2016 и 2017 годах.

Для исследования эколого-экономической системы большое значение имеет коэффициент компенсации экономического ущерба, который показывает, насколько плата за негативное воздействие на окружающую среду выполняет свои компенсационные функции. Данный показатель существенно увеличился в 2015 году до 33,25 % и составляет в 2017 году 16,79 %, что, с одной стороны, позитивно характеризует природоохранную политику предприятия, с другой – отражает ухудшение положительного тренда.

Повышение адекватности оценивания может быть реализовано с помощью относительных показателей, таких как ущербоемкость и платоемкость добычи угля. Ущербоемкость, характеризующая величину экономического ущерба в расчете на 1 тонну добытого угля, имеет максимальное значение в 2013 году – 41,99 р./т, после чего начинается резкое снижение показателя до 3,78 р./т. Другим относительным показателем является платоемкость добычи угля, которая показывает величину платы за негативное воздействие на окружающую среду также в расчете на 1 тонну добытого угля. Здесь наблюдается аналогичная ситуация уменьшения величины показателя с 1,99 р./т в 2013 году до 0,63 р./т в 2017 году. Вывод по динамике относительных показателей согласуется с интерпретацией коэффициента компенсации экономического ущерба с поправкой на данные 2017 года.

Рассмотренное выше значительное увеличение экономического ущерба от размещения отходов производства и потребления требует детализации анализа данного вида негативного воздействия. С этой целью на рис. 2 представлена динамика удельного образования отходов.

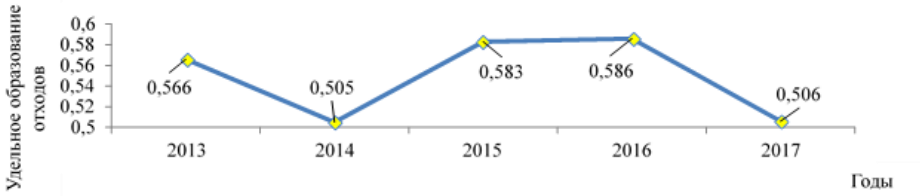


Рис. 2 – Динамика удельного образования отходов АО «СУЭК-Кузбасс» шахта им. С.М. Кирова, т/т

Динамика удельного образования отходов, характеризующаяся массой отходов, приходящихся на 1 т добычи угля, отражает нелинейную тенденцию увеличения показателя до 0,583 т/т и 0,586 т/т в 2015 и 2016 годах и последующего снижения до 0,506 т/т в 2017 году (рис. 2).

Эффективное функционирование локальной эколого-экономической системы угледобывающего предприятия может быть реализовано на основе алгоритма управления отходами производства и потребления с точки зрения их внутреннего и внешнего использования. В табл. 2 представлена система показателей отходов производства и потребления, расчет которых выполнен на основе авторской методики [20]. Из табл. 2 видно, что коэффициент внутреннего использования отходов, характеризующий уровень их самостоятельного использования, имеет низкие значения за весь исследуемый период, но положительную тенденцию увеличения в 2016 и 2017 годах.

Коэффициенты внутреннего обезвреживания отходов, импорта отходов и внутреннего размещения отходов имеют нулевые значения и показывают наличие следующих факторов:

- слабо развитую инфраструктуру предприятия для обезвреживания отходов;
- отсутствие «внешних» отходов, поступающих от сторонних предприятий;
- отсутствие технической возможности размещения отходов, поступающих от внутренних и внешних источников, на собственных эксплуатируемых объектах (площадках, полигонах).

Коэффициент экспорта отходов отражает соотношение массы отходов, направляемой другим предприятиям, и количества собственных отходов, образовавшихся в течение отчетного периода. Существенные значения данного показателя, особенно в 2013 и 2014 годах, характеризуют наличие устойчивой тенденции передачи отходов другим хозяйствующим субъектам. Этот вывод

подтверждается значительной величиной коэффициента внешнего использования отходов, показывающего соотношение количества отходов, переданных сторонним предприятиям для использования, и собственных отходов, включая полученные от внешних источников.

Таблица 2

Динамика основных эколого-экономических показателей отходов производства и потребления АО «СУЭК-Кузбасс» шахта им. С.М. Кирова

Наименование показателя	2013	2014	2015	2016	2017
Коэффициент внутреннего использования отходов	$3{,}12\ 10^{-4}$	$3{,}26\ 10^{-4}$	$1{,}37\ 10^{-4}$	$14\ 10^{-4}$	$12\ 10^{-4}$
Коэффициент внутреннего обезвреживания отходов	0	0	0	0	0
Коэффициент импорта отходов	0	0	0	0	0
Коэффициент экспорта отходов	1,051	1,117	1,000	0,999	0,999
Коэффициент внешнего использования отходов	0,899	0,999	0,999	0,998	0,999
Коэффициент внутреннего размещения отходов	0	0	0	0	0
Коэффициент внешнего размещения отходов	$3{,}55\ 10^{-4}$	$3{,}71\ 10^{-4}$	$4{,}49\ 10^{-4}$	$3{,}22\ 10^{-4}$	$2{,}62\ 10^{-4}$

Заключительным элементом представленной упрощенной системы показателей, является коэффициент внешнего размещения отходов как соотношение количества отходов, передаваемых сторонним организациям для хранения и захоронения, и собственных отходов, включая полученные от внешних источников. Данный коэффициент имеет устойчиво низкие значения в диапазоне от $2{,}62 \cdot 10^{-4}$ до $4{,}49 \cdot 10^{-4}$.

Проведенный анализ требует практического приложения, связанного с организационно-экономическими и инфраструктурно-технологическими решениями, направленными на снижение негативной нагрузки, особенно по отходам производства и потребления [2, 4, 21-27].

Выводы. Проведенное исследование позволяет сделать следующие выводы:

- выполнен анализ известных подходов к определению и особенностям функционирования локальных эколого-экономических систем для формирования адекватной модели эколого-экономической системы конкретного угледобывающего предприятия;
- построена упрощенная схема механизма управления локальной эколого-экономической системой, позволяющая выявить структурные элементы, требующие усовершенствования;
- предложена система эколого-экономических показателей для оценивания эффективности функционирования локальной эколого-экономической системы, максимально адаптированная к особенностям данного предприятия;
- проведена интерпретация рассмотренных эколого-экономических показателей с особым акцентом на характеристики негативного воздействия и направления использования отходов производства и потребления;
- разработаны основные направления повышения эффективности управления локальной эколого-экономической системы угледобывающего предприятия ЭЭС, минимизирующие негативное воздействие на окружающую среду и связанные, в том числе, с развитием «отходоперерабатывающей» инфраструктуры шахты.

Библиографический список

1. Tyulenev M.A, Zhironkin S.A., Litvin O.I., Markov S.O., Tyuleneva E.A., Zhironkina O.V. Safe and Productive Application of Hydraulic Backhoes in Coal-Bearing Areas of Complex Structured Deposits. Geotechnical and Geological Engineering. - Vol. 35. - Issue 5, 2065-2077 (2017).

2. Пути решения инновационных задач в угольной промышленности / В.И. Ефимов [и др.] // Уголь. – 2018. – № 4 (1105). – С. 22-25.

3. К вопросу минимизации негативного воздействия горного производства на окружающую среду / В.И. Ефимов [и др.] // Уголь. – 2017. – № 1 (1090). – С. 66-68.

4. Качурин Н.М. Методика прогнозирования экологических последствий подземной добычи угля в России / Н.М. Качурин, В.И. Ефимов, С.А. Воробьев // Горный журнал. – 2014. – № 9. – С. 138-142.

5. Zolotukhin V.M., Gogolin V.A., Yazevich M.Yu., Baumgarten M.I., Dyagileva A.V. Environmental management: the ideology of natural resource rational use // IOP Conference Series: Earth and Environmental Science. – 2017 – Vol. 50, Article number 012027. – p. 1-7.

6. Бурков В.Н. Модели и механизмы управления эколого-экономическими системами / В.Н. Бурков, Д.А. Новиков, А.В. Щепкин // Проблемы управления. – 2009. – № 1. – С. 2-7.

7. Бурков В.Н. Экономические механизмы управления уровнем риска природно-техногенной сферы / В.Н. Бурков, Д.А. Новиков, А.В. Щепкин // Проблемы безопасности и чрезвычайных ситуаций. – 2009. – № 4. – С. 30-40.

8. Бурков В.Н. Механизмы управления эколого-экономическими системами / В.Н. Бурков, Д.А. Новиков, А.В. Щепкин. – М.: Издательство физико-математической литературы, 2008. – 244 с.

9. Угольницкий Г.А. Устойчивое развитие эколого-экономических систем / Г.А. Угольницкий, А.Б. Усов // Экология и промышленность России. – 2007. – № 10. – С. 39-41.

10. Угольницкий Г.А. Управление сложными эколого-экономическими системами / Г.А. Угольницкий, А.Б. Усов // Автоматика и телемеханика. – 2009. – № 5. – С. 169-179.

11. Коряков А.Г. Социо-эколого-экономические компоненты формирования принципов устойчивого развития предприятий / А.Г. Коряков // Микроэкономика. – 2012. – № 2. – С. 88-92.

12. Коряков А.Г. Научные подходы к формированию системы предпосылок для устойчивого развития отраслей отечественной промышленности / А.Г. Коряков // Транспортное дело России. – 2012. – № 3. – С. 121-124.

13. Баранчик В.П. Цели, инструменты и особенности управления эколого-экономическими системами в условиях устойчивого развития экономики / В.П. Баранчик, С.А. Касперович // Труды БГТУ. – 2011. – № 7. – С. 118-121.

14. Стровский В.Е. Эколого-экономическая система горного предприятия: структура, взаимосвязи / В.Е. Стровский, О.В. Косолапов // Известия Уральского государственного горного университета. – 2017. – № 4 (48). – С. 118-122.

15. Avdeev V.P., Burkov V.N., Kiseleva T.V. Multivariant active systems. Automation and Remote Control. - 2001. - Vol. 62, Issue 10. - P. 1645-1650.

16. Агеев И.А. Структурный анализ временных рядов данных / И.А. Агеев, В.Н. Бурков, В.И. Зинченко, Т.В. Киселева // Автоматика и телемеханика. – 2005. – № 6. – С. 161-169.

17. Михайлов В.Г. Развитие инновационной архитектуры организационно-экономического механизма управления природоохранной деятельностью / В.Г. Михайлов, Т.В. Киселева, Г.С. Михайлов // Наукоемкие технологии разработки и использования минеральных ресурсов. – 2017. – № 3. – С. 463-468.

18. Шувалов Ю.В. Эколого-экономическая оценка эффективности природоохранной деятельности горных предприятий / Ю.В. Шувалов, Н.Я. Лобанов // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2000. – № 2. – С. 207-212.

19. Михайлов В.Г. Оценивание эколого-экономических показателей предприятия как инструмент поддержки принятия эффективного экологобезопасного управленческого решения / В.Г. Михайлов, Т.В. Киселева // Труды IX Всероссийской научно-практической конференции «Системы автоматизации в образовании, науке и производстве». – 2013. – С. 426-431.

20. Mikhailov V.G., Golofastova N.N., Galanina T.V., Koroleva T.G., Mikhailova Ya.S. Environmental-Economic Assessment of Generation, Flow and Efficiency of use of Production and Consumption Waste // IOP Conference Series: Earth and Environmental Science. – 2017 – Vol. 50, Article number 012038. – p. 1-8.

21. Трушина Г.С. Роль экологического менеджмента и менеджмента качества в природоохранной деятельности предприятий (на примере угледобывающих предприятий Кузбасса) / Г.С. Трушина, М.С. Щипачев // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2013. – № 2. – С. 374-377.

22. Зенков И.В. Обзор зарубежных исследований в области экологии горнодобывающего производства / И.В. Зенков // Горный журнал. – 2016. – № 10. – С. 96-99.

23. Markov S., Tyulenev M., Litvin O., Tyuleneva E. Innovative numerical modeling of technogenic rock arrays structure // E3S Web of Conferences. – 2017 – Vol. 15, Article number 01011. – p. 1-6.

24. Pimonov A., Raevskaya E., Sarapulova T. Expert evaluation of innovation projects of mining enterprises on the basis of methods of system analysis and fuzzy logics // E3S Web of Conferences. – 2017 – Vol. 15, Article number 01021. – p. 1-6.

25. Елкина Л.Г. Классификация отходов по критерию эколого-экономической целесообразности их вторичного использования или утилизации / Л.Г. Елкина, Е.Ю. Иванова, П.А. Шохова // Вестник УГАТУ. – 2012. – Т. 16. – № 8 (53). – С. 165-169.

26. Исхаков Х.А. Бурый уголь как комплексное удобрение / Х.А. Исхаков, Г.С. Михайлов, В.Д. Шимотюк // Вестник Кузбасского государственного технического университета. – 1998. – № 5. – С. 69-71.

27. Шорохова А.В. Экономико-математическая модель процессов утилизации и использования отходов угольных предприятий для создания рекреационных зон / А.В. Шорохова, О.В. Дмитриева, В.Н. Фрянов // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2014. – № 12. – С. 294-296.

УДК 658.567.1:622.78

МЕТОДИЧЕСКИЕ ОСОБЕННОСТИ РАЗРАБОТКИ СЦЕНАРИЕВ ПОВЫШЕНИЯ УРОВНЯ ЭКОЛОГИЧЕСКОЙ БЕЗОПАСНОСТИ (В УСЛОВИЯХ ГОРОДА НОВОКУЗНЕЦКА)

Шорохова А.В., д.т.н. Новичихин А.В., Юрьева Е.Н.
Сибирский государственный университет, г. Новокузнецк, Россия

Аннотация. Предложена процедура формирования сценариев переработки отходов, восстановления нарушенных земель и создания рекреационных зон. Разработаны три типа сценариев повышения уровня экологической безопасности для горнопромышленных районов. На основе программного комплекса получены прогнозные оценки показателей сценариев, выполнен отбор Парето-оптимальных решений и их ранжирование по уровням экологической безопасности.

Ключевые слова: сценарии, экологическая безопасность, горнопромышленные районы, отходы углеобогатительных фабрик, ранжирование, Парето-оптимизация.

В настоящее время уровень экологической безопасности большинства районов снижается по причине перманентного роста образования отходов производства. Подавляющая часть техногенных ресурсов располагается в Сибирском Федеральном округе – 18 млрд. т или свыше 57 % от общего объема [1, 2]. При этом, более 80 % промышленных отходов возникает в процессе добычи и обогащения полезных ископаемых [3, 4]. Соответственно в горнопромышленных районах сложилась и негативно прогрессирует неблагополучная экологическая обстановка, особенно в городе Новокузнецке из-за высокой концентрации производств, где особую опасность представляют его старопромышленные районы (например, Абашевский и Кузнецкий районы).

Это обуславливает необходимость поиска результативных решений по преодолению вышеназванных негативных тенденций. Для чего предлагается использовать сценарный подход [5]. Данная задача обуславливает разработку процедуры формирования сценариев переработки отходов, восстановления нарушенных земель и создания рекреационных зон. В этой связи *задачу формирования сценариев* можно представить следующим образом [6]:

Задача 1. Задан перечень вариантов по переработке отходов и рекультивации нарушенных земель j, $j \in [1; J]$. Каждый j-й вариант характеризуется определенным набором технологий Th(j) и показателей $F(j) = \{F_l(j), l \in [1; L]\}$, при L=5: экономический эффект – F_1; площади восстановленных земель – F_2; объем загрязнений в результате негативной деятельности производства – F_3; численность населения с нормативными показателями – F_4; предотвращенный объем загрязнений на душу населения – F_5.

Требуется сформировать набор сценариев A_n, $n \in [1; N]$ по переработке отходов с созданием рекреационных зон на рекультивированных землях из j-х вариантов, $j \in [1; J]$, которые позволяют устранить негативные воздействия производства в соответствии с нормативными показателями $\{F^*_l\}$:

$$\sum_{t=1}^{T}\sum_{n=1}^{N}\sum_{i=1}^{I} Kp_{tni} \to \min \text{ при } A_n = \bigcup_{j=1}^{J} Th(j),$$

при условиях:

$$F^*_1(A)<F_1(A);\ F^*_2(A)<F_2(A);\ F^*_3(A)>F_3(A);\ F^*_4(A)<F_4(A);\ F^*_5(A)<F_5(A). \quad (1)$$

Для решения поставленной задачи предлагается процедура формирования сценариев переработки отходов, восстановления нарушенных земель и создания рекреационных зон (рис. 1).

Рис. 1. Процедура формирования сценариев переработки отходов, восстановления нарушенных земель и создания рекреационных зон [7]

Количество итераций процедуры составляет i∈[1; 8]. После i=8 процедура останавливается. Если решение не будет найдено – меняются исходные данные (набор технологий и их параметры), ограничения. Цикл запускается заново для нахождения решения.

На основе предложенной процедуры разработаны три типа сценариев:

– пессимистический, который характеризуется низким уровнем инвестиций внедрения безотходных технологий и создания зон отдыха (общий объем финансирования до 100 млн. руб.), суммарной производительностью комплекса по переработке отходов менее 0,7 млн. т/год;

– умеренный – характеризуется средним уровнем инвестиций внедрения безотходных технологий и создания зон отдыха (общий объем финансирования 100-195 млн. руб.), суммарной производительностью комплекса по переработке отходов 0,7-1,0 млн. т/год;

– оптимистический, который характеризуется высоким уровнем инвестиций внедрения безотходных технологий и создания зон отдыха (общий объем финансирования более 195 млн. руб.), суммарной производительностью установки по переработке отходов более 1,0 млн. т/год.

При разработке сценариев учитывался уровень возможного финансирования – в этой связи рассматриваются умеренные сценарии повышения уровня экологической безопасности города Новокузнецка в условиях углеобогатительных фабрик [5] (табл. 1), учитывающие лучшие отечественные и мировые практики по переработке угольных шламов [8-10] и породы [11-13].

Реализация сценариев рассматривается в период 2019-2032 гг. На основе программного комплекса, реализованного в среде Scilab, получены прогнозные оценки показателей [5] сценариев (табл. 2).

Таблица 1

Сценарии повышения уровня экологической безопасности города Новокузнецка в условиях углеобогатительных фабрик

Идентификатор сценария	Продукция	Показатели
C1	Угольный концентрат, полученный гравитационными методами обогащения (сепараторы с качающейся постелью), и материалы для строительных нужд	Производительность комплексов 0,7 и 0,2 млн. т/год. Объем инвестиций 120 млн. руб.
C2	Угольный концентрат, полученный методом масляной грануляции, и материалы для строительных нужд. В качества масла, используемого при обогащения угольных шламов возможно использование отработанного производственного и машинного масла. Применение масляной грануляции увеличивает теплоту сгорания топочного материала	Производительность комплексов 0,8 и 0,2 млн. т/год. Объем инвестиций 135 млн. руб.
C3	Угольный концентрат, полученный гравитационными методами обогащения в тяжелых средах, и кирпичи для строительных нужд	Производительность комплексов 0,8 и 0,2 млн. т/год. Объем инвестиций 156 млн. руб.
C4	Угольный концентрат, полученный гравитационными методами обогащения (масляная грануляция), и строительные кирпичи	Производительность комплексов 0,8 и 0,2 млн. т/год. Объем инвестиций 135 млн. руб.
C5	Угольный концентрат, полученный методом масляной грануляции, и клинкер с предварительным дроблением и обжигом	Производительность комплексов 0,8 и 0,2 млн. т/год. Объем инвестиций 165 млн. руб.
C6	Угольный концентрат, полученный методом масляной грануляции, и добавки к бетону	Производительность комплексов 0,7 и 0,3 млн. т/год. Объем инвестиций 136 млн. руб.
C7	Угольный концентрат, полученный гравитационными методами обогащения (в гидроциклонах), и добавок к бетону	Производительность комплексов 0,7 и 0,3 млн. т/год. Объем инвестиций 178 млн. руб.
C8	Удобрения для сельского хозяйства	Производительность комплексов 0,8 и 0,2 млн. т/год. Объем инвестиций 100 млн. руб.

Таблица 2

Показатели сценариев повышения уровня экологической безопасности города Новокузнецка в условиях углеобогатительных фабрик

Сценарий	F_1, млн. руб.	F_2, тыс. м^2	F_3, т/руб.	F_4, чел.	F_5, т/чел.
C1	822,3	9,4	0,049	710	19,4
C2	820,8	9,8	0,029	754	20,9
C3	821,4	9,6	0,045	750	21,9
C4	823,8	9,2	0,042	720	20,7
C5	801,7	9,1	0,039	735	20,6
C6	819,3	9,3	0,034	732	21,2
C7	817,6	9,1	0,04	725	20,1
C8	810,4	8,9	0,054	701	18,5

На основе полученных показателей сценариев и в соответствии с разработанной процедурой выбора [6, 14] отобраны Парето-оптимальные решения, направленные на снижение техногенной

нагрузки горнопромышленных предприятий и высокий уровень экологической безопасности (рис. 2).

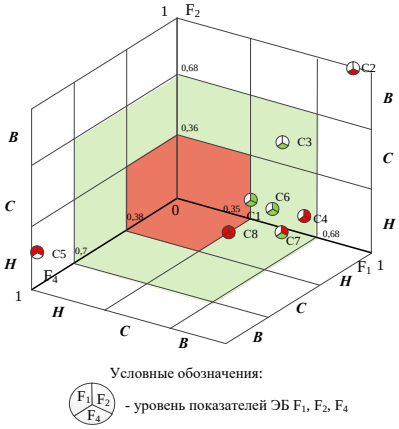


Рис. 2. Определение Парето-оптимальных сценариев повышения уровня экологической безопасности города Новокузнецка

В качестве критериев приняты экономический эффект (F_1), площади восстановленных земель (F_2), численность населения с нормативными показателями (F_4), обусловленными спецификой горнопромышленного района и направленностью на согласование интересов государства, инвесторов и производственников. Парето-оптимальными сценариями являются: С1, С2, С3, С4, С5, С6, С7.

По причине большого количества Парето-оптимальных сценариев для согласования экологических, социальных, экономических интересов и обеспечения высокого уровня экологической безопасности предлагается их ранжирование. Задачу *ранжирования Парето-оптимального множества сценариев* можно сформулировать следующим образом:

Задача 2. Имеется множество Парето-оптимальных сценариев A_m, $m \in [1, M]$. Каждый m-й сценарий характеризуется нормализованными критериями f_x, $x \in [1, X]$, состоящими из трех уровней экологической безопасности: низкий (Н) $fn_x \in [0; Y_{x1}]$, умеренный (С) $fy_x \in [Y_{x1}; Y_{x2}]$ и высокий (В) $fv_x \in [Y_{x2}; 1]$, где Y_{x1} и Y_{x2} – значения границ между низким и умеренным, умеренным и высоким уровнями экологической безопасности соответственно. При этом каждый m-й сценарий характеризуется w-м количеством высокого, g-м количеством умеренного, b-м количеством низкого уровней экологической безопасности [6].

Требуется провести ранжирование сценариев. Сценарию $A_1^{rank(1)}$, превосходящему сценарий $A_m^{rank(z)}$ по w-му количеству высокого уровня экологической безопасности, присваивается первый ранг, если выполняется следующее:

$$\sum_{t=1}^{T}\sum_{n=li=1}^{N}\sum^{I}(Kp_{tni} + Kz_{tni} - Gi_{tni}) \to \min, \quad (2)$$

при условиях:

$$w(A_1^{rank(1)}) \geq w(A_m^{rank(z)}) \text{ при } z \in [1, 3]. \quad (3)$$

При необходимости дополнительно учитываются g-ое и b-ое число умеренного и низкого уровней экологической безопасности:

$$g(A_1) \geq g(A_m),\ b(A_1) \geq b(A_m). \quad (4)$$

Сценарии, характеризующиеся количеством w=3, являются приоритетными, w=2 – перспективными, w=1 – стабилизирующими. В рамках данной работы под стабилизирующими понимаются сценарии, которые обеспечивают корректировку и регулирование уровня экологической безопасности. Перспективные сценарии направлены на повышение уровня экологической безопасности. Значения Y_{x1} и Y_{x2} определяются методом экспертных решений [15] в соответствии с социальными, экономическими и экологическими условиями горнопромышленного района. Ранжированные Парето-оптимальные сценарии представлены в табл. 3.

Из табл. 3 следует, что Парето-оптимальными сценариями первого ранга являются С3, второго – С2, третьего – С1, С6, четвертого – С4, С5.

Сценарии высоких рангов направлены на ликвидацию негативного воздействия углеобогатительных фабрик, увеличение экономического эффекта, улучшение за счет снижения экологических выплат, качества жизни населения посредством создания новых рабочих мест и рекреационных зон.

Таблица 3

Ранжирование Парето-оптимальных сценариев повышения уровня экологической безопасности города Новокузнецка

Сценарий	F_1	F_2	F_4	Парето-оптимальные сценарии	Уровень экологической безопасности			Место
					F_1	F_2	F_4	
C1	0,932	0,556	0,585	+	В	С	С	3
C2	0,864	1	0	+	В	В	Н	2
C3	0,891	0,778	0,453	+	В	В	С	1
C4	1	0,333	0,358	+	В	Н	Н	4
C5	0	0,222	1	+	Н	Н	В	4
C6	0,796	0,444	0,641	+	В	С	С	3
C7	0,719	0,277	0,925	+	В	Н	В	2
C8	0,394	0	0,17	-	Н	Н	Н	-

Вывод. Таким образом, предложенные методические особенности разработки сценариев учитывают инвестиционный потенциал, параметры отходов, и направлены на поддержание основного производства, создание дополнительной продукции из отходов, востребованной на рынке. Повышение уровня экологической безопасности города Новокузнецка в условиях углеобогатительных фабрик планируется посредством переработки отходов и рекультивации нарушенных земель с получением дополнительной продукции: угольный концентрат из некондиционной мелочи (шлама), материалы для строительных нужд из породы.

Библиографический список

1. Государственный доклад «О состоянии и об охране окружающей среды Российской Федерации в 2011 году» [Электронный ресурс] // Министерство природных ресурсов и экологии Российской Федерации. Государственные доклады. – Режим доступа: http://www.mnr.gov.ru/regulatory/list.php?part=1392.

2. Статистическая информация по вопросам охраны окружающей среды по регионам Сибирского федерального округа (СФО) за 2015 год [Электронный ресурс] / Кемеровский областной комитет природных ресурсов. – Кемерово, 2016. – Режим доступа: http://ecokem.ru/wp-content/uploads/2016/09/СФО-за-20151.pdf.

3. Образование, использование и обезвреживание отходов производства и потребления по видам экономической деятельности в Российской Федерации [Электронный ресурс] // Федеральная служба государственной статистики. Официальная статистика. Окружающая среда. – Режим доступа: http://www.gks.ru/wps/wcm/connect/rosstat_main/rosstat/ru/statistics/environment/.

4. Регионы России. Социально-экономические показатели 2015 : статистический сборник / Госкомстат России. – Москва, 2015. – 1266 с.

5. Шорохова А.В. Имитационные модели социально-экологической безопасности горнопромышленных районов / А.В. Шорохова, А.В. Новичихин // Экономика и менеджмент систем управления. – 2016. – № 4. – С. 93–100.

6. Novichikhin A.V. Systematic processing of iron-ore waste in mining regions / A.V. Novichikhin, A.V. Shorokhova // Steel in Translation. – 2017. – Vol. 47, No. 7. – P. 456–462.

7. Шорохова А.В. Социально-экологическая безопасность горнопромышленных районов: разработка и конкретизация организационно-технологического механизма управления / А.В. Шорохова, А.В. Новичихин // Экономика и менеджмент систем управления. – 2016. – № 4.1 (22) – С. 194–200.

8. Астахов А.С. Экологическая безопасность и эффективность природопользования / А.С. Астахов, Е.Я. Диколенко, В.А. Харченко. – 2-е изд. – Москва: Горная книга, 2009. – 323 с.

9. Александрова Т.Н. Разработка технологии брикетирования буроугольной мелочи на основе связующей композиции из отходов / Т.Н. Александрова, А.В. Рассказова, К.В. Прохоров // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2012. – № 9. – С. 284–289.

10. Багимова Н.А. Методологические основы эколого-экономической оценки использования шламов и отходов флотации в качестве водоугольного топлива / Н.А. Багимова, С.М. Попов // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2010. – № 8. – С. 239–242.

11. Бардовский А.Д. Природоохранная технология переработки минерального сырья / А.Д. Бардовский // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2007. – № 1. – С. 318–321.

12. Мелентьев Г.Б. Угольное сырье и отходы его переработки как источник промышленного ценных и токсичных элементов-примесей: состояние изученности и перспективы комплексного использования в интенсификации и экологизации углепотребления / Г.Б. Мелентьев, Е.Н. Малинина // Экология промышленного производства. – 2008. – № 2. – С. 51–65.

13. Нагин А.С. Проблема сырьевого обеспечения нерудными материалами строительных компаний / А.С. Нагин // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2010. – № 1. – С. 55–59.

14. Novichikhin A.V. Systematic processing of iron-ore waste in mining regions / A.V. Novichikhin, A.V. Shorokhova // Steel in Translation. – 2017. – Vol. 47, No. 7. – P. 456–462.

15. Трахтенгерц Э.А. Компьютерная поддержка принятия решений / Э.А. Трахтенгерц. – Москва: СИНТЕГ, 1998. – 376 с.

УДК 656:004.94

МЕХАНИЗМ ОЦЕНКИ ПРОФЕССИОНАЛЬНЫХ КОМПЕТЕНЦИЙ ПЕРСОНАЛА ПОГРУЗОЧНО-ТРАНСПОРТНОГО ПРЕДПРИЯТИЯ

[1]Шишкина С.В., [1]к.т.н. Приступа Ю.Д., [2]д.т.н. Павлова Л.Д., [2]д.т.н. Фрянов В.Н., к.т.н. Лавцевич Г.В.

1 – ООО «Объединенное ПТУ Кузбасса», г. Ленинск-Кузнецкий, Россия

2 - Сибирский государственный индустриальный университет, г. Новокузнецк, Россия

Аннотация. В статье изложен механизм оценки профессиональных компетенций персонала, соответствующих трудовым функциям и стратегии развития погрузочно-транспортного предприятия. Приведены результаты ранжирования профессиональных компетенций по их значимости на повышение производительности труда и снижение риска возникновения инцидентов в погрузочно-транспортном предприятии.

Ключевые слова: компетенции, компетентность, трудовые функции, персонал, погрузочно-транспортное предприятие.

Введение. Одним из основных параметров, определяющих квалификацию персонала, являются личные профессиональные компетенции. Эти компетенции реализуются, как правило, при выполнении трудовых функций в структуре элементов производственной инфраструктуры, то есть служб, участков, станций, складов и других рабочих мест. Эффективность взаимодействия личных компетенций индивидов принято оценивать количеством и качеством совокупного продукта, создаваемого коллективом при минимальном риске возникновения инцидентов. В этих условиях возникает необходимость формирования коммуникативных компетенций персонала [1-4].

Под коммуникативной компетенцией трудового коллектива следует понимать непременную составляющую руководителя и рабочего, которые обязаны взаимодействовать с другими людьми при выполнении отдельной или комплекса трудовых функций в пределах заданных режимов функционирования производственных объектов. Обязательными компонентами коммуникативной компетенции являются коммуникативные способности, знания, умения, навыки, мотивы, а также синергетический эффект при совместной реализации указанных качеств.

Методы исследования. Для разработки механизма оценки профессиональных компетенций персонала ПТП рассмотрены разные варианты улучшения компетентности персонала, например повышение квалификации при одновременном стимулировании роста производительности труда или снижения риска возникновения инцидента, найма или увольнения при замене работников с низкими компетенциями на работника с компетенциями, обеспечивающими повышение уровня компетентности. Установлено, что для каждой организации методы и механизмы повышения компетентности имеют особенности, которые сложно обобщить и применить на других предприятиях. Поэтому для условий ПТП разработан механизм повышения компетентности персонала при сочетании личных и коммуникативных компетенций в зависимости от форм организации труда и рабочих функций.

По результатам анализа известных методических подходов и схем управления персоналом [5-7] установлено, что использование коммуникативных компетенций за счёт возникновения синергетического эффекта является более продуктивным. Для выявления связей между личными и коммуникативными компетенциями и оценки их соответствия трудовым функциям были проведены комплексные натурные исследования по следующей схеме (метод «Дельфи») [8]:

- разработка формы анкеты для экспертной оценки руководителями и линейными исполнителями значимости компетенций;
- разработка основных положений балльной системы оценки весовой значимости компетенций;
- обоснование ключевых индикаторов, определяющих достижение трудовых функций и критериев эффективности функционирования ПТП;
- подбор экспертов;
- проведение экспертного опроса;
- обработка согласованности результатов экспертной оценки;
- разработка модели коммуникативных компетенций на основе синтеза значимых для соответствующих трудовых функций индивидуальных компетенций.

Результаты и всестороннее рассмотрение вопроса. До начала опроса экспертам были предоставлены результаты предварительных исследований соответствия деятельности отдельных служб и менеджмента ПТП в целом требованиям и мнению персонала. В рамках службы производственного контроля (ПК) и охраны труда (ОТ) проведён предварительный опрос о состоянии безопасности работ.

Для экспертного опроса выделены две группы экспертов: руководители и линейные исполнители. Экспертам предлагалось провести оценки профессиональных личных компетенций по следующим индикаторам влияния: на риск возникновение инцидента, повышения производительности труда с выделением целевых индикаторов, ключевых компетенций.

Перечень и виды компетенций были указаны в начальном варианте анкеты, но в процессе её согласования с экспертами были добавлены новые профессиональные компетенции. Таким образом, всего при анкетировании было учтено 257 компетенций. Из них в качестве значимых эксперты выделили только 44 компетенции. Всего в анкетировании приняла участие экспертная группа в составе 21 человек, которые представили 444 ответа. Результаты экспертного опроса представлены на рис. 1.

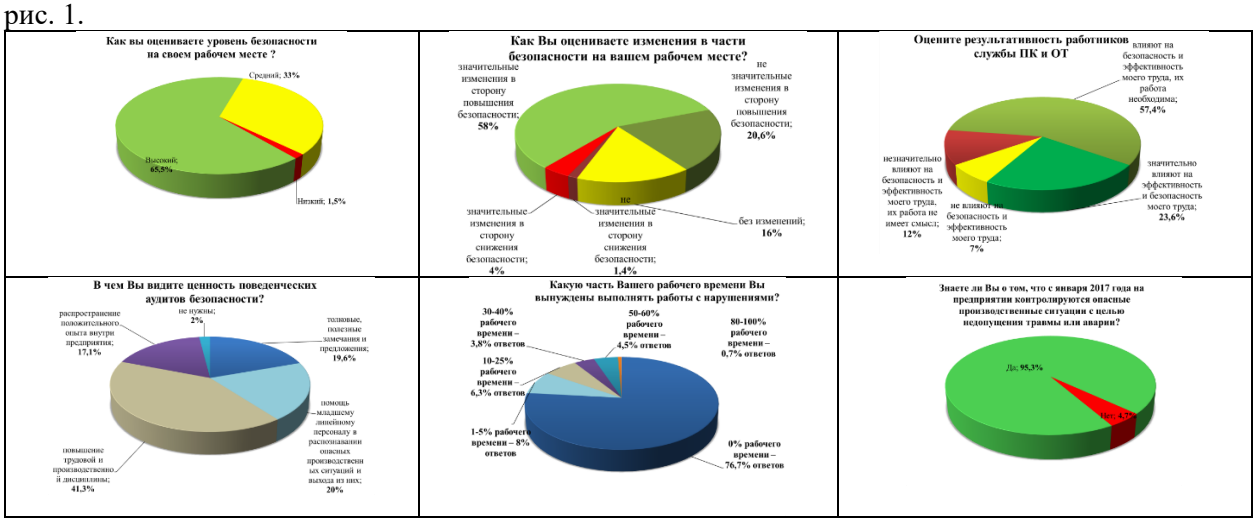


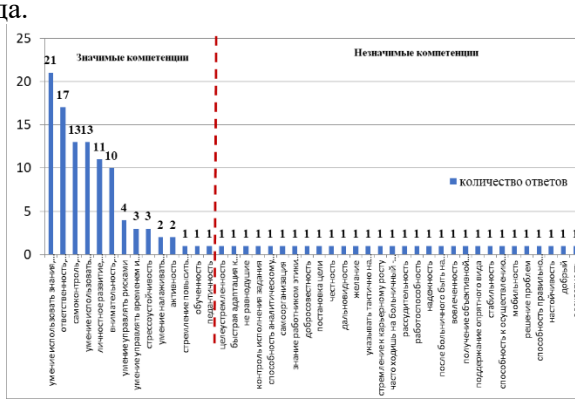
Рис. 1. Результаты статистического анализа анкет опроса эффективности систем производственного контроля и безопасности труда

Как следует из приведённых диаграмм, эффективность работы служба производственного контроля (ПК) и охраны труда (ОТ) оценивается персоналом положительно в пределах 58 - 98%. Однако, вызывают опасения высокие производственные риски возникновения инцидентов, так как в течение 23,7% рабочего времени трудовые функции выполняются с нарушениями требований профессиональных стандартов. Вероятность возникновения инцидентов превышает 0,2, что является высоким показателем. Очевидно, следует выявить зависимости личных и коммуникативных компетенций на уровень индивидуального, коллективного, социального и технического и других рисков. Для этого в памятке для экспертов предлагалось выделить положительное или негативное влияние

каждой компетенции на вероятность возникновения инцидентов и уровень производительности труда при выполнении трудовых функций.

Для оценки значимости компетенций проведено их ранжирование по количеству ответов экспертов. На рис. 2а показана гистограмма распределения количества ответов по каждой личной компетенции по критерию минимума инцидентов, а на рис. 2б – по критерию производительности труда.

а



б

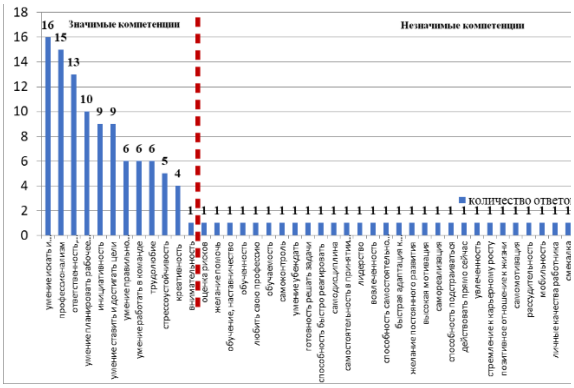


Рис. 2. Балльное распределение личных профессиональных компетенций персонала: а - по уровню влияния на риск возникновения инцидентов, $3\sigma_x$ =14,07; б - по уровню влияния на производительность труда $3\sigma_x$ =11,94

Учитывая большое количество компетенций и диапазон их оценок, возникает задача сокращения выборки посредством выделения наиболее значимых компетенций при потере минимального объёма информации. Если рассматривать каждую компетенцию как случайное событие, а количество оценок экспертов по каждой компетенции как вероятность этого события, то можно найти закон распределения этих вероятностей.

График изменения оценок компетенций близок к показательному (экспоненциальному) распределению плотности вероятностей [9-10], то есть:

$$f(x) = ae^{-\lambda x}, \quad (1)$$

где $f(x)$- плотность распределения оценок компетенций; a , λ – эмпирические коэффициенты; x – порядковый номер компетенции на графиках рис. 2.

Для выделения значимых компетенций на графиках рис. 2 использовалось правило $3\sigma_x$. На графиках граница $3\sigma_x$ указана пунктирной линией.

Результаты статистического анализа оценок компетенций для гистограмм, приведённых на рис. 2, представлены в табл.

Таблица

Результаты статистического анализа оценок компетенций

Наименование показателя					Вероятность значимых компетенций $P_{3\sigma}$
математическое ожидание m_x	среднее квадратическое отклонение σ_x	$3\sigma_x$	эмпирические коэффициенты		
			a	λ	
3,00	4,69	14,07	13,00	0,18	0,920
3,00	3,98	11,94	14,67	0,22	0,913

Согласно полученным результатам можно утверждать, что вероятность выбора значимых компетенций из общей экспертной выборки превышает 0,9. Поэтому личные компетенции рекомендуются для формирования модели коммуникативных компетенций.

Вывод. Разработан механизм оценки личных профессиональных компетенций, соответствующих трудовым функциям и стратегии развития погрузочно-транспортного предприятия. Приведены рекомендации для использования выделенных по результатам ранжирования личных профессиональных компетенций при формировании коммуникативных компетенций.

Библиографический список

1. Шишкина С.В. Развитие моделей и механизмов управления социальной безопасность на погрузочно-транспортных предприятиях / С.В. Шишкина, Ю.Д. Приступа, Л.Д. Павлова, В.Н. Фря-

нов // Моделирование и наукоемкие информационные технологии в технических и социально-экономических системах : труды IV Всеросс. научно-практ. конф. (с междунар. участием), Новокузнецк, 12-15 апреля 2016г. – Новокузнецк : Изд. центр СибГИУ, 2016. – С. 8 – 14.

2. Шишкина С.В. Механизм управления развитием профессиональных компетенций персонала погрузочно-транспортного предприятия/ С.В. Шишкина, Ю.Д. Приступа, Л.Д. Павлова, В.Н. Фрянов // Системы автоматизации в образовании. Науке и производствеAS'2017. Труды XI Всерос. науч.-практ. конф. (с междунар. участием) / Сиб. гос. индустр. ун-т; под общ. ред. С.М. Кулакова, Л.П. Мышляева.- Новокузнецк: Изд. Центр СибГИУ, 2017. – С. 284- 290.

3. Cognitive simulation of incident risks in the structure of loading and transport enterprise / S. V. Shishkina, Yu. D. Pristupa, L. D. Pavlova, V. N. Fryanov // IOP Conference Series: Earth and Environmental Science. – 2017. – Vol. 84. - P. 1-7 (012027). – Режим доступа: http://iopscience.iop.org/issue/1755-1315/84/1

4. Баркалов С.А. Задачи повышения уровня компетентности персонала организации / С.А. Баркалов, Н.Ю. Калинина, Т.В. Насонова // Экономика и менеджмент систем управления. – 2017. - № 3.1 (25). – С. 110 – 116.

5. Гуц А. Математические методы в социологии. Серия: Синергетика: от прошлого к будущему / А. Гуц , Ю.В. Фролова. - Изд-во УРСС. – 216 с.

6. Кочиева Т.Б. Базовые системы стимулирования / Т.Б. Кочиева, Д.А. Новиков. – М.: Апостроф, 2000. -108 с.

7. Лабунский Л.В. Развитие компетенций персонала горнодобывающего предприятия / Л.В. Лабунский. – Екатеринбург: Изд-во УрО РАН, 2003. - 230 с.

8. Бабичева Н.Б. Сравнительный анализ методик расчёта рейтинговой оценки / Н.Б. Бабичева, Т.В. Киселёва, М.В. Ляховец // Системы управления и информационные технологии. - 2011. №3.2(45). – С. 236-241.

9. Айвазян С.А. Прикладная статистика / С.А. Айвазян, В.М. Бухштабер, И.С. Енюков, Л.Д. Мешалкин. – М.: Финансы и статистика, 1989. – 607 с.

10. Вентцель Е.С. Теория вероятностей / Е.С.Вентцель. - М.: Высш. школа, 1998. - 576 с.

Научное издание

НАУКОЕМКИЕ ТЕХНОЛОГИИ РАЗРАБОТКИ И ИСПОЛЬЗОВАНИЯ МИНЕРАЛЬНЫХ РЕСУРСОВ

НАУЧНЫЙ ЖУРНАЛ

Под общей редакцией профессора В.Н. Фрянова

Компьютерная верстка Л.Д. Павловой

Подписано в печать 29.05.2018 г.
Формат бумаги 60х84 1/16. Бумага писчая. Печать офсетная.
Усл.печ.л. 31,8 Уч.-изд. л. 33,64 Тираж 1000 экз. Заказ 185

Сибирский государственный индустриальный университет
654007, г. Новокузнецк, ул. Кирова, 42.
Издательский центр СибГИУ

СУЭК

СИБИРСКАЯ УГОЛЬНАЯ ЭНЕРГЕТИЧЕСКАЯ КОМПАНИЯ

SUEK

SIBERIAN COAL ENERGY COMPANY

9 772311 834155