Министерство науки и высшего образования Российской Федерации

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

ВК «Кузбасская ярмарка»

Посвящается 300-летию Кузбасса

НАУКОЕМКИЕ ТЕХНОЛОГИИ РАЗРАБОТКИ И ИСПОЛЬЗОВАНИЯ МИНЕРАЛЬНЫХ РЕСУРСОВ

НАУЧНЫЙ ЖУРНАЛ

№ 5 - 2019

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. Никитенко С.М.,
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, 2019. - № 5. – 533 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, 4-7 июня 2019 г).

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, 2019

СОДЕРЖАНИЕ

ГЕОТЕХНОЛОГИИ КОМПЛЕКСНОГО ОСВОЕНИЯ НЕДР 15
ОЦЕНКА ЭФФЕКТИВНОСТИ ЧЕЛНОКОВОЙ И УСТУПНОЙ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ СХЕМ ПОДЗЕМНОЙ РАЗРАБОТКИ МОЩНЫХ МЕТАНОНОСНЫХ УГОЛЬНЫХ ПЛАСТОВ 17
[1]к.т.н. Мешков А.А., [1]к.т.н. Волков М.А., [2]д.т.н. Ордин А.А.,[3] Тимошенко А.М.,[3]Ботвенко Д.В. 17
1 - АО «СУЭК-Кузбасс», г. Ленинск-Кузнецкий, Россия 17
2 - ООО «НПЦ ВостНИИ», г. Кемерово, Россия 17
3 - АО «НЦ ВостНИИ», г. Кемерово, Россия 17
ИССЛЕДОВАНИЕ СПЕКТРОВ АКУСТИЧЕСКОГО ИЗЛУЧЕНИЯ ГОРНОГО ОБОРУДОВАНИЯ, ИСПОЛЬЗУЕМОГО ДЛЯ КОНТРОЛЯ НАПРЯЖЕННОГО СОСТОЯНИЯ ПРИЗАБОЙНОГО ПРОСТРАНСТВА 22
д.т.н. Шадрин А.В., к.т.н. Абрамов И. Л. 22
Федеральный исследовательский центр угля и углехимии СО РАН, г. Кемерово, Россия 22
МОДИФИКАЦИЯ ШИРОКОПОЛОСНОГО СПЕКТРАЛЬНО-АКУСТИЧЕСКОГО МЕТОДА КОНТРОЛЯ НАПРЯЖЕННОГО СОСТОЯНИЯ ПРИЗАБОЙНОГО ПРОСТРАНСТВА 29
[1]д.т.н. Шадрин А.В., [1]Контримас А.А., [2]к.т.н. Ворошилов Я.С., [2]Бондарь В.А. 29
1 - Федеральный исследовательский центр угля и углехимии СО РАН, г. Кемерово, Россия 29
2 - ООО «Горный-ЦОТ», г. Кемерово, Россия 29
ВОЗМОЖНОСТИ КОМБИНИРОВАННОЙ ГЕОТЕХНОЛОГИИ ПРИ КОМПЛЕКСНОМ ОСВОЕНИИ УГОЛЬНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ 35
к.т.н. Кузнецова Л. В., к.т.н. Анфёров Б.А. 35
Федеральный исследовательский центр угля и углехимии СО РАН, г. Кемерово, Россия 35
ИССЛЕДОВАНИЕ РОСТА ПЛОСКОЙ ТРЕЩИНЫ ГИДРОРАЗРЫВА В ПРОЧНЫХ ПОРОДАХ ВМЕЩАЮЩЕГО УГЛЕПОРОДНОГО МАССИВА В ОКРЕСТНОСТИ ОЧИСТНОЙ ВЫРАБОТКИ 41
д.т.н. Черданцев Н.В. 41
Федеральный исследовательский центр угля и углехимии СО РАН, г. Кемерово, Россия 41
ВЛИЯНИЕ ДАВЛЕНИЯ МЕТАНА В ЗАДАЧЕ О РАЗВИТИИ ПОРОВЫХ ТРЕЩИН В КРАЕВОЙ ЗОНЕ УГОЛЬНОГО ПЛАСТА 44
д.т.н. Черданцев Н.В. 44
Федеральный исследовательский центр угля и углехимии СО РАН, г. Кемерово, Россия 44
АНАЛИЗ ГЕОТЕХНОЛОГИЧЕСКОГО ПОТЕНЦИАЛА КОМБИНИРОВАННОЙ РАЗРАБОТКИ УГОЛЬНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ КУЗБАССА 47
д.т.н. Федорин В.А., к.т.н. Шахматов В.Я., Шишков Р.И. 47
Федеральный исследовательский центр угля и углехимии СО РАН, г. Кемерово, Россия 47
ОСОБЕННОСТИ ФОРМИРОВАНИЯ ЗОН ОПОРНОГО ДАВЛЕНИЯ И РАЗГРУЗКИ ПРИ ВЕДЕНИИ ОЧИСТНЫХ РАБОТ НА СБЛИЖЕННЫХ УГОЛЬНЫХ ПЛАСТАХ 52
д.т.н. Серяков В.М. 52
Институт горного дела им. Н.А. Чинакала СО РАН, г. Новосибирск, Россия 52
ИССЛЕДОВАНИЕ МЕХАНИЗМА КОРОТКОПЕРИОДНЫХ СМЕЩЕНИЙ ГОРНЫХ ПОРОД ПРИ МАССОВЫХ ВЗРЫВАХ РАЗЛИЧНОЙ МОЩНОСТИ 55
д.т.н. Лобанова Т.В., Лобанов С.А., к.т.н. Линдин Г.Л. 55
Сибирский государственный индустриальный университет, г. Новокузнецк, Россия 55
НАУЧНО-ТЕХНОЛОГИЧЕСКАЯ, ЭКОНОМИЧЕСКАЯ И ЭКОЛОГИЧЕСКАЯ РОЛЬ УГОЛЬНЫХ И КАРБОНАТНЫХ МИНЕРАЛЬНЫХ РЕСУРСОВ В СТРАТЕГИЧЕСКОМ РАЗВИТИИ ТОПЛИВНО-ЭНЕРГЕТИЧЕСКОГО И ХИМИЧЕСКОГО КОМПЛЕКСОВ РОССИИ И ДАЛЬНЕГО ВОСТОКА 62
[1]д.т.н. Жуков А.В., [2]д.т.н. Агошков А.И. 62
1 - Дальневосточный федеральный университет, г. Владивосток, Россия 62
2 - ООО НПК «Примор-Карбид», г. Владивосток, Россия 62
ИЗМЕНЕНИЕ ПОТРЕБИТЕЛЬСКОЙ ЦЕННОСТИ КОКСУЮЩИХСЯ УГЛЕЙ ПОСРЕДСТВОМ ИХ ОБОГАЩЕНИЯ В ТЯЖЕЛЫХ СРЕДАХ 66
д.х.н. Патраков Ю.Ф., к.х.н. Семенова С.А., Харлампенкова Ю.А. 66
Федеральный исследовательский центр угля и углехимии СО РАН, г. Кемерово, Россия 66

ВОЗМОЖНОСТЬ ПРИМЕНЕНИЯ НЕЙРОСЕТЕВОГО МЕТОДА ПРОГНОЗА ВЫХОДА ХИМИЧЕСКИХ ПРОДУКТОВ КОКСОВАНИЯ В ПРАКТИКЕ КОКСОХИМИЧЕСКОГО ПРОИЗВОДСТВА 70
Васильева Е.В., д.х.н. Черкасова Т.Г., к.э.н. Субботин С.П., к.т.н. Неведров А.В., к.т.н. Папин А.В. 70
Кузбасский государственный технический университет имени Т.Ф. Горбачева, г. Кемерово, Россия 70
МИНЕРАЛЬНО-СЫРЬЕВЫЕ РЕСУРСЫ ЮГА КЕМЕРОВСКОЙ ОБЛАСТИ 73
(ТАШТАГОЛЬСКИЙ АДМИНИСТРАТИВНЫЙ РАЙОН)..... 73
Я.М. Гутак, О.Я. Гутак, В.Н.Токарев 73
Сибирский государственный индустриальный университет, г. Новокузнецк, Россия..... 73
ПЕРСПЕКТИВНЫЕ НАПРАВЛЕНИЯ РАЗВИТИЯ НЕФТЕПЕРЕРАБАТЫВАЮЩЕЙ ПРОМЫШЛЕННОСТИ В РЕГИОНАХ РОССИИ 79
[1] д.э.н. Филимонова И.В., [1] к.э.н. Проворная И.В., [2, 3]Дзюба Ю.А., [2, 3]Тагаева А.А. 79
1 - Федеральный исследовательский центр угля и углехимии СО РАН, г. Кемерово, Россия 79
2 - Институт нефтегазовой геологии и геофизики им. А.А. Трофимука СО РАН, г. Новосибирск, Россия 79
3 - Новосибирский национальный исследовательский государственный университет, г. Новосибирск, Россия..... 79
ПРОГНОЗ ДОХОДОВ ОТ ДОБЫЧИ НЕФТИ В РОССИИ С УЧЁТОМ РЕГИОНАЛЬНЫХ ОСОБЕННОСТЕЙ СЫРЬЕВОЙ БАЗЫ НЕДР 85
[1, 2, 3]д.э.н. Филимонова И.В., [1, 2, 3] Комарова А.В., [1, 2, 3] к.э.н. Немов В.Ю., [1, 2, 3] к.э.н. Мишенин М.В., [1, 2, 3] к. г.-м. н. Казаненков В.А. 85
1 - Институт нефтегазовой геологии и геофизики им. А.А. Трофимука СО РАН, г. Новосибирск, Россия 85
2 - Новосибирский национальный исследовательский государственный университет, г. Новосибирск, Россия..... 85
3 - Федеральный исследовательский центр угля и углехимии СО РАН, г. Кемерово, Россия 85
РЕГИОНАЛЬНАЯ СТРУКТУРА ЭКСПОРТА НЕФТИ ИЗ РОССИИ С ДИФФЕРЕНЦИАЦИЕЙ ПО НАПРАВЛЕНИЯМ ПОСТАВОК..... 89
к.э.н. Проворная И.В., д.э.н. Филимонова И.В., д.э.н. Эдер Л.В., к.э.н. Немов В.Ю. 89
Федеральный исследовательский центр угля и углехимии СО РАН, г. Кемерово, Россия 89
ИНТЕЛЛЕКТУАЛЬНАЯ СОБСТВЕННОСТЬ КАК НЕМАТЕРИАЛЬНЫЙ АКТИВ УГЛЕДОБЫВАЮЩИХ ПРЕДПРИЯТИЙ..... 93
д.э.н. Никитенко С.М., к.э.н. Месяц М.А., к.э.н. Коробейникова Е.В. 93
Кемеровский институт (филиал) Российского экономического университета им. Г.В. Плеханова, г. Кемерово, Россия..... 93
ОЦЕНКА СТОИМОСТИ ГЕОЛОГИЧЕСКИХ РЕСУРСОВ НЕФТИ И ГАЗА В НЕДРАХ КУЗБАССА 97
[1]к.г-м.н. Ашурков В.А., [2]к.т.н. Черных Н.Г..... 97
1 - ОАО «Запсибгеология»-Н, г. Новокузнецк, Россия..... 97
2 - АООТ «Гидроуглестрой», г. Новокузнецк, Россия..... 97
ОБЩАЯ ТЕОРИЯ ОБРАЗОВАНИЯ НЕФТЯНЫХ И РУДНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ..... 102
[1] к.г-м.н. Ашурков В.А., [2]д.г-м.н. Запивалов Н.П., [1]к.т.н. Черных Н.Г., [3, 4]д.г-м.н. Черкасов Г.Н. 102
1 - АО «Гидроуглестрой», г. Новокузнецк, Россия..... 102
2 - ИНГиГ СО РАН, г. Новосибирск, Россия..... 102
3 - АО СНИИГиМС, г. Новосибирск, Россия 102
4 - АО «Росгеология», г. Новосибирск, Россия 102
ИССЛЕДОВАНИЕ ВЛИЯНИЯ ПРОЧНОСТНЫХ И ДЕФОРМАЦИОННЫХ СВОЙСТВ ГОРНЫХ ПОРОД НА ПРОЦЕСС ИХ РАЗРУШЕНИЯ ВДАВЛИВАНИЕМ ИНДЕНТОРА С ЦИЛИНДРИЧЕСКОЙ КОНТАКТНОЙ ПОВЕРХНОСТЬЮ 105
к.т.н. Корнеев В.А. 105
Сибирский государственный индустриальный университет, г. Новокузнецк, Россия..... 105
ОПЫТ ПОВЫШЕНИЯ КОЭФФИЦИЕНТА ИЗВЛЕЧЕНИЯ ЗАПАСОВ УГЛЯ ПРИ КАМЕРНО-СТОЛБОВОЙ СИСТЕМЕ РАЗРАБОТКИ 108
Айкин А.В., Позолотин А.С., Лысенко М.В., Заятдинов Д.Ф. 108

Научно-исследовательский центр - Институт проектирования горных предприятий «РАНК», г. Новосибирск, Россия.....108
ИССЛЕДОВАНИЕ ГЕОСТРУКТУРНЫХ СВОЙСТВ МАССИВА ГОРНЫХ ПОРОД НА ЗАПОЛЯРНОМ ФИЛИАЛЕ ПАО «ГМК «НОРИЛЬСКИЙ НИКЕЛЬ» РУДНИК «ТАЙМЫРСКИЙ», НА ЭТАПЕ ВЕДЕНИЯ ПРОХОДЧЕСКИХ РАБОТ С ВЫЯВЛЕНИЕМ ЗОН ТЕКТОНИЧЕСКИХ НАРУШЕНИЙ И ПОВЫШЕННОЙ ТРЕЩИНОВАТОСТИ МАССИВА МЕТОДОМ СПЕКТРАЛЬНОГО-СЕЙСМОРАЗВЕДОЧНОГО ПРОФИЛИРОВАНИЯ 112
Семенов С.Н.....112
Представительство ООО «Тиссен Шахтбау ГмбХ» (Германия), г. Норильск, Россия.....112
РАЗРАБОТКА УГОЛЬНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ ОТКРЫТЫМ СПОСОБОМ В СЕВЕРНЫХ РАЙОНАХ РЕСПУБЛИКИ ВЬЕТНАМ ПО ДАННЫМ ДИСТАНЦИОННОГО ЗОНДИРОВАНИЯ 115
[1, 2] д.т.н. Зеньков И. В. 115
1 - Сибирский государственный университет науки и технологий им. академика М.Ф. Решетнёва, г. Красноярск, Россия.....115
2 – Институт вычислительных технологий СО РАН, г. Новосибирск, Россия 115
АНАЛИЗ УГОЛЬНОЙ ОТРАСЛИ РЕСПУБЛИКИ ХАКАСИЯ: ПЕРСПЕКТИВЫ И ПРОБЛЕМЫ РАЗВИТИЯ 117
д.т.н. Булакина Е.Н., Недзельская О.Н., к.э.н. Бикинеева А.Н., Моисеев В.В. 117
Сибирский федеральный университет, г. Красноярск, Россия 117
ГОРНЫЕ МАШИНЫ И ТРАНСПОРТНЫЕ СИСТЕМЫ ДЛЯ ГОРНОДОБЫВАЮЩЕЙ ОТРАСЛИ.....123
РАЗРАБОТКА И ОБОСНОВАНИЕ ПАРАМЕТРОВ МНОГОФУНКЦИОНАЛЬНОЙ ШАГАЮЩЕЙ КРЕПИ 125
чл.-корр. РАН Клишин В.И., Малахов Ю.В. 125
Федеральный исследовательский центр угля и углехимии СО РАН, г. Кемерово, Россия 125
ЭКСПЕРИМЕНТАЛЬНЫЕ ИССЛЕДОВАНИЯ ПРОЦЕССА ВЫПУСКА УГЛЯ ПОДКРОВЕЛЬНОЙ ТОЛЩИ НА МАКЕТНЫХ ОБРАЗЦАХ СЕКЦИЙ МЕХАНИЗИРОВАННОЙ КРЕПИ.....131
чл.-корр. РАН, д.т.н., Клишин В.И., Варфоломеев Е.Л., Борисов И.Л. 131
Федеральный исследовательский центр угля и углехимии СО РАН, г. Кемерово, Россия 131
ИНФОРМАЦИОННОЕ ОБЕСПЕЧЕНИЕ РАЗВИТИЯ ГОРНОГО МАШИНОСТРОЕНИЯ УГЛЕДОБЫВАЮЩЕГО СЕКТОРА РОССИЙСКОЙ ЭКОНОМИКИ.....134
[1, 2] д.т.н. Зеньков И. В., [2] к.т.н. Нефедов Б. Н. 134
1 - Сибирский государственный университет науки и технологий им. академика М.Ф. Решетнёва, г. Красноярск, Россия.....134
2 - Институт вычислительных технологий СО РАН, г. Новосибирск, Россия.....134
ЭФФЕКТИВНОСТЬ И НАДЁЖНОСТЬ ИСПОЛЬЗОВАНИЯ ГРУЗОВЫХ ПОДВЕСНЫХ КАНАТНЫХ ДОРОГ 137
Земсков А.Н., Оверин А.А. 137
Группа КАНЕКС, г. Москва, Россия 137
ПОВЫШЕНИЕ ЭФФЕКТИВНОСТИ ИСПОЛЬЗОВАНИЯ ЭНЕРГЕТИЧЕСКИХ РЕСУРСОВ В МЕХАТРОННЫХ СИСТЕМАХ ЭКСКАВАТОРОВ 141
[1,2]д.т.н. Малафеев С.И., [3]к.т.н. Малафеев С.С. 141
1 – ООО Компания «Объединенная Энергия», г. Москва, Россия 141
2 - Владимирский государственный университет имени А.Г. и Н.Г. Столетовых, г. Владимир, Россия 141
3 - Владимирский политехнический колледж, г. Владимир, Россия.....141
ОБЕСПЕЧЕНИЕ ЭКСПЛУАТАЦИОННОЙ БЕЗОПАСНОСТИ БОЛЬШЕГРУЗНЫХ КАРЬЕРНЫХ АВТОМОБИЛЕЙ 148
[1, 2]Герике Б.Л., [1]Клишин В.И. [2]Дрозденко Ю.В., [1]Герике П.Б. 148
1 – Федеральный исследовательский центр угля и углехимии СО РАН, г. Кемерово, Россия 148
2 – Кузбасский государственный технический университет им. Т.Ф. Горбачева г. Кемерово, Россия 148
ОЦЕНКА ТЕХНИЧЕСКОГО СОСТОЯНИЯ ПОДШИПНИКОВ КАЧЕНИЯ РЕДУКТОРОВ ГОРНЫХ МАШИН МЕТОДАМИ ВИБРОДИАГНОСТИКИ.....153
д.т.н. Герике Б. Л., Мокрушев А.А. 153

Федеральный исследовательский центр угля и углехимии СО РАН, г. Кемерово, Россия 153
ПРИМЕНЕНИЕ КОМБИНИРОВАННОГО СПОСОБА РАЗРУШЕНИЯ ПРИ ВЫЕМКЕ МАЛОМОЩНЫХ УГОЛЬНЫХ ПЛАСТОВ 157
к.т.н. Лабутин В. Н. 157
Институт горного дела им. Н.А. Чинакала СО РАН, г. Новосибирск, Россия 157
ОБОРУДОВАНИЕ ДЛЯ УДАРНОГО РАЗРУШЕНИЯ ГОРНЫХ ПОРОД В НАКЛОННОЙ ПЛОСКОСТИ УСТУПА 162
к.т.н. Левенсон С.Я., к.т.н. Ланцевич М.А., Фокин А.Б. 162
Институт горного дела им. Н.А. Чинакала СО РАН, г. Новосибирск, Россия 162
ВИБРАЦИОННОЕ ОБОРУДОВАНИЕ ДЛЯ ФОРМИРОВАНИЯ МАССИВА СЫПУЧЕГО МАТЕРИАЛА, УПЛОТНЕННОГО В ОГРАНИЧЕННОМ ПРОСТРАНСТВЕ 165
Морозов А.В., к.т.н. Левенсон С.Я., Усольцев В.М. 165
Институт горного дела им. Н.А. Чинакала СО РАН, г. Новосибирск, Россия 165
УВЕЛИЧЕНИЕ СРОКА СЛУЖБЫ ШТЫРЕВЫХ БУРОВЫХ КОРОНОК 169
к.т.н. Тимонин В.В., Алексеев С.Е., к.т.н. Кокоулин Д.И., к.т.н. Кубанычбек Б. 169
Институт горного дела им. Н.А. Чинакала СО РАН, г. Новосибирск, Россия 169
НЕКОТОРЫЕ РЕЗУЛЬТАТЫ ФИЗИЧЕСКОГО МОДЕЛИРОВАНИЯ ДИНАМИКИ ДВУХПРИВОДНОГО ВИБРАЦИОННОГО УСТРОЙСТВА ДЛЯ ВЫПУСКА И ТРАНСПОРТИРОВАНИЯ СЫПУЧИХ ГЕОМАТЕРИАЛОВ 173
к.т.н. Куликова Е.Г., Усольцев В.М. 173
Институт горного дела им. Н. А. Чинакала СО РАН, г. Новосибирск, Россия 173
ПРОБЛЕМЫ И СПОСОБ ПОВЫШЕНИЯ КАЧЕСТВА ЩЕКОВЫХ ДРОБИЛОК 177
[1]д.т.н. Никитин А.Г., [2]к.т.н. Гаряшин В.С., [3]к.т.н. Баженов И.А., [1]Абрамов А.В. 177
1 - Сибирский государственный индустриальный университет, г. Новокузнецк, Россия 177
2 – ООО «СпецСвязь Оборудование», г. Новокузнецк, Россия 177
3 - Уральский федеральный университет имени первого Президента России Б.Н. Ельцина, г. Екатеринбург, Россия 177
СРАВНЕНИЕ ТИПОВЫХ ЗАКОНОВ РЕГУЛИРОВАНИЯ ДРОБИЛЬНОГО АГРЕГАТА НА ПРИМЕРЕ ЩЕКОВОЙ ДРОБИЛЬНОЙ МАШИНЫ 181
д.т.н. Никитин А.Г., к.т.н. Тагильцев-Галета К.В., к.ф.-м.н. Лактионов С.А. 181
Сибирский государственный индустриальный университет, г. Новокузнецк, Россия 181
СРАВНИТЕЛЬНЫЙ АНАЛИЗ ВЕНТИЛЬНЫХ ЭЛЕКТРИЧЕСКИХ МАШИН С ДВУМЯ РОТОРАМИ С РАДИАЛЬНЫМ ИЛИ АКСИАЛЬНЫМ МАГНИТНЫМ ПОТОКОМ 184
Малышев А.В. 184
Сибирский государственный индустриальный университет, г. Новокузнецк, Россия 184
РАЗРАБОТКА ТЕХНОЛОГИИ ИЗГОТОВЛЕНИЯ РЕЛЬСОВЫХ ПЛЕТЕЙ ДЛЯ ПОДЪЕЗДНЫХ ЖЕЛЕЗНОДОРОЖНЫХ ПУТЕЙ ШАХТ 190
[1]Шевченко Р.А., [1]д.т.н. Козырев Н.А., [2]Кратько С.Н., [1]к.т.н. Крюков Р.Е., [1]Михно А.Р. 190
1 - Сибирский государственный индустриальный университет, г. Новокузнецк, Россия 190
2 - ООО «РСП-М», пгт. Промышленная, Россия 190
ЭКСПЛУАТАЦИОННЫЕ ПОКАЗАТЕЛИ НОВЫХ ПОРОШКОВЫХ ПРОВОЛОК СИСТЕМЫ Fe–C–Si–Mn–Cr–Ni–Mo ДЛЯ НАПЛАВКИ ЗАЩИТНЫХ ПЛАСТИН ШНЕКОВ ОЧИСТНЫХ КОМБАЙНОВ 195
д.т.н. Козырев Н.А., к.т.н. Усольцев А.А., к.т.н. Крюков Р.Е., Гусев А.И., Осетковский И.В. 195
Сибирский государственный индустриальный университет, г. Новокузнецк, Россия 195
ИЗУЧЕНИЕ ВЛИЯНИЯ ВЫСОКИХ ТЕМПЕРАТУР НА УДЕЛЬНОЕ ЭЛЕКТРОСОПРОТИВЛЕНИЕ РЕЛЬСОВОЙ СТАЛИ С ЦЕЛЬЮ СОЗДАНИЯ БЕЗОПАСНЫХ УСЛОВИЙ ЭКСПЛУАТАЦИИ ПОДЪЕЗДНЫХ ПУТЕЙ ШАХТНЫХ РАЗРЕЗОВ 202
к.т.н. Кузнецов В.А., д.т.н. Козырев Н.А., Шевченко Р.А., к.т.н. Усольцев А.А., Патрушев А.О. 202
Сибирский государственный индустриальный университет, г. Новокузнецк, Россия 202
ИЗУЧЕНИЕ СВОЙСТВ ПОРОШКОВОЙ ПРОВОЛОКИ НА ОСНОВЕ ПЫЛИ ГАЗООЧИСТКИ ФЕРРОХРОМА ДЛЯ НАПЛАВКИ НА РЕЖУЩИЕ ОРГАНЫ ПРОХОДЧЕСКИХ КОМБАЙНОВ 205
д.т.н. Козырев Н.А., к.т.н. Усольцев А.А., к.т.н. Крюков Р.Е., Белов Д.Е., Симонова Д.Е. 205
Сибирский государственный индустриальный университет, г. Новокузнецк, Россия 205
РАЗРАБОТКА НОВЫХ ПОРОШКОВЫХ ПРОВОЛОК НА ОСНОВЕ ОКСИДА ВОЛЬФРАМА ДЛЯ ПОВЫШЕНИЯ ИЗНОСОСТОЙКОСТИ БУРОВЫХ КОРОНОК 210

д.т.н. Горюшкин В.Ф., к.т.н. Бендре Ю.В., д.т.н. Козырев Н.А., к.т.н. Крюков Р.Е., Шурупов В.М.210
Сибирский государственный индустриальный университет, г. Новокузнецк, Россия 210
ПОРОШКОВАЯ ПРОВОЛОКА НА ОСНОВЕ ПЫЛИ ГАЗООЧИСТКИ СИЛИКОМАРГАНЦА ДЛЯ ПОВЫШЕНИЯ ИЗНОСОСТОЙКОСТИ РЕШТАКОВ СКРЕБКОВЫХ КОНВЕЙЕРОВ.....217
д.т.н. Козырев Н.А., к.т.н. Крюков Р.Е., Михно А.Р., к.т.н. Усольцев А.А., д.т.н. Попова М.В. 217
Сибирский государственный индустриальный университет, г. Новокузнецк, Россия 217
УПРАВЛЕНИЕ ТРАНСПОРТНО-ЛОГИСТИЧЕСКИМ ТЕРМИНАЛОМ: МОДЕЛИ, ПОКАЗАТЕЛИ И ОПТИМИЗАЦИЯ.....221
Рымкевич А.А., д.т.н. Новичихин А.В. 221
Сибирский государственный индустриальный университет, г. Новокузнецк, Россия 221
АЛГОРИТМ ВЫБОРА ПРОЕКТОВ ГОСУДАРСТВЕННО-ЧАСТНОГО ПАРТНЕРСТВА ПРИ ПЛАНИРОВАНИИ РАСПРЕДЕЛЕНИЯ РЕСУРСОВ В АВТОДОРОЖНОМ КОМПЛЕКСЕ.....224
Буйвис В.А., д.т.н. Новичихин А.В. 224
Сибирский государственный индустриальный университет, г. Новокузнецк, Россия 224
ИССЛЕДОВАНИЕ ДВУХСТАДИЙНОГО ВЫПУСКА УГЛЯ В КРЕПИ УСТУПНОЙ ФОРМЫ .232
[1, 2]чл.-корр. РАН Клишин В.И., [3]Николаев А.Н., [4]к.т.н. Клишин С.В. 232
1 – Федеральный исследовательский центр угля и углехимии СО РАН, Кемерово, Россия 232
2 - Кузбасский государственный технический университет им Т.Ф. Горбачева, Кемерово, Россия 232
3 - ООО «Шахта «Есаульская», Кемерово, Россия 232
4 - Институт горного дела им. Н.А. Чинакала, Новосибирск, Россия 232
РОБОТИЗАЦИЯ И АВТОМАТИЗАЦИЯ ПРОЦЕССОВ ГОРНОГО ПРОИЗВОДСТВА.....239
ADVANCED TECHNOLOGIES BASED ON THE BCI, HMI AND IOT FOR EFFICIENCY AND SAFETY OF UNDERGROUND MINING 241
[1]Biswarup Neogi – B.E.M. Tech., PhD, [2]Paromita Mitra, [3]Dipesu Banerjee, [4]Abhijit Das, [5]Shivam Sarkar, [6] Sagnik Ghosh, [7]Mikhail Nikitenko – PhD 241
1 - Associate Professor JIS CE (JIS University group, India).....241
2 - Executive Engineer, Jinnovation Pvt. Ltd., India.....241
3 - Teaching Assistant JIS CE (JIS University group, India).....241
4- Undergraduate Student (BCA) “Techno India”, Hooghly, India 241
5 - Director, Jinnovation Pvt. Ltd., India.....241
6 - Executive Engineer, Jinnovation Pvt. Ltd., India.....241
7 - Research fellow of FRC CCC SB RAS, Kemerovo, Russia.....241
НАУЧНОЕ ОБОСНОВАНИЕ ТЕХНОЛОГИЧЕСКОЙ СХЕМЫ РОБОТИЗИРОВАННОЙ ШАХТЫ С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ ОБОРУДОВАНИЯ ПОДЗЕМНОЙ ГИДРОДОБЫЧИ 244
д.т.н. Фрянов В.Н., д.т.н. Павлова Л.Д. 244
Сибирский государственный индустриальный университет, г. Новокузнецк, Россия 244
МОДЕЛИРОВАНИЕ КОМПЛЕКСА «ТЕХНОЛОГИЧЕСКОЕ ОБОРУДОВАНИЕ И СИСТЕМА УПРАВЛЕНИЯ» ШАГАЮЩЕЙ КРЕПИ ДЛЯ РЕШЕНИЯ ЗАДАЧИ ОТЛАДКИ И ТЕСТИРОВАНИЯ АЛГОРИТМОВ УПРАВЛЕНИЯ.....250
[1]Журавлев С.С., [2]к.т.н. Никитенко М.С., [2]Малахов Ю.В., [1]к.ф.-м.н. Шакиров С.Р. 250
1 - Институт вычислительных технологий СО РАН, г. Новосибирск, Россия.....250
2 - Федеральный исследовательский центр угля и углехимии СО РАН, г. Кемерово, Россия.....250
ИССЛЕДОВАНИЕ РЕЖИМОВ ВЫПУСКА УГЛЯ ПОДКРОВЕЛЬНОЙ ТОЛЩИ.....253
НА ИМИТАЦИОННОЙ МОДЕЛИ 253
[1, 2]к.т.н. Стародубов А.Н., [1, 2]к.т.н. Зиновьев В.В., [1, 2]чл.-корр. РАН Клишин В.И. 253
1 - Федеральный исследовательский центр угля и углехимии СО РАН, г. Кемерово, Россия.....253
2 - Кузбасский государственный технический университет им. Т. Ф. Горбачёва, г. Кемерово, Россия 253
ТЕХНИКО-ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ ПЛАТФОРМЫ ДЛЯ СОЗДАНИЯ РОБОТИЗИРОВАННЫХ КОМПЛЕКСОВ ПО РАЗРАБОТКЕ МОЩНЫХ ПЛАСТОВЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ.....257
к.т.н. Никитенко М. С., Кизилов С. А. 257
Федеральный исследовательский центр угля и углехимии СО РАН, г. Кемерово, Россия 257
ЧИСЛЕННОЕ МОДЕЛИРОВАНИЕ ПЛОЩАДНОГО ВЫПУСКА ГОРНОЙ МАССЫ В ТЕХНОЛОГИИ С САМООБРУШЕНИЕМ.....264
к.т.н. Клишин С.В., д.ф.-м.н. Лавриков С.В. 264
Институт горного дела им. Н.А. Чинакала СО РАН, г. Новосибирск, Россия.....264

ЭКСПЕРИМЕНТАЛЬНОЕ И ТЕОРЕТИЧЕСКОЕ ИССЛЕДОВАНИЕ ПРОЦЕССА ЛОКАЛИЗАЦИИ ДЕФОРМАЦИЙ В СЫПУЧЕЙ СРЕДЕ 268
к.т.н. Клишин С.В., к.т.н. Косых В.П., д.ф.-м.н., проф. Ревуженко А.Ф. 268
Институт горного дела им. Н.А. Чинакала СО РАН, г. Новосибирск, Россия 268
О ПОДХОДЕ К МНОГОВАРИАНТНОМУ АНАЛИЗУ РОБОТИЗАЦИИ ТЕХНОЛОГИЙ ПРОХОДКИ 272
[1, 2] Николаев П.И., [1, 2]к.т.н. Зиновьев В.В., [1, 2] к.т.н. Стародубов А.Н. 272
1 - Федеральный исследовательский центр угля и углехимии СО РАН, г. Кемерово, Россия 272
2 - Кузбасский государственный технический университет им. Т. Ф. Горбачёва, г. Кемерово, Россия 272
ЧИСЛЕННОЕ МОДЕЛИРОВАНИЕ ВЗАИМОДЕЙСТВИЯ ФИЛЬТРАЦИИ МЕТАНА И ДЕФОРМИРОВАНИЯ МАССИВА ГОРНЫХ ПОРОД ПРИ ОТРАБОТКЕ МЕТАНОНОСНЫХ ПЛАСТОВ 276
[1]д.т.н. Фрянов В.Н., [1]д.т.н. Павлова Л.Д., [1]к.т.н. Петрова О.А., [2]С.Н. Ширяев 276
Сибирский государственный индустриальный университет, г. Новокузнецк, Россия 276
ЧИСЛЕННОЕ ИССЛЕДОВАНИЕ ВЛИЯНИЯ ДЛИНЫ КОНСОЛИ ЗАВИСАНИЯ ОСНОВНОЙ КРОВЛИ НА ГЕОМЕХАНИЧЕСКИЕ ПАРАМЕТРЫ ОЧИСТНОГО ЗАБОЯ 282
[1]д.т.н. Павлова Л.Д., [1]д.т.н. Фрянов В.Н., [2]Черепов А.А., [1]к.т.н. Петрова О.А., [1]Борзых Д.М., [1]Белый А.М. 282
1 - Сибирский государственный индустриальный университет, г. Новокузнецк, Россия 282
2 – ООО «Распадская угольная компания», г. Новокузнецк, Россия 282
ДИСТАНЦИОННАЯ СИСТЕМА КОНТРОЛЯ ПАРАМЕТРОВ КАЛОРИФЕРНЫХ УСТАНОВОК 287
д.э.н, доцент Никитенко С. М., к.т.н. Никитенко М. С., к.т.н. Ремизов С. В. 287
Федеральный исследовательский центр угля и углехимии СО РАН, г. Кемерово, Россия 287
ПРОЕКТИРОВАНИЕ АВТОМАТИЗИРОВАННОЙ СИСТЕМЫ УПРАВЛЕНИЯ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИМ ПРОЦЕССОМ ФЛОТАЦИИ НА ПАО «ЦОФ «БЕРЕЗОВСКАЯ» 291
[1]к.т.н. Грачев В.В., [1]д.т.н. Мышляев Л.П., [2]Шипунов М.В., [2]к.т.н. Циряпкина А.В. 291
1 - Сибирский государственный индустриальный университет, г. Новокузнецк, Россия 291
2 - ООО «Научно-исследовательский центр систем управления», г. Новокузнецк, Россия 291
МОДЕРНИЗАЦИЯ АВТОМАТИЗИРОВАННОЙ СИСТЕМЫ УПРАВЛЕНИЯ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИМИ ПРОЦЕССАМИ ОБОГАЩЕНИЯ В УСЛОВИЯХ РЕКОНСТРУКЦИИ ОБОГАТИТЕЛЬНОЙ ФАБРИКИ 295
[1]к.т.н. Ляховец М.В., [2]к.т.н. Венгер К.Г., [1]д.т.н. Мышляев Л.П., [3]Шипунов М.В., [1]к.т.н. Грачев В.В., [1]Макаров Г.В., [4]Мелкозеров М.Ю. 295
1 - Сибирский государственный индустриальный университет, г. Новокузнецк, Россия 295
2 - ЗАО «Стройсервис», г. Кемерово, Россия 295
3 - ООО «Научно-исследовательский центр систем управления», г. Новокузнецк, Россия 295
[4]ООО СП «Барзасское товарищество», г. Березовский, Россия 295
РАЗРАБОТКА МОБИЛЬНОГО ПРИЛОЖЕНИЯ УЧЁТА ПРОСТОЕВ ШАХТНОГО ОБОРУДОВАНИЯ 299
[1]Ляховец М.В., [1]Койнов Р.С., [1]Добрынин А.С., [2]Гурьянов П.С. 299
1 - ФГБОУ ВО «Сибирский государственный индустриальный университет», г. Новокузнецк 299
2 - ООО «ЕвразТехника», г. Новокузнецк 299
ЭКВИВАЛЕНТНАЯ СТРУКТУРА АСИНХРОННОГО ДВИГАТЕЛЯ С ДВОЙНЫМ ПИТАНИЕМ С ИЗМЕНЕНИЕМ ЧАСТОТЫ ДОБАВОЧНОГО НАПРЯЖЕНИЯ ДЛЯ СИСТЕМ ЭЛЕКТРОПРИВОДА ШАХТНЫХ ПОДЪЕМНЫХ УСТАНОВОК 302
д.т.н., профессор Островлянчик В. Ю., Поползин И. Ю. 302
Сибирский государственный индустриальный университет, г. Новокузнецк, Россия 302
АЛГОРИТМИЧЕСКАЯ СТРУКТУРА СИСТЕМЫ УПРАВЛЕНИЯ ЭЛЕКТРОПРИВОДОМ ПОДЪЕМНОЙ МАШИНЫ С ДВИГАТЕЛЕМ ДВОЙНОГО ПИТАНИЯ 307
д.т.н., профессор Островлянчик В. Ю., Поползин И. Ю. 307
Сибирский государственный индустриальный университет, г. Новокузнецк, Россия 307
ИССЛЕДОВАНИЕ РАБОТЫ СИСТЕМЫ «ТИРИСТОРНЫЙ ВОЗБУДИТЕЛЬ – СИНХРОННЫЙ ДВИГАТЕЛЬ НАСОСНОГО АГРЕГАТА» В УСЛОВИЯХ ГЛУБОКОЙ ПРОСАДКИ НАПРЯЖЕНИЯ 312
[1]к.т.н. Кипервассер М.В., [1]к.т.н. Лактионов С.А., [1]Давыдов С.В, [2]Гуламов Ш.Р. 312

1– Сибирский государственный индустриальный университет, г. Новокузнецк, Россия 312
2 – г. Душанбе, республика Таджикистан.....312
СПОСОБ КОНТРОЛЯ ПРОСКАЛЬЗЫВАНИЯ КАНАТОВ ШАХТНОЙ ПОДЪЕМНОЙ МАШИНЫ СО ШКИВОМ ТРЕНИЯ 316
[1]к.т.н. Кипервассер М.В., [1]к.т.н. Симаков В.П., [2]Аниканов Д.С. 316
1 – Сибирский государственный индустриальный университет, г. Новокузнецк, Россия 316
2 – ООО «СИБШАХТОСТРОЙ», г. Новокузнецк, Россия.....316
РАСЧЕТ ПОКАЗАТЕЛЕЙ ПРОГНОЗА И ПРЕДОТВРАЩЕНИЯ ДИНАМИЧЕСКИХ ЯВЛЕНИЙ ПРИ ВЕДЕНИИ ОЧИСТНЫХ РАБОТ.....320
к.т.н. Абрамов И. Л. 320
Федеральный исследовательский центр угля и углехимии СО РАН, г. Кемерово, Россия 320
ИСПОЛЬЗОВАНИЕ ИНСТРУМЕНТОВ ОБРАБОТКИ И АНАЛИЗА ДАННЫХ ДЛЯ РЕШЕНИЯ ЗАДАЧ МОДЕЛИРОВАНИЯ РАБОТЫ ВЕНТИЛЯТОРНЫХ УСТАНОВОК 323
Колегов Г.А. 323
Томский государственный университет, г. Томск, Россия 323
ВЛИЯНИЕ ЧЕЛОВЕЧЕСКОГО ФАКТОРА НА АВАРИЙНОСТЬ ВНЕШНЕГО ЭЛЕКТРОСНАБЖЕНИЯ УГОЛЬНЫХ ШАХТ 327
Скребнева Е.В., Зимина А.В. 327
Кузбасский государственный технический университет им. Т.Ф. Горбачева, г. Кемерово, Россия 327
ПРОБЛЕМЫ ВНЕШНЕГО ЭЛЕКТРОСНАБЖЕНИЯ УГОЛЬНЫХ ШАХТ КУЗБАССА.....330
Скребнева Е.В. 330
Кузбасский государственный технический университет им. Т.Ф. Горбачева, г. Кемерово, Россия 330
ПРОГРАММНЫЙ КОМПЛЕКС «ЭНЕРГОСЕТИ» 334
[1] Скребнева Е.В., [2] Климчук А.В., [1] Чередник О.Е. 334
1 - Кузбасский государственный технический университет им. Т.Ф. Горбачева», г. Кемерово, Россия 334
2 - ООО «КАТЭН», г. Москва, Россия 334
МЕХАНИЗМ УПРАВЛЕНИЯ РАЗВЕРТЫВАНИЕМ РЕЛИЗОВ ИТ-СЕРВИСОВ, ОСНОВАННЫЙ НА СТРУКТУРНЫХ СВОЙСТВАХ СЕРВИСА.....337
[1]к.т.н. Зимин А.В., [2]д.т.н. Буркова И.В., [1]д.т.н. Зимин В.В. 337
1 - Сибирский государственный индустриальный университет, г. Новокузнецк, Россия 337
2 - Институт проблем управления РАН, г. Москва, Россия 337
О МЕХАНИЗМАХ ФОРМИРОВАНИЯ ОПТИМАЛЬНЫХ ПЕРСОНИФИЦИРОВАННЫХ ПРОГРАММ ОБУЧЕНИЯ ПОЛЬЗОВАТЕЛЕЙ.....341
[1]к.т.н. Зимин. А.В., [1]д.т.н. Киселева Т.В., [2]д.т.н. Буркова И.В., [1]д.т.н. Зимин В.В. 341
1 - Сибирский государственный индустриальный университет, г. Новокузнецк, Россия 341
2 - Институт проблем управления им. В.А. Трапезникова РАН, г. Москва, Россия 341
ПРИКЛАДНОЕ ПРИМЕНЕНИЕ 3-D ЧИСЛЕННОГО МОДЕЛИРОВАНИЯ ДЛЯ АНАЛИЗА ГОРНОТЕХНИЧЕСКИХ КОНСТРУКЦИЙ 344
Аушев Е.В., Айкин А.В., Лысенко М.В. 344
ООО НИЦ-ИПГП «РАНК», г. Кемерово, Россия.....344
ПРОМЫШЛЕННАЯ И ЭКОЛОГИЧЕСКАЯ БЕЗОПАСНОСТЬ ГОРНЫХ ПРЕДПРИЯТИЙ 349
КОНТРОЛЬ ПАРАМЕТРОВ ГИДРОДИНАМИЧЕСКОГО ВОЗДЕЙСТВИЯ НА УГОЛЬНЫЙ ПЛАСТ В ГОРИЗОНТАЛЬНЫХ СКВАЖИНАХ 351
д.т.н. Тайлаков О.В., к.т.н. Уткаев Е.А., к.т.н. Кормин А.Н.....351
Федеральный исследовательский центр угля и углехимии СО РАН, г. Кемерово, Россия 351
МОНИТОРИНГ ДЕГАЗАЦИОННЫХ СКВАЖИН МЕТОДОМ ЭХОЛОКАЦИИ 353
к.т.н. Застрелов Д.Н., к.т.н. Макеев М.П., Колесниченко С.Е., Колмакова А.А. 353
Федеральный исследовательский центр угля и углехимии СО РАН, г. Кемерово, Россия 353
ПАРАМЕТРЫ ПЫЛЕГАЗОВОЗДУШНОЙ СМЕСИ В УСЛОВИЯХ ЕЁ ИЗМЕНЯЮЩЕЙСЯ ТЕПЛОЕМКОСТИ НА ФРОНТЕ УДАРНОЙ ВОЛНЫ 356
д.т.н Черданцев С.В., к.т.н. Шлапаков П.А., Лебедев К.С., Ерастов А.Ю., Хаймин С.А., Шлапаков Е.А., Колыхалов В.В. 356

Научный центр ВостНИИ по промышленной и экологической безопасности в горной отрасли, г. Кемерово, Россия ... 356
СПОСОБЫ ГИДРАВЛИЧЕСКОГО ВОЗДЕЙСТВИЯ НА УГОЛЬНЫЙ МАССИВ И ЦЕЛИ ИХ ПРИМЕНЕНИЯ ... 362
д.т.н. Зыков В.С., д.т.н. Иванов В.В., к.т.н. Филатов Ю.М. ... 362
Научный центр ВостНИИ по промышленной и экологической безопасности в горной отрасли, г. Кемерово, Россия ... 362
АНАЛИЗ УСЛОВИЙ ВОЗНИКНОВЕНИЯ ПРОЦЕССОВ ДЕФЛАГРАЦИИ И ДЕТОНАЦИИ В ПЫЛЕГАЗОВОЗДУШНЫХ ПОТОКАХ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК В ОКРЕСТНОСТИ ОЧАГОВ САМОНАГРЕВАНИЯ ... 369
д.т.н. С.В. Черданцев, к.т.н. Ю.М. Филатов ... 369
Научный центр ВостНИИ по промышленной и экологической безопасности в горной отрасли, г. Кемерово, Россия ... 369
ПРОФИЛАКТИКА ЭНДОГЕННЫХ ПОЖАРОВ НА УГОЛЬНЫХ ШАХТАХ ДОНБАССА ... 376
д.т.н. Греков С.П., д.т.н. Пашковский П.С. Всякий А.А., Орликова В.П. ... 376
Государственный научно-исследовательский институт горноспасательного дела, пожарной безопасности и гражданской защиты «РЕСПИРАТОР», г. Донецк, Украина ... 376
УЧАСТИЕ ГОРНОГО ДАВЛЕНИЯ В ФОРМИРОВАНИИ ОЧАГОВ САМОНАГРЕВАНИЯ УГЛЯ И ВОЗНИКНОВЕНИИ ЭНДОГЕННЫХ ПОЖАРОВ ... 382
д.т.н. Скрицкий В.А. ... 382
Институт горного дела им. Н.А. Чинакала СО РАН, г. Новосибирск, Россия ... 382
АКТУАЛИЗАЦИЯ ИССЛЕДОВАНИЙ В АСПЕКТЕ ЛОКАЛИЗАЦИИ И ЛИКВИДАЦИИ АВАРИЙ НА УГОЛЬНЫХ ШАХТАХ РОССИИ, СВЯЗАННЫХ С ЭНДОГЕННЫМИ ПОЖАРАМИ ... 387
к.т.н. Ярош А.С., д.т.н. Голик А.С. ... 387
Научно-исследовательский институт горноспасательного дела, г. Кемерово, Россия ... 387
ВЫСОКОЭФФЕКТИВНЫЕ ИНЖЕНЕРНЫЕ РЕШЕНИЯ ПО ПРЕДОТВРАЩЕНИЮ ПОЖАРОВ НА УГОЛЬНЫХ РАЗРЕЗАХ ВОСТОЧНОЙ АВСТРАЛИИ ... 392
[1, 2] д.т.н. Зеньков И. В. ... 392
1 - Сибирский государственный университет науки и технологий им. академика М. Ф. Решетнёва, г. Красноярск, Россия ... 392
2 - Институт вычислительных технологий СО РАН, г. Новосибирск, Россия ... 392
ПОВЫШЕНИЕ ЭФФЕКТИВНОСТИ ДЕГАЗАЦИОННЫХ МЕРОПРИЯТИЙ ПОСРЕДСТВОМ ИМПУЛЬСНОГО НАГНЕТАНИЯ ВОДЫ В УГОЛЬНЫЙ ПЛАСТ ... 393
к.т.н. Плаксин М.С., Родин Р.И. ... 393
Федеральный исследовательский центр угля и углехимии СО РАН, г. Кемерово, Россия ... 393
ОСНОВЫ СОЗДАНИЯ ИННОВАЦИОННОГО МЕТОДА ОПРЕДЕЛЕНИЯ ПРИРОДНОЙ ГАЗОНОСНОСТИ УГОЛЬНЫХ ПЛАСТОВ ... 398
к.т.н. Плаксин М.С., к.т.н. Козырева Е.Н., Родин Р.И. ... 398
Федеральный исследовательский центр угля и углехимии СО РАН, г. Кемерово, Россия ... 398
ОБОСНОВАНИЕ БЕЗОПАСНЫХ (ПО ГАЗОВОМУ ФАКТОРУ) ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ ПАРАМЕТРОВ ОЧИСТНЫХ И ПОДГОТОВИТЕЛЬНЫХ ЗАБОЕВ НА ОСНОВЕ ОПЕРАТИВНОГО ИЗМЕРЕНИЯ ГАЗОНОСНОСТИ УГОЛЬНОГО ПЛАСТА ... 403
к.т.н. Козырева Е.Н., к.т.н. Шинкевич М.В. ... 403
Федеральный исследовательский центр угля и углехимии СО РАН, г. Кемерово, Россия ... 403
СИСТЕМА НЕПРЕРЫВНОГО МОНИТОРИНГА ПОЧВЕННОЙ МИГРАЦИИ ГАЗОВ ПРИ ПРОТЕЧКАХ НЕФТЕГАЗОВЫХ СКВАЖИН ... 408
[1]к.т.н. Юркевич Н.В., [2] Мичурин Е.М., [1]к.г.-м.н. Юркевич Н.В. ... 408
1 – Институт нефтегазовой геологии и геофизики им. А. А. Трофимука СО РАН, Новосибирск, Россия ... 408
2 - Clarity Oil&Gas Solutions Inc., Калгари, Канада ... 408
ПРИМЕРЫ РАЗРУШИТЕЛЬНОГО ВОЗДЕЙСТВИЯ КРУПНЫХ ЗЕМЛЕТРЯСЕНИЙ НА СОСТОЯНИЕ ПОДЗЕМНЫХ ВЫРАБОТОК ШАХТ И РУДНИКОВ В МИРОВОЙ ГОРНОЙ ПРАКТИКЕ ... 414
Поляков Д.А. ... 414
Научный центр проблем безопасного освоения недр ВНИИ-ГЕО, г. Кемерово, Россия ... 414

УПРАВЛЕНИЕ РИСКАМИ ВОЗНИКНОВЕНИЯ АВАРИЙНЫХ СИТУАЦИЙ ПРИ ВЕДЕНИИ ПОДЗЕМНОЙ ДОБЫЧИ В ЗОНАХ ВЛИЯНИЯ КРУПНЫХ ГЕОЛОГИЧЕСКИХ НАРУШЕНИЙ 418
к.т.н. Лазаревич Т.И., Харкевич А.С., Власенко Ю.Н., к.т.н. Шубина Е.А. 418
Научный центр проблем безопасного освоения недр «ВНИИ-ГЕО», г. Кемерово, Россия.....418
ВАЖНЕЙШИЕ АСПЕКТЫ ОБЕСПЕЧЕНИЯ БЕЗОПАСНОСТИ СОВМЕЩЕННОЙ ОТКРЫТО-ПОДЗЕМНОЙ ДОБЫЧИ В УСЛОВИЯХ ВОЗРАСТАНИЯ СТЕПЕНИ ИХ ВЗАИМНОГО НЕГАТИВНОГО ВОЗДЕЙСТВИЯ.....426
[1]Харкевич А.С., [2]Мефодьев С.Н., [1]Денисов С.В.....426
1 - Научный центр проблем безопасного освоения недр ВНИИ-ГЕО, г. Кемерово, Россия 426
2 - ООО «Шахта «Южная», г. Кемерово, Россия 426
РЕШЕНИЕ ЗАДАЧ ЭФФЕКТИВНОГО УПРАВЛЕНИЯ ГЕОДИНАМИЧЕСКИМИ РИСКАМИ И ПРЕДОТВРАЩЕНИЯ ДИНАМИЧЕСКИХ ЯВЛЕНИЙ ПРИ ОТРАБОТКЕ ПЛАСТОВ С ТЯЖЕЛЫМИ КРОВЛЯМИ 428
[1]Лазаревич Т.И., [1]Харкевич А.С., [2]Полищук Л.В., [1]Денисов С.В. 428
1 - Научный центр проблем безопасного освоения недр ВНИИ-ГЕО, г. Кемерово, Россия 428
2 - ООО «Шахта «Юбилейная», г. Новокузнецк, Россия 428
ОЦЕНКА КОНСТРУКТИВНОГО РЕСУРСА СТОЙКОСТИ ЗДАНИЙ И СООРУЖЕНИЙ НА ТЕРРИТОРИЯХ АКТИВИЗАЦИИ СЕЙСМИЧЕСКИХ, ГЕОДИНАМИЧЕСКИХ И ДЕФОРМАЦИОННЫХ ВОЗДЕЙСТВИЙ 433
Лазаревич Т.И., Поляков А.Н., Харкевич А.С., Добрынин Р.Р.....433
Научный центр проблем безопасного освоения недр «ВНИИ-ГЕО», г. Кемерово, Россия.....433
РАЗРАБОТКА И РЕАЛИЗАЦИЯ АЛГОРИТМА ОЦЕНКИ ДЕЙСТВИЙ РУКОВОДИТЕЛЯ ГОРНОСПАСАТЕЛЬНЫХ РАБОТ ПРИ ЛИКВИДАЦИИ АВАРИЙ НА ОБЪЕКТАХ ВЕДЕНИЯ ГОРНЫХ РАБОТ.....436
[2]д.т.н. Домрачев А.Н., [1,2] к.т.н. Говорухин Ю.М., [1]к.т.н. Криволапов В.Г.,[1,3]д.т.н. Палеев Д.Ю. 436
1 – Национальный горноспасательный центр, г. Новокузнецк, Россия.....436
2 –Сибирский государственный индустриальный университет, г. Новокузнецк, Россия 436
3 – Федеральный исследовательский центр угля и углехимии СО РАН, г. Кемерово, Россия 436
SWOT-АНАЛИЗ СУЩЕСТВУЮЩЕЙ ОРГАНИЗАЦИОННО-ФУНКЦИОНАЛЬНОЙ СТРУКТУРЫ ВОЕНИЗИРОВАННЫХ ГОРНОСПАСАТЕЛЬНЫХ ЧАСТЕЙ.....439
[2]д.т.н. Домрачев А.Н., [1,2] к.т.н. Говорухин Ю.М., [1]к.т.н. Криволапов В.Г., [1,3]д.т.н. Палеев Д.Ю. ...439
1 – Национальный горноспасательный центр, г. Новокузнецк, Россия.....439
2 –Сибирский государственный индустриальный университет, г. Новокузнецк, Россия 439
3 – Федеральный исследовательский центр угля и углехимии СО РАН, г. Кемерово, Россия 439
АНАЛИЗ СУЩЕСТВУЮЩИХ АЛГОРИТМОВ ОЦЕНКИ ДЕБИТОВ МЕТАНА ИЗ РАЗРАБАТЫВАЕМЫХ ПОЛОГИХ ПЛАСТОВ С ЦЕЛЬЮ ОПРЕДЕЛЕНИЯ СТРУКТУРЫ ГАЗОВОГО БАЛАНСА ВЫЕМОЧНЫХ УЧАСТКОВ.....445
[1,2] к.т.н. Говорухин Ю.М., [1]к.т.н. Криволапов В.Г., [1,3]д.т.н. Палеев Д.Ю. 445
1 – Национальный горноспасательный центр, г. Новокузнецк, Россия.....445
2 –Сибирский государственный индустриальный университет, г. Новокузнецк, Россия 445
3 – Федеральный исследовательский центр угля и углехимии СО РАН, г. Кемерово, Россия 445
АНАЛИЗ И ПРОГНОЗ ДИНАМИКИ АВАРИЙ И ИНЦИДЕНТОВ НА ПРЕДПРИЯТИЯХ ГОРНОЙ ПРОМЫШЛЕННОСТИ И ПОДЗЕМНОГО СТРОИТЕЛЬСТВА РОССИЙСКОЙ ФЕДЕРАЦИИ 448
[2]д.т.н. Домрачев А.Н., [1,2] к.т.н. Говорухин Ю.М., [1]к.т.н. Криволапов В.Г.,[1,3]д.т.н. Палеев Д.Ю. 1 – Национальный горноспасательный центр, г. Новокузнецк, Россия.....448
2 –Сибирский государственный индустриальный университет, г. Новокузнецк, Россия 448
3 – Федеральный исследовательский центр угля и углехимии СО РАН, г. Кемерово, Россия 448
ПОВЫШЕНИЕ КАЧЕСТВА И ОПЕРАТИВНОСТИ ВЫПОЛНЕНИЯ ИНЖЕНЕРНЫХ РАСЧЁТОВ ПРИ ВЕДЕНИИ ГОРНОСПАСАТЕЛЬНЫХ РАБОТ 450
[1,2] к.т.н. Говорухин Ю.М., [1]к.т.н. Криволапов В.Г.,[1,3]д.т.н. Палеев Д.Ю., [2]д.т.н. Домрачев А.Н. 450
1 – Национальный горноспасательный центр, г. Новокузнецк, Россия.....450
2 –Сибирский государственный индустриальный университет, г. Новокузнецк, Россия 450
3 – Федеральный исследовательский центр угля и углехимии СО РАН, г. Кемерово, Россия 450
ИСПОЛЬЗОВАНИЕ CFD-ПАКЕТОВ ПРИ РЕШЕНИИ ЗАДАЧ ВЕНТИЛЯЦИИ ШАХТ И ПОДГОТОВКЕ ГОРНЫХ ИНЖЕНЕРОВ.....453

[1,2] к.т.н. Говорухин Ю.М., [1]к.т.н. Криволапов В.Г., [1,3]д.т.н. Палеев Д.Ю. 453
1 – Национальный горноспасательный центр, г. Новокузнецк, Россия 453
2 –Сибирский государственный индустриальный университет, г. Новокузнецк, Россия 453
3 – Федеральный исследовательский центр угля и углехимии СО РАН, г. Кемерово, Россия 453
СИСТЕМНАЯ ОЦЕНКА ПРОМЫШЛЕННОЙ БЕЗОПАСНОСТИ ТЭК РЕГИОНА В АСПЕКТЕ ЭКОНОМИЧЕСКОЙ БЕЗОПАСНОСТИ КЕМЕРОВСКОЙ ОБЛАСТИ 458
к.э.н. Новоселов С.В. 458
Научно-исследовательский институт горноспасательного дела, г. Кемерово, Россия 458
ФАКТОРЫ, ОПРЕДЕЛЯЮЩИЕ ПРОМЫШЛЕННУЮ БЕЗОПАСНОСТЬ НА ШАХТАХ КУЗБАССА 460
[1]к.э.н. Новоселов С.В., [2]д.т.н. Голик А.С., [2]д.т.н. Попов В.Б. 460
1 - Научно-исследовательский институт горноспасательного дела, г. Кемерово, Россия 460
2 - Сибирское отделение Международной академии наук экологии и безопасности жизнедеятельности, г. Кемерово, Россия 460
ПРОМЫШЛЕННАЯ БЕЗОПАСНОСТЬ ГОРНЫХ ПРЕДПРИЯТИЙ В АСПЕКТЕ ЭКОНОМИЧЕСКОЙ БЕЗОПАСНОСТИ КЕМЕРОВСКОЙ ОБЛАСТИ 463
[1]к.э.н. Новоселов С.В., [2]д.т.н. Ремезов А.В. 463
1 - Научно-исследовательский институт горноспасательного дела, г. Кемерово, Россия 463
2 - Кузбасский государственный технический университет им. Т.Ф. Горбачева, г. Кемерово, Россия 463
ОПЕРАТИВНОЕ ИЗМЕНЕНИЕ ЗАПАСОВ ТВЕРДЫХ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ ДЕЙСТВУЮЩИХ УГОЛЬНЫХ ПРЕДПРИЯТИЙ 466
[1]д.т.н. Рогова Т. Б., [2, 3]д.т.н. Шаклеин С. В. 466
1 - Кузбасский государственный технический университет им. Т. Ф. Горбачева, г. Кемерово, Россия 466
2 - Кемеровский филиал Института вычислительных технологий СО РАН, г. Кемерово, Россия 466
3 - Федеральный исследовательский центр угля и углехимии СО РАН, г. Кемерово, Россия 466
УЧЕТ ГЕОЛОГИЧЕСКОЙ ИЗУЧЕННОСТИ УГОЛЬНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ КАК ФАКТОРА ПОВЫШЕНИЯ ПРОМЫШЛЕННОЙ БЕЗОПАСНОСТИ И ЭФФЕКТИВНОСТИ ВЕДЕНИЯ ГОРНЫХ РАБОТ 469
д.т.н. Писаренко М.В. 469
Федеральный исследовательский центр угля и углехимии СО РАН, г. Кемерово, Россия 469
МАТЕМАТИЧЕСКОЕ МОДЕЛИРОВАНИЕ СОСТАВА ГАЗОВОЙ ФАЗЫ ПРИ ГОРЕНИИ МЕТАНОУГОЛЬНОЙ СМЕСИ 473
к.т.н. Рыбенко И. А., к.т.н. Буинцев В. Н. 473
Сибирский государственный индустриальный университет, г. Новокузнецк, Россия 473
ПЛАВИЛЬНЫЙ ГАЗИФИКАТОР ДЛЯ БЕЗОТХОДНОЙ ТЕХНОЛОГИИ ПЕРЕРАБОТКИ ПЫЛЕВИДНЫХ ФРАКЦИЙ УГЛЯ И ХВОСТОВ ОБОГАЩЕНИЯ 478
д.т.н. Цымбал В.П., к.т.н. Рыбенко И.А., к.т.н. Кожемяченко В.И., к.т.н. Сеченов П.А., Рыбушкин А. А., к.т.н., Оленников А.А. 478
Сибирский государственный индустриальный университет, г. Новокузнецк, Россия 478
Тюменский государственный университет, г. Тюмень, Россия 478
ОЦЕНКА ЦВЕТОВОЙ ХАРАКТЕРИСТИКИ КЕРАМИЧЕСКОГО КИРПИЧА НА ОСНОВЕ УГЛИСТЫХ АРГИЛЛИТОВ 483
д.т.н. Столбоушкин А.Ю., к.т.н. Фомина О.А., Зенков П.С. 483
Сибирский государственный индустриальный университет, г. Новокузнецк, Россия 483
КОМПЛЕКСНАЯ ПЕРЕРАБОТКА УГОЛЬНЫХ ОТВАЛОВ ВОСТОЧНОГО ДОНБАССА ДЛЯ ПОЛУЧЕНИЯ СТРОИТЕЛЬНОЙ КЕРАМИКИ 489
к.т.н. Явруян Х.С., д.т.н. Котляр В.Д., Гайшун Е.С. 489
Донской государственный технический университет, Ростов-на-Дону, Россия 489
СОВЕРШЕНСТВОВАНИЕ ОРГАНИЗАЦИОННО-ЭКОНОМИЧЕСКОГО МЕХАНИЗМА УПРАВЛЕНИЯ ОТХОДАМИ УГЛЕДОБЫВАЮЩЕГО ПРЕДПРИЯТИЯ 494
д.т.н. Киселева Т.В.[1]; к.т.н. Михайлов В.Г.[2]; к.т.н. Михайлов Г.С.[2] 494
1 - Сибирский государственный индустриальный университет, г. Новокузнецк, Россия 494
2 - Кузбасский государственный технический университет им. Т.Ф. Горбачева», г. Кемерово, Россия 494

ПРОЦЕДУРА ФОРМИРОВАНИЯ СЦЕНАРИЕВ ПЕРЕРАБОТКИ ОТХОДОВ ГОРНОПРОМЫШЛЕННЫХ ПРЕДПРИЯТИЙ 501
к.т.н. Шорохова А.В., д.т.н. Новичихин А.В. 501
Сибирский государственный индустриальный университет, г. Новокузнецк, Россия 501
ОПТИМИЗАЦИЯ КОНКУРСНОГО МЕХАНИЗМА ВЫБОРА ПОСТАВЩИКА НА ОСНОВЕ ИСПОЛЬЗОВАНИЯ СИСТЕМЫ МОНИТОРИНГА ЭКСПЛУАТАЦИИ МАТЕРИАЛЬНО-ТЕХНИЧЕСКОГО РЕСУРСА 505
д.э.н. Петрова Т.В., Стрекалов С.В. 505
Сибирский государственный индустриальный университет, г. Новокузнецк, Россия 505
РЕЗУЛЬТАТЫ ИССЛЕДОВАНИЯ ВЛИЯНИЯ ФАКТОРОВ РАЗВИТИЯ СОСНОВОГО БОРА НА ВНУТРЕННИХ ОТВАЛАХ УГОЛЬНОГО РАЗРЕЗА «БОРОДИНСКИЙ» 512
[1, 2] д.т.н. Зеньков И. В., [2] инженер Жукова В. В. 512
1 - Сибирский государственный университет науки и технологий им. академика М. Ф. Решетнёва, г. Красноярск, Россия....512
2 - Институт вычислительных технологий СО РАН, г. Новосибирск, Россия....512
РЕЗУЛЬТАТЫ ОЦЕНКИ ПРОИЗВОДСТВЕННОГО ПОТЕНЦИАЛА ГОРНЫХ РАБОТ И ЭКОЛОГИИ НАРУШЕННЫХ ЗЕМЕЛЬ УГОЛЬНЫМИ РАЗРЕЗАМИ КУЗБАССА ПО ДАННЫМ ДИСТАНЦИОННОГО ЗОНДИРОВАНИЯ....516
[1, 2] д.т.н. Зеньков И. В. 516
1 - Сибирский государственный университет науки и технологий им. академика М. Ф. Решетнёва, г. Красноярск, Россия....516
2 - Институт вычислительных технологий СО РАН, г. Новосибирск, Россия....516
ОЦЕНКА ЭКОЛОГИЧЕСКИХ ПОСЛЕДСТВИЙ ДОБЫЧИ УГЛЯ ОТКРЫТЫМ СПОСОБОМ НА КОРКИНСКОМ УГОЛЬНОМ МЕСТОРОЖДЕНИИ 520
[1, 2] д.т.н. Зеньков И. В. 520
1 - Сибирский государственный университет науки и технологий им. академика М. Ф. Решетнёва, г. Красноярск, Россия....520
2 - Институт вычислительных технологий СО РАН, г. Новосибирск, Россия....520
ОЦЕНКА ЭКОЛОГИЧЕСКОГО СОСТОЯНИЯ НАРУШЕННЫХ ЗЕМЕЛЬ УГОЛЬНЫМИ РАЗРЕЗАМИ ЮЖНОЙ ЯКУТИИ С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ КОСМИЧЕСКИХ ТЕХНОЛОГИЙ ДИСТАНЦИОННОГО ЗОНДИРОВАНИЯ....523
[1, 2] д.т.н. Зеньков И. В. 523
1 - Сибирский государственный университет науки и технологий им. академика М. Ф. Решетнёва, г. Красноярск, Россия....523
2 – Институт вычислительных технологий СО РАН, г. Новосибирск, Россия 523
НАПРАВЛЕНИЯ РЕКУЛЬТИВАЦИИ И ВОССТАНОВЛЕНИЯ ГОРНОПРОМЫШЛЕННЫХ ЛАНДШАФТОВ В ХОДЕ ДОБЫЧИ УГЛЯ ОТКРЫТЫМ СПОСОБОМ В РЕСПУБЛИКЕ ВЬЕТНАМ....527
[1, 2] д.т.н. Зеньков И. В. 527
1 - Сибирский государственный университет науки и технологий им. академика М. Ф. Решетнёва, г. Красноярск, Россия....527
2 - Институт вычислительных технологий СО РАН, г. Новосибирск, Россия....527
ПРИМЕНЕНИЕ ПЕЧЕЙ КИПЯЩЕГО СЛОЯ БОЛЬШОЙ ЕДИНИЧНОЙ МОЩНОСТИ ДЛЯ СУШКИ КОНЦЕНТРАТОВ....529
к.т.н. Черных О.Л. 529
ООО НПФ «ТеплоЭнергоПром», г. Пермь, Россия 529

ГЕОТЕХНОЛОГИИ КОМПЛЕКСНОГО ОСВОЕНИЯ НЕДР

УДК 622.33.013.3

ОЦЕНКА ЭФФЕКТИВНОСТИ ЧЕЛНОКОВОЙ И УСТУПНОЙ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ СХЕМ ПОДЗЕМНОЙ РАЗРАБОТКИ МОЩНЫХ МЕТАНОНОСНЫХ УГОЛЬНЫХ ПЛАСТОВ

[1]к.т.н. Мешков А.А., [1]к.т.н. Волков М.А., [2]д.т.н. Ордин А.А.,[3] Тимошенко А.М.,[3]Ботвенко Д.В.
1 - АО «СУЭК-Кузбасс», г. Ленинск-Кузнецкий, Россия
2 - ООО «НПЦ ВостНИИ», г. Кемерово, Россия
3 - АО «НЦ ВостНИИ», г. Кемерово, Россия

Аннотация. Проведен анализ эффективности челноковой и уступной технологических схем выемки мощных метаноносных угольных пластов для условий пласта 66 шахты «Талдинская-Западная-1». Обосновано снижение метановыделения при увеличении производительности очистного комбайна 7LS6C «JOY» и определена допускаемая длина и производительность очистного забоя 6605 по газовому фактору.

Ключевые слова: шахта, угольный пласт, очистной забой, челноковая, уступная, метановыделение

Проблема эффективной подземной разработки мощных пологих, наклонных и крутопадающих угольных пластов исследуется в России [1–5] и многих угледобывающих странах мира: Австралии, Индии, Канаде, Китае, США, ЮАР [6–9].

Основным направлением для эффективной разработки мощных пологих и наклонных угольных пластов традиционно считается использование длинностолбовой системы разработки с применением механизированных комплексов. При этом научно-исследовательские и проектно-конструкторские работы ведутся в следующих направлениях:

– разработка пластов на полную мощность очистными комбайнами с увеличенным диаметром шнеков;

– слоевая система разработки с оставлением в выработанном пространстве защитной межслоевой пачки пласта;

– отработка пластов с выпуском подкровельной толщи на завальный скребковый конвейер.

Энерговооруженность очистных комбайнов при отработке мощных пластов существенно растет и за последние 30 лет выросла в 15-20 раз [10]. Так, в Германии фирма «Eickhoff Bergbautechnik GmbH» выпускает очистной комбайн SL1000 с мощностью электродвигателей 2800 кВт, диаметром шнеков 4,3 м, весом 110 т и скоростью подачи до 41 м/мин. для отработки пластов с максимальной мощностью до 8,6 м [10–12]. В настоящее время этот очистной комбайн поставлен на китайскую шахту «Shenhua Energy» для отработки пласта мощностью 6,2 м. Американская компания «Joy Mining Machinery» изготовила очистные комбайны моделей 7LS7 и 7LS8 с мощностями электродвигателей соответственно 2345 и 2500 кВт. Максимальные диаметры шнеков в этих комбайнах соответственно составляют 3,6 и 3,9 м. Очистной комбайн 7LS8 позволяет отрабатывать пласт мощностью до 8,17 м [10]. Поэтому снижение энергозатрат в высокопроизводительных очистных забоях и поиск рациональных технологических схем отработки мощных угольных пластов является актуальной задачей.

При отработке мощных угольных пластов с применением высокопроизводительных очистных комбайнов на шахтах обычно применяются челноковая или уступная технологические схемы. При использовании челноковой схемы пласт вынимается на полную мощность двумя шнеками с косыми заездами комбайна в конце отработки каждой ленты. При уступной технологии обычно сначала вынимается верхний слой пласта мощностью, соответствующей диаметру шнека при движении комбайна вверх по очистному забою, а затем отрабатывается нижний слой пласта при обратном движении комбайна с одновременной зачисткой почвы. Общая закономерность здесь заключается в том, что с увеличением вынимаемой мощности (m) пласта скорость подачи очистного комбайна уменьшается, а его производительность нелинейно возрастает [13[. Поэтому при использовании уступной технологической схемы скорость подачи очистного комбайна возрастает по сравнению со скоростью подачи при челноковой схеме, так как мощность вынимаемого верхнего слоя пласта соответствует диаметру шнека (D) и составляет только часть мощности пласта (D <m).

Техническая производительность очистного комбайна при челноковой схеме отработки пласта является возрастающей гиперболической зависимостью от мощности пласта (m) и длины лавы (L) [13], а также зависит от угла падения пласта, уменьшаясь при движении комбайна вверх по лаве

и увеличиваясь при движении комбайна вниз по лаве. С учетом этого техническую производительность очистного комбайна при челноковой технологической схеме следует определить при отработке двух лент с двумя косыми заездами:

$$A_1(m,L)=\frac{2Q}{T_{11}+T_{12}+2T_k}=\frac{2\gamma mrL}{\frac{L}{v_{11(m)}}+\frac{L}{v_{12(m)}}+2T_k}=\frac{2\gamma mr}{v_{11}^{-1}(m)+v_{12}^{-1}(m)+\frac{2k_y}{L}\left(\frac{3L_k}{v_к}+\frac{r}{v_{fk}}\right)}, \text{ т/мин.} \quad (1)$$

где Q – промышленные запасы угля в одной ленте, т; L – длина лавы, м; γ – средняя плотность угольной массы, т/м^3; r – ширина захвата комбайна, м; T_{11}, T_{12} – время одного цикла при движении комбайна соответственно вверх и вниз по лаве, мин.; $T_к$– время косого заезда комбайна, мин.; k_y =1,0 ÷1,3 - коэффициент организации труда на концевых операциях, $L_к$ – длина косого заезда, м; v_k – скорость подачи комбайна при косом заезде, м/мин.. v_{fk} – скорость фланговой передвижки концевого участка скребкового конвейера, м/мин., $v_{11}(m)$, $v_{12}(m)$ – скорость подачи очистного комбайна при его движении соответственно вверх и вниз по лаве в зависимости от вынимаемой мощности пласта, определяемая по формулам [13]:

$$v_{11}(m)=\frac{30N\eta n_1K_1}{fP\cos\alpha+P\sin\alpha+Smn_2K_o(m)K'}, \text{ м/мин.} \quad (2)$$

$$v_{12}(m)=\frac{30N\eta n_1K_1}{fP\cos\alpha-P\sin\alpha+Smn_2K_o(m)K'}, \text{м/мин.}$$

где N – суммарная мощность электродвигателей очистного комбайна, кВт; η - КПД редуктора исполнительного органа; n_p – количество резцов на лопастях шнека комбайна в одной линии резания; K_1 - коэффициент, учитывающий затраты мощности на перемещение комбайна; f - коэффициент трения скольжения между комбайном и конвейером; P - вес комбайна, кН; α - угол падения пласта, град.; S - средневзвешенная сопротивляемость пласта угля резанию, кН/м; n_2– количество резцов, одновременно разрушающих пласт; $K=K_\alpha K_b K_p K_f$ – коэффициенты, учитывающие угол резания, ширину резца, затупление и форму резцов соответственно.$K_o(m)$ – коэффициент отжима, который зависит от марки угля, мощности пласта и ширины захвата комбайна [14]:

$$K_o(m)=K'+\frac{r-k_1m}{r+k_2m}, \quad (3)$$

где К’ - коэффициент отжима на поверхности забоя (для Кузнецких углей марок К, Ж, ОС, Т, А К’=0,35; для марок Г, Д К’=0,45, k_1=0,1; k_2=1 [14]).

При уступной технологии после отработки верхнего уступа при движении комбайна вверх по лаве сразу отрабатывается нижний уступ при работе комбайна вниз по лаве. Косой заезд осуществляется один раз в нижней части лавы, и техническая производительность очистного комбайна при отработке каждой ленты определяется по формуле:

$$A_2(m,m-D,L)=\frac{Q}{T_{21}+T_{22}+T_k}=\frac{\gamma mr}{v_{21}^{-1}(D)+v_{22}^{-1}(m-D)+\frac{k_y}{L}\left(\frac{3L_k}{v_к}+\frac{r}{v_{fk}}\right)}, \text{ т/мин.} \quad (4)$$

где скорости подачи очистного комбайна определяются в зависимости от мощностей верхнего (m_{21} = D) и нижнего (m_{22} = m - D) уступов:

$$v_{21}(D)=\frac{30N\eta n_1K_1}{fP\cos\alpha+P\sin\alpha+SDn_2K_o(m)K'}, \text{ м/мин.} \quad (5)$$

$$v_{22}(m-D)=\frac{30N\eta n_1K_1}{fP\cos\alpha-P\sin\alpha+S(m-D)n_2K_o(m)K'}, \text{ м/мин.}$$

Таким образом, в качестве критерия оптимальности рассматриваемых технологических схем необходимо найти максимум технической производительности очистного комбайна:

$$max\{A_1(m,L),A_2(D,m-D,L)\}=max\left\{\frac{2\gamma mr}{v_{11}^{-1}(m)+v_{12}^{-1}(m)+\frac{2T_k}{L}};\frac{\gamma mr}{v_{21}^{-1}(D)+v_{22}^{-1}(m-D)+\frac{T_k}{L}}\right\}, \text{ т/мин.} \quad (6)$$

при соблюдении ограничения по допускаемой концентрации метана на исходящей струе воздуха из очистного забоя:

$$c=\frac{100Q_M(X,m,L,v(m))}{Q_B(L)}\le[c],\% \quad (7)$$

где Q_M – дебит метана из отбитого угля, м^3/мин.; X=X_c+$X_{св}$ – природная метаноносность разрабатываемого пласта, м^3/т; X_c, $X_{св}$ – соответственно объем сорбированного и свободного метана в угле, м^3/т.с – концентрация метана на исходящей струе из очистного забоя, %; [с] = 1,0% – допускаемая концентрация метана на исходящей струе; Q_B –количество воздуха, проходящего через очистной забой в единицу времени на исходящей струе, м^3/мин.

При уступной технологии количество резцов, принимающих участие в резании пласта, зависит от мощности вынимаемого слоя. При выемке верхнего слоя пласта, мощностью, соответствующей диаметру шнека, это количество резцов, как и для челноковой схемы составляет половину всех

резцов на шнеке. При выемке нижнего уступа количество резцов, одновременно участвующих в резании определяется по формулам

$$n_2^{'} = \frac{n_2 l}{\pi} = \frac{n_2}{\pi}\left(\frac{\pi}{2} + arcsin\left(\frac{m-R}{R}\right)\right), \quad \text{если } m_2 > R \qquad (8)$$

$$n_2^{'} = \frac{n_2}{\pi} arccos\left(\frac{R-m}{R}\right), \quad \text{если } m_2 < R$$

$$n'_2 = 0{,}5n_2, \quad \text{если } m_2 = R$$

где l – длина дуги шнека при отработке нижнего уступа мощностью (m_2 = m - D); R = 0,5D – радиус шнека.

В качестве критерия при выборе челноковой или уступной технологических схем может также использоваться суточная добыча угля из очистного забоя:

$$A_{ci}(L) = 60n_{см}(T_{см} - T_p)A_i(L) = 60n_{см}T_{см}K_M A_i(L) \rightarrow max, (i{=}1{,}2) \qquad (9)$$

где $n_{см}$, $T_{см}$ – соответственно количество рабочих смен в сутки и длительность рабочей смены, ч; T_p – время регламентированных перерывов в рабочую смену, мин.; K_M < 1 – коэффициент машинного времени.

Дебит метана из отбитого угля определяется в зависимости от его фракционного состава, который в свою очередь зависит от кинематических параметров очистного комбайна – скорости подачи и частоты вращения шнека [15]:

$$Q_M(v(m)) = qmL + \frac{720 m_{ij} r k_1 (0.9X(1+bP_a) - abP_a)}{\mu b(a-0.9X)\left(\frac{v(m)}{(\pi n n_p)^2} + \frac{h_p}{\pi n n_p} + \frac{0.25h_p^2}{v(m)}\right)}, \text{ м}^3/\text{мин}. \qquad (10)$$

где q – удельное метановыделение с 1 м^2 площади очистного забоя, м^3/м^{2}мин.; a, b – постоянные изотермы И. Ленгмюра, для угля определяемые по [16]: a = 49,3 м^3/т, b = 0,207*10^{-6} 1/Па; k_1 – коэффициент проницаемости угля, м^2; P_a – атмосферное давление в забое, Па; μ − абсолютная вязкость среды на пути фильтрации метана, Па·с; h_p – расстояние между резцами на лопастях шнека, м; n – частота вращения шнека, 1/мин.; n_p – количество резцов в одной линии резания; $v(m)$ – зависимость скорости подачи очистного комбайна от мощности (слоя) пласта, определяемая по (2) для челноковой и по (5) для уступной технологических схем.

Как видно, в знаменателе (10) находится сумма линейной и гиперболической зависимостей от скорости подачи $v(m)$ очистного комбайна, которая имеет точку минимума. Следовательно, вся функция метановыделения (10) имеет точку максимума относительно скорости подачи комбайна и при дальнейшем увеличении скорости подачи комбайна метановыделение начинает уменьшаться вследствие изменения фракционного состава угля.

Сравнительный анализ челноковой и уступной технологических схем по приведенной методике выполнен для условий шахты «Талдинская-Западная-1».

Шахта «Талдинская-Западная-1» входит в ОАО «СУЭК-Кузбасс» и находится в Прокопьевском районе Кемеровской области. Поле шахты «Талдинская-Западная-1» расположено в центральной части Ерунаковского геолого-промышленного района Кузбасса и является частью Талдинского и Северо-Талдинского каменноугольных месторождений. Уголь разрабатываемого пласта 66 – энергетический, марка угля — Д. Уголь склонен к самовозгоранию с инкубационным периодом 62 суток

Вынимаемая мощность пласта 66 – 4,5 м. Для отработки пласта 66 на шахте используется механизированная крепь DBT 2200/4800, очистной комбайн 7LS6C «JOY» и лавный скребковый конвейер PF 6/1142 «DBT». По проекту принята длина лавы 300 м. Расход воздуха на исходящей струе в лаве 6605 составляет 999 м^3/мин.

По уступной технологии мощный пласт 66 делится на два уступа. Верхний уступ мощностью 2,25 м отрабатывается комбайном при движении вверх по лаве. Нижний уступ мощностью 2,25 м отрабатывается комбайном при движении вниз по лаве с одновременной зачисткой почвы пласта. Косой заезд комбайна осуществляется один раз за цикл в нижней части лавы.

Результаты расчета технической производительности очистного комбайна. В сводном виде результаты расчета технической производи7LS6C при коэффициенте машинного времени, равном единице, времени цикла, суточной добычи угля, дебита и концентрации метана в очистном забое 6605 приведены в табл. 1. Максимальная скорость подачи очистного комбайна 7LS6C «JOY» при отработке пласта 66 определена по (5) и составляет 19 м/мин. при отработке верхнего уступа и 20 м/мин. при отработке нижнего уступа (табл.1). После расчета скоростей подачи очистного комбайна при отработке верхнего и нижнего уступов определяется время цикла с учетом концевых операций в нижней части лавы и количество циклов в сутки. Расчетная зависимость дебита метана от скорости подачи очистного комбайна определена по (10) и приведена на рис.1.

Таблица 1

Сравнительный анализ челноковой и уступной технологических схем при работе очистного забоя 6605 шахты «Талдинская-Западная-1»

Наименование технологических параметров	Фактические показатели работы забоя 6605	Расчетные показатели для технологических схем	
		Челноковая	Уступная
Скорость подачи комбайна 7LS6C при движении вверх по лаве, м/мин.		9,83	19,24
Скорость подачи комбайна 7LS6C при движении вниз по лаве, м/мин.		10,04	20,05
Средняя скорость подачи комбайна, м/мин.	679	9,94	19,65
Производительность комбайна 7LS6C при движении вверх по лаве, т/мин.		50,97	48,75
Производительность комбайна 7LS6C при движении вниз по лаве, т/мин.		52,06	53,14
Средняя производительность комбайна, т/мин.	35,19	51,51	50,94
Время цикла при движении комбайна вверх по лаве, мин.		42,31	15,6
Время цикла при движении комбайна вниз по лаве, мин.		41,68	26,76
Среднее время цикла, мин.	56,0	41,99	42,36
Количество циклов в сутки	19,3	25,7	25,5
Суточная добыча угля, т/сутки	38000	55633	55020
Средний диаметр куска угля, мм	25,0	50,5	74,8
Дебит метана, м^3/мин.	9,0	7,8	4,5
Концентрация метана на исходящей струе, %	0,9	0,78	0,45

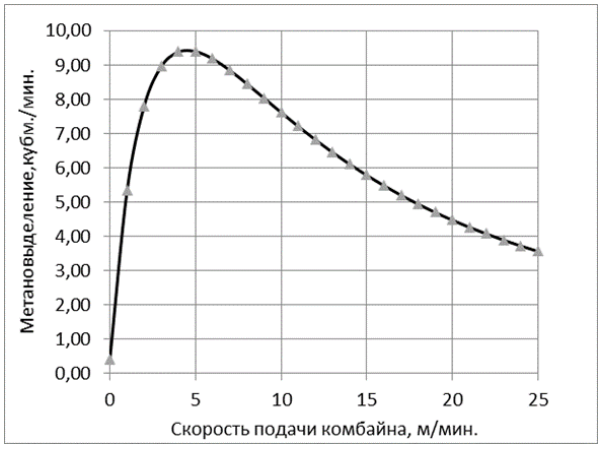


Рис.1. Зависимость метановыделения от скорости подачи очистного комбайна 7LS6C

Анализ расчетных и фактических показателей работы очистного забоя 6605 показывает преимущества уступной технологический схемы по сравнению с челноковой:

– скорость подачи очистного комбайна увеличивается с 9,9 до 19,6 м/мин. при, практически, одинаковой производительности (51,5 и 50,9 т/мин.) и суточной добыче угля (55633 и 55020 т/сутки);

– средний диаметр куска угля увеличивается с 50 до 75 мм вследствие увеличения скорости подачи комбайна;

– в связи с увеличением крупности отбитого угля снижается дебит и концентрация метана на исходящей струе соответственно с 7,8 до 4,5 м^3/мин. и с 0,78 до 0,45%.

Фактические показатели работы очистного забоя 6605 в 2016 г. приведены в табл. 1. При достигнутой суточной добыче угля 38000 т коэффициент машинного времени составил K_M = 0,69, средняя скорость подачи и производительность комбайна составили соответственно 6,8 м/мин. и 35,2 т/мин. При этом средний диаметр куска угля равен 25 мм, а дебит и концентрация метана на исходящей струе соответственно составили 9,0 м^3/мин. и 0,9%.

Расчет оптимальной длины лавы 6605 шахты «Талдинская-Западная-1» произведен для уступной технологической схемы по условию максимума годовой прибыли, которая представляет собой разность между возрастающей гиперболической функции годового дохода шахты и линейной функции амортизационных отчислений на механизированный комплекс, имеющая точку максимума относительно длины лавы [13]:

$$P(m,L)=\frac{60n_{см}T_{см}K_M z n_1 \gamma m r}{v_{21}^{-1}(D)+v_{22}^{-1}(m-D)+\frac{k_y}{L}\left(\frac{3L_k}{v_к}+\frac{r}{v_{fk}}\right)}-C_0-H_oK_o-(H_kk_k+H_ck_c)L\rightarrow max, \qquad (11)$$

где z – оптовая цена 1 т угля, зависящая от марки угля и его качества, руб./т.n_p – количество рабочих дней в году; C_0 – постоянные общешахтные расходы на зарплату, материалы и электроэнергию, не зависящие от длины очистного забоя, руб./год, H_o, H_k, H_c – нормы амортизации соответственно для очистного комбайна, механизированной крепи и лавного скребкового конвейера, K_o – капитальные затраты на приобретение очистного комбайна, руб., k_k, k_c – удельные капитальные вложения на приобретение соответственно механизированной крепи и скребкового лавного конвейера, руб./м.

Результаты расчета годовой прибыли (в условных единицах) в зависимости от длины лавы 6605 приведены на рис.2. Из рис.2 следует, что максимумы годовой прибыли достигаются при оптимальных длинах лавы от 300 до 400 м в зависимости от организации очистных работ

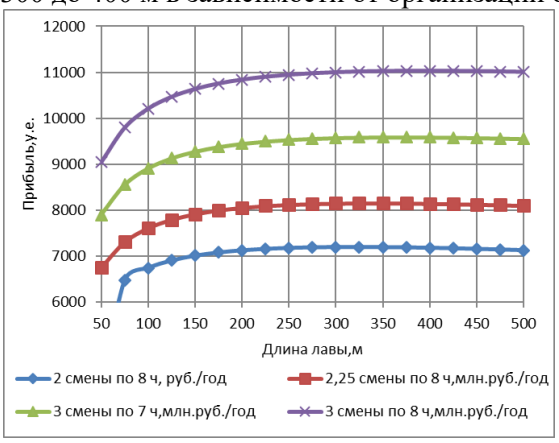


Рис.2. Зависимости годовой прибыли шахты «Талдинская-Западная-1» от длины лавы 6605 при различных режимах очистных работ

По пропускной способности скребкового конвейера PF 6/1142 допускается рост производительности очистного забоя 6605 до 69800 т/сутки при режиме очистных работ в 2,25 рабочие смены по 8 ч.

Сравнительный анализ расчетных и фактических показателей работы очистного забоя 6605 шахты «Талдинская-Западная-1» показывает преимущества уступной технологический схемы по сравнению с челноковой:

– по сравнению с челноковой схемой выемки пласта на полную мощность скорость подачи очистного комбайна при уступной технологии увеличивается с 9,9 до 19,6 м/мин. при, практически, одинаковой производительности (51,5 и 50,9 т/мин.) и суточной добыче угля (55633 и 55020 т/сутки);

– при уступной технологии увеличение скорости подачи очистного комбайна вызывает возрастание выхода крупных фракций отбитого угля, что, в свою очередь, снижает дебит и концентрацию метана на исходящей струе соответственно с 7,8 до 4,5 м^3/мин. и с 0,78 до 0,45% по сравнению с челноковой технологической схемой.

Пропускная способность лавного скребкового конвейера PF 6/1142 позволяет повысить производительности очистного забоя 6605 при его длине 300 м до 69800 т/сутки

Оптимизация длины очистного забоя 6605 по критерию максимума годовой прибыли шахты «Талдинская-Западная-1» при различной организации очистных работ приводит к оптимальной области, практически, равноценных длин лавы от 300 до 400 м. Фактическая длина 300 м лавы 6605 при ведении очистных работ в 2,25 рабочие смены по 8 ч близка к оптимальному значению 330 м.

Выводы. Таким образом, основное преимущество уступной технологической схемы перед челноковой заключается в существенном увеличении скорости подачи очистного комбайна вследствие уменьшения вынимаемой мощности уступов. Это приводит к увеличению крупности отбитого угля и, как следствие, к снижению дебита и концентрации метана на исходящей струе из очистного забоя, а также к повышению оптовой цены угля.

Библиографический список

1. Саламатин А.Г. Подземная разработка мощных пологих угольных пластов. - М.: Недра, 1997. - 407 с.

2. Томашевский Л П. Технология разработки мощных крутых пластов (теория, эксперимент, практики) / Л.П. Томашевский, А.И. Петров, О.В. Михеев, С.А. Шахурдин. - Прокопьевск, 1997. - 544 с.

3. Хвещук Н.М. Совершенствование и повышение эффективности разработки мощных пологих и наклонных угольных пластов / Н.М. Хвещук, Г.Г. Штумпф, В.В. Сидорчук, И.В. Махраков, В. Ю. Малютин, И. Г. Осколков. - Кемерово: Кузбассвузиздат, 2001. - 199 с.

4. Кулаков В.Н. Создание технологий выемки мощных крутых угольных пластов / Автореферат диссертации на соискание ученой степени доктора технических наук / – Новосибирск –1999.

5. 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.

6. Michalakopoulos T. N., Roumpos C. P., Galetakis M. J., Panagiotou G. N. Discrete-Event Simulation of Continuous Mining Systems in Multi-layer Lignite Deposits, 2015, Lecture Notes in Production Engineering, Proceedings of the 12th International Symposium Continuous Surface Mining, — P. 225 – 239.

7. Gao Y., Liu D., Zhang X., He M. Analysis and Optimization of Entry Stability in Underground Longwall Mining, Sustainability, 2017, Vol. 9, No. 11, — P. 2079– 2088.

8. Snopkowski R., Napieraj A., Sukiennik M. Method of the Assessment of the Influence of Longwall Effective Working Time Onto Obtained Mining Output, Archives of Mining Sciences,2017, Vol. 61, No. 4, — P. 967–977.

9. Димитракопулос Р. Стохастическая оптимизация стратегического проектирования шахт: десятилетие разработок и исследований // ФТПРПИ. – 2011. – № 2.– с. 5– 17.

10. Александров Б.А., Кожухов Л Ф., Антонов Ю.А., Хорешок А.А., Цехин А.М., Показаньев С.Г. Горные машины и оборудование подземных разработок. – Кемерово, КузГТУ. – 2016. –83 с.

11. Морозов В.И., Чуденков В.Ию Сурина Н.В. Очистные комбайны: справочник / −М.– МГГУ, – 2006. − 650 с.

12. https://www.eickhoff-bochum.de/ru

13. Методическое обеспечение программы «ПРОЗА-5.0» имитационного моделирования и оптимизации технологических параметров очистных работ длинностолбовой системы разработки пологих и наклонных метаноносных угольных пластов / Новосибирск, ИВТ СО РАН. –2018. –151 с.

14. Временные указания по управлению горным давлением в очистных забоях на пластах мощностью до 3,5 м и углом падения до 35˚ / Л.: ВНИМИ, 1982. – 136 с.

15. Ордин А.А., Тимошенко А.М. Нелинейные зависимости метановыделения от природной метаноносности угольного пласта и кинематических параметров резцов очистного комбайна // ФТПРПИ. – 2017. – № 2. – с. 110–117.

16. Кондрашин Ю.А., Колояров В.К., Ястремский С.И. и др. Рудничный транспорт и механизация вспомогательных работ / М.: Горная книга, 2010. – 534 с.

17. Мусияченко Е.В. Расчет и проектирование машин непрерывного транспорта. Красноярск, СФУ. 2009.

УДК 622.831.31

ИССЛЕДОВАНИЕ СПЕКТРОВ АКУСТИЧЕСКОГО ИЗЛУЧЕНИЯ ГОРНОГО ОБОРУДОВАНИЯ, ИСПОЛЬЗУЕМОГО ДЛЯ КОНТРОЛЯ НАПРЯЖЕННОГО СОСТОЯНИЯ ПРИЗАБОЙНОГО ПРОСТРАНСТВА

д.т.н. Шадрин А.В., к.т.н. Абрамов И. Л.

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

Аннотация. Для реализации метода непрерывного контроля напряженного состояния призабойного пространства с помощью спектрально-акустического метода разработана методика оценки гармонических составляющих спектров виброакустических помех работающего оборудования и зондирующих акустических

сигналов, образующихся при разрушении горной породы рабочими органами комбайна, бурового станка, струга, отбойного молотка или в результате ударного действия специального механизма.

Ключевые слова: напряженное состояние, спектрально-акустический метод, акустическое зондирование, пластовая выработка, работающее оборудование, виброакустические помехи.

Введение. Разработка пластовых месторождений полезных ископаемых подземным способом на всех этапах: вскрытие, подготовка и добыча – при увеличении напряжений до критической величины сопровождается опасными геодинамическими явлениями (ГДЯ): выбросами угля, породы и газа, горными ударами, выдавливанием, стрелянием, обрушением кровли и высыпанием угля и породы, горно-тектоническими ударами и толчками, прорывами воды, глины и пульпы из затопленных выработок, плывунных пород. [1-3]. Поэтому необходимо вести дискретный, а лучше непрерывный контроль напряженного состояния. Применение для измерения напряжений традиционных методов разгрузки крайне трудоемко, осуществляется дискретно во времени и характеризуется большой погрешностью оценок измеряемых величин [4, 5].

Менее трудоемкими являются геофизические методы, некоторые из которых, такие как метод акустической эмиссии и спектрально-акустический, являются непрерывными, не требуют бурения контрольных скважин и поэтому практически не мешают ведению горных работ [6]. Это позволяет вести контроль напряженного состояния в процессе ведения горных работ, когда возникает наибольшая опасность проявления ГДЯ.

Метод акустической эмиссии (АЭ) несет информацию об интенсивности развития трещин в массиве, но явно выраженной функциональной связи какого-либо параметра АЭ с величиной действующих напряжений не имеет. В отличие от него спектрально-акустический метод, как будет показано ниже, такую функциональную связь имеет и поэтому он предпочтительнее других методов для организации непрерывного мониторинга напряженного состояния. В этом методе оценка напряженно-деформированного состояния призабойной области пласта осуществляется путем анализа параметров акустического излучения, образующегося в процессе разрушения горных пород рабочим органом комбайна или другого действующего на забой горного оборудования [7].

В процессе работы режущие органы проходческого комбайна, бурового станка или другого оборудования разрушают горную породу. Разрушаемый участок излучает упругие (акустические) колебания в достаточно широком частотном диапазоне. Предположим, что эти колебания являются периодической функцией U от времени t с периодом T. Тогда ее можно представить тригонометрическим рядом Фурье - бесконечной суммой элементарных тригонометрических функций с надлежащим образом подобранными: амплитудой $\boldsymbol{A}_k$ и начальной фазой $\boldsymbol{\varphi}_k$ в форме [8]:

$$U(t) = \frac{a_0}{2} + \sum_{k=1}^{\infty} A_k \cos(k2\pi f_1 t - \varphi_k), \quad (1)$$

где a_0 – постоянная составляющая; k - номер гармоники; $f_1 = 1/T$ - частота основной гармоники.

Амплитуда гармоники звуковых колебаний A_k с расстоянием от источника изменяется по экспоненциальному закону [9]:

$$A_k = A_{k,0} e^{-\alpha_k d}, \quad (2)$$

где $A_{k,0}$ – амплитуда k-й гармоники сигнала источника, В; α_k - коэффициент затухания k-й гармоники, м$^{-1}$; d – расстояние от источника до приемника звука, м.

Коэффициент затухания зависит от частоты сигнала и напряженного состояния. Известно, что в твердом теле α пропорционален частоте гармоники сигнала f и обратно пропорционален средним напряжениям в массиве σ. Поэтому коэффициент затухания k-й гармоники можно выразить следующим образом [10]:

$$\alpha_k = \alpha_0 \frac{f_k}{f_0} \beta \frac{\sigma_{пр}}{\sigma_m}, \quad (3)$$

где α_0 – затухание на некоторой частоте f_0, принадлежащей рабочему диапазону измерений; $\sigma_{пр}$ и σ_m – соответственно предельное и текущее значения средних напряжений в массиве; β - коэффициент пропорциональности, определяемый свойствами массива.

В соответствии с принципом спектрально-акустического прогноза коэффициент относительных напряжений $K_{о.н.}$ определяется отношением амплитуд акустических шумов, образующихся при работе горного оборудования, замеренных на высоких и низких частотах [7]:

$$K_{о.н.} = \frac{A_B}{A_H}, \quad (4)$$

где A_B и A_H - соответственно текущие значения амплитуд продетектированных амплитудными детекторами высокочастотной и низкочастотной областей спектра.

Поэтому анализ спектрального состава «шумов», образующихся при работе комбайна или другого механизма, позволяет оценить напряженное состояние призабойного пространства.

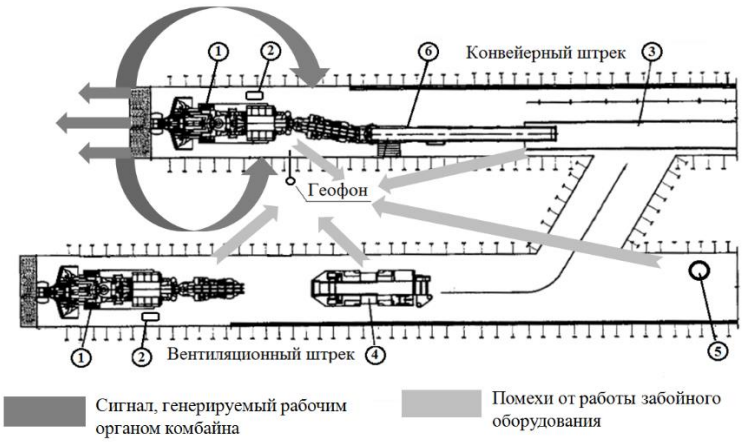
Однако в контролируемой горной выработке и соседних выработках одновременно работают несколько горных машин: комбайн, буровая установка, конвейер, вентилятор местного проветривания (ВМП) и др. Акустическое излучение, образующееся при разрушении угля или породы в процессе работы одной из этих машин, чаще всего комбайна, является основным в реализации спектрально-акустического метода. Назовем его зондирующим. Таким образом, зондирующее излучение является суммой излучения, образующегося при разрушении горной породы, и собственного излучения рабочего органа, разрушающего горную массу, при контакте с ней. Излучение остальных механизмов для спектрально-акустического метода является акустическими помехами. В связи с этим возникает проблема оценки влияния помех на результаты контроля.

Цель данной работы: обосновать методику исследования спектров акустического излучения, образующегося при разрушении горной породы различными видами горного оборудования, используемого для зондирования массива горных пород, или являющегося источником акустических помех.

Горное оборудование подготовительных горных выработок, генерирующее акустическое излучение. Спектрально-акустический метод контроля напряженного состояния призабойного пространства в соответствии с нормативными документами, как правило, осуществляется из подготовительных выработок. Поэтому вначале рассмотрим оборудование этих выработок, полагая, что в последующем можно будет выполнить работу по исследованию спектров излучения оборудования очистных выработок. Это важно, т.к. часто при прогнозе динамических явлений в лавах инициатором образования зондирующего акустического излучения является очистной комбайн.

При реализации современных схем подготовки шахтного поля к выемочным работам применяются схемы проходки двумя и тремя выработками [10].

На рис. 1 приведена схема проведения параллельных выработок одновременно двумя комбайнами избирательного действия, на которой показано работающее горное оборудование, являющееся инициатором образования зондирующего акустического излучения (в данном случае проходческий комбайн в конвейерном штреке) и источником помех (все остальные машины и оборудование).



1 – проходческий комбайн; 2 – буровой станок, 3 - конвейер ленточный, 4 - самоходный вагон; 5 - вентилятор местного проветривания; 6 - перегружатель ленточный

Рис. 1. Схема спектрально-акустического контроля при проведении парных выработок одновременно двумя комбайнами избирательного действия

При выполнении работ в соответствии с рассматриваемой схемой проведения выработок применяются следующие горные машины и оборудование:

1 – проходческий комбайн П-110-01 – 2 ед.;
2 – буровой станок RAMBOR RTM 3/176– 4 ед.;
3 - конвейер ленточный 2ПТ-120;
4 - самоходный вагон ВС-30;
5 - вентилятор местного проветривания ВМ-6М;
6 - перегружатель ленточный ПЛ-80.

Для реализации метода в бок выработки на некотором расстоянии от забоя бурят шпур длиной до 1,5 м, в который устанавливают приемник акустических колебаний - геофон (см. рис. 1). Упругие

колебания от источника распространяются по горному массиву и достигают приемника. Спектральный анализ регистрируемого приемником «шума» по определенному алгоритму, например, в соответствии с выражением (4), позволяет оценить напряженное состояние призабойного пространства [7, 11 - 12].

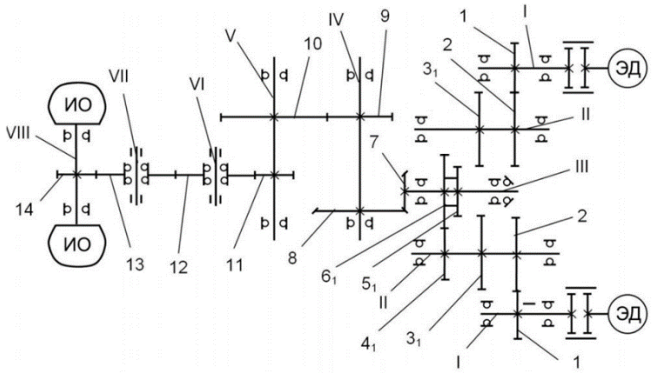
Для приема и обработки акустического излучения разработано несколькими компаниями соответствующее оборудование. На шахтах Кузбасса наибольшее распространение получила Система акустического контроля массива горных пород и прогноза динамических явлений САКСМ. Система САКСМ по параметрам зондирующих акустических сигналов позволяет, как утверждают ее разработчики, прогнозировать участки угольного пласта, потенциально опасные по внезапным выбросам, горным ударам, внезапным выдавливаниям угля, динамическим разрушениям пород почвы с интенсивным газовыделением из газоносных слоев; прогнозировать ухудшение состояния призабойной части массива и негативного проявления горного давления; прогнозировать геологические нарушения впереди забоя; контролировать безопасность бурения и оценивать эффективность разгрузочных скважин, гидрорыхление угольного пласта; определять параметры напряженно-деформированного состояния массива горных пород; осуществлять контроль происходящих в забое технологических процессов. Система САКСМ прошла испытания в условиях шахты «Им. С.М. Кирова» ОАО «СУЭК – Кузбасс» в подготовительных и очистных выработках угольных пластов Поленовский и Болдыревский, которые являются угрожаемыми по горным ударам [13], и в настоящее время установлена на всех шахтах этого акционерного общества.

Общими элементами обработки акустических сигналов таких систем являются следующие: прием генерируемого работающим механизмом широкополосного зондирующего акустического сигнала в горном массиве и его преобразование в электрическую форму преобразователем, например, геофоном, непрерывное автоматическое измерение амплитуды, аналого-цифровое преобразование сигнала, формирование экспериментальных выборок из последовательности отсчетов аналого-цифрового преобразования, выполнение с ними процедуры быстрого преобразования Фурье и определение дискретного ряда амплитуд спектральных составляющих (гармоник), их усреднение во времени, и далее обработка согласно принятому алгоритму, например, предложенному в работе [14].

В описанной схеме проведения выработок генерирующим зондирующее призабойное пространство акустическое излучение (полезное) является один из комбайнов. Все остальное оборудование во время работы излучает акустические сигналы, являющиеся помехами. Из схемы видно, что помехообразующее оборудование может находиться на разном расстоянии от генерирующего полезное излучение. В зависимости от расстояния между ними вклад помехи в обрабатываемый сигнал может меняться, изменяя коэффициент относительных напряжений. Поэтому важно знать параметры этого излучения.

Источником акустических колебаний (шума и вибраций) являются динамические силы, действующие в машинах, имеющие различное происхождение: механическое, электромагнитное, аэродинамическое, гидродинамическое [15]. Источником акустического излучения механической природы являются движущиеся элементы конструкции горного оборудования. Амплитудно-частотная характеристика этого излучения зависит от наличия и вида дефектов в этих элементах [15, 16].

В качестве примера источников излучения на рис. 2 приведена кинематическая схема привода исполнительного органа комбайна П110-01 с двумя аксиальными резцовыми коронками, каждая из которых оснащена 45 резцами.



ЭД – электродвигатель; ИО – исполнительный орган; I, II, II, IV, V, VI, VII, VIII – валы редуктора; 1, 2, 3, 3_1, 4, 4_1, 5_1, 6_1, 7, 8, 9, 10, 11, 12, 13, 14 – шестерни редуктора

Рис. 2. Кинематическая схема привода исполнительного органа комбайна П110-01

Каждый из указанных на рис. 2 элементов вращается со своей частотой и в зависимости от массы, скорости вращения, качества смазки и степени развития дефектов (дисбалансы, несоосности, механические ослабления, дефекты подшипников, зубчатых зацеплений и т.п.) генерирует акустическое излучение, отличающееся амплитудой и частотой от излучения других элементов [15]. При эксплуатации оборудования частотные диапазоны излучения отдельных элементов остаются неизменными, однако, по мере износа и развития дефектов будут увеличиваться амплитуды сигналов на соответствующих частотах. Излучения от отдельных элементов накладываются друг на друга, образуя сложное амплитудно-частотно-модулированное полигармоническое колебание.

Методика исследования спектров акустического излучения (вибраций) горного оборудования, применяемого для зондирования призабойного пространства в условиях акустических помех. В качестве оборудования, используемого в спектрально-акустическом методе контроля напряженного состояния призабойного пространства с целью генерации зондирующего излучения, применяют только то, которое воздействует на горную породу: проходческий или очистной комбайн, буровую установку, струг, отбойный молоток. Иногда акустическое излучение создают специально разработанной ударной установкой или кувалдой.

Источниками акустических помех являются все названные виды оборудования для генерации зондирующего излучения, но работающие в соседних выработках, а также не воздействующие непосредственно на горную породу, но создающие акустическое излучение (вибрацию): буровые станки, конвейера, самоходные вагоны, ВМП, перегружатели и др.

Зондирующее массив горных пород излучение формируется из двух видов: вибраций движущихся элементов горного оборудования и колебаний, возникающих при разрушении горной массы резцами исполнительного органа комбайна или бурового станка.

Приемный преобразователь (например, геофон) улавливает акустические колебания, излучаемые всеми видами работающего оборудования, но ослабленные за счет затухания на участке между излучателем и приемником. Кроме этого излучения геофон будет улавливать импульсы акустической эмиссии, образующейся при развитии трещин в породах кровли и угольном пласте в результате действия сил горного давления и внутрипластового давления газа. Данный вид излучения в отличие от виброакустических помех и зондирующего сигнала от режущего органа оборудования носит кратковременный импульсный характер.

Для того, чтобы можно было учитывать влияние акустических помех на результаты оценки напряженного состояния контролируемого участка массива горных пород, необходимо знать амплитудно-частотные и временные характеристики источников излучения и коэффициент затухания гармоник на их частоте. Для этого необходимо определить:

- спектральный состав собственных «шумов» (вибраций) работающего горного оборудования;
- спектральный состав акустического излучения, образующегося при разрушении горной массы режущим элементом;
- коэффициенты затухания компонент спектральных составляющих (гармоник) зондирующего сигнала и помех.

Для этого планируется применить виброанализатор в соответствии с инструкцией на применение.

Возможны две схемы размещения датчика виброанализатора относительно источника излучения. По первой схеме изучаются амплитудно-частотные характеристики собственных виброакустических колебаний данного вида оборудования. Поэтому он размещается на работающем горном оборудовании.

По второй схеме изучается затухание акустического излучения зондирующих и помехообразующих источников в массиве горных пород. Для этого в бок выработки на некотором расстоянии от источника излучения бурятся скважины, в которые устанавливаются металлические стержни цилиндрической формы. Для обеспечения надежного акустического контакта стержней с массивом их диаметр должен быть близок к диаметру скважин, а также должно быть предусмотрено время для их обжатия. На торцевую поверхность стержней крепится датчик виброанализатора. Коэффициент затухания i-й гармоники излучения α_i определяется по формуле:

$$\alpha_i = \frac{A_{i,1} - A_{i,2}}{r}, \quad (5)$$

где $A_{i,1}$ и $A_{i,2}$ – амплитуды i-й гармоники соответственно с первого, ближайшего к источнику излучения, и второго стержней; r – расстояние между стержнями.

Расстояние *r* должно быть характерным для спектрально-акустического метода, т.е. в диапазоне 5-30 м от источника.

Поскольку затухание сигнала по экспоненциальному закону вида (2) выполняется только в дальней зоне излучателя (на расстоянии 3-5 длин волн [17]), расстояние между стержнями следует дискретно увеличивать от минимального в 1 м до максимального в 30 м с шагом, например, 3 м.

По выполненным исследованиям планируется создать три базы данных:

- спектров собственного акустического излучения работающего горного оборудования, используемого в подземных горных выработках угольных шахт;
- спектров излучения режущих органов горного оборудования при их работе по массиву горных пород;
- коэффициентов затухания акустического излучения различных гармоник в рабочем диапазоне частот (20-1500 Гц) и рабочей области расстояний между геофоном и источником излучения (5-30 м) спектрально-акустического метода.

В настоящее время для расчета гармонических составляющих виброакустических сигналов, формируемых приводами и исполнительными органами горного оборудования, применяется частотный анализ (см., например, [15]). В соответствии с этой методикой установлены гармонические составляющие спектра отдельных горных машин. В качестве примера в табл. 1 приведены частоты вращения элементов исполнительного органа проходческого комбайна П110-01, а в табл. 2 – характерные для наиболее энергонесущих дефектов (резцовых и лопаточных частот, дисбалансов и несоосностей) частоты виброакустических сигналов отдельных видов оборудования проходческого забоя, на которых возможна генерация виброакустических помех [15].

Таблица 1

Частоты вращения элементов исполнительного органа проходческого комбайна П110-01

№ п/п	Элементы исполнительного органа	Число зубьев шестерни/колеса	Частота вращения, об/мин	Частота вращения, Гц	Частота вращения, об/мин	Частота вращения, Гц
1.	Электродвигатель, 2ЭДКОФВ250LB4		1500	25	1500	25
2.	Вал I		1500	25	1500	25
3а.	Вал II	18/39	692 1 скорость	11,5		
3б.	Вал II	29/37			1176 2 скорость	19,6
4.	Вал III	19/48	274	4,6	594	9,9
5.	Вал IV	17/35	133	2,2	288	4,8
6.	Вал V	17/37	61	1	132	2,2
7.	Вал VI	16/35	28	0,5	60	1
8.	Вал VII	35/33	30	0,5	64	1,1
9.	Вал VIII	33/32	30	0,5	65	1,1
10.	Исполнительный орган		30	0,5	65	1,1

Таблица 2

Характерные частоты виброакустических сигналов оборудования проходческого забоя

№ №	Вид оборудования	Характерные частоты, Гц	
		привод	рабочий орган
1.	Проходческий комбайн П-110-01	25	45/99
2.	Буровой станок RAMBOR RTM 3/176	-	20
3.	Конвейер ленточный 2ПТ-120	24,75	1
4.	Самоходный вагон ВС-30: привод хода привод конвейера и маслостанции	 25/17/8 25/12,5	-
5.	Вентилятор местного проветривания ВМ-6М	50	350
6.	Перегружатель ленточный ПЛ-80	25	1,25

Как видно из таблиц, приведенные виды оборудования генерируют низкочастотные виброакустические помехи. Если такое оборудование будет помещено в зоне чувствительности геофона оборудования для спектрально-акустического контроля призабойного пространства выработки, то сигналы от него могут повлиять на определение коэффициента относительных напряжений. Чем ближе такой источник будет находиться к геофону, тем сильнее скажется его влияние

Выводы. Спектрально-акустический метод контроля напряженного состояния призабойного пространства выработок подвержен воздействию виброакустических помех, генерируемых оборудованием, размещенным в контролируемой и соседних выработках, если оно находится в радиусе чувствительности геофона.

Для учета влияния помех разработана методика исследования спектров собственного акустического излучения (вибраций) горного оборудования, применяемого для зондирования призабойного пространства, и излучения, образующегося при разрушении им горной породы, в условиях акустических помех от другого оборудования.

Выполненные в соответствии с Методикой исследования позволят создать три базы данных: спектров собственного акустического излучения работающего в выработках горного оборудования; спектров излучения режущих органов горного оборудования при их работе по массиву горных пород; коэффициентов затухания акустического излучения различных гармоник в рабочем диапазоне частот.

Библиографический список

1. ГОСТ Р 58150-2018 Горное дело. Динамические явления в угольных шахтах. Термины и определения.

2. Зыков В.С., Абрамов И.Л. Уточнение классификации динамических явлений в угольных шахтах// Вестник Научного центра по безопасности работ в угольной промышленности, 2015. – № 3. – С. 74-84.

3. Зыков В.С. Внезапные выбросы угля и газа и другие газодинамические явления в шахтах. – Кемерово: НТЦ «Восточный», 2010. – 333 с.

4. Шкуратник В.Л., Николенко П.В. Методы определения напряженно-деформированного состояния массива горных пород. Москва: изд-во МГГУ, 2012. - 112 с.

5. Николенко Н.В. Аппаратурное и методическое обеспечение контроля сложного напряженного состояния массива с использованием эффекта памяти в упругих композиционных датчиках // Горный информационно-аналитический бюллетень. - 2019. - №2. – С.97-104.

6. Шадрин А.В. Применение акустических методов для управления параметрами гидрообработки горного массива и оценки ее эффективности / А.В. Шадрин, Ю.А. Диюк, А.С. Телегуз // Горная промышленность. – 2018. - №2. - С. 79-82.

7. Мирер, С.В. Спектрально-акустический прогноз выбросоопасности угольных пластов / С.В.Мирер, О.И. Хмара, А.В. Шадрин. Кемерово: Кузбассвузиздат, 1999. - 92 с.

8. Баскаков С.И. Радиотехнические цепи и сигналы: Учеб. для вузов. – М.: Высш. шк., 1988. – 448 с.

9. Агранат Б.Ф. Основы физики и техники ультразвука: Учеб. пособие для вузов / Б.А. Агранат, М.Н. Дубровин, Н.Н. Хавский и др. – М.: Высш. шк., 1987. – 352 с.

10. Технологические схемы подготовки и отработки выемочных участков на шахтах ОАО «СУЭК-Кузбасс». – СПб, 2011. - 150 с.

11. Шадрин, А.В. Основы автоматизированного непрерывного ГДЯ-мониторинга в угольных шахта Кузбасса / А.В. Шадрин, В.А. Коноваленко // Вестник КузГТУ. – 2001. - №3. - С.28-31.

12. Шадрин А.В., Контримас А.А. Акустическое поле, формируемое в призабойном пространстве режущим органом проходческого комбайна // Природные и интеллектуальные ресурсы Сибири. Сибресурс 2016. Материалы XVI Международной научно-практической конференции, 23-24 ноября 2016 г., Кемерово [Электронный ресурс] / ФГБОУ ВО КузГТУ им. Т. Ф. Горбачева». – Кемерово, 2016.

13. Смирнов О. В., Кулик А. И., Колчин Г.И., Шилов В. И. Контроль призабойной части массива по параметрам акустического сигнала // Сборник материалов I Международной научно-техническая конференция «Безопасность труда и эффективность производства горнодобывающих предприятий с подземным способом разработки» 6 – 7 апреля 2016 г. / УрГГУ. - Екатеринбург, 2016, 31-38 с.

14. Патент № 2661498 Способ спектрально-акустического прогноза выбросоопасности угольных пластов: патент на изобретение / Шадрин А. В., Контримас А.А., Диюк Ю. А. Заявитель

и правообладатель ФГБУН ФИЦ УУХ СО РАН.; зарегистр. в Реестре изобретений 17.07.2018 – [3] с.

15. Герике Б.Л.; Абрамов И. Л.; Герике П.Б. Вибродиагностика горных машин и оборудования: Учеб. пособие. – Кемерово: КузГТУ, 2007. – 167 с.

16. Герике Б. Л., Абрамов И. Л., Герике П. Б., Мещерина Ю.А. Спектральный состав нагрузки в приводе резания проходческого комбайна // Вестник КузГТУ. - 2007. - № 5, с. 9-12.

17. Крауткремер Й. Ультразвуковой контроль материалов: Справ. изд. / Й. Крауткремер, Г. Крауткремер; пер. с нем. – М.: Металлургия, 1991. - 752 с.

УДК 622.831.31

МОДИФИКАЦИЯ ШИРОКОПОЛОСНОГО СПЕКТРАЛЬНО-АКУСТИЧЕСКОГО МЕТОДА КОНТРОЛЯ НАПРЯЖЕННОГО СОСТОЯНИЯ ПРИЗАБОЙНОГО ПРОСТРАНСТВА

[1]д.т.н. Шадрин А.В., [1]Контримас А.А., [2]к.т.н. Ворошилов Я.С., [2]Бондарь В.А.
1 - Федеральный исследовательский центр угля и углехимии СО РАН, г. Кемерово, Россия
2 - ООО «Горный-ЦОТ», г. Кемерово, Россия

Аннотация. Для контроля и управления напряженным состоянием призабойного пространства подземных горных выработок необходимо измерять компоненты действующих напряжений. Традиционный метод разгрузки керна с центральной скважиной крайне трудоемок, продолжителен и характеризуется недостаточной точностью. Для устранения этих недостатков контроль должен осуществляться геофизическими методами, не мешающими ведению горных работ. Менее трудоемкими являются акустические методы. Приводится обоснование модификации спектрально-акустического метода контроля напряженного состояния призабойного пространства на основе зависимости медианы амплитудно-частотной характеристики акустического сигнала работающего горного оборудования от средних напряжений. Акустический сигнал регистрируется во всей полосе чувствительности геофона. Дается описание блок-схемы и принципа работы портативного прибора в искробезопасном исполнении для реализации модификации в шахтных условиях на пластах, склонных к внезапным выбросам угля и газа. Прибор работает в трех режимах: установки необходимого коэффициента усиления сигнала; контроля напряженного состояния при генерации в массив непрерывного акустического сигнала работающим оборудованием; контроля напряженного состояния при генерации в массив дискретного акустического сигнала от искусственного источника.

Ключевые слова: Напряженное состояние, спектрально-акустический контроль, шум работающего оборудования, медиана амплитудно-частотной характеристики, коэффициент относительных напряжений; блок-схема прибора; принцип работы.

Введение. В связи с увеличением глубины разработки угольных месторождений растут напряжения в призабойном пространстве горных выработок и появляется опасность проявления динамических явлений [1-4]. Поэтому необходимо вести непрерывный мониторинг напряженного состояния.

Необходимость контроля напряжений в призабойной зоне возникает также в процессе выполнения разгрузочных мероприятий, таких, например, как направленный гидроразрыв труднообрушаемой кровли с оценкой эффективности его выполнения.

Применение для измерения напряжений традиционного метода разгрузки керна с центральной скважиной крайне трудоемко. Кроме того, этот метод характеризуется большим разбросом оценок измеряемых величин и определяемых направлений главных напряжений [5].

Менее трудоемкими для этих измерений сегодня являются геофизические активные ультразвуковые методы межскважинного прозвучивания и каротажа. В последнее время для этого исследуется применение акустико-эмиссионного метода, основанного на использовании эффекта Кайзера при установке в пробуренные скважины композиционных материалов с известными и стабильными прочностными свойствами [5-7]. Как традиционный, так и указанные ультразвуковые методы измерений всегда осуществляются с определенной дискретностью во времени и пространстве и часто требуют остановки ведения горных работ. Однако максимумы действующих напряжений достигаются именно в процессе ведения горных работ [8, 9]. Поэтому для мониторинга напряженного состояния призабойного пространства в процессе ведения выработок необходим неразрушающий (без применения контрольных скважин) геофизический метод непрерывного действия. Часто в связи с

эпизодической необходимостью выполнения этих работ прибор должен быть переносным, малогабаритным, легким, изготовленным во взрывозащищенном исполнении, допускающим его эксплуатацию в шахтах, опасных по газу и пыли, и/или на пластах, склонных к внезапным выбросам угля и газа или горных ударов.

Одним из таких методов является спектрально-акустический, реализуемый путем анализа спектрального состав шумов работающего горного оборудования, прошедших контролируемую зону призабойного пространства. (В действующих в настоящее время нормативных документах этот метод назван «Метод текущего прогноза выбросоопасности угольных пластов по параметрам искусственного акустического сигнала» [10]).

Сущность спектрально-акустического метода. Метод основан на установленном вначале экспериментально, а затем обоснованном теоретически факте более сильного возрастания амплитуд высокочастотных гармоник в спектре шумов работающего оборудования по сравнению с амплитудами низкочастотных гармоник при приближении забоя выработки к зоне повышенных напряжений [11, 12].

Горный массив зондируется широкополосными акустическими колебаниями, генерируемыми работающим горным оборудованием (режущим органом комбайна, струга, буровой коронкой и пр.) или искусственно созданными источниками звука, например, ударами кувалды по бортам выработки. На расстоянии 5-30 м от источника звука акустические колебания регистрируются приемником и рассчитывается отношение высокочастотной и низкочастотной частей спектра колебаний, прошедших контролируемую область массива от источника [10]. Поскольку коэффициент затухания звука α в твердом теле в первом приближении прямо пропорционален частоте сигнала f и обратно пропорционален текущим значениям средних напряжений в массиве, можно записать [12]:

$$\alpha = \alpha_0 \frac{f}{f_0} \beta \frac{\sigma_{пр,ср}}{\sigma_{т,ср}}, \quad (1)$$

где α_0 – затухание на некоторой частоте f_0 при отсутствии напряжений (в разгруженном состоянии); $\sigma_{пр,ср}$ и $\sigma_{т,ср}$ – средние соответственно предельное (максимально возможное без разрушения в форме растущей трещины для контролируемого участка пласта) и текущее значения напряжений в массиве; β - безразмерный коэффициент пропорциональности, определяемый акустическими свойствами массива.

Это позволяет следующим образом ввести понятие коэффициента относительных напряжений $K_{о.н.}$, как отношение амплитуд акустических колебаний высокочастотной $A_в$ и низкочастотной $A_н$ частей спектра [12]:

$$K_{о.н.} = \frac{A_в}{A_н} = e^{-C\frac{\sigma_{пр,ср}}{\sigma_{т,ср}}d}. \quad (2)$$

Здесь $A_в$ и $A_н$ – эффективные амплитуды акустических шумов, замеренные соответственно в областях высоких и низких частотах, В; d – расстояние между источником и приемником шума, м; параметр C равен:

$$C = \frac{\alpha_0 \beta (f_в - f_н)}{f_0}, \text{ м}^{-1}, \quad (3)$$

где $f_в$ и $f_н$ – характерные частоты из диапазонов соответственно верхних и нижних рабочих частот источника акустического сигнала, Гц.

Из (1) - (3) видно, что коэффициент относительных напряжений несет качественную информацию о напряженном состоянии участка горного массива, расположенного между излучателем и приемником акустических колебаний. Чтобы иметь количественную оценку действующих напряжений с помощью спектрально-акустического метода необходимо решить ряд теоретических и методических задач. К их числу относятся: учет зависимости $K_{о.н.}$ от акустических свойств исследуемого массива горных пород, расстояния между источником и приемником акустических колебаний, выбора рабочих частот и др., а также разработка методики определения критического значения показателя опасности потери устойчивости из-за проявления динамического явления [13].

Модификации спектрально-акустического метода. Известные к настоящему времени модификации подразделяются по двум критериям: используемым рабочим частотам и исполнением оборудования для реализации метода (в стационарной или переносной форме) [14, 15].

Модификаций, подразделяющихся по выбору рабочих частот, три. В первой модификации в случае аналоговой обработки сигнала весь частотный диапазон принятых геофоном частот (примерно 20-1500 Гц) разбивается фильтрами высоких и низких частот на поддиапазоны. Так, например, нормативным документом при использовании аппаратуры АК-1 или АК-1М регламентируется провести оценочные разведочные наблюдения для выбора частот среза фильтров высоких частот

(ФВЧ) на одно из трех значений 600, 800 или 1000 Гц, и частот среза фильтров низких частот (ФНЧ) на одно из трех значений 160, 200 или 300 Гц [16]. В случае цифровой обработки сигнала входящие в формулу (2) $A_в$ и $A_н$ равны суммам гармоник, взятых соответственно в областях высоких и низких частот.

Во второй модификации предполагается, что амплитудно-частотная характеристика (АЧХ) принятого сигнала имеет максимум. Обработка сигнала ведется в цифровой форме. Программным обеспечением прибора определяется частота, на которой амплитуда сигнала имеет максимальное значение $А_{мах}$. Левее этой частоты определяют две частоты, сигналы на которых имеют амплитуды, соответственно равные $0{,}5А_{мах}$ и $0{,}75А_{мах}$. Эти частоты являются границами низкочастотной области спектра. Аналогично этому правее частоты, соответствующей $А_{мах}$, определяют частоты, сигналы на которых имеют соответственно амплитуды, равные $0{,}75А_{мах}$ и $0{,}5А_{мах}$. Эти частоты являются границами высокочастотной области спектра [14].

Одним из общих недостатков обоих рассмотренных модификаций является не использование всего спектра АЧХ. Поэтому возможна ошибка контроля напряженного состояния, если изменение АЧХ при изменении напряженного состояния произойдет в той части спектра, которая не принята к анализу. Для исключения этого недостатка нами разрабатывается третья модификация. В ней используется весь спектр акустического сигнала в области чувствительности геофона. Программным обеспечением оборудования находится медиана АЧХ, т.е. такая частота, которая разбивает весь частотный диапазон на две части таким образом, что сумма амплитуд всех гармоник, расположенных левее медианы, равна сумме амплитуд всех гармоник правее медианы [15]. В этом случае коэффициент относительных напряжений K_m определяется по смещению медианы относительно некоторого опорного значения:

$$K_m = \frac{M_m}{M_{пр}}, \quad (4)$$

где M_m и $M_{пр}$ – медианы соответственно текущая и предельная.

В настоящее время ведутся работы по созданию для данной модификации спектрально-акустического метода определения предельного значения медианы для конкретного участка шахтопласта.

Исторически первым для реализации спектрально-акустического метода контроля напряженного состояния был разработан комплект стационарный аппаратуры с аналоговой обработкой сигнала типа АК-1, а позднее АК-1М. В нем использовалась первая модификация выбора рабочих частот [16].

Затем был разработан комплект стационарный аппаратуры типа САКСМ с цифровой обработкой сигнала. В нем использовалась вторая модификация выбора рабочих частот [17]. Данный комплект аппаратуры в настоящее время в России установлен на всех шахтах АО «СУЭК-Кузбасс» для контроля напряженного состояния и прогноза горных ударов. Стационарной аппаратуры для реализации третьей модификации выбора рабочих частот нет. Но на оборудовании второй модификации с цифровой обработкой сигнала можно реализовать третью модификацию, установив соответствующее программное обеспечение.

Для эпизодического мониторинга напряженного состояния массива горных пород в эксплуатируемых горных выработках был разработан искробезопасный портативный регистратор акустического сигнала РИПАС и для него - программа обработки результатов акустического зондирования «Геоскан-РИВАС». Пользоваться этим аппаратно-программным комплексом нужно в соответствии со специально разработанной Методикой выполнения акустических зондирований горного массива с применением программно-аппаратного комплекса [18]. Источником акустических сигналов для этого программно-аппаратного комплекса являются удары кувалдой по стенкам выработки.

Выполненные на ряде шахт Кузбасса исследования с регистратором РИПАС выявили следующие основные его недостатки. Во-первых, источник акустического сигнала должен располагаться на расстоянии 1-3 м от геофона. Поэтому глубина контроля массива от бока выработки не превышает половины этого расстояния, т.е. 0,5-1,5 м. Часто этого бывает недостаточно. Во-вторых, «Методикой…» предполагается прижимать геофон к массиву, а не устанавливать его в скважину или шпур. Поэтому электрический кабель вводится в геофон перпендикулярно продольной оси геофона. Это не позволяет вводить геофон в шпур, пробуренный в бок выработки. Поэтому трещиноватость массива у стенок выработки сильно влияет на затухание сигнала. В-третьих, в приборе не предусмотрен контроль амплитуды регистрируемых акустических сигналов. Поэтому нет уверенности, что принимаемый акустический сигнал не выходит за пределы динамического диапазона усилителя

сигнала и не происходит вследствие этого нелинейное искажение его спектра. В-четвертых, в «Методике…» не приводится физическое обоснование и не дается описание алгоритмов обработки сигнала. Поэтому невозможно судить о достоверности результатов.

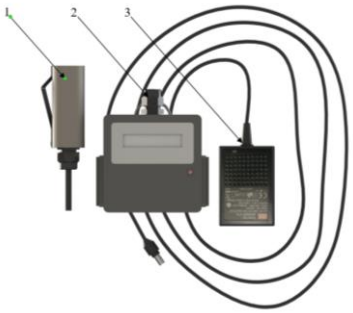
Выполненные экспериментальные исследования этим комплексом по определению коэффициента относительных напряжений показали, что в силу указанных недостатков даже при небольшом смещении места установки геофона полученный результат определения $K_{о.н}$ может существенно измениться.

Таким образом, данный аппаратно-программный комплекс имеет малый радиус действия и большую погрешность определения $K_{о.н}$.

Описание блок-схемы и принципа работы прибора ПКНС-1. Для преодоления указанных недостатков комплекса РИПАС и «Геоскан-РИВАС» был разработан портативный прибор для контроля напряженного состояния призабойного пространства горного массива спектрально-акустическим методом ПКНС-1.

Прибор рассчитан для эксплуатации в рабочей зоне шахт, опасных по газу и пыли, в соответствии с требованиями «Правил безопасности в угольных шахтах».

Внешний вид прибора ПКНС-1 приведен на рис. 1. Прибор состоит из следующих основных компонентов: геофон, основное обрабатывающее устройство и сетевое зарядное устройство.



1 - геофон; 2 - основное обрабатывающее устройство; 3 - сетевое зарядное устройство
Рис. 1. Внешний вид прибора ПКНС-1

Для прослушивания акустических эффектов, происходящих в массиве (акустические сигналы от растущих трещин, работающего оборудования), в комплект поставки входят головные телефоны (наушники). Для загрузки программного обеспечения (ПО) предназначен кабель для подключения отладчика ST-Link V2.

Принцип работа прибора поясним по его блок-схеме, представленной на рис. 2. Для приема акустических колебаний, генерируемых работающим горным оборудованием или ударами кувалды, в бок выработки бурится короткий (0,7-1,5 м) восстающий шпур, в который устанавливается геофон.

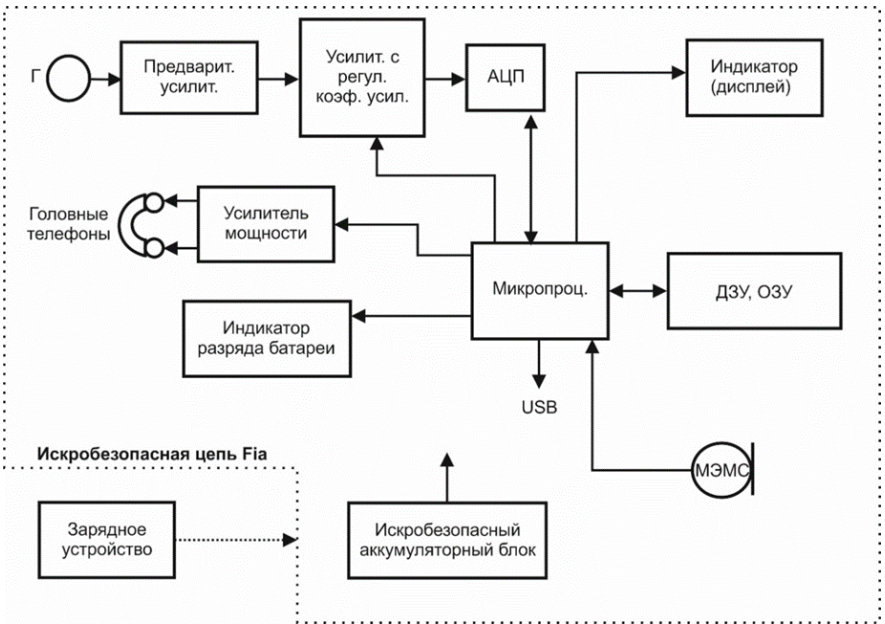


Рис. 2. Блок-схема прибора для контроля напряженного состояния ПКНС-1

Сигнал с геофона поступает на предварительный усилитель основного обрабатывающего устройства (далее устройства), с выхода которого поступает на усилитель с регулируемым коэффициентом усиления (РКУ). Усилитель с РКУ имеет дискретно регулируемые коэффициенты усиления путем нажатия кнопок, установленных на лицевой стороне устройства. Усиленный сигнал поступает на аналого-цифровой преобразователь (АЦП), где оцифровывается и передается на микроконтроллер, и далее обрабатывается микропроцессором в соответствии с предусмотренным ПО алгоритмом. Полученные значения $K_{o.n}$ выводятся на дисплей, а также передаются в ОЗУ (оперативное запоминающие устройство). Данные из ОЗУ подвергаются обработке и периодически записываются в ДЗУ (долговременное запоминающее устройство).

На головные телефоны оператора через усилитель мощности подается звуковой сигнал, соответствующий улавливаемым геофоном акустическим эффектам. В устройстве располагается микрофон (МЭМС), позволяющий оператору записывать голосовые комментарии относительно проделываемых измерений.

Питание устройства осуществляется искробезопасным аккумуляторным блоком. Для индикации низкого уровня заряда аккумулятора в устройстве предусмотрен индикатор разряда батареи (светодиод красного свечения).

Для зарядки аккумулятора применяется специальное зарядное устройство (ЗУ), входящее в комплект поставки. Данным ЗУ допускается заряжать прибор только вне взрывоопасной зоны.

Предусмотрена возможность подключения прибора к персональному компьютеру по USB кабелю для передачи данных и обновления ПО.

Работа прибора возможна в трех режимах:

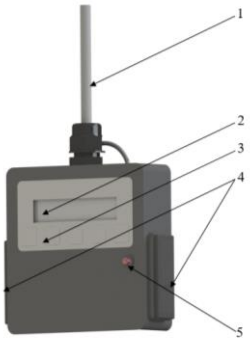
Первый режим предназначен для определения амплитуды фонового «шума» от работающих механизмов в соседних выработках и установки необходимого коэффициента усиления полезного входного сигнала.

Второй режим предназначен для контроля напряженного состояния призабойного пространства выработки при работе в ней горного оборудования: комбайна, струга или буровой установки, являющихся источником зондирующего контролируемое пространство звука. В этом случае сигнал имеет непрерывную форму в течение некоторого периода. Прибор осуществляет измерение коэффициента относительных напряжений из выборок, зарегистрированных в трехминутные интервалы времени. По окончании интервала измерения показание коэффициента относительных напряжений высвечивается до окончания измерения в процессе следующего интервала контроля.

Третий режим предназначен для контроля напряженного состояния при работе искусственного источника акустического сигнала. В качестве такового используются удары кувалдой по боку выработки или специально предназначенного для этой цели устройства. В этом случае определение коэффициента относительных напряжений осуществляется по сигналу от каждого удара кувалдой и усредняется по 5-7 ударам.

Внешний вид основного обрабатывающего устройства приведен на рис. 3 а. Кейс для транспортировки прибора ПКНС-1 со всеми сопутствующими устройствами показан на рис. 3 б.

а



б

1 - кабель для подключения геофона; 2 - жидкокристаллический символьно-цифровой дисплей; 3 - пленочная клавиатура; 4 - разъемы для внешних подключений; 5 - сигнальный светодиод, индицирующий разряд аккумуляторной батареи

Рис. 3. Основное обрабатывающее устройство (а); кейс с прибором ПКНС-1 и сопутствующими устройствами (б)

Технические характеристики устройства:

1) размеры устройства: 120х45х120мм;

2) масса основного обрабатывающего устройства - не более 0,3кг;

3) степень защиты от пыли внешних воздействий по ГОСТ 14254-2015 не менее IP54;

4) маркировка взрывозащиты РО ExiaIX;

5) электрическое питание - от заряжаемого Li-ion аккумуляторного блока.

В настоящее время ведется тестирование прибора и отладка его программного обеспечения.

Выводы. На основании выполненного анализа показано, что наиболее достоверную информацию о напряженном состоянии массива горных пород, расположенного между излучателем и приемником, позволяет получить модификация спектрально-акустического метода, основанная на зависимости медианы АЧХ спектра шумов работающего горного оборудования от средних напряжений.

Разработан и изготовлен опытный образец портативного прибора ПКНС – 1 для контроля напряженного состояния призабойного пространства горного массива спектрально-акустическим методом.

Прибор ПКНС-1 имеет три режима работы:

- определения амплитуды фонового «шума» и установки необходимого коэффициента усиления сигнала;
- контроля напряженного состояния при генерации в массив непрерывного акустического сигнала работающим оборудованием (комбайном, буровой установкой, стругом);
- контроля напряженного состояния при генерации в массив дискретного акустического сигнала от искусственного источника (удары кувалдой).

Благодарности. Исследование выполнено за счет 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. Чернов О.И. Прогноз внезапных выбросов угля и газа / О.И. Чернов, В.Н. Пузырев. – М.: Недра, 1979. -296 с.
3. Черданцев Н.В. Об одном подходе к расчету напряженного состояния углепородного массива, вмещающую пластовую выработку и тектоническое нарушение // Наукоемкие технологии разработки и использования минеральных ресурсов: науч. журнал / Сиб. гос. индустр. ун-т; под общей ред. В.Н. Фрянова. – Новокузнецк, 2018. – №4. - С. 41-45.
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. Николенко Н.В. Аппаратурное и методическое обеспечение контроля сложного напряженного состояния массива с использованием эффекта памяти в упругих композиционных датчиках // Горный информационно-аналитический бюллетень. - 2019. - №2. – С.97-104.
6. Николенко П.В. Акустико-эмиссионные эффекты при растяжении композитов для контроля состояния кровли горных выработок / П.В. Николенко, В.Л. Шкуратник, М.Д. Чепур // Горный журнал. - 2019. - №1. – С.13-16.
7. Николенко П.В. Использование эффекта Кайзера в композиционных материалах для контроля напряженного состояния массива горных пород / П.В. Николенко, В.Л. Шкуратник, М.Д. Чепур, А.Е. Кошелев // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. – 2019. - №1. – С. 26-31.
8. Шадрин А.В. Статическая и динамическая выбросоопасность угольных пластов // Безопасность труда в промышленности. - 2018. - №4. - С. 42-48. DOI: 10.24000/0409-2961-2018-4-42-48.
9. A. Cao, G. Jing, Y-l. Ding, S. Liu. Mining-induced static and dynamic loading rate effect on rock damage and acoustic emission characteristic under uniaxial compression // Safety Science, 2019. #116. Pp. 86-96. http://doi.org/10.1016/j.ssci.2019.03.003
10. 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.
11. Мирер С.В. Спектрально-акустический прогноз выбросоопасности угольных пластов / С.В. Мирер, О.И. Хмара, А.В. Шадрин. – М. – Кемерово: Кузбассвузиздат, 1999. – 92 с.

12. Шадрин А.В. Применение акустических методов для управления параметрами гидрообработки горного массива и оценки ее эффективности / А.В. Шадрин, Ю.А. Диюк, А.С. Телегуз // Горная промышленность, 2018, №2. С. 79-82. DOI: 10.30686/1609-9192-2018-2-138-79-82

13. 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. индустр. ун-т; под общей ред. В.Н. Фрянова. – Новокузнецк, 2017. – №3. - С.408-413.

14. 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.

15. Шадрин А.В. Сравнительный анализ вариантов исполнения спектрально-акустического метода прогноза динамических явлений / А.В. Шадрин, А.А. Контримас, А.С. Телегуз // Наукоемкие технологии разработки и использования минеральных ресурсов: науч. журнал / Сиб. гос. индустр. ун-т; под общей ред. В.Н. Фрянова. – Новокузнецк, 2018. – №4. - С.370-375.

16. Руководство по выполнению спектрально-акустического контроля (прогноза) выбросоопасности на шахтах Кузбасса. Утверждено Кузнецким управлением Гостехнадзора России 23.04.2002 г. - Кемерово, 2002. – 10 с.

17. Руководство по применению системы акустического контроля состояния массива горных пород и прогноза динамических явлений (САКСМ). - М.: МНТЛ РИВАС. 2016. – 49 с.

18. Руководство. Методика выполнения акустических зондирований горного массива с применением программно-аппаратного комплекса. - М.: МНТЛ РИВАС. 2016. – 36 с.

19. Федеральные нормы и правила в области промышленной безопасности «Правила безопасности в угольных шахтах». Утверждены Приказом Ростехнадзора от 19 ноября 2013 г. N 550. – Екатеринбург: ИД «Урал Юр Издат», 2014. – 147 с.

УДК 622.275

ВОЗМОЖНОСТИ КОМБИНИРОВАННОЙ ГЕОТЕХНОЛОГИИ ПРИ КОМПЛЕКСНОМ ОСВОЕНИИ УГОЛЬНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

к.т.н. Кузнецова Л. В., к.т.н. Анфёров Б.А.
Федеральный исследовательский центр угля и углехимии СО РАН,
г. Кемерово, Россия

Аннотация. Значительные запасы угля, расположенные в погашенных бортах и дне разреза, остаются невостребованными, безвозвратно теряются и списываются как потери. Предложены комбинированные (открыто-подземные) технологии доработки приконтурных запасов с применением комплекса глубокой разработки пласта и мобильных средств механизации, позволяющие повысить полноту извлечения угля.

Ключевые слова: уголь, добыча, разрез, открыто-подземный способ, комплекс глубокой разработки пласта, мобильные средства механизации.

Комплексное освоение угольного месторождения предусматривает наиболее полное извлечение полезного ископаемого из недр [1]. Открытый способ добычи занимает ведущее место. В России в 2018 г. добыто 440 млн. т угля, из них 75 % – открытым способом.

Анализ общекарьерных потерь (часть балансовых запасов угля по границам горного отвода) угольных разрезов показал, что значительные запасы, расположенные в погашенных бортах и дне разреза, остаются невостребованными, безвозвратно теряются и списываются как потери. Например, в Кузбассе они превышают 450 млн. т, на разрезе Черногорском (Хакасия) – 70 млн. т [2, 3].

На завершающей стадии эксплуатации месторождения открытым способом или при переходе к подземному способу добычи применяется комбинированная (открыто-подземная) разработка, которая широко известна в мире и используется для доработки приконтурных запасов угля по технологии «Highwall mining system» (модификации: Auger mining; Metec miner system; Continuous Highwall Mining (CHM); Longwall punch mining; Room/Bord-and-pillar punch mining) [4, 5]. В России известен вариант Metec miner system под названием «Комплекс глубокой разработки пласта» (КГРП) [6]. Оборудование поставлялось фирмами CAT и SHM.

Технология Auger mining (бурошнековая выемка) применяется при выемке тонких угольных пластов посредством выбуривания скважин с помощью бурошнековой установки с уступа борта разреза, между которыми остаются соразмерные целики. В США добыча угля этим методом составляет 4 % от общей добычи [7]. Близко расположенные многочисленные тонкие угольные пласты на центральных угольных месторождениях Аппалачей и Западной Вирджинии делают этот метод добычи предпочтительным и часто единственным возможным для извлечения оставшихся приконтурных запасов угля после завершения открытых горных работ.

В России на разрезе «Юньягинский» (ОАО «Воркутауголь») осуществляли выемку угля из пластов мощностью от 0,6 м до 1 м с углом падения до 18 градусов выбуриванием скважин на глубину до 260 м [8]. Технология обусловливает большие эксплуатационные потери (до 70 %) и имеет ограниченную область применения, так как не позволяет разрабатывать пласты средней мощности и мощные.

Система Continuous Highwall Mining (CHM) применяется для выемки с борта разреза пластов мощностью до 4,5 м путем проведения прямолинейных выработок (выемочных камер) с оставлением между ними соразмерных целиков. Она известна в 2-х модификациях: Addcar system (комплекс оборудования включает: выемочную машину непрерывного действия, мобильные ленточные конвейерные секции, пусковую установку, конвейер временного складирования угля, погрузчики) и Archveyor system, отличается от первой применением скребкового конвейера, транспортирующего уголь и обеспечивающего подачу выемочной машины на забой. Полностью автоматизированное управление системой CHM достигается с помощью передовых навигационных технологий, включая систему пассивного гамма-детектора по кровле и почве пласта, инклинометры, кольцевой лазерный гироскоп и программируемый логический контроллер [9]. В России технология не применялась и не получила широкого распространения за рубежом из-за низкой надежности конвейерных секций.

Система Longwall punch mining впервые была применена в Австралии в 1990 г. для разработки пологих пластов в длинных очистных забоях. С борта разреза проводятся вентиляционный и конвейерный штреки. В глубине борта монтируется очистной механизированный комплекс, предназначенный для подземной отработки, и обратным ходом ведется выемка. Уголь по конвейерному штреку поступает на ленточный конвейер, смонтированный на уступе борта разреза, и транспортируется на склад. Добыча достигала 6 млн. т/год [10].

В отличие от этой системы, в технологии Room/Bord-and-pillar punch mining добычу угля ведут в коротких очистных забоях для выемки ограниченных запасов (например, в охранных целиках) мобильными средствами механизации (КЗМС) [10, 11].

Преимущества этих двух систем: высокая производительность очистного забоя, не требуется проведение вскрывающих капитальных выработок, сложной транспортной и вентиляционной систем. Однако необходимо соответствующее планирование и проектирование предприятия для сохранения и поддержания инфраструктуры разреза на поверхности в течение всего времени ведения подземных работ. Эти системы не могут применяться при неустойчивых породах борта разреза.

За рубежом наибольшее распространение получила технология Metec miner system на базе комплекса оборудования Superior Highwall Miners (SHM), с 2010 г., выпускаемого под маркой Bucyrus Highwall Miners (в США работает 64 комплекса) [12]. В Россию было поставлено 4 комплекса SHM-№ 28, 29, 34, 56, из которых 3 – в работе под брендом КГРП [6].

Комплекс оборудования состоит из стартовой установки, выемочной машины непрерывного действия, двухшнекового транспортера, конвейера временного складирования угля и фронтального погрузчика. КГРП устанавливается на открытой площадке, которая образуется в результате извлечения вскрышных пород по контуру блока разреза, предполагаемого к разработке с помощью данной системы. КГРП позволяет отрабатывать угольные пласты мощностью от 1,1 м до 4,8 м (глубина отработки пласта по падению – 300 м) без присутствия людей в зоне ведения очистных работ [6].

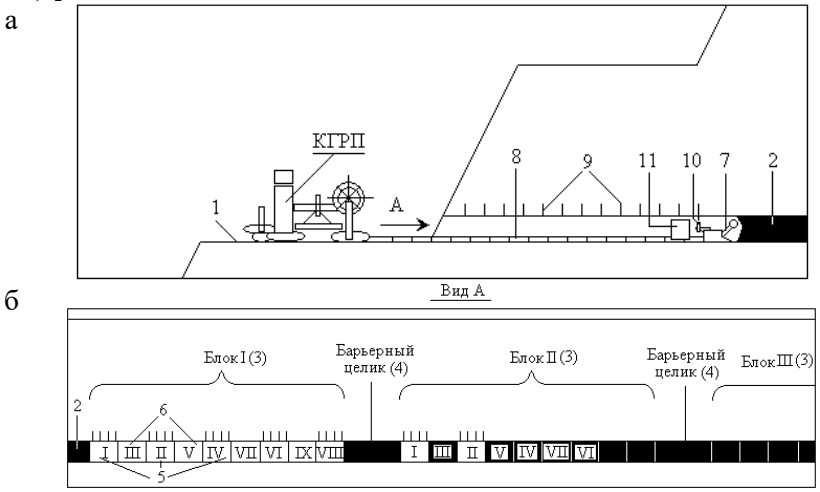
В Кузбассе системой КГРП отрабатывали угольные пласты на участках открытых горных работ: ЗАО «Распадская», ЗАО «Разрез Купринский», ООО «Разрез Южный».

Как показал российский и зарубежный опыт основной проблемой технологии КГРП являются большие потери угля в целиках (до 60 %), при разработке пластов мощностью более 4,8 м эксплуатационные потери угля еще выше. Причиной, ограничивающей ее применение в России, стала высокая аварийность очистных забоев из-за разрушения целиков и обрушения кровли [13].

Авторы считают своей задачей разработать технические решения, повышающие эффективность освоения угольных месторождений технологией КГРП увеличением полноты извлечения за-

пасов путем выемки целиков за счет повышения устойчивости кровли проводимых выработок возведением анкерной крепи и адаптации технологии КЗМС к применению существующих мобильных средств механизации.

Доработка приконтурных запасов по технологии КГРП. Разработка пологих угольных пластов средней мощности КГРП обусловливает повышенные потери угля в недрах из-за необходимости оставления соразмерных целиков между соседними выработками в связи с высокой вероятностью возникновения аварий очистного забоя из-за отсутствия крепления кровли в выработках. В Институте угля ФИЦ УУХ СО РАН разработана технологическая схема отработки приконтурных запасов угля с борта разреза, включающая в т.ч. анкерное крепление потолочины проводимых КГРП выработок (рис. 1) [14].



1 – рабочая площадка; 2 – угольный пласт; 3 – выемочный блок; 4 – барьерный целик; 5 – выемочная камера; 6 – целик; 7 – выемочная машина непрерывного действия; 8 – став двухшнекового транспортера; 9 – анкерная крепь; 10 – буровой станок; 11 – анкероустановщик

Рис. 1. Схемы выемки пологого угольного пласта средней мощности КГРП: а – вид сбоку; б – фронтальная проекция

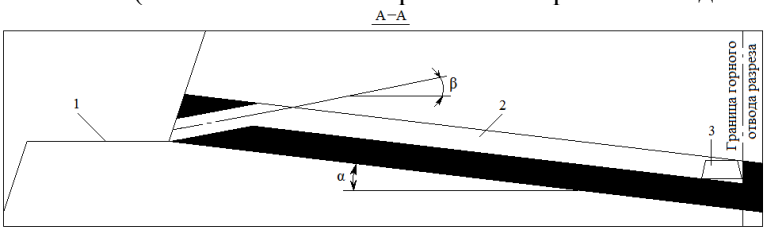
Для предварительной подготовки фронта очистных работ на уступе борта разреза по линии простирания на уровне почвы разрабатываемого пласта сооружают рабочую площадку. Начиная от края вскрытой части, угольный пласт условно делят на выемочные блоки, отделяя их барьерными целиками. В первом выемочном блоке намечают устья планируемых к проведению выработок в соответствии с шириной исполнительного органа выемочной машины комплекса, между которыми планируют оставлять целики. Затем на рабочей площадке напротив устья планируемой выработки с порядковым номером I монтируют оборудование КГРП.

Выемку угля осуществляют проведением выработок прямоугольного сечения выемочной машиной, подаваемой на угольный массив ставом двухшнекового транспортера. По мере углубления выемочной машины в массив, осуществляют бурение шпуров в кровлю выработки и возведение анкерной крепи (выемочная машина для этого снабжена буровыми станками, установленными по нормали к кровле пласта). Для установки анкерной крепи может быть использован анкероустановщик, конструктивно связанный с выемочной машиной, а для доставки комплекта анкеров – мобильный контейнер, перемещающийся в выработке по ставу или по почве выработки вдоль става. Все работы в очистном забое осуществляются без присутствия персонала, который осуществляет прямое управление оборудованием удаленно из диспетчерского пункта (например, с использованием технологий нейрокомпьютерного интерфейса и дополненной реальности) [15].

После проведения выработки под номером I, оборудование КГРП вытягивают за став и демонтируют. Затем его перемещают к устью планируемой выработки под номером II – осуществляют проведение выработки аналогичным образом, т.е. с анкерным креплением кровли.На следующем этапе осуществляют выемку целика (III) между выработками под номерами I и II, но теперь без крепления кровли. Затем проводят выработку под номером IV с анкерным креплением кровли, а следом вынимают целик V между выработками III и IV. И так далее в том же порядке до тех пор, пока не будет погашен последний целик (IX) в выемочном блоке I.

После проведения выработок и погашения целиков в первом выемочном блоке, очистные работы в том же порядке переводят во второй выемочный блок и т.д.

Доработка приконтурных запасов по технологии КЗМС. Диапазон пологих угольных пластов включает пласты, залегающие под углом α от 0 до 18° к горизонту, однако мобильных средств механизации ведения горных работ (отбойки угля, его погрузки в транспортное средство, транспортирования, крепления пород кровли и т.д.), способных передвигаться вверх под углом около 18° к горизонту, еще не создано (рис. 2). Например, проходческо-очистные комбайны фирмы JOY (комбайны фронтального действия с режущим органом, выполненным в виде горизонтально ориентированного барабана) могут успешно работать с продольным уклоном β до 7°; отечественные проходческие комбайны типа ГПКС (с исполнительным органом избирательного действия) – до 10 - 12°.

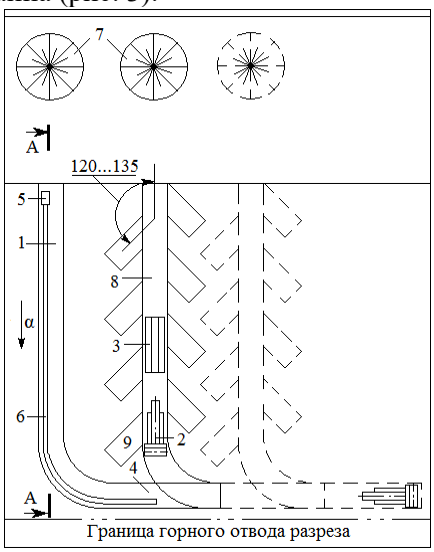


1 – рабочая площадка уступа; 2 – пластовая выработка; 3 – штрек у границы горного отвода разреза

Рис. 2. Схема проведения пластовой выработки в слое у кровли пласта

При доработке запасов мощного пологого угольного пласта, залегающего под углом до 7°, технология КЗМС предусматривает работу с уступа борта разреза путем проведения выемочных камер и выемки угля в диагональных заходках [11]. Для этого необходимо, чтобы при формировании самого уступа во время ведения вскрышных работ угольный пласт выходил на откос уступа, а не на его площадку.

С рабочей площадки уступа по падению пласта проводят пластовую выработку сначала от почвы пласта до его кровли, а затем ее продолжают у кровли пласта до границы горного отвода с возведением крепи. Высоту выработки принимают в соответствии с техническими характеристиками применяемых средств механизации. У границы горного отвода эту выработку плавным закруглением поворачивают на 90° и продолжают по линии простирания пласта в виде штрека на длину, равную 4-х кратной длине комбайна (рис. 3).



1 – пластовая выработка; 2 – комбайн; 3 – самоходный вагон; 4 – штрек; 5 – вентилятор; 6 – трубопровод; 7 – временный склад; 8 – выемочная камера; 9– диагональная заходка

Рис. 3. Схема доработки запасов мощного пласта, залегающего под углом до 7° (вид в плане)

Для проветривания тупикового забоя при проведении выработки используют вентилятор местного проветривания и став вентиляционных труб. Отбитый уголь транспортируют самоходным вагоном до рабочей площадки, устроенной на уступе, где в створе с проводимой выработкой формируют временный склад.

Сбоку от устья выработки на расстоянии от него равном ее 5-6 кратной ширине теми же средствами механизации аналогичным образом проводят выемочную камеру до соединения со штреком,

кровлю этой камеры крепят анкерной крепью. Проветривание выемочной камеры после ее соединения со штреком осуществляется за счет нагнетания воздуха по вентиляционному ставу, проложенному в пластовой выработке и далее – за счет разницы давления в штреке и на рабочей площадке уступа. По выходе комбайна из выемочной камеры на штрек последний удлиняют на расстояние, равное 3-4-х кратной его ширине.

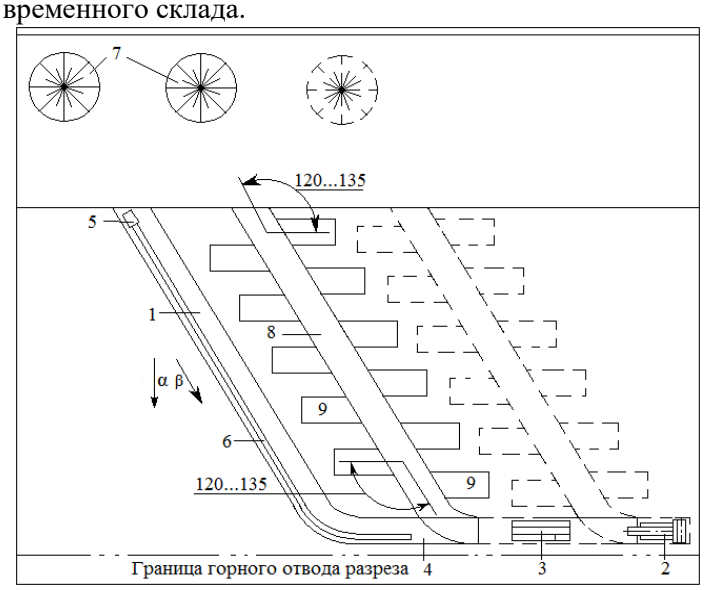
По окончании работ по удлинению штрека комбайн и вагон возвращают в пространство выемочной камеры и, начиная от сопряжения камеры со штреком, вынимают уголь в диагональных заходках, нарезаемых по обеим сторонам выемочной камеры. Заходки ориентируют под углом 120 - 135° к оси камеры, располагают их в шахматном порядке, оставляя между заходками, с одной стороны, охранные целики; длину заходки принимают равной не более длины комбайна.

После выемки угля во всех возможных заходках выемочной камеры в слое у кровли пласта выемочную камеру углубляют до почвы пласта, начиная от устья выработки до штрека. Далее вынимают уголь в диагональных заходках, расположенных соответственно под отработанными заходками слоя у кровли пласта.

По окончании выемки угля в заходках углубленной выемочной камеры комбайн и вагон выводят на рабочую площадку и сбоку от устья отработанной камеры на расстоянии от него равном примерно 3-4-х кратной ширине камеры проводят следующую выемочную камеру аналогичным образом. Далее работы по выемке угля повторяют, как описано выше, а выработанное пространство отработанной камеры изолируют.

В случае доработки запасов мощного пласта, залегающего под углом 7-18°, технология отличается тем, что пластовую выработку и выемочные камеры проводят диагонально (рис. 4) относительно борта уступа и под углом не более 7 градусов к горизонту [11]. При этом диагональные заходки со стороны восстания пласта нарезают под углом 120 - 135° к оси выемочной камеры, измеренным от ее устья, а заходки со стороны падения пласта – под аналогичным углом, измеренным от сопряжения камеры со штреком.

В соответствии с этими отличиями транспорт угля, отбитого в заходках со стороны падения пласта, осуществляют по выемочной камере в обратном направлении – до штрека, а далее по пластовой выработке до временного склада.



1 – пластовая выработка; 2 – комбайн; 3 – самоходный вагон; 4 – штрек; 5 – вентилятор; 6 – трубопровод; 7 – временный склад; 8 – выемочная камера; 9 – диагональная заходка

Рис. 4. Схема доработки запасов мощного пласта, залегающего под углом 7-18° (вид в плане)

Выводы. Для доработки приконтурных запасов угля разреза существуют апробированные технологии. Наиболее эффективной и широко распространенной является система КГРП, позволяющая разрабатывать пласты мощностью от 1,1 до 4,8 м без присутствия людей в зоне ведения очистных работ при устойчивых вмещающих породах, допускающих длительное и значительное по площади обнажение кровли (до 1000 м^2). Увеличить время поддержания рабочего пространства выработки может позволить анкерное крепление кровли. Для этого необходимо модернизировать КГРП, оснастив его выемочную машину дистанционно управляемым анкероустановщиком. В этом случае

будет обеспечена возможность безаварийной добычи и более полного извлечения угля из пластов средней мощности, разрабатываемых в один слой.

Использование мобильных средств механизации основных операций технологического цикла КЗМС позволяет без значительных финансовых затрат организовать выемку угля с уступа борта разреза в заходках нарезаемых как в слое у кровли пласта, так и в слое у его почвы, снижая тем самым общекарьерные потери угля в недрах.

Предложенные технические решения: позволяют вовлечь в интенсивную отработку запасы угля в погашенных бортах разреза, тем самым снизить общекарьерные потери; минимизируют затраты времени на ведение подготовительных работ; требуют минимального количества обслуживающего персонала по сравнению с традиционными средствами комплексной механизации, т.е. повышают производительность труда.

Библиографический список

1. Состояние и перспективы развития проектов государственно-частного партнерства в контексте комплексного освоения недр / Под ред. А.Э. Конторовича, С.М. Никитенко, Е.В. Гоосен. – Кемерово: ООО «Сибирская издательская группа», 2015. – 331 с.

2. Денисенко С.И. Обоснование геомеханических параметров подземной технологии разработки угольных пластов в приконтурной зоне разрезов Кузбасса. Автореф. дис.канд.техн. наук. Кемерово: КузГТУ, 2000. 24 с.

3. Ромашкин Ю.В. Доработка запасов карьерных полей угольных месторождений // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). 2012. № 10. С. 70-74.

4. Matsui K. Green Coal Technology (GCT) – Safety first. URL: http://www.jcoal.or.jp/coaldb/shiryo/material/02_matsui.pdf.

5. Sasaoka T., Shimada H., Hamanaka A., Sulistianto B., Ichinose M., Matsuia K. Geotechnical Issues on Application of Highwall Mining System in Indonesia. Vietrock 2015 an ISRM specialized conference. 12-13March 2015, Hanoi, Vietnam. URL: www.cdc.gov/niosh/mining/.../pdfs/gcdfh.pdf.

6. Нецветаев А. Г., Григорян А.А., Пружина Д.И. Развитие технологии безлюдной угледобычи с применением комплексов КГРП // Горная промышленность. 2015. № 4 (122). С 87. URL: https://mining-media.ru/ru/article/ogr/9016-razvitie-tekhnologii-bezlyudnoj-ugledobychi-s-primeneniem-kompleksov-kgrp.

7. Yi Luo. Highwall Mining: Design Methodology, Safety and Suitability / Report number: 2014-004, Affiliation: Department of Mining Engineering, West Virginia University. URL: https://www.researchgate.net/publication/ 266732695_ Highwall_Mining_ Design_Methodology_Safety_ and_ Suitability.

8. Каплан А.В., Лапаев В.Н. Развитие угледобычи на основе выбуривания малоценных запасов углей // Информационно-аналитический портал: Горное дело. 2013. № 1.

9. Sasaoka T., Karian T., Hamanaka A., Shimada H., Matsui K. Application of highwall mining system in weak geological condition. International Journal of Coal Science & Technology. September 2016, Volume 3, Issue 3, pp 311–321. URL: https://link.springer.com/article/10.1007/s40789-016-0121-6.

10. Nay Zar Lin. Mining system and desing for development of underground coal mine from open-cut highwall for thick coal seam: a doctoral dissertation. Department of Earth Resources Engineering, Graduate School of Engineering, Kyushu University, Fukuoka, Japan, March, 2014. URL: https://catalog.lib.kyushu-u.ac.jp/opac_download_md/1441219/eng2331.pdf.

11. Развитие ресурсосбергающих и ресурсовоспроизводящих геотехнологий комплексного освоения месторождений полезных ископаемых / Под науч. ред. акад. Трубецкого К.Н. – М.: ИПКОН РАН; МедиаМир, 2014. С. 51-59.

12. Highwall Miners Extend Mine-able Reserves. Bucyrus/ URL: http://www.sacea.org.za/docs/Highwall%20Mining%20Extend%20Mine-able%20Reserves%20-%20J%20Fouche.pdf.

13. Amar Prakash, Kumar A., Sing K.V. Highwall Mining: A critical appraisal. Mine Tech, Volume 36 No 3, July-September 2015. Pp. 17-30. URL: https://www.researchgate.net/publication/303521580_Highwall_Mining_A_critical_appraisal.

14. Пат. 2436953 Российская Федерация, МПК E21C 41/00. Способ открыто-подземной разработки пологого угольного пласта средней мощности / Федорин В.А., Шахматов В.Я., Анферов

Б.А., Кузнецова Л.В.; заявитель и патентообладатель ИУУ СО РАН; № 2010114788; заявл. 13.04.2010. Опубл. 20.12.2011, бюл. № 35.

15. 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: тр. XI Всеросс. науч.-практич. конф. Новокузнецк: Сибирский Государственный индустриальный университет, 2017. С.47-50.

УДК 622.023.23

ИССЛЕДОВАНИЕ РОСТА ПЛОСКОЙ ТРЕЩИНЫ ГИДРОРАЗРЫВА В ПРОЧНЫХ ПОРОДАХ ВМЕЩАЮЩЕГО УГЛЕПОРОДНОГО МАССИВА В ОКРЕСТНОСТИ ОЧИСТНОЙ ВЫРАБОТКИ

д.т.н. Черданцев Н.В.

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

Аннотация. Результаты решения задачи о распространении плоской трещины гидроразрыва в прочных породах вмещающего углепородного массива, находящейся в различных местах в окрестности очистной выработки, получены в ходе выполнения широкомасштабного вычислительного эксперимента, проведённого в рамках разработанной модели геомеханического состояния анизотропного горного массива.

Ключевые слова. Углепородный массив, угольный пласт, очистная выработка, предельно напряжённые зоны, трещина гидроразрыва.

Введение. При отработке угольных пластов с крепкими вмещающими боковыми породами площадь зависания пород основной кровли пласта над выработанным пространством достигает значительных величин, что создаёт опасность при ведении горных работ, приводя к различным газодинамическим и геодинамическим явлениям [1 – 4]. Для уменьшения размеров зависания кровли используют ряд способов, наиболее эффективным среди которых является способ направленного гидроразрыва [5].

Его суть состоит в принудительном обрушении пород кровли пласта посредством искусственного инициирования трещины и её развития в породах за счёт закачки в неё под большим давлением жидкости.

Основная проблема эффективного применения способа гидроразрыва в угольной отрасли состоит в установлении оптимальных параметров начальной инициирующей («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 [5].

Постановка задачи и её решение. В данной статье приведены результаты решения плоской задачи геомеханики о распространении трещины, нагруженной внутренним давлением (гидротрещины), в кровле очистной выработки. При её решении поле напряжений в углепородном массиве определяется в рамках ранее разработанной модели геомеханического состояния анизотропного массива, вмещающего горные выработки, и успешно применяемой к расчётам массива [6 – 9].

Задача формулируется следующим образом. В массиве горных пород, моделируемом плоскостью, имеется монтажная камера прямоугольного сечения размерами $b \times h_k$ и очистной выработкой, пройденной на всю мощность m пласта на расстояние a_v от монтажной камеры. Камера и выработка расположены на глубине H от поверхности Земли. 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 $L_Л$ и $L_{.П}$. 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 монтажной камеры. Координаты середины разреза y_t, z_t, а угол её наклона к горизонту α_t.

Значение критического («трещинодвижущего») давления p_{kp}, соответствующее устойчивому росту трещины гидроразрыва определяется по формуле [10]

$$p_{kp} = \frac{\pi}{2\text{arctg}\frac{l_0}{\sqrt{l^2-l_0^2}}}\left(p_I + \sqrt{\frac{E\gamma_t}{\pi l(1-\mu^2)} - p_{II}^2}\right), \quad (1)$$

где p_I, p_{II}, соответственно, нормальная (расклинивающая) и касательная нагрузки на берегах трещины, E – модуль упругости первого рода, μ – коэффициент Пуассона пород массива, γ_t – плотность поверхностной энергии, необходимой для образования единицы поверхности, $l=l_0+\Delta l$ (Δl – приращение длины трещины при её скачкообразном росте).

Что касается, направления развития трещины, то, поскольку характеристика γ_t постоянна для упругого материала, её отклонения от начального направления следует ожидать при неравных нулю значениях касательной нагрузки ($p_{II}\neq 0$). В этой связи направление продвижения трещины происходит под углом θ к её начальному направлению. Он определяется из решения уравнения [11]

$$(p_{kp} - p_I)\left(sin\frac{\theta}{2} + sin\frac{3\theta}{2}\right) + p_{II}\left(cos\frac{\theta}{2} + 3\,cos\frac{3\theta}{2}\right) = 0. \quad (2)$$

В формуле (2) направление трещины совпадает с направлением главной площадки максимального растягивающего напряжения. Входящие в эту формулу p_I и p_{II} выражаются через компоненты поля напряжений в окрестности выработки известными из теории напряжённого состояния зависимостями [11, 12].

$$p_I = \frac{\sigma_z+\sigma_y}{2} + \left(\frac{\sigma_z-\sigma_y}{2}\right)cos\,2\,\theta + \tau_{yz}\,sin\,2\,\theta, \quad p_{II} = \left(\frac{\sigma_z-\sigma_y}{2}\right)sin\,2\,\theta + \tau_{yz}\,cos\,2\,\theta. \quad (3)$$

При росте трещины её длина меняется скачкообразно, и величина скачка зависит от характеристик насосного оборудования, обеспечивающего в гидросистеме давление жидкости и её расход. В этой задаче скачок длины трещины Δl задавался постоянной величиной, равной 5 мм. Тогда давление p_{kp} при прорастании трещины без проблем определяется по формуле (1), а её направление на каждом следующем этапе прорастания определяется по формуле (2), но при этом необходимо каждый раз учитывать компоненты поля напряжений вмещающего массива, а также расклинивающую и касательную нагрузки на берегах растущей трещины, используя зависимости (3).

Анализ полученных результатов. Ниже приведены некоторые результаты вычислительного эксперимента, проведённого в окрестности монтажной камеры и очистной выработки. За исходные данные приняты следующие параметры массива: γ=25 кН/м^3, H=800 м, λ=1, b=5 м, m=3 м h_k=4,6 м, коэффициент крепости пласта f_p=1, γ_t=0,0087 МПа м, l_0=0,14 м, конечная полудлина l_k=5 м, Остальные данные в ходе эксперимента менялись.

На рис. 1 показана монтажная камера - 1, очистная выработка - 2, предельно напряжённые зоны в боку камеры - 3 и в забое очистной выработки - 4, инициирующая (начальная) трещина - 5 и траектория трещины - 6 до её окончательного развития (принятые на рисунке обозначения сохраняются и на других рисунках). Угол наклона инициирующей трещины α_t=85°, а её координаты y_t=10 м, z_t=7 м. Из рисунка видно, что при заданных параметрах (координатах и угле наклона) инициирующей трещины траектория движения гидротрещины практически прямолинейна и совпадает с её начальным направлением.

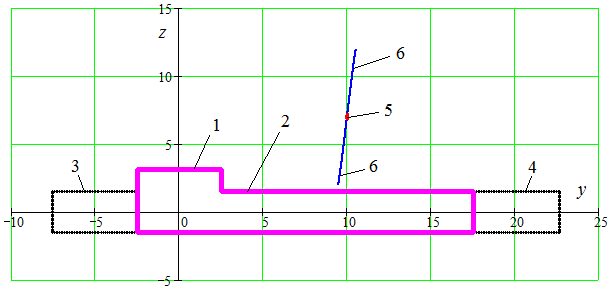


Рис. 1. Траектория трещины при α_t=85°

На рис. 2 построена кривая «трещинодвижущего» давления жидкости. Из рисунка следует, что она монотонна и имеет максимум при длине трещины в самом начале её развития.

На рис. 3 показана траектория распространения трещины гидроразрыва при горизонтальном расположении инициирующей трещины и тех же координатах, что и на рис. 1. Из рисунка хорошо видно, что общее направление траектории практически совпадает с направлением, показанным на рис. 1, но её форма иная: она представляет собой высокочастотную и мелко амплитудную форму волны, которая по виду напоминает форму скрученной резинки.

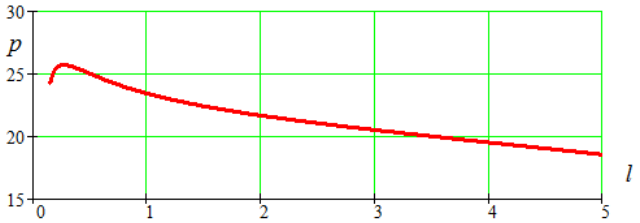


Рис. 2. График зависимости критического давления от длины растущей трещины, соответствующий α_t=85°

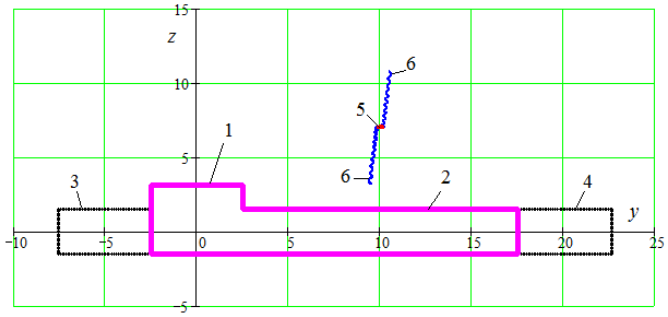


Рис. 3. Траектория трещины при α_t=0°

Кривая «трещинодвижущего» давления, соответствующая горизонтальному положению инициирующей трещины, показана на рис. 4. Она также не является плавной кривой. Явно выраженный скачкообразный её характер прослеживается примерно до длины трещины в 3 м, после этого кривая выполаживается и стремится к горизонтальной линии.

Из анализа кривых «трещинодвижущего» давления, полученных при двух разных положениях инициирующей трещины, следует любопытные детали. При горизонтальном расположении трещины она развивается при меньших значениях «трещинодвижущего» давлениях, чем при наклонном положении несмотря на то, что при этом кривая давления имеет скачкообразный характер. С увеличением наклона начальной трещины скачкообразность «трещинодвижущего» давления уменьшается, но при этом его значения возрастают.

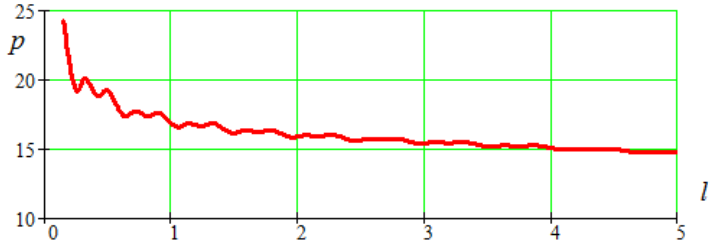


Рис. 4. График зависимости критического давления от длины растущей трещины, соответствующий α_t=0°

Выводы. Направление распространения плоской трещины гидроразрыва, расположенной в прочных породах кровли пласта над серединой очистной выработки, не зависит от угла наклона инициирующей трещины. И при горизонтальном, и при наклонном её положении траектория движения трещины достаточно круто наклонена к горизонту.

При горизонтальном расположении инициирующей трещины ординаты кривой «трещинодвижущего» давления меньше, чем у кривой «трещинодвижущего» давления, развивающего наклоненную к горизонту инициирующую трещину.

Благодарности. 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. 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.

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

5. 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. – 524с.

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

7. Черданцев Н.В. Геомеханическое состояние анизотропного по прочности массива горных пород в окрестности сопрягающихся выработок / Н.В. Черданцев, В.Т. Преслер, В.Ю. Изаксон //ФТПРПИ. – 2010. – № 2. – С. 62–68.

8. Черданцев Н.В. Зоны нарушения сплошности в области сопряжения двух выработок квадратного поперечного сечения // Вестник КузГТУ. – 2003. – № 5. – С. 19–21.

9. 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.

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

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

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

УДК 622.023.23

ВЛИЯНИЕ ДАВЛЕНИЯ МЕТАНА В ЗАДАЧЕ О РАЗВИТИИ ПОРОВЫХ ТРЕЩИН В КРАЕВОЙ ЗОНЕ УГОЛЬНОГО ПЛАСТА

д.т.н. Черданцев Н.В.
Федеральный исследовательский центр угля и углехимии СО РАН, г. Кемерово, Россия

Аннотация. В рамках модели геомеханического состояния анизотропного массива, вмещающего пластовую выработку, проведены исследования напряжённого состояния краевой части газоносного угольного пласта. По результатам исследований проведён анализ развития поровых трещин для ряда их параметров. В рамках линейной механике разрушения установлены границы краевой зоны пласта, в которой происходит рост трещин.

Ключевые слова: Углепородный массив, угольный пласт, очистная выработка, предельно напряжённые зоны, поровые трещины, давление метана.

Введение. Геодинамические явления относятся к категории быстропротекающих физико-механических процессов, происходящих в массивах горных пород в областях ведения горных работ. К наиболее существенным по значимости из этих явлений с точки зрения безопасности ведения работ относятся горные удары и внезапные выбросы угля и газа. Несмотря на то обстоятельство, что на угольных шахтах эти явления происходят довольно часто, существующие методы прогноза и борьбы с ними не всегда эффективны [1–6] и, в первую очередь, из-за недостаточной изученности данной проблемы.

В большинстве случаев выброс угля и газа обусловлен интенсивным ростом в приконтурной части массива микротрещин до некоторых критических размеров, при которых находящийся в них под давлением метан выдавит угольную перегородку, расположенную между трещинами (трещиной) и забоем выработки. В этой статье рассматриваются только вопросы трещинообразования.

Постановка задачи и её решение. Задача о развитии наполненных метаном трещин неразрывно связана с задачей напряжённом состоянии массива в окрестности пластовой выработки, которая формулируется следующим образом. В массиве горных пород, моделируемом бесконечной плоскостью имеется протяжённая выработка прямоугольного сечения размерами $b \times h$, пройденная на глубине H по угольному пласту на всю его мощность m. Массив нагружен гравитационным давлением сверху и снизу γH, а с боков – $\lambda\gamma H$ (γ–объёмный вес пород, λ – коэффициент бокового дав-

ления). Система координат *y*0*z* совпадает с центральными осями выработки. Поскольку трасса выработки вдоль оси *x* значительно превосходят размеры в плоскости 0*yz*, то можно считать, что породы в её окрестности находятся в условиях плоской деформации. Принято также, что сжимающие нормальные напряжения положительны, растягивающие отрицательны. Характеристики прочности пласта уступают характеристикам прочности вмещающих пород, но превышают характеристики прочности по его контакту с массивом и поэтому на определённых глубинах заложения выработки в краевых зонах пласта образуются предельно напряжённые зоны размером.

Замена предельно напряжённой краевой части пласта действующими в ней нормальными и касательными напряжениями, как это сделано, например, в [7 – 9], позволяет свести задачу о геомеханическом состоянии углепородного массива, вмещающего угольный пласт и пройденную по нему выработку к краевой задаче теории упругости. Решение же этой задачи может быть реализовано методом граничных элементов [10, 11].

Задача о влиянии метана на геомеханическое состояние краевой зоны угольного пласта достаточно сложная и, по-видимому, в настоящее время не имеет строгого решения. В этой связи при её решении сформулированы следующие допущения: все трещины в краевой зоне раскрыты и заполнены под давлением метаном, контакт между их берегами исключён; нормаль к ним составляет с направлением главного напряжение угол π/2 [1].

Давление метана изменяется плавно по некоторой зависимости [2, 4]. На кромке пласта оно равно атмосферному давлению, а на значительном удалении от неё давление метана достигает гидростатического давления. В зависимости от газоносности и проницаемости пласта интенсивность нарастания давления метана может быть различной и на достаточно близком от кромки пласта расстоянии приближается к величине гидростатического давления.

В качестве аналитической зависимости изменение давления метана может быть использована функция в виде гиперболического тангенса

$$p(y_1) = p_0 + (p_\infty - p_0)\mathrm{th}(t \cdot y_1),$$

где p – поровое давление метана в угольном пласте, p_0 – атмосферное давление, p_∞ – давление свободного метана на удалённой границе, y_1 – координата, отсчитываемая от кромки пласта (y_1=y–b/2), t – параметр, отражающий профиль тангенсоиды в выражении (1).

Поскольку, как отмечено выше, в угольных пластах всегда существуют трещины с находящимся в них под давлением метаном, то при определённых условиях они могут развиваться (расти). В этой связи важно установить физико-механические параметры среды, при которых возможен рост газонаполненных трещин, поскольку их интенсивный рост, как правило, ведёт к внезапному выбросу.

Как известно «страгивание» трещины (начало её прорастания) происходит при внутреннем давлении, соответствующем первому критическому давлению, при котором также реализуется её неустойчивый рост [12 – 14]

$$p_{kp} = p_I + \sqrt{\frac{E\gamma_t}{\pi l_0(1-\mu^2)} - p_{II}^2}, \qquad (1)$$

где p_I – расклинивающая, p_{II} – касательной нагрузки нагрузка на берегах трещины, E – модуль деформации пласта, μ – коэффициент поперечной деформации пласта, γ_t – плотность поверхностной энергии, необходимой для образования единицы поверхности, l_0 - начальная длина трещины.

В формуле (1) p_I, p_{II} определяются напряжениями на «удалённой» границе и в данном случае они связаны с компонентами поля напряжений в окрестности выработки и углом наклона θ трещины к оси y следующим образом [13, 14]

$$p_I = \frac{\sigma_z+\sigma_y}{2} + \left(\frac{\sigma_z-\sigma_y}{2}\right)cos\,2\,\theta + \tau_{yz}\,sin\,2\,\theta, \quad p_{II} = \left(\frac{\sigma_z-\sigma_y}{2}\right)sin\,2\,\theta + \tau_{yz}\,cos\,2\,\theta.$$

Ниже приведены результаты исследования геомеханического состояния массива горных пород, вмещающего газоносный пласт и пройденную по нему выработку.

Анализ полученных результатов. Вычислительный эксперимент проведён при следующих основных параметрах массива и выработки: H=800 м, γ=25 кН/м^3, λ=1; предел прочности пласта на одноосное сжатие σ_0=10 МПа, угол внутреннего трения пласта ρ=20°; коэффициент сцепления и угол внутреннего трения по контакту пласта с массивом K'=0, ρ′=10°; h=m=3 м, b=5 м, p_0=0,1 МПа, E=1000 МПа, μ=0,2, γ_t=0,0087 МПа/м. Значения параметра t, характеризующего профиль (форму) тангенсоиды давления порового метана, принято равным 0,4.

На рис. 1. показаны графики зависимости ряда исследуемых параметров вдоль контакта пласта с породами, расположенными в его кровле. Цифрой 1 обозначена эпюра нормальных напряжений σ_z в предельно напряжённой зоне пласта, а в его упругой области эта эпюра обозначена цифрой 2. Кривая 3 – график изменения порового давления метана.

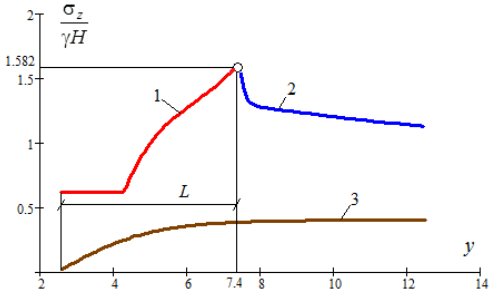


Рис. 1 – Графики изменения исследуемых параметров напряжений вдоль кровли пласта

Из рисунка следует, что максимум опорного давления равен 1,582 γH, а размер предельно напряжённой зоны L равен 4,9 м.

На рис. 2 построены графики порового и первого критического давлений при l_0=0,6 м на контакте пласта с породами кровли (рис. 2 *а*) и вдоль оси пласта (рис. 2 *б*) на его участке, непосредственно примыкающем к борту выработки. Из рис. 2 *а* следует, что при такой длине трещины графики вдоль кровли пласта, касаются друг друга в одном только сечении (y=4,3 м) и поэтому в этом месте возможен рост трещины. Графики же распределения давлений вдоль оси пласта пересекаются в двух местах (y=3,2 м, y=3,8 м). На этом участке давление метана превышает первое критическое давление и, следовательно, на нём вполне возможно прорастание поровых трещин.

а) б)

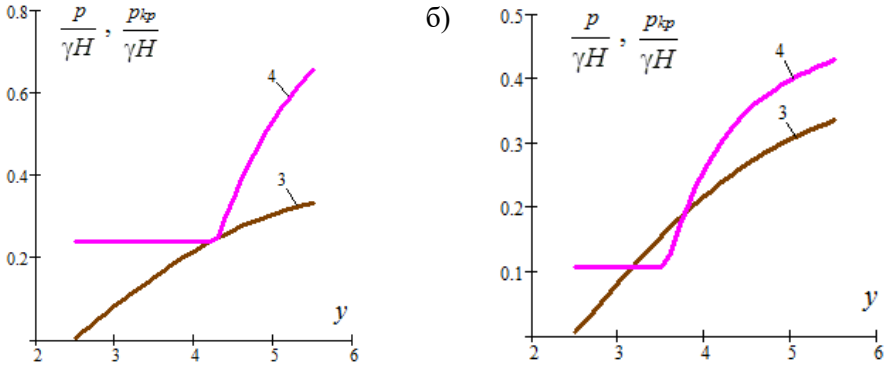


Рис. 2 – Графики порового давления метана и первого критического давления в приконтурной области пласта: а) на контакте пласта с породами кровли; б) вдоль оси пласта

В заключение следует отметить, что представленный материал ограничен результатами роста газосодержащих трещин, ориентированных только вдоль главных напряжений σ_1. Как показывают результаты исследований, при другой ориентации трещин вероятность их развития значительно снижается. Поскольку продольная ось пласта является осью симметрии, то вдоль неё вертикальные напряжения σ_z совпадают с главными напряжениями σ_1. Поэтому на оси у рассматривались только вертикальные трещины.

По контакту пласта с породами кровли кроме вертикальных нормальных напряжений действуют и касательные напряжения. В этой связи направление главных напряжений σ_1 составляет с положительным направлением оси y угол, отличный от 90 градусов. Следовательно, благоприятным условием развития трещин в кровле пласта является их наклонная ориентация, но также совпадающая с направлением σ_1. Это направление и учитывалась в расчётах.

Выводы. Модель геомеханического состояния массива, вмещающего пластовую выработку, обеспечивает проведение исследований напряжённого состояния угольного пласта и позволяет прогнозировать рост трещин, наполненных поровым метаном.

Рост газонаполненных трещин в ненарушенном угольном пласте с предельно напряжёнными краевыми зонами в боках одиночной выработки возможен лишь в ограниченных случаях. Во-первых, трещины должны быть ориентированы вдоль главных напряжений σ_1, во-вторых, они должны иметь довольно большие размеры, в-третьих, график порового давления метана должен быть достаточно крутым.

Библиографический список

1. Петухов И.М. Механика горных ударов и выбросов / И.М. Петухов, А.М. Линьков. – М.: Недра, 1983. – 280 с.
2. Малышев Ю.Н. Фундаментально-прикладные методы решения проблемы угольных пластов / Ю.Н. Малышев, К.Н. Трубецкой, А.Т. Айруни. – М.: ИАГН, 2000. – 519 с.
3. Шадрин А.В. Влияние упрощения методики текущего прогноза выбросоопасности угольных пластов на достоверность прогноза // Вестник Научного центра ВостНИИ по безопасности работ в угольной промышленности. - 2017. - № 2. - С. 31–33.
4. Козырева Е.Н. Возможности повышения эффективности управления газовыделением на выемочном участке // Вестник Научного центра ВостНИИ по безопасности работ в угольной промышленности. - 2017. - № 3. - С. 30–35.
5. Шадрин А.В. Статическая и динамическая выбросоопасность угольных пластов Безопасность труда в промышленности. - 2018. - № 4. - С. 42–48.
6. Фисенко Г.Л. Предельные состояния горных пород вокруг выработок. М.: Недра, 1976. –272 с.
7. Черданцев Н.В. Анализ состояния углепородного массива, вмещающего пластовую выработку и геологическое нарушение / Н.В. Черданцев, С.В. Черданцев // Известия РАН. Механика твердого тела. – 2018. – № 2. – С. 110–121.
8. Cherdantsev N.V. Modelling limit of a seam roof ahead of working face // IOP CONFERENCE SERIES 1: Earth and Environmental Science, Volume 84, conference 1. (2017), doi:10.1088/1755-1315/84/1/0120049.
9. Cherdantsev N.V. Modelling the trajectory of a fracture that moves under the Influence of the fluid Pressure in hard rock roofs of In-seam working // IOP Conf. Series: Earth and Environmental Science 206 (2018) 012005, doi:10.1088/1755-1315/206/1/012005.
10. 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.
11. Черданцев Н.В. Геомеханическое состояние анизотропного по прочности массива горных пород в окрестности сопрягающихся выработок /Н.В. Черданцев, В.Т. Преслер, В.Ю. Изаксон //ФТПРПИ. – 2010. – № 2. – С. 62–68.
12. Седов Л.И. Механика сплошной среды. – М.: Наука, 1984. – 560 с.
13. Хеллан К. Введение в механику разрушения. – М.: Мир, 1988. – 364 с.
14. Качанов Л.М. Основы механики разрушения. –М.: Наука, 1974. – 312 с.

УДК 622.27

АНАЛИЗ ГЕОТЕХНОЛОГИЧЕСКОГО ПОТЕНЦИАЛА КОМБИНИРОВАННОЙ РАЗРАБОТКИ УГОЛЬНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ КУЗБАССА

д.т.н. Федорин В.А., к.т.н. Шахматов В.Я., Шишков Р.И.
Федеральный исследовательский центр угля и углехимии СО РАН, г. Кемерово, Россия

Аннотация. Современное развитие угольной промышленности Кузбасса осуществляется на основе перспективных способов разработки угольных пластов. Стратегия управления инновациями в угольной промышленности и программа их реализации являются необходимыми условиями воспроизводства геотехнологического потенциала угольной отрасли. Анализ геотехнологического состояния угольной промышленности осуществляется в контексте развития высоких технологий в смежных способах добычи угля с формированием комбинированных (открыто-подземных) геотехнологий комплексного освоения недр.

Ключевые слова: добыча угля, способ разработки, геотехнологический потенциал, комбинированная геотехнология.

Современное состояние угольной промышленности России характеризуется ростом объемов производства и переходом к инновационным технологиям, обеспечивающим конкурентоспособность продукции на внутреннем и внешнем рынках с учетом экономических, социальных и экологических последствий. При добыче угля в Российской Федерации (433,2 млн. тонн в 2018 г.) все

больший интерес представляют новые технологические решения по освоению угольных месторождений Кузнецкого каменноугольного бассейна с добычей угля 255,3 млн. т/год, в т.ч. 165,8 млн.т открытым способом и 89,5 млн. т – подземным способом [1]. Ведущее место при добыче каменного угля в Кузбассе занимает прогрессивный открытый способ, на долю которого приходится 65 % общего объема добываемой продукции на территории Кемеровской области (рис. 1).

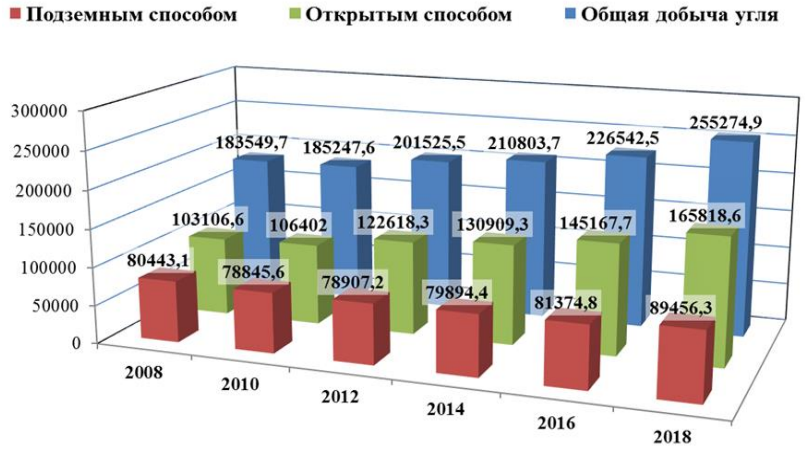


Рис. 1. Добыча угля в Кузбассе (тыс. т в год) в зависимости от способа разработки (общий, в т.ч. открытый и подземный)

Схема анализа воспроизводства геотехнологического потенциала (П) и инноваций (И) в угольной отрасли, представлены на рис. 2. Анализ геотехнологического состояния угольной промышленности осуществляется в контексте развития высоких технологий в смежных способах добычи угля с формированием комбинированных геотехнологий комплексного освоения недр.

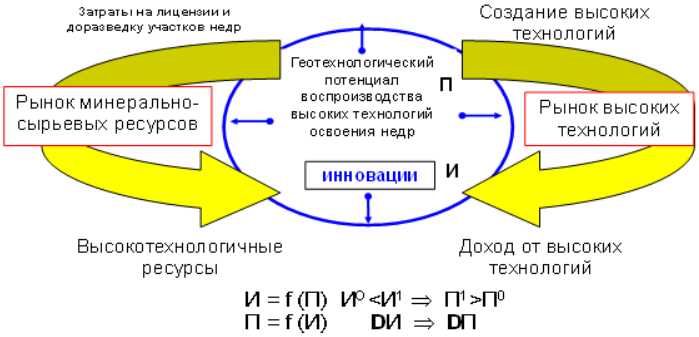


Рис. 2. Схема расширенного воспроизводства геотехнологического потенциала

Объединяющей идеей группы горных наук «Геотехнология» является анализ научных предпосылок для технических решений, расширяющих и углубляющих функциональные возможности горных предприятий с открытыми, подземными и комбинированными способами добычи полезных ископаемых. При этом в качестве теоретической базы могут быть приняты положения о ресурсовоспроизводящих функциях и подобных же технологиях горного производства. Движущей силой является потенциал воспроизводства.

Комбинированная геотехнология – раздел горных наук, обеспечивающих исследованиями технологий добычи твердых полезных ископаемых, сочетающих чаще элементы открытой и подземной геотехнологий, увязанных в единый комплекс для повышения эффективности, безопасности и экологической сбалансированности добычи полезных ископаемых [2].

Инновации в данном случае рассматриваются как основные движущие силы технического и технологического преобразования угольной отрасли.

Процедура создания угледобывающего предприятия мирового технико-экономического уровня рассматривается на основе инноваций как целеустремленных систем с новыми схемами планирования горных работ и применением современных организационно-технологических схем строительства и реконструкции угледобывающих предприятий.

Управление инновациями является составной частью процесса преобразований в угольной отрасли и отражает сущность стратегии инновационной политики в отрасли, которую целесообразно осуществлять за счет:

– выбора различных направлений технических нововведений, рациональных пропорций и сочетаний этих нововведений;

– использования передовой методологии проектирования преобразований отрасли на основе создания угледобывающих предприятий мирового технико-экономического уровня;

– применения новых способов разработки угледобывающих предприятий на основе высоких технологий;

– внедрение эффективных организационно-технологических схем нового строительства и реконструкции угледобывающих предприятий на основе использования инноваций;

– разработки долгосрочных прогнозов развития угольной отрасли на основе сценариев возможного использования новой технологии разработки угольных пластов и новой продукции отрасли.

Развитие техники и технологии добычи оказали главное воздействие на развитие отраслевого рынка по добыче угля. Новые технологии разрабатываются и внедряются: для снижения издержек производства; повышения производительности труда рабочих и оборудования; открытия новых месторождений и продления срока жизни, существующих; повышения безопасности рабочих и снижения вредных воздействий на окружающую среду.

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 (рис. 2).

Использование горнотехнологической структуры модульных шахтоучастков (по сленгу проектировщиков - «шахта-лава») для добычи подземным способом на горных отводах угольного разреза значительно увеличивает эффективность комбинированной (открыто-подземной) геотехнологии комплексного освоения угольных месторождений Кузбасса [3].

Основой наших исследований являются научно-методические разработки специалистов ИПКОН РАН [4], ИГД СО РАН [5] 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 КНЦ РАН).

Научная новизна заключается в разработке приоритетных направлений объединения открытой и подземной геотехнологии в единую систему ведения горных работ с эффектом использования единой производственной инфраструктуры освоения недр.

По качественным характеристикам запасы угля для подземного способа разработки разделяются на 3 группы: высокотехнологичные, технологичные и нетехнологичные (табл. 1).

Таблица 1

Распределение запасов угля для подземного способа разработки

Группа запасов по технологичности разработки	Высокотехнологичные	Технологичные	Нетехнологичные
Угол падения, град	Менее 18	19-35	Более 35
Мощность пластов, м	2,0-8,0	1,2-2,0 Более 8,0	Менее 1,2
Разрывная нарушенность, км/км^2	Менее 2,0	2,0-5,0	Более 5,0
Опасность пласта по внезапным выбросам угля и газа	Неопасный	С прогнозом выбросоопасности	Любая

Из общего резерва выделяются, с одной стороны, категории наиболее рентабельных, или технологичных запасов и, с другой – категории нерентабельных, или нетехнологичных, запасов.

Повышение планки группы высокотехнологичных запасов по мощности пластов до 8 метров (в один слой) связано с новым очистным оборудованием в длинном забое с месячной производительностью до 1 млн. т угля. В практике угледобычи пласты мощностью более 3,5 м (для подземного способа) и более 4,5 м (для открытого) считаются мощными.

Приведенный в табл. 1 качественный анализ запасов угля по технологичности разработки показывает, что технологическая оценка угля, находящегося в недрах, является сложной и много-

плановой задачей, требующей нестандартных решений, связанных с методологией оценки месторождений полезных ископаемых при отработке как подземным или открытым, так и комбинированным способами.

Использование геотехнологии «Highwall» (Комплекс глубокой разработки пластов – КГРП) в приконтурной зоне угольного разреза как эффективной технологии переходного звена в комбинированном способе разработки пластовых месторождений расширяет возможности безопасной работы открыто-подземным способом по безлюдной технологии [6].

Снижение нарушенных земель при ведении горных работ комбинированным способом осуществляется за счет внутреннего отвалообразования, сбалансированного сохранения гидрологического и гидрогеологического режимов, ландшафта земной поверхности [5].

В Институте угля ФИЦ УУХ СО РАН проведена классификация способов комбинированной (открыто-подземной) технологии разработки угольных месторождений [7]. Классификация как метод системного анализа, позволяет упорядочить угледобывающие предприятия по их наиболее существенным признакам, структурному единству и является одним из фундаментальных процессов в горной науке. На основе классификации разработан проект технологического регламента добычи угля комбинированным (открыто-подземным) способом [8].

Осуществляется мониторинг развития комбинированных геотехнологических структур вскрытия и подготовки угольных месторождений Кузбасса. Институт принимает участие в разработке и научном сопровождении проектов строительства и эксплуатации модульных шахтоучастков в системе открытых горных работ.

Объединение открытых и подземных горных работ с использованием общей производственной инфраструктуры на строящихся и действующих угольных разрезах определяет современную концепцию освоения угольных месторождений Кузбасса открыто-подземным способом;

Технологические решения, формирующие структуру модульного шахтоучастка адаптированы к комбинированным (открыто-подземным) способам разработки угольных месторождений, что позволяет минимизировать транспортную характеристику разреза за счет внутреннего отвалообразования и рационального использования недр. Модульные шахтоучастки в системе открытых горных работ по проектам имеют высокие технико-экономические показатели с производительностью труда рабочих 500-900 т/месяц (на уровне лучших мировых показателей) и соизмеримую эффективность угледобычи за счет совместного использования производственной инфраструктуры угольного разреза.

В отличие от традиционного статистического анализа (шахты, разрезы, общая добыча угля – см. рис. 1) нами была выделена добыча угля по годам шахтами и разрезами, использующими единую производственную инфраструктуру на основе комбинированного (открыто-подземного) способа разработки угольных месторождений Кузбасса (рис. 3). Установлено, что с 2008 по 2018 годы добыча угля комбинированным способом увеличилась в 2,4 раза (с 25 млн. т до 59,5 млн. т).

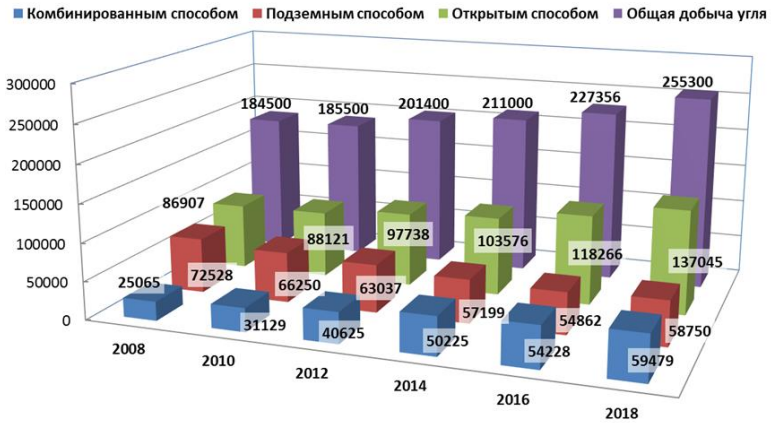


Рис. 3. Добыча по Кузбассу (тыс. т/год) в зависимости от способов разработки (общий, в т.ч. открытый, подземный, комбинированный)

Привлекательными особенностями освоения модульных технологий шахтоучастков для отработки угольных пластов из открытых горных выработок являются минимальные инвестиции, минимальный срок строительства и окупаемости вложенных средств, высокая производительность труда шахтеров при низкой себестоимости добываемого угля.

Технологические схемы открыто-подземных (комбинированных) разработок хорошо сочетаются с модульными структурами и позволяют быстро вводить в действие новые мощности, полнее использовать запасы месторождения, обеспечить более экономичную их разработку [4,5].

Практическое значение работы заключается в том, что полученные результаты позволяют:

– использовать методические положения и технологические принципы проектирования комбинированной разработки при освоения угольных месторождений Кузбасса, в том числе и по безвзрывной технологии ведения горных работ для ускоренного ввода в действие производственных мощностей с минимальными капитальными и эксплуатационными затратами;

– синтезировать подземные модульные шахтоучастки с пространственно-временной и структурной увязкой элементов, открытой и подземной технологий ведения горных работ для снижения потерь угля в недрах и сокращения сроков перехода от открытых к подземным горным работам;

– установить рациональные параметры технологических звеньев подземных модульных шахтоучастков для угольных разрезов с целью снижения себестоимости и экологической нагрузки на природную среду;

– обеспечить поточность технологических процессов угледобычи подземных модульных шахтоучастков для повышения производительности и их адаптацию к горно-геологическим условиям ведения горных работ на угольных разрезах;

– увеличить коэффициент извлечение запасов угля по эффективным технологиям и продлить срок эксплуатации угледобывающих предприятий.

Выводы. На основе проведенных и опубликованных [9] расчетов основных экономических и финансовых показателей 12 конкретных угледобывающих предприятий Кузбасса установлена высокая эффективность комбинированного (открыто-подземного) способа разработки угольных пластов с прибылью выше среднего по Кузбассу в 1,5 раза.

Библиографический список

1. Угольная промышленность Кузбасса. Основные показатели работы. Ежемесячный сборник № 12. АО ИВТ. Кемерово – 2018. - 80 с.

2. Федорин В.А., Шахматов В.Я., Михайлов А.Ю. Комбинированный способ разработки угольных пластов Кузбасса на основе синтеза прцессов ведения открытых и подземных горных работ / Вестник Научного центра ВостНИИ по промышленной и экологической безопасности. Кемерово, 2018. - № 1. – С. 32-40.

3. Ялевский В.Д., Федорин В.А. Модульные горнотехнологические структуры вскрытия и подготовки шахтных полей Кузбасса. (Теория, Опыт, Проекты). – Кемерово: Кузбассвузиздат, 2000. - 224 с., ил.

4. Каплунов Д.Р., Рыльникова М.В. Комбинированная разработка рудных месторождений: Учебное пособие. – М.: Издательство «Горная книга, 2012. - 344 с.: ил.

5. Пути повышения эффективности и экологической безопасности открытой добычи твердых полезных ископаемых / [Ческидов и др.]; отв. ред. В.Н. Опарин. Рос. акад. наук Сиб. отд-ние, ин-т горного дела и [др.] –Новосибирск: изд-во СО РАН, 2010. – 254 с.

6. 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 // Вестник научного центра по безопасности работ в угольной промышленности. – Кемерово. - 2016. -№ 4. –С. 83-88.

7. Клишин В.И., Федорин В.А., Шахматов В.Я., Михайлов А.Ю. Технологические аспекты перехода от открытого на подземный способ отработки угольных месторождений Кузбасса. /Глубокие карьеры: сб. докл. Всеросс. научн.-техн. конф. с междунар. участием/ - Апатиты; СПб., 2012. – С. 141-148.

8. 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 № 4(5-2), 2017. Промышленная безопасность предприятий минерально-сырьевого комплекса. М.: Изд-во «Горная книга». - С. 58-67.

9. Федорин В.А., Шахматов В.Я., Михайлов А.Ю. Инновационная шахта угольного разреза//Наукоемкие технологии разработки и использования минеральных ресурсов: науч. журнал/ Сиб. гос. индустр. ун-т; под общей ред В.Н. Фрянова. – Новокузнецк, 2018. – С. 306-313.

УДК 622.831

ОСОБЕННОСТИ ФОРМИРОВАНИЯ ЗОН ОПОРНОГО ДАВЛЕНИЯ И РАЗГРУЗКИ ПРИ ВЕДЕНИИ ОЧИСТНЫХ РАБОТ НА СБЛИЖЕННЫХ УГОЛЬНЫХ ПЛАСТАХ

д.т.н. Серяков В.М.
Институт горного дела им. Н.А. Чинакала СО РАН, г. Новосибирск, Россия

Аннотация. **С** помощью метода конечных элементов рассмотрены особенности формирования напряженно-деформированного состояния слоистого массива горных пород при отработке трех сближенных угольных пластов. Для учета контакта почвы и кровли выработок, происходящего при развитии очистных работ, используется условие достижения деформациями предельных значений в направлении, перпендикулярном плоскости пластов. Выполненные расчеты позволяют оценить пролеты выработки, при которых происходит стабилизация напряженного состояния массива в зонах опорного давления, а также значения напряжений в этих зонах при различных расстояниях между фронтами отработки сближенных пластов.

Ключевые слова: Слоистый массив, сближенные пласты, выработки, контактное взаимодействие, математическое моделирование, напряжения, деформации.

Геологические условия залегания угольных месторождений Кузбасса часто приводят к тому, что очистные работы одновременно ведутся в нескольких пологопадающих пластах, расположенных на небольших расстояниях по вертикали друг от друга. Зоны опорных давлений и зоны разгрузки от отработки разных пластов оказывают значительное взаимное влияние, что приводят к формированию областей породного массива, где действуют предельные напряжения, осложняющие, либо делающие невозможным ведение очистных работ. Наиболее сложные геомеханические явления происходят в подработанной толще, где проявляются нелинейные свойства пород, их разрушение и обрушение в выработанное пространство [1]. Научный и практический интерес к изучению этих процессов постоянно возрастает, так как отработка значительной части угольных месторождений ведется под промышленными и сельскохозяйственными территориями. Применение новых технологий и добычных комплексов интенсифицирует сдвижение и деформирование подработанной толщи и приводит к новым, не наблюдаемым ранее, явлениям на земной поверхности и в массиве [2]. Установление параметров деформирования массива горных пород в окрестности выработанного пространства в таких условиях является актуальной задачей механики горных пород.

Полное представление об изменениях деформаций и смещений подработанной толщи можно получить с помощью математического моделирования [3, 4]. Однако известные разработки в этом направлении наталкиваются на значительные трудности, связанные с описанием процесса деформирования горных пород над выработанным пространством. Трудности определения полей напряжений и деформаций для условий отработки пластовых месторождений в первую очередь связаны с корректным описанием взаимодействия кровли и почвы отрабатываемых пластов [5]. В этих условиях площади отработки на несколько порядков больше мощности вынимаемых пластов, поэтому определяющее влияние на напряженно-деформированное состояние массива в районах ведения горных работ оказывает контакт почвы и кровли отрабатываемых пластов. При больших размерах выработанных пространств расчет полей напряжений и деформаций без учета этого фактора приводит к тому, что на многих участках отработки взаимные смещения точек кровли и почвы значительно превышают мощности отрабатываемых пластов. Если не ставить дополнительных условий, ограничивающих сближение кровли и почвы выработок мощностью пласта, то использование обычно принятых методов решения задач о напряженно-деформированном состоянии породного массива, приводит к результатам, не соответствующим реальной ситуации: увеличение площади подработки вызывает рост напряжений в зоне опорного давления; их величина может расти неограниченно; с увеличением размеров площади подработки также монотонно растут размеры зон разгрузки в почве и кровле отработанного пространства.

В предлагаемом методе расчета, описывающем взаимодействие границ выработанного пространства, матрица жесткости расчетной системы формируется для исходного массива горных пород [6]. Выработки в массиве в этом случае отсутствуют, а в местах их последующего образования располагаются горные породы, которые при математическом моделировании также разбиваются на конечные элементы. Расчет напряжений и деформаций в каждом конечном элементе выработанного пространства позволяет построить итерационный процесс, обращающий в них в ноль значения всех компонент напряжений, а также определить на каждой итерации величины соответствующих деформаций.

При незначительной мощности отрабатываемых пластов может происходить плавное опускание подрабатываемых пород в выработанное пространство. Контакт кровли и почвы в этом случае можно связать с достижением в конечных элементах, моделирующих выработку, деформациями сжатия ε_n, значения -1 в направлении, перпендикулярном плоскости пласта. Если деформации сжатия превышают это значение, то происходит взаимопроникновение границ почвы и кровли выработки. Для реализации условия ε_n = -1 используется итерационный процесс, основанный на применении методов начальных напряжений и начальных деформаций [6].

Расчеты напряженно-деформированного состояния массива горных пород проводились для условий отработки трех горизонтально залегающих угольных пластов, расположенных на расстояниях 15 м друг от друга. Глубина залегания верхнего пласта 250 м. Мощности пластов одинаковы и равны 4 м. Исходное напряженное состояние характеризуется отсутствием тектонических усилий и обусловлено только весом пород: $\sigma_y^0 = -\wp H; \sigma_x^0 = -\nu\wp H/(1-\nu); \tau_{xy}^0 = 0$. Здесь $\sigma_x^0, \sigma_y^0, \tau_{xy}^0$- нормальные и касательная компоненты тензора напряжений; $\wp$ - объемный вес пород; H – расстояние до земной поверхности до рассматриваемой точки. Ось Ox направлена по горизонтали, Oy — по вертикали. Верхняя граница расчетной области свободна от действия внешней нагрузки. На нижней границе полагались равными нулю вертикальная компонента вектора смещений v и касательная компонента тензора напряжений τ_{xy}. Налегающая породная толща представлена чередующимися слоями песчаников, аргиллитов и алевролитов. Их механические свойства взяты следующими: для песчаников – модуль Юнга E = 2500 МПа, коэффициент Пуассона ν = 0,25; для алевролитов E =1800, ν = 0,3; для аргиллитов E = 2500 МПа, ν = 0,28. Для отрабатываемых пластов E = 300 МПа; ν = 0,35. Объемный вес пород равен 0,03 МН/м^3 [5].

На рис. 1 приведены изолинии главных напряжений σ_1 и σ_2 в районе отработки пластов, полученные при размерах выработанного пространства в верхнем пласте 150 м, в среднем 100 м, в нижнем – 50 м. Вследствие большой площади подработки в кровле верхнего и в почве нижнего пластов формируются обширные зоны действия растягивающих напряжений σ_1 (рис. 1а). Здесь породный массив разгружен также и от исходных значений напряжений σ_2 (рис. 1б). Необходимо отметить, что, так как для исходного поля напряжений $\sigma_y > \sigma_x$, то распределение главного напряжения σ_1 во многом соответствует напряжению σ_x, а σ_2 напряжению σ_y. Области концентрации сжимающих напряжений σ_1 и σ_2 расположены перед фронтом развития очистных работ. Наиболее значительная зона концентрации формируется в районе верхнего пласта. В зонах опорного давления перед фронтами отработки нижележащих пластов концентрация напряжений σ_2 незначительна, что связано с отставанием их фронтов отработки от фронта отработки верхнего пласта на расстояние, превышающее мощность междупластья.

а б

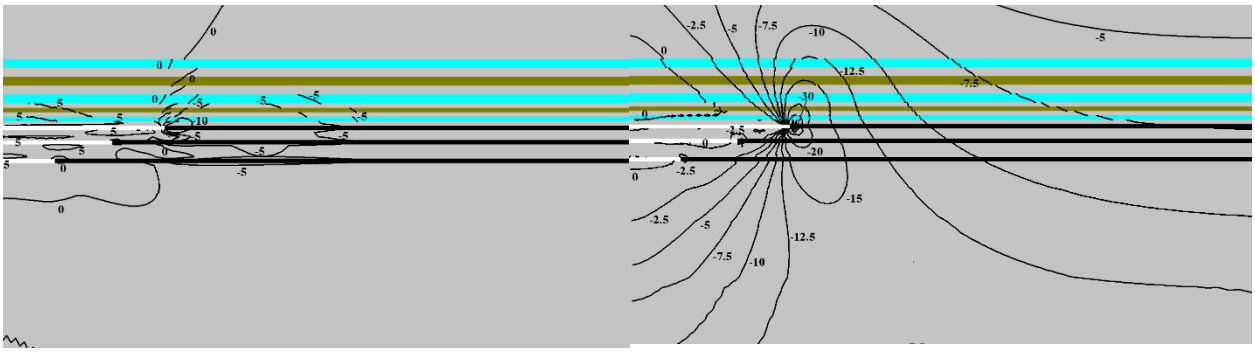


Рис.1. Распределение главных напряжений σ_1 (а) и σ_2 (б) [МПа] при учете контакта границ выработанного пространства и его длине в верхнем пласте - 150 м, среднем - 100 м, нижнем - 50 м

Увеличение пролета отработки при сохранении расстояний между фронтами ведения очистных работ в пластах сначала приводит к увеличению напряжений σ_2 в зоне опорного давления перед фронтом отработки, затем при достижении пролетом отработки некоторой величины в этой зоне происходит стабилизация напряжений: значения напряжений не изменяются по мере дальнейшего развития горных работ. При принятых параметрах проведения расчетов пролет отработки верхнего пласта, при котором напряженное состояние массива перед фронтом отработки перестает меняться, составляет 250 м.

На рис. 2 приведены картины распределения главных напряжений при пролете отработки в верхнем пласте, равном 400 м. Стабилизация напряжений перед фронтом отработки угольных пластов обусловлена учетом контакта границ кровли и почвы выработанного пространства. На рис. 2 б по распределению изолиний напряжений со значениями -5 и -7.5 можно видеть, что учет контакта границ приводит к восстановлению горного давления в районе отработанных пластов.

а б

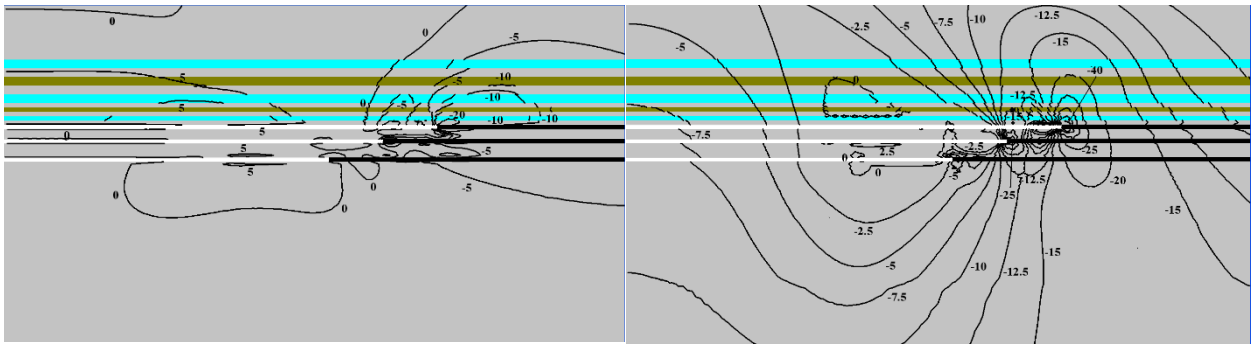


Рис.2. Распределение главных напряжений σ_1 (а) и σ_2 (б) [МПа] при учете контакта границ выработанного пространства и его длине в верхнем пласте - 400 м, среднем – 350 м, нижнем пласте - 300 м

Уменьшение расстояния между фронтами отработки взывает качественное и количественное изменение распределения напряжений в их окрестности. При расстояниях меньших мощности междупластья перед фронтом очистных работ формируется единая для всех пластов зона опорного давления, в которой величины напряжения σ_2 (рис. 3 а) превышают их значения при расположении фронтов отработки на больших расстояниях. Приведенные на рис. 3 а данные расчетов выполнены при расстояниях между фронтами отработки пластов, равными 10 м.

Предложенный метод расчета позволяет дать оценку распределения напряжений в районе ведения горных работ и в случаях обрушения подработанных пород в очистное пространство. Влияние процесса обрушения пород, их разрыхления в первом приближении может быть учтено изменением величины предельной деформации ε_n в конечных элементах, расположенных в выработанном пространстве. Например, при значении ε_n = -0,5 сближение кровли и почвы будет ограничено половиной мощности отрабатываемого пласта, в этом случае предполагается, что обрушенные породы будут заполнять оставшуюся часть выработанного пространства. На рис. 3 б приведено распределение главного напряжения σ_2 при ε_n = -0,5.

а б

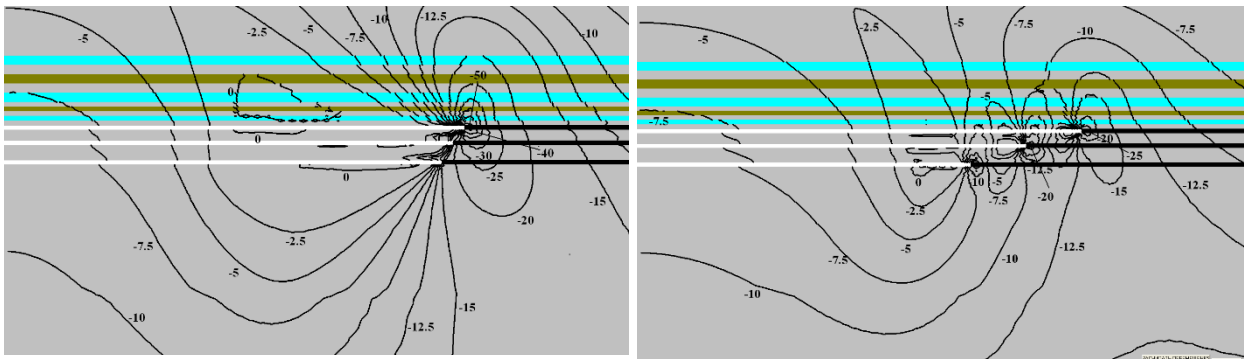


Рис.3. Характер распределения главного напряжения σ_2 [МПа] с учетом контакта границ выработанного пространства при пролетах отработки: а - в верхнем пласте - 400 м, среднем – 390 м, нижем - 380 м; б - в верхнем пласте - 400 м, среднем – 350 м, нижнем - 300 м для предельного значения деформации ε_n = -0,5

Выводы. Моделирование условий взаимодействия пород кровли и почвы очистных пространств при отработке пластовых месторождений путем ограничения деформаций сжатия пластов в направлении, перпендикулярном их плоскости залегания, предельными значениями позволяет проводить расчеты напряженно-деформированного состояния массива горных пород в условиях выемки сближенных пластов при больших площадях подработки.

При плавном опускании пород кровли в выработанное пространство стабилизация напряженного состояния в зонах опорного давления наступает при пролете отработки верхнего пласта, равном 300 м; учет обрушения пород в выработанное пространство приводит к уменьшению величины такого пролета до 150 м.

Ведение очистных работ в нижележащих пластах в зонах разгрузки от действия вертикальных напряжений при отставании фронта их отработки от фронта отработки верхнего пласта на величину большую мощности междупластья не приводит к взаимному влиянию зон опорного давления, соответствующих отработке каждого пласта.

Библиографический список

1. Турчанинов И. А., Иофис М. А., Каспарьян Э. В. Основы механики горных пород. Л.: Недра, 1989.

2. Ягунов А.С. Динамика деформаций в подрабатываемом массиве. Кемерово, Кузбассвузиздат, 2010.

3. Курленя М. В., Серяков В. М., Еременко А. А. Техногенные геомеханические поля напряжений. — Новосибирск: Наука, 2005.

4. Комиссаров С.Н. Управление массивом горных пород вокруг очистных выработок. М.: Недра, 1983.

5. Серяков В.М. Обоснование геомеханических параметров разработки свиты пологих пластов // Наукоёмкие технологии разработки и использования минеральных ресурсов. – Новокузнецк. – 2017. №3 – С. 51-57.

6. Серяков В.М. К расчету напряженно-деформированного состояния массива горных пород над выработанным пространством // ФТПРПИ. – 2009, № 5. – С. 15-21.

УДК 622.83

ИССЛЕДОВАНИЕ МЕХАНИЗМА КОРОТКОПЕРИОДНЫХ СМЕЩЕНИЙ ГОРНЫХ ПОРОД ПРИ МАССОВЫХ ВЗРЫВАХ РАЗЛИЧНОЙ МОЩНОСТИ

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

Аннотация. Приведены результаты GPS-наблюдений и теоретических исследований короткопериодных смещений земной поверхности Казского месторождения при проведении массовых взрывов различной мощности. Определены параметры смещений, условия и особенности их проявления. Выявлен механизм этих смещений и взаимосвязь высоких смещений с мощностью массовых взрывов и проявлением сейсмособытий.

Ключевые слова: GPS-наблюдения, короткопериодные смещения, массовые взрывы, плоскости ослабления массива, сейсмическая и потенциальная энергия, сейсмособытия.

Короткопериодные смещения горных пород в России были выявлены учеными ИГД УрО РАН в начале 2000-х годов [1 – 3]. Эти смещения – новый класс геодинамических движений с амплитудами до 60 – 110 мм и периодами 30 – 60 с, 40 – 60 мин. Влияние короткопериодных движений на эксплуатацию объектов недропользования оценивалось и при дальнейших исследованиях [4 – 6]. Однако этот класс геодинамических движений не рассматривался в условиях взрывного воздействия на массив горных пород, что актуально при отработке рудных и угольных месторождений Кузбасса.

На рудниках Горной Шории исследования короткопериодных смещений проведены в 2006 – 2018 гг. в периоды производства массовых взрывов (МВ) различной мощности [7 – 11], при обобщении результатов которых установлено влияние мощности взрывов на параметры короткопериодных смещений и особенности их развития.

Результаты наблюдений 2015 – 2016 гг., выполненные на наблюдательной станции в районе охраняемых объектов Южной зоны участка «Центральные штоки» Казского месторождения при проведении массовых взрывов различной мощности, показали неоднозначность вывода о том, что снижение массы взрываемых взрывчатых веществ (ВВ) приводит к снижению величин короткопериодных смещений. Несмотря на снижение массы ВВ с 215 т в 2015 г. до 13 – 35 т ВВ в 2016 г. максимальные короткопериодные смещения на отдельных участках земной поверхности были сопоставимы. В связи с этим возникает вопрос о природе этих смещений и механизме их развития, а

также о влиянии мощности взрывов на удароопасность и сейсмическую ситуацию на отрабатываемых рудных месторождениях региона.

Механизм короткопериодных смещений горных пород Южной зоны участка «Центральные штоки» при массовых взрывах различной мощности определен на основе теоретических исследований, которые выполнены по данным GPS-наблюдений в периоды проведения массовых взрывов 2015 – 2016 гг. При этом оценена возможность формирования в массиве горных пород плоских нарушений, по которым развиваются сдвиги бортов нарушений, для чего рассчитаны углы падения δ и простирания θ [12] плоскостей ослабления массива (рис. 1). Также рассчитана энергия [13], выделяемая при сдвигах одного борта нарушения относительно другого.

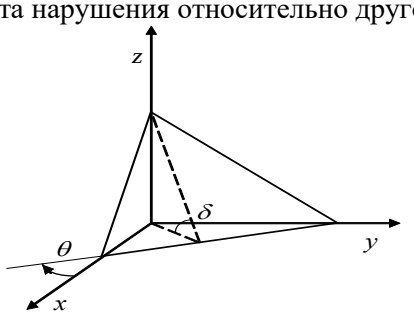


Рис. 1. Углы падения и простирания плоского нарушения

Основные положения расчета и результаты теоретической оценки условий проявления высоких короткопериодных смещений земной поверхности Южной зоны после массового взрыва (215 т ВВ) блоков № 168, 169-1610, произведенного 09.08.2015, рассмотрены ранее [14].

Компоненты сдвижения репера вдоль координатных осей x, y, z обозначим как u, v, w, а приращения этих компонент – $\Delta u, \Delta v, \Delta w$. Тогда углы падения и простирания вычисляются по формулам [12]

$$\delta = arctg\frac{-\Delta w}{\sqrt{(\Delta u)^2+(\Delta v)^2}}, \quad \theta = arctg\frac{-\Delta u}{\Delta v}.$$

Выделяемая при сдвигах энергия E, согласно модели [13], зависит от величины сдвижения D одного борта нарушения относительно другого, которая напрямую определяет длину участка сдвижения L. При этом энергия высвобождается сразу при сдвижении или с некоторым запаздыванием. Дело в том, что около нарушения возникает область разгрузки, объем которой пропорционален кубу длины участка сдвижения. Кроме того, сдвигающее напряжение пропорционально глубине расположения этого участка, ограничивающей его длину (рис. 1), и объемному весу вышележащих пород. Поэтому справедливы следующие оценки [13]

$$L = \frac{4\times10^4 D}{\pi(1-\nu)}, \quad E = 1{,}56\times10^{-6}\pi(1-\nu)\gamma L^4, \quad D = \sqrt{(\Delta u)^2+(\Delta v)^2+(\Delta w)^2},$$

где ν = 0,23 – коэффициент Пуассона пород Южной зоны участка «Центральные штоки»; γ = 2,86×10^4 Па/м – объемный вес.

Рассмотрим исследования, выполненные по результатам GPS-наблюдений после МВ (13 т ВВ) блока 235, произведенного 15.05.2016, и после МВ (35 т ВВ) междукамерного целика блоков 167, 2, камеры 1, состоявшегося 29.05.2016. Для съемки использовалось по 4 GPS-приемника Trimble 4600 LS и Trimble R4-3. Для наблюдений образован полигон на базе наблюдательной станции (рис. 2): пункт триангуляции 1460 (База) – репер II – репер VI – репер VIII – репер IX – репер X – репер XII – пп 5 – пункт триангуляции 1460. В процессе GPS-съемки в период с 06:40 до 15:00 накопление данных от спутников производилось с интервалом 15 с в один файл данных на каждом приемнике, в которых при постобработке в дальнейшем выделены файлы по 20 мин и обработаны с использованием программного обеспечения Trimble Business Center.

По наблюдениям 15.05.2016 и 29.05.2016 создано по 25 проектов, решения в которых показывают очень высокую точность наблюдений. В результате обработки определены координаты X, Y, Z, расстояния и превышения между реперами, по которым вычислены сдвижения реперов II, VI, VIII, IX, X, XII, пп 5 относительно базовой станции – пункта триангуляции 1460 и первого периода наблюдений с 06:40 до 07:00. На графиках рис. 3 показаны сдвижения реперов в горизонтальной плоскости по осям X, Y и в вертикальной плоскости по оси Z, зафиксированные 15.05.2016.

Подтвержден колебательный процесс сдвижения земной поверхности Казского месторождения, установленный GPS-наблюдениями при массовом взрыве 09.08.2015. В табл. 1 приведены величины максимальных смещений, зафиксированных при массовых взрывах 2015 и 2016 гг.

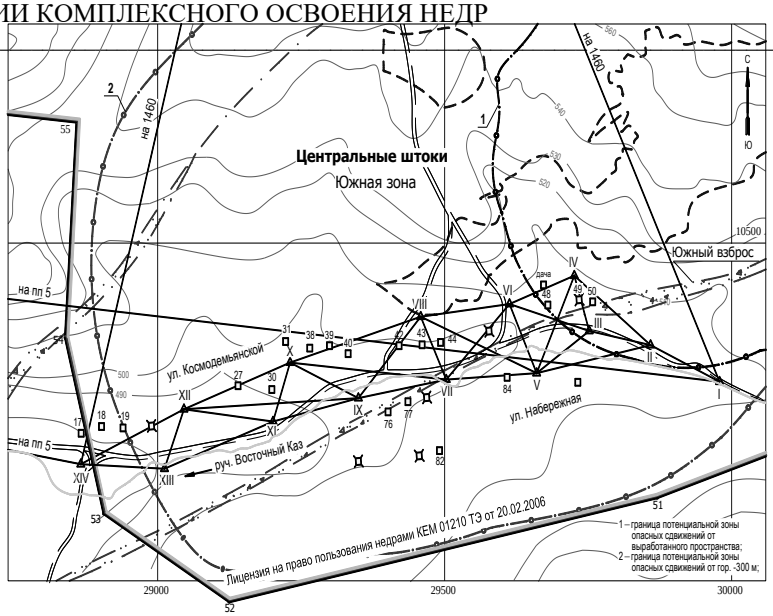


Рис. 2. План наблюдательной станции за сдвижением земной поверхности Казского месторождения

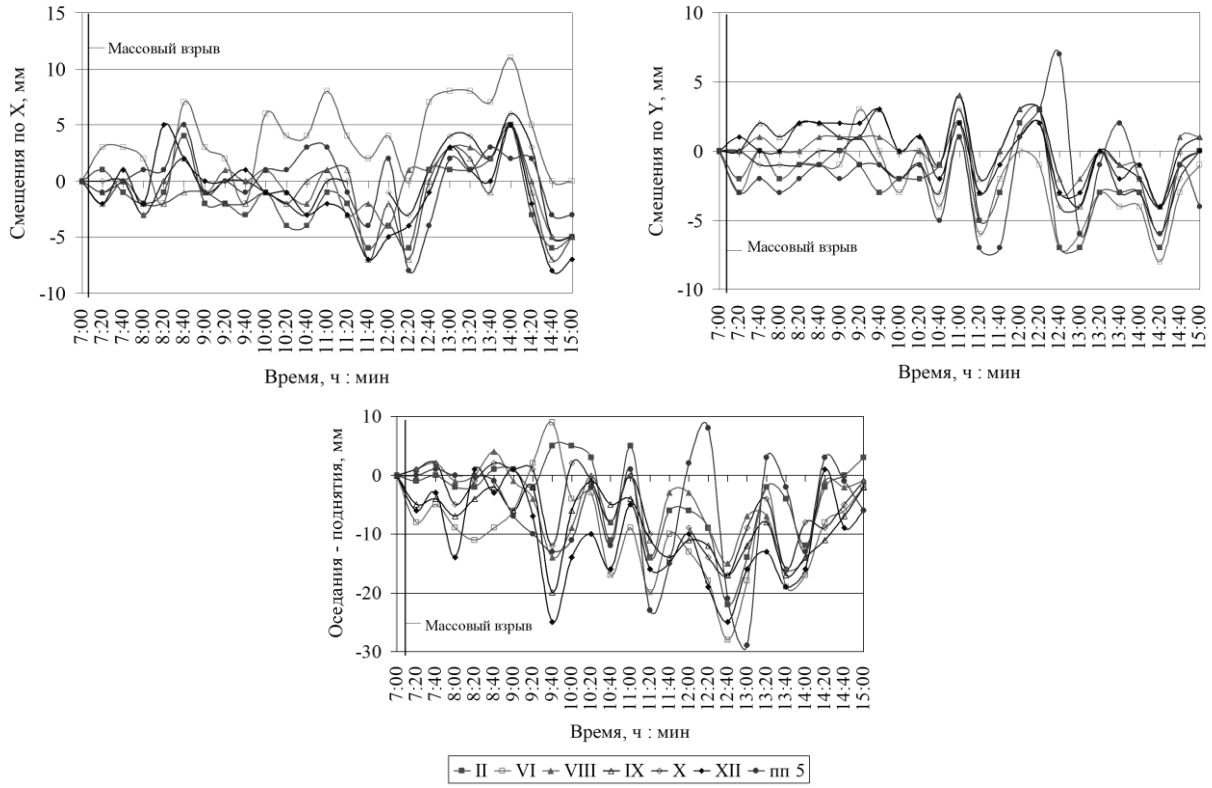


Рис. 3. Смещения земной поверхности Южной зоны 15.05.2016 при проведении массового взрыва в блоке № 235

Максимальные смещения, достигающие 15 мм в горизонтальной плоскости и 37 мм по вертикали, наблюдались, преимущественно на реперах II, VI, VIII, наиболее близко расположенных к выработанному пространству и местам взрывов. Однако также выделяются смещения репера XII, самого удаленного от горных разработок, где смещения выше средних смещений в целом по всем реперам наблюдательной станции на земной поверхности Южной зоны участка «Центральные штоки».

Следует отметить, что сейсмический эффект и смещения при взрывах 15.05.2016 и 29.05.2016 значительно меньше, чем при взрыве 09.08.2015 [14]. Особенно заметно это проявилось в меньших величинах горизонтальных смещений в направлении оси X, где смещения уменьшились в 2 раза (табл. 1).

Таблица 1

Максимальные короткопериодные смещения земной поверхности Казского месторождения в 2015 и 2016 гг., мм

Репер	09.08.2015						15.05.2016			29.05.2016					
	до взрыва			после взрыва			после взрыва			до взрыва			после взрыва		
	X	Y	Z	X	Y	Z	X	Y	Z	X	Y	Z	X	Y	Z
II	4	2	12	22	11	27	11	8	27	5	0	6	11	5	26
VIII	5	3	10	27	9	31	10	8	19	2	1	5	10	5	21
XII	9	4	10	28	11	35	13	7	26	5	3	11	12	4	25
VI							13	9	37	8	1	6	14	8	33
IX							12	8	18	3	1	3	15	3	19
X							11	9	19	2	2	3	10	4	26
пп 5							13	14	37	7	3	6	7	5	26
Среднее без пп 5	6,0	3,0	10,7	25,7	10,3	31,0	11,7	8,2	24,3	4,2	1,3	5,7	12,0	4,8	25,0

Наблюдения короткопериодных смещений 2016 г. на пп 5, который удален от горных разработок на расстояние более 4,5 км, позволяют говорить о высоком уровне геодинамических движений горного массива Казского месторождения. Зафиксированные здесь смещения сопоставимы или даже превышают смещения земной поверхности Южной зоны участка «Центральные штоки» (рис. 3). Это наиболее выражено в наблюдениях 15.05.2016, когда максимальные вертикальные смещения на пп 5 и репере VI были равны, хотя и изменялись по-разному. Характерно, что после взрыва 15.05.2016, мощность которого была меньше, чем мощность взрыва 29.05.2016, в массиве горных пород Южной зоны произошел толчок класса 5,9.

Таким образом, наблюдениями короткопериодных смещений 2016 г. подтверждено преобладающее развитие на Казском месторождении геодинамических движений, что обусловлено сейсмическими особенностями региона Горной Шории.

Теоретические расчеты произведены по величинам короткопериодных смещений на реперах II, VI, VIII, IX, X, XII, пп 5 наблюдательной станции за сдвижением земной поверхности Казского месторождения (рис. 2), представленных тремя компонентами сдвижений в направлениях осей X, Y, Z. Выбранные для GPS-наблюдений реперы расположены на различном расстоянии от места взрывов и на различных по структурному строению участках массива.

Результаты расчетов углов падения и простирания нарушений, выявленных 15.05.2016 по сдвижениям репера II, приведены в табл. 2. Жирным шрифтом отмечены сдвижения (в мм), произошедшие сразу после МВ или имеющие приращения сдвижений более 10 мм. В табл. 3 приведены расчеты энергии, выделившейся при этих сдвижениях.

Таблица 2

Результаты расчетов углов падения и простирания нарушений, выявленных 15.05.2016 по сдвижениям репера II

Время	u	v	w	Δu	Δv	Δw	δ, град.	θ, град.
7:00	0	0	0					
7:20	**1**	**-2**	**-1**	**1**	**-2**	**-1**	**24**	**27**
7:40	-1	0	0	-2	2	1	-19	45
8:00	-2	-2	-2	-1	-2	-2	42	-27
8:20	-1	-1	-2	1	1	0	0	-45
8:40	4	-1	1	5	0	3	-31	90
9:00	-2	0	1	-6	1	0	0	81
9:20	-2	-1	-2	0	-1	-3	72	0
9:40	-3	-3	5	-1	-2	7	-72	-27
10:00	-1	-2	5	2	1	0	0	-63
10:20	-4	-2	3	-3	0	-2	34	90
10:40	-4	-1	-11	0	1	-14	86	0
11:00	**-1**	**2**	**5**	**3**	**3**	**16**	**-75**	**-45**
11:20	**-2**	**-5**	**-14**	**-1**	**-7**	**-19**	**70**	**-8**
11:40	-6	-3	-6	-4	2	8	-61	63

12:00	-4	2	-6	2	5	0	0	-22
12:20	-6	3	-9	-2	1	-3	53	63
12:40	**1**	**-7**	**-22**	**7**	**-10**	**-13**	**47**	**35**
13:00	1	-7	-14	0	0	8	-90	90
13:20	**1**	**-3**	**-2**	**0**	**4**	**12**	**-72**	**0**
13:40	2	-3	-4	1	0	-2	63	90
14:00	5	-3	-12	3	0	-8	69	90
14:20	-3	-7	-2	-8	-4	10	-48	-63
14:40	-6	-1	0	-3	6	2	-17	27
15:00	-5	0	3	1	1	3	-65	-45

Согласно табл. 2 через 10 мин после массового взрыва в 7 ч 20 мин произошел сдвиг по участку пологого нарушения вблизи репера II, который отразил небольшое оседание земной поверхности Δw = -1 мм. Углы падения и простирания этого нарушения δ = 24°; θ = 27°. Сдвиг сопровождался высвобождением энергии пятого класса и привел к перераспределению напряжений на соседние оперяющие участки нарушения «Южный взброс», по которым произошел сдвиг в 11 ч, приведший уже к более заметному подъему земной поверхности Δw = 16 мм. Углы падения и простирания второго круто падающего участка нарушения δ = -75°; θ = -45°. Этот сдвиг, в свою очередь, сопровождался высвобождением энергии девятого класса и привел к еще большему перераспределению напряжений на соседние оперяющие участки вертикального нарушения, по которым произошел сдвиг через 20 мин, приведший к оседанию земной поверхности Δw = -19 мм. Углы падения и простирания третьего участка δ = 70°; θ = -8°. Последний сдвиг, зафиксированный репером II в виде оседания земной поверхности Δw = -13 мм, произошел в 12 ч 40 мин с углами падения и простирания δ = 47°; θ = 35°. Он сопровождался высвобождением энергии девятого класса и привел к перераспределению напряжений на соседние оперяющие участки вертикального нарушения, по которым произошел сдвиг через 40 мин, приведший к подъему земной поверхности Δw = 12 мм. Углы падения и простирания пятого участка нарушения δ = -72°; θ = 0°. По-видимому, этот сдвиг произошел в обратном направлении по участку, обнаруженному в 11 ч 20 мин. Поэтому наблюдаются короткопериодные (период 20 мин) колебания сдвижений репера II.

Таблица 3

Геомеханические параметры поведения массива горных пород при проявлении в нем плоских нарушений 15.05.2016

Время	Δu	Δv	Δw	δ, град.	θ, град.	D, мм	L, м	lgE
Репер II								
7:20	1	-2	-1	24	27	2	41	5,5
11:00	3	3	16	-75	-45	17	274	8,8
11:20	-1	-7	-19	70	-8	20	335	9,1
12:40	7	-10	-13	47	35	18	295	8,9
13:20	0	4	12	-72	0	13	209	8,3
Репер VI								
7:20	3	-3	-8	62	45	9	150	7,7
10:00	8	-3	-13	57	69	16	257	8,7
10:40	0	-4	-14	74	0	15	241	8,6
13:20	0	3	16	-79	0	16	269	8,8
13:40	-1	-1	-17	85	-45	17	282	8,8
Репер VIII								
7:20	-1	0	1	-45	90	1	23	4,5
11:20	-4	-7	-14	60	-30	16	267	8,7
11:40	1	3	11	-74	-18	11	189	8,1
13:40	-1	-1	-9	81	-45	9	151	7,7
14:20	-5	-3	13	-66	-59	14	236	8,5
Репер IX								
7:20	-2	0	-5	68	90	5	89	6,8
9:40	0	2	-18	84	0	18	299	8,9
10:00	1	-3	14	-77	18	14	237	8,5
Репер X								

7:20	0	0	1	-90	90	1	17	3,9
9:40	0	-2	-13	81	0	13	217	8,4
10:00	-1	-1	14	-84	-45	14	233	8,5
13:40	-2	-3	-12	73	-34	13	207	8,3
14:00	4	0	8	-63	90	9	148	7,7
Репер XII								
7:20	-2	1	-6	70	63	6	106	7,1
8:00	-3	0	-11	75	90	11	189	8,1
8:20	7	2	15	-64	-74	17	276	8,8
9:40	1	1	-18	86	-45	18	299	8,9
10:00	-2	-3	11	-72	-34	12	191	8,2
11:00	1	4	11	-69	-14	12	194	8,2
11:20	-1	-5	-11	65	-11	12	200	8,2
14:20	-7	-3	17	-66	-67	19	308	9,0
14:40	-6	3	-10	56	63	12	199	8,2
Репер пп 5								
7:20	-1	-3	0	0	-18	3	52	5,9
11:00	0	6	13	-65	0	14	237	8,5
11:20	-4	-8	-24	70	-27	26	424	9,5
12:40	4	4	-29	79	-45	30	489	9,8
13:20	-1	5	32	-81	11	32	536	9,9
14:00	-1	-4	-11	69	-14	12	194	8,2
14:20	0	-4	16	-76	0	16	273	8,8

Согласно табл. 3 сдвижения реперов VI, VIII, IX, X, XII соответствуют практически тем же сдвигам и ориентациям нарушений, что и сдвижения репера II. По-видимому, эти нарушения относятся к уже существующему в массиве нарушению «Южный взброс» и активизируются после массовых взрывов. Длина участков сдвига, обнаруженных вблизи этих реперов, изменяется в пределах 17 – 335 м, а энергетический класс выделяемой при сдвиге потенциальной энергии – 3,9 – 9,1. Эта энергия явилась причиной разрушения участков вертикального нарушения «Южный взброс», сопровождающегося перераспределением потенциальной энергии массива с одного участка на другой и обратно, а также короткопериодными колебаниями сдвижений земной поверхности.

Следует отметить, что сейсмическая энергия массового взрыва приводит к сотрясению бортов нарушения и увеличивает хрупкость его разрушения при сдвиге. Если этой энергии недостаточно, то происходит вязкий сдвиг бортов нарушения, при котором выделяемая энергия переходит, в основном, во внутреннюю потенциальную энергию окружающего массива, которая почти без потерь переносится на значительное расстояние и проявляется в виде сдвижений горных пород. При этом сдвижения не сопровождаются крупными сейсмическими событиями. При сдвигах происходит нарушение равновесия участков массива, которое распространяется во все стороны подобно принципу «домино», поэтому, даже вблизи репера пп 5 длина участков сдвига составляет 52 – 536 м, а энергетический класс выделяемой при сдвиге потенциальной энергии достигает 5,9 – 9,9.

Характерно, что массовый взрыв 29.05.2016 активизировал те же самые участки нарушения, которые проявились после взрыва 15.05.2016. Однако величина высвобождаемой потенциальной энергии около этих участков сразу после второго взрыва, как правило, больше энергии после первого взрыва. Это связано с разрушением участков нарушения «Южный взброс», произошедшим 15.05.2016, а также с увеличением массы ВВ. Поэтому увеличилась длина участков сдвига, обнаруженных вблизи реперов, она изменяется в пределах 23 – 577 м. При этом энергетический класс выделяемой при сдвиге внутренней потенциальной энергии оказался в пределах 4,5 – 10,1.

Выводы. Проведенные исследования позволяют сделать следующие выводы.

Массовые взрывы приводят к активизации плоскостей сдвига существующего нарушения «Южный взброс» участка «Центральные штоки» длиной от 23 до 577 м. На этих участках происходят сдвижения одного борта нарушения относительно другого до 35 мм, а также перераспределение внутренней потенциальной энергии до десятого энергетического класса. Это сопровождается высокими короткопериодными движениями земной поверхности.

Короткопериодные колебания движений земной поверхности напрямую связаны с активизацией и сдвигом по ранее сформировавшимся плоскостям вокруг тектонического нарушения «Юж-

ный взброс». Величина сдвижений напрямую связана с длиной плоскостей ослабления и энергетическим классом выделяемой при сдвиге внутренней потенциальной энергии, которые отражают процесс перестройки ориентации плоскостей сдвижения массива под действием массового взрыва.

Сейсмическая энергия массовых взрывов приводит к сотрясению бортов нарушения и увеличивает хрупкость его разрушения при сдвиге. При массе ВВ в пределах 13 – 35 т этой энергии явно недостаточно для разрушения массива, поэтому происходят практически вязкие сдвиги бортов нарушения. При этом выделяемая энергия переходит, в основном, во внутреннюю потенциальную энергию окружающего массива, которая почти без потерь переносится на значительное расстояние от взрыва. Такой сдвиг не сопровождается крупными сейсмическими событиями. Он запускает процесс перераспределения внутренней потенциальной энергии и активизирует новые участки нарушения массива. Поэтому величина сейсмической энергии, выделенная после сдвигов по плоскостям нарушений после массовых взрывов 15.05.2016 и 29.05.2016, оказалась значительно меньше сейсмической энергии этих взрывов, несмотря на значительные (до 35 мм) короткопериодные смещения земной поверхности.

Эти выводы правомерны и для других месторождений Горной Шории, где в настоящее время применяется (Шерегешский рудник) и внедряется (Таштагольский рудник) система подэтажного обрушения с применением самоходной техники. Отработка запасов взрывами небольшой мощности (менее 35 т ВВ) должна способствовать снижению удароопасности месторождений и улучшению сейсмической ситуации в регионе.

Библиографический список

1. 1 Сашурин, А.Д. Современная геодинамика и техногенные катастрофы [Текст] / А.Д. Сашурин // Геомеханика в горном деле: Доклады международной конференции 19 – 21 ноября 2002 г. – Екатеринбург: ИГД УрО РАН, 2003. – С. 180 – 191.

2. 2 Панжин, А.А. Исследование короткопериодных деформаций разломных зон верхней части земной коры с применением систем спутниковой геодезии [Текст] / А.А. Панжин // Маркшейдерия и недропользование. – 2003. – № 2. – С. 43 – 54.

3. 3 Сашурин, А.Д. Современная геодинамика и развитие катастроф на объектах недропользования [Текст] / А.Д. Сашурин // Гео-Сибирь-2005. Т. 2. – Новосибирск: СГГА, 2005. – С. 102 – 106.

4. 4 Сашурин, А.Д. Современная геодинамика и безопасность объектов недропользования [Текст] / А.Д. Сашурин // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). – 2010. – № 10. – С. 329 – 332.

5. 5 Панжин, А.А. Диагностика современной геодинамической активности массива на шахтах Донского ГОКа [Текст] / А.А. Панжин, В.И. Ручкин // Маркшейдерия и недропользование. – 2013. – № 6 (68). – С. 32 – 35.

6. 6 Сашурин, А.Д. Современные геодинамические движения и их роль в формировании напряженно-деформированного состояния массива горных пород [Текст] / А.Д. Сашурин // Геомеханика в горном деле: доклады Всероссийской научно-технической конференции с международным участием 4 – 5 июня 2014 г. – Екатеринбург: ИГД УрО РАН, 2014. – С. 3 – 12.

7. 7 Лобанова, Т.В. Особенности сдвижения горных пород в периоды массовых взрывов при подземной разработке Таштагольского железорудного месторождения /[Текст] Т.В. Лобанова, Е.В. Новикова // ФТПРПИ. – 2008. – № 3. – С. 25 – 33.

8. 8 Lobanova, T.V. Features of Rock Mass Movements During Higher Geodynamic Activity in Terms of the Tashtagol Mine, Rossia [Текст] / T.V. Lobanova, V.N. Oparin, A.V. Leontiev // Archives of Mining Sciences. – Vol. 53 (2008). – No 3. – P. 383 – 396. – Kraków, 2008.

9. 9 Лобанова, Т.В. Влияние массовых взрывов на деформирование горных пород Шерегешевского железорудного месторождения [Текст] / Т.В. Лобанова, Е.В. Новикова // Интерэкспо ГЕО-Сибирь-2009. Т. 2. – Новосибирск: СГГА, 2009. – С. 205 – 209.

10. 10 Лобанова, Т.В. Мониторинг сдвижения земной поверхности Шерегешевского месторождения при массовых взрывах [Текст] / Т.В. Лобанова, О.Л. Трофимова, С.А. Лобанов // Наукоемкие технологии разработки и использования минеральных ресурсов: сб. науч. статей / Сиб. гос. индустр. ун-т; под общей ред. В.Н. Фрянова. – Новокузнецк, 2013. – С. 68 – 75.

11. 11 Лобанова, Т.В. Исследование геодинамической активности Шерегешевского месторождения по данным GPS-наблюдений в различных структурных блоках [Текст] / Т.В. Лобанова, С.А. Лобанов // Вестник Сибирского государственного индустриального университета. – 2014. – № 1 (7). – С. 14 – 19.

12. 12 Касахара, К. Механика землетрясений: Пер. с англ. [Текст] / К. Касахара. – М.: Мир, 1985. – 264 с.

13. 13 Курленя, М.В. Прогноз излучения сейсмической энергии тектоническим нарушением на границе с крупными горными выработками [Текст] / М.В. Курленя, Г.Л. Линдин, В.Ф. Храмцов // ФТПРПИ. – № 4. – 1993. – С. 3 – 8.

14. 14 Лобанова, Т.В. Оценка влияния мощного массового взрыва на деформирование горных пород и охраняемые объекты на земной поверхности Казского месторождения [Текст] / Т.В. Лобанова, Г.Л. Линдин, С.А. Лобанов, О.Л. Трофимова // Наукоемкие технологии разработки и использования минеральных ресурсов: науч. журнал / Сиб. гос. индустр. ун-т; под общей ред. В.Н. Фрянова. – Новокузнецк, 2016. – № 2. – С. 63 – 70.

УДК 622.271; 622.32

НАУЧНО-ТЕХНОЛОГИЧЕСКАЯ, ЭКОНОМИЧЕСКАЯ И ЭКОЛОГИЧЕСКАЯ РОЛЬ УГОЛЬНЫХ И КАРБОНАТНЫХ МИНЕРАЛЬНЫХ РЕСУРСОВ В СТРАТЕГИЧЕСКОМ РАЗВИТИИ ТОПЛИВНО-ЭНЕРГЕТИЧЕСКОГО И ХИМИЧЕСКОГО КОМПЛЕКСОВ РОССИИ И ДАЛЬНЕГО ВОСТОКА

[1]д.т.н. Жуков А.В., [2]д.т.н. Агошков А.И.

1 - Дальневосточный федеральный университет, г. Владивосток, Россия

2 - ООО НПК «Примор-Карбид», г. Владивосток, Россия

Аннотация. При реализации организационно-технологической модели инновационного производства на первом этапе планируются следующие комбинированные направления переработки минерального сырья и новые продукты: переработка углекарбонатного минерального сырья: карбид кальция, углекислота (в газообразном, жидком или твердом состоянии); ацетилен, регуляторы роста растений (РЕГРОСТ), препараты защиты растений (ТАКАР). Продукты топливного и нетопливного назначения на втором этапе: синтетический этиловый спирт (этанол), антифриз, этиленгликоль, дихлорэтан, синтетические высыхающие масла, ацетон и др.; карбамид (мочевина), аммиак, азот в газообразном и жидком состоянии, метанол, бензин и т.д.

Ключевые слова: минеральные ресурсы, угольное и карбонатное минеральное сырье, стратегическое развитие, топливно-энергетические комплексы, технологическая модель.

До середины прошлого столетия основой мировой и российской энергетики были угольные ресурсы. Начиная с 50-х годов в связи с ростом уровня потребления нефти и газа, наблюдается постоянное снижение добычи и использования углей. В настоящее время доля углей в мировом энергетическом балансе составляет в среднем около 30%. Современный уровень добычи нефти и газа, по некоторым расчетам, сохранится до середины XXI столетия и уже за пределами 2050 года в мире резко возрастет потребность в угольных ресурсах. Сегодня уголь должен рассматриваться как энерготехнологическое сырье и использовать его в крупных масштабах надо только комплексно, деля его потенциальную химическую энергию примерно в равных долях между энергетической продукцией (электричеством и теплом) и химической продукцией. Организуя энерготехнологическую переработку твердого топлива на базе крупной энергетики (тепловой, а, возможно, и атомной), мы преодолеем нефтегазовый кризис, ожидающий нас уже в этом, XXI веке. Негативные тенденции в области сырьевой базы нефте- и газодобычи - снижение ресурсов при необходимости сохранения высоких поставок на экспорт - требуют широкого и быстрого внедрения новых угольных технологий, ориентированных на эколого-энергосбережение и комплексное использование углей всех видов. Процесс газификации угля является многоцелевым относительно состава продуцируемого газа.

Важность вопросов технологической, экономической и экологической динамики развития угольной отрасли, являющейся сложной производственно-экономической системой, связанной с высокими затратами, наличием конкурирующих энергоносителей, (нефть, газ, ядерное топливо), возрастает в связи с необходимостью совершенствования технологий добычи, комбинированной переработки и использования угля, обеспеченностью конкурентоспособными прогнозными и промышленными запасами.

Актуальность проблемы еще более возрастает в связи со стратегической значимостью для энергетики России и всего мира в целом, каменных и бурых углей, по своим геологическим запасам существенно превышающих такие основные энергоносители, как нефть и природный газ, а также

ядерное топливо, потенциальные гидроресурсы. На долю угля, по данным Мирового угольного института, приходится около 90% (по другим оценкам 60-80%) энергетического потенциала всех пригодных для разработки полезных ископаемых органического происхождения. В России, по имеющимся оценкам, сопоставимые геологические запасы угля в недрах также в несколько раз превышают аналогичные запасы нефтегазового топлива. 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 угля, нефти, газа на основе прогрессивных методов добычи и глубокой химической переработки первичного сырья, а также внедрения режима экономии…» [1, 5].

В Дальневосточном регионе и, особенно, в Приморском крае имеются благоприятные условия для внедрения методов глубокой переработки угля, как ценного химического сырья, в моторное и жидкое топливо. Главным положительным фактором для края является наличие значительных запасов угля, что позволяет уверенно рассчитывать на большую перспективу обеспеченности сырьем. С другой стороны, к настоящему времени накоплен значительный опыт и создан целый ряд технологий по переработке угля в жидкое топливо как у нас в стране, так и за рубежом. Технологии по производству из угля жидкого топлива являются сложными, но эффективными. Одно из направлений работ в этой области основано на газификации угля с получением последовательно синтез-газа и жидкого топлива. Газификация и синтез из газа жидких топливных и химических продуктов эффективны для переработки высокозольных, труднообогащаемых углей.

В современный период приоритетными направлениями развития угольной промышленности Приморского края и Дальневосточного региона России в первой половине XXI века должно стать повышение конкурентоспособности угля и качества потребительских свойств угольной продукции с помощью современных технологий его добычи и обогащения, а также глубокой химической переработки. Это определяет следующую стратегию освоения месторождений и диверсификации предприятий:

– переоценка сырьевой базы - отбор и доразведка месторождений и резервных площадей с благоприятными горно-геологическими условиями отработки запасов;

– совершенствование технологий добычи и обогащения угля с применением высокопроизводительных технических средств;

– комплексную переработку углей на основе инновационных безотходных технологий: технологий с получением топливной продукции с новыми потребительскими свойствами (синтеза-газа, метанола, бензина, дизтоплива и др.), выработку продукции не топливного назначения на основе технологий углехимии (смол фенолов, высших углеводородов и др.) [2 - 5].

В разработанных и запатентованных технологиях предусматривается комплексная безотходная переработка угольного и карбонатного минерального сырья с использованием нескольких модулей, обеспечивающих получение на первом этапе: карбида кальция, оксида кальция, углекислоты; на втором этапе: - продуктов переработки карбида кальция, синтетического газообразного и жидкого топлива и продукции нетопливного назначения.

В новом производственном комплексе для получения карбида кальция (CaC_2) производится предварительный обжиг известняка ($CaCO_3$) с получением оксида кальция (CaO) и углекислого газа (CO_2); шихта из оксида кальция (CaO) и каменный уголь (C) используются для получения карбида кальция (CaC_2). Образующийся при обжиге известняка углекислый газ (CO_2) улавливается и с помощью оборудования для улавливания отходящих газов из них производится углекислота (H_2CO_3). В свою очередь, карбид кальция перерабатывается в регуляторы роста растений (РЕГРОСТ) и препараты защиты растений (ТАКАР).

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).

В качестве основных продуктов переработки угольного и карбонатного минерального сырья получают оксид кальция, карбид 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 следующие направлениям переработки ацетилена (C_2H_2), указанным в предыдущем докладе [9 - 10].

Результаты технологических исследований и экономико-математического моделирования процессов позволяют более детально рассматривать конфигурацию и параметры систем реструктуризации и диверсификации угледобывающих энергетических я промышленных предприятий, согласовать и определить режимы работы подсистем управления и организации производства, прогнозировать технологические и экономические показатели вновь создаваемых и диверсифицируемых производственных комплексов.

На рис. 1 представлен пример физико-технологической модели установки для переработки угольного и карбонатного минерального сырья. Аналогичные физикотехнологические модели разработаны и защищены изобретениями по большинству рассматриваемых выше продуктов и опубликованными авторскими свидетельствами [8].

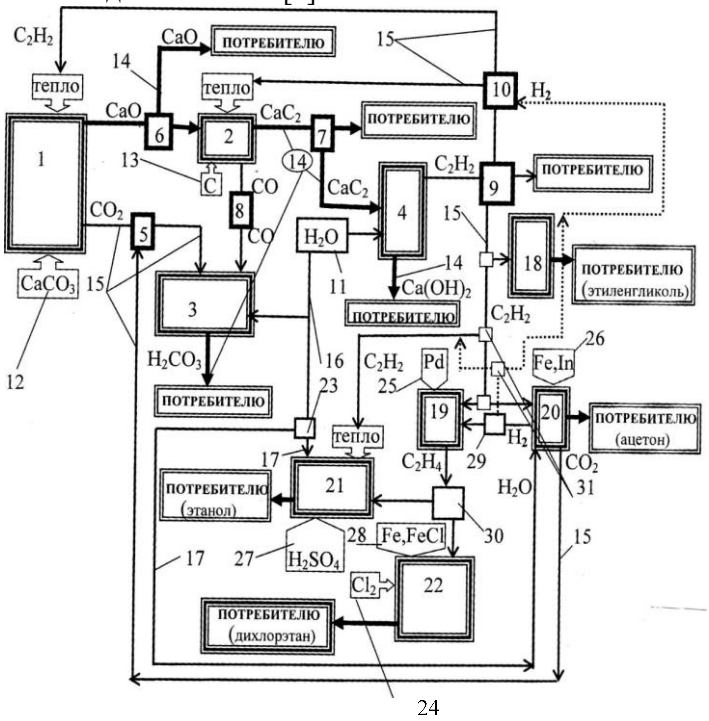


Рис. 1. Технологическая модель установки для переработки угольного и карбонатного минерального сырья

Устройство работает следующим образом. Известняк вводят в печь 1 и производят его обжиг. В процессе обжига известняк разлагается на известь и углекислый газ (CO_2). Известь (CaO) удаляется продуктопроводом 14 к дозатору 6, обеспечивающему отбор из общего объема части извести, предназначенной для передачи потребителю и части, предназначенной для дальнейшей переработки. Часть извести, предназначенная для дальнейшей переработки, подается во вторую печь 2, где в присутствии углерода (в виде кокса или каменного угля, крупностью 20-25 мм и содержанием серы менее 1%) перерабатывается в карбид кальция. Карбид кальция (CaC_2) удаляется продуктопроводом 14 к дозатору 7, обеспечивающему

Отбор из общего объема продукции части карбида кальция, предназначенной для передачи потребителю и части, предназначенной для дальнейшей переработки. Часть карбида кальция, предназначенная для дальнейшей переработки, подается в газогенератор 4, где вводится в контакт с водой и перерабатывается в ацетилен.

При этом синтез этанола осуществляют по известной схеме с получением на промежуточной стадии этилена - C_2H_4:

$$C_2H_2 + H_2 \text{ — } C_2H_4;\ C_2H_4 + H_2O = C_2H_5OH$$

Причем, если реакцию проводить при давлении до 23 атм и температуре до 75-80°С выход этанола составит до 90%, а при давлении до 80 атм и температуре до 280-300°С выход этанола доходит до 95%.

При этом, синтез дихлорэтана осуществляют по схеме:

$$C_2H_2 + H_2 = C_2H_4;\ C_2H_4 + Cl = CH_2CI\text{-}CH_2CI.$$

Этиленгликоль получают гидролизом ацетилена.

Синтез ацетона осуществляется по известной схеме, при температуре около 460°С. Ацетон передают потребителю, а газообразные продукты ($C_2H_2 + H_2O$ (пар) = H_3C - C - C $H_3 + CO_2 + H_2O$) - отходы процесса - утилизируются на месте (CO_2 используют в производстве углекислоты, а водород - в процессе синтеза этанола и/или дихлорэтана). Конечно, возможно и сжигание водорода, т.е. использование в качестве энергоносителя в процессе обжига или синтеза ацетона, но это не самый целесообразный способ его использования (соответствующие связи показаны пунктиром).

Результаты технологических исследовании и 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 реструктуризуемых производственных комплексов [5,6,7].

Оптимизация издержек производства осуществляется в данном случае на базе следующего критерия:

$$\prod = \sum_l^m \sum_l^n (C_{ji} - S_{ji}) V_{ji} \to max, \quad (1)$$

где $П$ – общая величина прибыли угледобывающего и энергетического предприятий от реализации продукции; m – количество марок угля; n – количество способов переработки и использования; V_{ji} - натуральный объем j-той марки угля, перерабатываемого и используемого l-м способом; S_{ji} - себестоимость j-той марки угля, перерабатываемой и используемой l-м способом; C_{ji} – цена j-той марки угля и l-ного вида топлива.

При этом накладываются следующие ограничения:

$C_{ji} \le C_{ji} \le C_{ji}$, ограничения устанавливаются на основе исследований рынка;

$0 \le V_{ji} \le$ минимум ($v_{ji}^{техн.}$; $v_{ji}^{потр.}$), где $v_{ji}^{техн.}$ – предельно возможный объем производства; $v_{ji}^{потр.}$ – предельно возможный объем реализации.

Результаты расчетов экономических параметров комбинированной переработки угольного и карбонатного минерального сырья проведены в условиях ОАО «Спасскцемент», Партизанской ГРЭС и других промышленных предприятий Приморского края.

При расчётах технико-экономических показателей размещения конкурентоспособного производства продукции выделены следующие показатели: рентабельность инвестиций, себестоимость, рентабельность реализованной продукции, период окупаемости, индекс доходности [10].

Выводы. Считаем целесообразным проведение совместных с Инженерной школой ДВФУ, ИГД ДВО РАН и Сибирским государственным индустриальным университетом научно-исследовательских и опытно-конструкторских работ для повышения эффективности развития и использования топливно-энергетических и химических комплексов России по следующим направлениям:

– разработать физико-техническую и экономико-технологическую модель технологий и технических средств глубокой химической поэтапной переработки угольного и карбонатного минерального сырья;

– применить электротермические и разработать плазменные экологически безопасные ресурсо- и энергосберегающие технологии переработки угольного и карбонатного минерального сырья с использованием нескольких модулей (подсистем) для получения конкурентоспособной продукции топливного и нетопливного назначения;

– разработать техническое задание (ТЗ) на выполнение НИР, ОКР, ТЭО с решением следующих задач: рассмотрение альтернативных вариантов размещения предприятий вновь проектируемых горно-химических комплексов в России и за рубежом; разработать инновационные технологии и комплексы технических средств для промышленной переработки угольного и карбонатного минерального сырья с применением плазменных реакторов мощностью 500; 1000 кВт.

Библиографический список

1. Сорокин А.П., Авдейко Г.П., Алексеев А.В., Бакланов П.Я., Жуков А.В. и др. Стратегия развития топливно-энергетического потенциала Дальневосточного экономического района до 2020 года. Владивосток: Монография, 2001. 112 с.

2. Михалков А,В. Создание инновационного потенциала и научно-техническое обоснование технологических направлений диверсификации базовых угледобывающих и промышленных

предприятий Приморского края // Современная наука: Актуальные проблемы и пути их решения. – 2010.- С. 44-46.

3. Агошков А.И., Блиновская А.Ю., Голохваст К.С., Куксин Д.В. Перспективы экспорта российского угля и экологические проблемы строительства и эксплуатации угольных терминалов Дальнего Востока //Горный журнал. – 2015. - № 3. – С. 56-61.

4. Умаров М.С. Состояние угольной промышленности России и перспективы ее развития // Сборник научных статей по итогам международной научно-практической конференции (Санкт-Петербург, 30-31 октября 2014 г.). Санкт-Петербург: Издательство «КультИнформПресс». – 2014. – С. 167-169.

5. Жуков А.В., Жукова Ю.А., Умаров М.С., Михалков А.В. «Экономико-технологические 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). – М.: Изд-во «Горная книга». – 2015. – С. 51-59.

6. Агошков А.И., Касенов К.М., Утепов Е.Б. Развитие угольной промышленности мира и факторы, влияющие на ее эффективность // Международные научные чтения «Приморское Зори – 2017», 20-22 апреля 2017 г.: сб. науч. трудов. – Владивосток: ДВФУ, 2017. – С. 176-179.

7. Умаров М.С. Переработка угля как рациональное природопользование в области углеводородных энергоресурсов // Сборник научных статей по итогам международной научно-практической конференции (Санкт-Петербург, 13-14 февраля 2015 г.). Санкт-Петербург: Издательство «КультИнформПресс», 2015. С.182-184.

8. Жуков А.В., Звонарев М.И., Жукова Ю.А. Способ переработки углекарбонатного минерального сырья. //Патент РФ 2373178 С2. Опубл. 20.11.2009. Бюл. № 32.

9. Zhukov A.V., Kusraeva D.E., Zhukova Y.A. Priority areas for diversification of enterprises of the fuel and energy complex (FEC) based on the creation of innovative resource and energy saving technologies for processing coal mineral stocks for the production of synthetic gaseous and liquid fuels and non-fuel products. RJPBBP-RJPBCS - Research Journal of Pharmaceutical, Biological and Chemical Sciences (ISSN09758585-India-Scopus), 7(4), 2016, pp. 2401-2414.

10. Жуков А.В., Звонарев М.И., Жукова Ю.А., Шмелев А.А. Создание конкурентоспособного производства на основе электротермических и плазменных технологий комбинированной переработки угольного и карбонатного минерального сырья с получением продукции топливного и нетопливного назначения // Наукоемкие технологии разработки и использования минеральных ресурсов: материалы Международной научно-практической конференции (Новокузнецк, 5-8 июня 2018 г.). Новокузнецк: Издательство Сибирского государственного индустриального университета, 2018. С. 128-133.

УДК 622.766:662.74

ИЗМЕНЕНИЕ ПОТРЕБИТЕЛЬСКОЙ ЦЕННОСТИ КОКСУЮЩИХСЯ УГЛЕЙ ПОСРЕДСТВОМ ИХ ОБОГАЩЕНИЯ В ТЯЖЕЛЫХ СРЕДАХ

д.х.н. Патраков Ю.Ф., к.х.н. Семенова С.А., Харлампенкова Ю.А.
Федеральный исследовательский центр угля и углехимии СО РАН, г. Кемерово, Россия

Аннотация. В статье представлены технологические характеристики коксующегося угля сложного петрографического и минерального составов и приведены результаты его обогащения в тяжелых средах. Показано, что в результате разделения угля на фракции с градиентом плотности получают концентрат, который соответствует требованиям к коксующим углям. Вместе с тем повышается потребительская ценность и ранг угля.

Ключевые слова: уголь, петрографический состав, технологические свойства, потребительская ценность.

Угли различных марок имеют определенную технологическую ценность и выполняют конкретную роль в коксохимическом производстве. К особо ценным, используемым в процессе коксования, относятся угли марок КЖ, К, Ж, ГЖ, КО и ОС. Остальные марки угля используются для

удешевления шихты в качестве замены особо ценных марок. Отсутствие на рынке вследствие истощения запасов необходимого количества ценных коксующихся марок угля заставляет коксохимические предприятия искать им альтернативную замену.

Отдельным фактором, влияющим на объемы потребления коксующихся углей и качество кокса, являются тенденции на увеличение единичной мощности коксовых печей и внедрение технологии пылеугольного вдувания в доменные печи. С учетом новых требований кокс улучшенного качества должен иметь высокую механическую прочность, быть малосернистым и малофосфористым, низкореакционным и с высокой послереакционной прочностью (показатели *CRI* и *CSR*). Важное значение также имеют зольность угля и ее химический состав, показатель отражения витринита и содержание спекающих (отощающих) компонентов, а также толщина пластического слоя, определяющая спекаемость шихты и механическую прочность кокса, и выход летучих веществ, определяющий выход кокса. Названные характеристики являются ключевыми параметрами для регулирования как марочного, так и минерального состава угольной шихты.

В связи с ограничением доступных запасов качественных коксующихся углей представляется актуальным поиск методов повышения классификационного уровня углей менее ценных рангов при формировании сырьевой базы высококачественного кокса.

Цель работы - охарактеризовать основные технологические свойства предполагаемого для коксования угля и апробировать метод обогащения в тяжелых средах для повышения его качества.

В качестве объекта исследования использовали пробу угля пласта Артельный ООО “Шахта “Бутовская”. Среднепластовая проба была отобрана по ГОСТ 9815-75 в количестве 50 кг.

Для характеристики углей использовали стандартные методы анализа: технический, петрографический, анализ оксидного состава золы, индекс вспучивания, пластометрические показатели.

Значения показателей CSR и CRI рассчитаны с использованием индекса основности золы $И_о$ с учетом содержания минеральных компонентов и выхода летучих веществ углей [1].

Фракционный анализ проводили методом разделения в тяжелых средах по ГОСТ 4790-93 (ИСО 7936-92). Для анализа отбиралась проба класса 0,2-3,0 мм, более мелкие частицы удалялись методом отсева. В качестве тяжелой жидкости использованы водные растворы хлористого цинка ($ZnCl_2$) плотностью 1230, 1360, 1460, 1520 и 1600 кг/м^3.

Технологические характеристики отобранных проб, определяющие качество угля и его пригодность для коксования, приведены в табл. 1 и 2.

Таблица 1

Технологические характеристики угольной пробы

Технический анализ			CRI	CSR	Индекс вспучивания в тигле SI	Пластометрический анализ		S_t^d	P^d	Петрографический анализ		
W_t^r	A^d	V^{daf}				x	y			R_0	Vt	ΣОК
%	%	%	%	%	ед.	мм	мм	%	%	%	%	%
4,6	10,5	24,2	43,7	36,5	1	49	8	0,45	0,005	1,021	31	61

Таблица 2

Оксидный состав золы угольной пробы

Химический состав золы, %											$И_{оз}$	$I_о$
S_iO_2	SO_3	Al_2O_3	Fe_2O_3	CaO	M_gO	K_2O	Na_2O	MnO	TiO_2	P_2O_5		
51,38	4,80	21,64	4,12	11,94	1,61	3,28	0,37	0,14	0,67	0,05	4,02	0,29

По данным табл. 1 определена марочная принадлежность угля. На основании ГОСТ 25543-88: класс (R_o) - 10; категория (ΣОК) - 4 и выше; тип (V^{daf}) - 28 и ниже; подтип (у) – 08. Таким образом, уголь пласта Артельный шахты Бутовская относится к марке КСН, подгруппа КСНФ (коксовый слабоспекающийся низкометаморфизованный фюзинитовый).

По ГОСТ 25543-88 угли марки КСН, подгруппа КСНФ регламентируются по основным направлениям использования в качестве компонентов шихты для слоевого коксования. В составе шихты угли этих марок играют роль отощающей присадки и добавляются в количестве 15-20 % к углям групп спекающей основы (ГЖ+Ж) и коксовой основы (ОС+К+КО) [2].

Результаты технического анализа исследуемой пробы показывают (табл. 1), что уголь не содержит избыточного количества влаги (W_t^r), требующего дополнительных расходов на сушку; зольность (A^d) незначительно превышает допустимые значения (8-10 %); выход летучих веществ (V^{daf})

соответствует углям марки КСН. По результатам петрографического анализа, содержание отощающих (фюзенизированных) компонентов (ΣОК) превышает 50 %, что выше допустимых норм этого показателя (10-32 %) для получения качественного кокса. Показатель отражения витринита R_o также находится за пределами нижней границы рекомендованных значений (R_o = 1,15-1,50 %) [2]. По содержанию серы уголь является малосернистым (< 0,5 %), а по содержанию фосфора - малофосфористым (< 0,005 %), что является положительным при использовании его для получения качественного металлургического кокса. При этом зола угля содержит высокое количество оксида кальция (CaO), что свидетельствует о присутствии в угольной массе сростков кальцита. Повышенное содержание CaO оказывает влияние на повышение индексов основности золы (I_o, $И_o$) (табл. 2) относительно требуемых значений для получения качественного кокса ($I_o \leq$ 0,17-0,18, $И_o \leq$ 2 %), и, как следствие, значительное несоответствие расчетных значений показателей CSR и CRI (табл. 1) оптимальным (CSR ≥ 55 %, CRI = 29-30 %). [1, 3]).

Таким образом, при использовании исследуемого угля в качестве компонентов шихты для слоевого коксования требуется его обогащение с целью повышения доли спекающих компонентов (гелефицированных компонентов группы витринита) и оптимизации качественного состава золы.

Для оценки технологических свойств угля в процессе переработки (дробления, обогащения) было выполнено фракционное разделение угольной пробы по плотности с градиентом от 1230 до 1600 кг/м^3. Результаты фракционного анализа и качественных характеристик угля представлены в табл. 3.

При наименьшей плотности раствора (<1230 кг/м^3) выход фракции составляет 3,1 % при зольности 2,5 %. Основная доля всплывшего угля приходится на интервал плотностей 1360-1520 кг/м^3, зольность всплывших в этом интервале фракций - 3,1-9,8 %. Фракция, осевшая в жидкости плотностью 1600 кг/м^3, имеет выход 12,8 % при зольности 42,7 %.

Таблица 3

Результаты фракционного анализа и качественные показатели углей

Параметры	<1230 кг/м^3	1230-1360 кг/м^3	1360-1460 кг/м^3	1460-1520 кг/м^3	1520-1600 кг/м^3	> 1600 кг/м^3
γ, %	3,3	26,3	34,3	18,9	4,4	12,8
A^d, %	2,5	3,1	4,3	9,8	13,1	42,7
V^{daf}, %	20,7	21,8	22,0	23,3	24,1	33,6
y, мм	11			-	-	-
R_o, %	1,04			-	-	-
∑ОК, %	32			-	-	-
Na_2O	0,37	0,27	0,21	0,37	0,30	0,25
MgO	1,37	1,51	1,53	1,43	1,30	1,40
Al_2O_3	25,24	23,64	22,25	22,58	22,68	21,26
SiO_2	57,36	56,18	58,90	57,29	54,32	54,86
SO_3	2,61	2,18	2,19	3,19	2,42	2,77
K_2O	2,33	2,86	2,71	3,31	3,81	2,79
CaO	3,66	2,80	3,25	5,48	7,05	12,64
TiO_2	0,93	0,90	0,74	0,74	0,85	0,81
Fe_2O_3	6,11	9,71	8,17	5,65	5,31	3,22
$И_o$, ед.	0,6	0,9	1,1	2,6	3,9	17,1
CRI, %	18,2	21,5	23,1	34,7	43,0	41,7
CSR, %	69,0	67,2	65,2	48,0	37,4	39,1

Свойства углей существенным образом различаются в зависимости от плотности фракций. Легкие фракции (<1460 кг/м^3) характеризуются повышенными относительно исходного угля показателями спекаемости и содержанием гелефицированных компонентов. Распределение минеральных компонентов по фракциям равномерное, что свидетельствует о тесной связи минеральных компонентов угля с органической массой угля, и, возможном возникновении трудностей при их механическом разделении (дроблении, отсеве). Исключение составляют оксид кальция, содержание которого в золе осадка возрастает в 3,5 раза, а также оксид железа, содержание которого, напротив, убывает.

Расчет технологических показателей качества для использования угля в коксовании (параметры $И_о$, CRI и CSR) показал, что с увеличением плотности фракций (вплоть до 1460 кг/м^3) качество углей остается в границах, допустимых для требуемых значений ($И_о \leq 2$ %, CRI=22-30 %, CSR=55-70 % [3]). Минерализованные остатки (фракции >1460 кг/м^3) не соответствуют современным требованиям, предъявляемым к углю для участия в шихте коксования [3].

По марочной принадлежности полученные концентраты относятся к марке КО, группа 1КО, подгруппа 1КОВ (коксовый отощенный витринитовый: класс (R_o) - 10; категория (ΣОК) - 3; тип (V^{daf}) - 22; подтип (у) - 11). По ГОСТ 25543-88 угли марки КО, группа 1КО, подгруппа 1КОВ регламентируются по основным направлениям использования в качестве коксовой основы шихты для слоевого коксования.

Для исходной пластовой пробы и концентратов, полученных при фракционном обогащении углей, проводили определение их потребительской ценности по методике [4, 5]. В соответствии с выходом фракций с зольностью до 10 % (около 70 % масс.) в расчет включали объединенные фракции плотностью ≤1460 кг/м^3. На основании данных о технологических свойствах углей определены рейтинговые места в пределах марки по семи параметрам (табл. 4).

Таблица 4

Рейтинговая оценка углей

Проба угля	Показатели качества						
	A^d, %	S_t^d, %	V^{daf}, %	у, мм	R_o, %	Vt, %	$И_о$, ед.
Необогащенная	10,5/10	0,45/1	24,2/5	8/4	1,02/5	31/10	4,02/10
Обогащенная	3,7/1	0,40/1	21,7/3	11/2	1,04/5	63/4	1,0/1

*в числителе по каждому параметру указано его фактическое значение, а в знаменателе - рейтинговое место

Рейтинговое число баллов по табл. 4 и 5:

$Б = (S_t^d + И_о)\cdot 1,2 + (V^{daf} + у)\cdot 1,1 + (A^d + R_o + Vt)$.

Для необогащенной пробы:

$Б = (1,0 + 0,1)\cdot 1,2 + (0,6 + 0,7)\cdot 1,1 + (0,1 + 0,6 + 0,1) = 3,55$.

Для обогащенной в тяжелых средах пробы:

$Б = (1,0 + 1,0)\cdot 1,2 + (0,8 + 0,9)\cdot 1,1 + (1,0 + 0,6 + 0,7) = 6,76$.

Таблица 5

Зависимость количества баллов от рейтингового места [4]

Рейтинговое место	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
Число баллов	1,0	0,9	0,8	0,7	0,6	0,5	0,4	0,3	0,2	0,1

Изменение коэффициента потребительской ценности угля (КПЦ) относительно среднего рейтингового числа баллов для углей марки КС составляет [4, 5]

для необогащенной пробы:

КПЦ = [(3,55 - 5,83)/5,83]·100 = - 39,1 %;

для обогащенной пробы:

КПЦ = [(6,76- 5,83)/5,83]·100 = 15,9 %.

Полученные результаты свидетельствуют, что уголь пласта Артельный шахты Бутовская, обогащенный тяжелосредным способом, имеет потребительскую ценность на 15,9 % (отн.) выше, чем в среднем по марке КС и на 55 % выше, чем необогащенный уголь этого пласта.

Выводы. Таким образом, фракционное разделение угля по плотности с отделением от основной массы фракции плотностью > 1460 кг/м^3 выявило возможность повысить содержание спекающих компонентов (Vt), улучшить показатели, отвечающие за качество кокса (параметры $И_о$, CRI и CSR), изменить марочную принадлежность угля, переведя его в более высокий ранг - из марки КСН (КСНФ) в марку КО (1КОВ), а также значительно повысить его потребительскую ценность.

Библиографический список

1. Улановский М.Л. Индексы основности золы ($И_о$, I_o) и показатели качества кокса CRI и CSR (Обзор) // Кокс и химия. 2014. № 3. С. 6-13.

2. Новый справочник химика и технолога. Сырье и продукты промышленности органических и неорганических веществ. - С-Пб.: НПО “Профессионал”, 2002. – 409 с.

3. Гуляев В.М., Барский В.Д., Рудницкий А.Г. О европейских требованиях металлургов к качеству доменного кокса // Кокс и химия. 2012. № 10. С. 13-17.

4. Дроздник И.Д., Зингерман Ю.В., Лурье М.В. и др. Ценность углей для коксования. Методика ее определения // Кокс и химия. 1990. № 3. С. 2-4.

5. Дроздник И.Д., Кафтан Ю.С., Мирошниченко Д.В., Бидоленко Н.Б. Совершенствование методики оценки технологической ценности углей как сырья для коксования // Кокс и химия. 2016. № 7. С. 15-19.

УДК 662.749.2

ВОЗМОЖНОСТЬ ПРИМЕНЕНИЯ НЕЙРОСЕТЕВОГО МЕТОДА ПРОГНОЗА ВЫХОДА ХИМИЧЕСКИХ ПРОДУКТОВ КОКСОВАНИЯ В ПРАКТИКЕ КОКСОХИМИЧЕСКОГО ПРОИЗВОДСТВА

Васильева Е.В., 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 имени Т.Ф. Горбачева, г. Кемерово, Россия

Аннотация. Приведены методика и результаты математического анализа данных о выходе химических продуктов коксования из углей Кузнецкого бассейна и создания компьютерной программы по их прогнозу на основе моделирования методом нейронных сетей. Приведены относительные ошибки разработанного метода.

Ключевые слова: уголь, кокс, химические продукты коксования, нейронные сети.

Современное состояние сырьевой базы коксования проявляет тенденцию к ухудшению за счет уменьшения запасов коксующихся углей. Угли новых предприятий не всегда достаточно полно изучены - в основном исследования проводятся по тем показателям, которые необходимы для установления их качества с точки зрения соблюдения договорных отношений между поставщиками и потребителями. В то же время для коксующихся углей необходим углубленный анализ их свойств, связанный со спецификой коксохимического производства, что иногда включает проведение длительных и трудоемких исследований. Поэтому большое значение в углехимии приобретает такой вид научного исследования как прогнозирование параметров качества и значений выхода целевых продуктов. Это особенно важно при нестабильности и разнородности сырьевой базы коксования по технологическим свойствам, что характерно для концентратов углеобогатительных фабрик, так как это приводит к колебаниям качества и выхода кокса и химических продуктов коксования.

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 – кокса, каменноугольной смолы, сырого бензола и коксового газа – на основе характеристик качества углей.

Для прогнозирования выхода химических продуктов коксования необходимо учитывать влияние основных характеристик качества углей – выхода летучих веществ, мацерального состава, произвольного показателя отражения витринита, содержания основных элементов органической массы углей и показателей спекаемости. Однако в практических условиях можно наблюдать, 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 [1 - 3].

Целью работы является разработка нового научно обоснованного метода прогноза выхода химических продуктов коксования из углей, применяемых для производства кокса.

Для оценки влияния параметров, характеризующих качество углей и их смесей, на выход химических продуктов коксования на базе кафедры химической технологии твердого топлива института химических и нефтегазовых технологий Кузбасского государственного технического университета им. Т.Ф. Горбачева совместно с ЦЗЛ ПАО «Кокс» исследованы 48 образцов углей и угольных концентратов сырьевой базы ПАО «Кокс» г. Кемерово. Ввиду географического положения, сырьевая база предприятия ориентирована в основном на угли Кузнецкого бассейна, поэтому данные исследования актуальны также для накопления знаний об угольной базе Кузбасса. Полученные резуль-

таты проанализированы методами математического анализа, включающими корреляционный, регрессионный, канонический и кластерный анализы, для возможности дальнейшего построения математических моделей.

Результаты статистического анализа показали нелинейный характер зависимости выхода химических продуктов коксования от комплекса характеристик качества исследуемых углей. В связи с тем, что оценка выхода химических продуктов коксования классическими математическими методами ведется уже давно, было принято решение применить для построения математической модели метод нейросетевого математического моделирования. Для первичного анализа и построения нейронной сети применена программа STATISTICA 10 [4]. При построении нейронной сети использовались только лабораторные показатели качества исходных углей и их смесей, исследование влияния технологических факторов на выход химических продуктов не проводилось.

Процесс высокотемпературного коксования углей и их смесей рассматривается при этом как система черного ящика. Данный способ исследования для составления математической модели оправдан, так как строение углей и механизмы протекания высокотемпературного коксования недостаточно изучены.

Полученные модели представлена в виде компьютерной программы, реализующей нейронную сеть [5]. Первая часть приложения предназначена для создания и обучения искусственных нейронных сетей (рис. 1), вторая часть – для прогнозирования с использованием созданных ранее сетей (рис. 2).

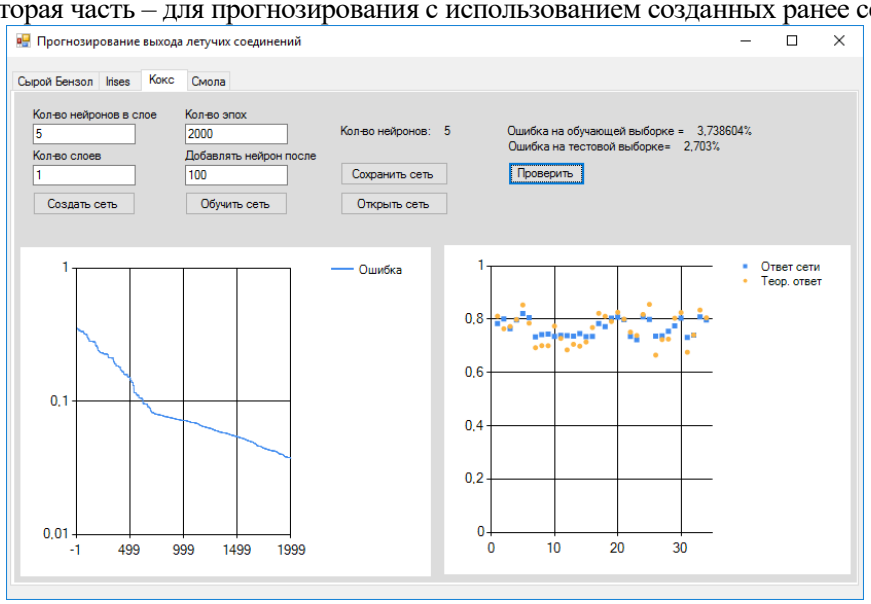


Рис. 1. Окно приложения для обучения сети

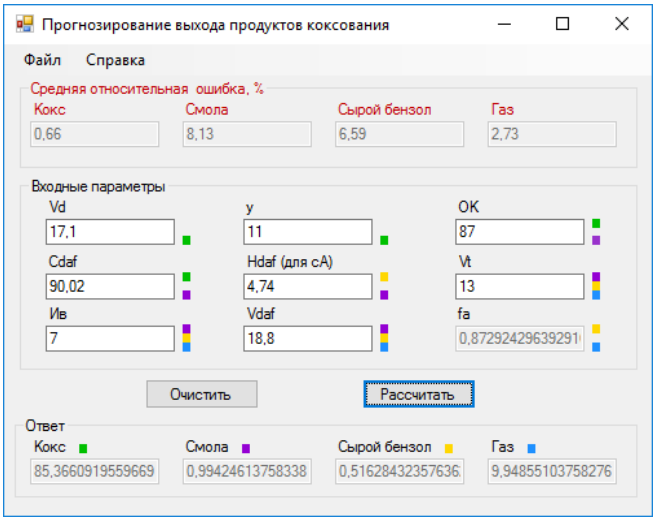


Рис. 2. Главная форма пользовательского приложения

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.

Применение метода прогноза в практике коксохимического производства показало, что точность прогнозирования метода с использованием полученных нейронных сетей выше, так как он характеризуется наименьшей средней относительной ошибкой прогнозирования, составляющей соответственно: для кокса – 0,64±0,23 %, для каменноугольной смолы – 19,53±5,25 %, для сырого бензола – 10,02±2,83 %, для коксового газа – 5,11±1,34 %.

Для проверки возможности использования нейросетевой математической модели в практике коксохимических заводов составлены экспериментальные угольные смеси, состав которых моделирует среднемесячные расходы углей (на основе данных ПАО «Кокс», г Кемерово) на процесс высокотемпературного коксования.

В табл. 1 приведены экспериментальные и производственные значения выхода химических продуктов коксования для угольных смесей, а также их прогнозируемые значения, рассчитанные по правилу аддитивности из значений, определенных для отдельных углей с помощью нейросетевой математической модели, и рассчитана средняя относительная ошибка прогнозируемых значений. После знака дроби в столбце «G_K^d» указана сумма выхода коксового газа, пирогенетической воды, сероводорода, углекислого газа и непредельных углеводородов.

Таблица 1

Экспериментальные и производственные значения выхода химических продуктов коксования для угольных смесей

Значение	K^d, %	T_K^d, %	$C_6H_6^d$, %	G_K^d, %
Январь 2015				
Рассчитанное по модели	75,76	3,09	0,80	14,09
Экспериментальное	76,81	3,45	0,77	13,95/18,34
Производственное	75,99	3,67	1,13	–/18,68
Относительная ошибка (эксп.)	1,37	10,43	3,90	1,00
Относительная ошибка (произв.)	0,30	15,8	29,20	–
Февраль 2015				
Рассчитанное по модели	75,69	3,08	0,75	13,86
Экспериментальное	75,46	3,17	0,75	14,10/19,86
Производственное	76,18	3,62	1,12	–/18,55
Относительная ошибка (эксп.)	0,30	2,84	0,00	1,70
Относительная ошибка (произв.)	0,64	14,92	33,04	–
Март 2015				
Рассчитанное по модели	75,62	3,05	0,78	13,90
Экспериментальное	75,67	3,38	0,75	13,96/19,22
Производственное	76,24	3,61	1,11	–/18,52
Относительная ошибка (эксп.)	0,07	9,76	4,00	0,43
Относительная ошибка (произв.)	0,81	15,51	29,73	–
Апрель 2015				
Рассчитанное по модели	75,78	3,02	0,77	13,83
Экспериментальное	75,91	3,52	0,74	13,91/18,95
Производственное	75,96	3,59	1,11	–/18,84
Относительная ошибка (эксп.)	0,17	14,20	4,05	0,58
Относительная ошибка (произв.)	0,24	15,88	30,63	–
Май 2015				
Расчетное по модели	75,91	3,01	0,77	13,93
Экспериментальное	76,42	3,34	0,74	13,87/18,65
Производственное	75,71	3,74	1,15	–/18,87
Относительная ошибка (эксп.)	0,67	9,88	4,05	0,43
Относительная ошибка (произв.)	0,26	19,52	33,04	–

Относительная ошибка значений, рассчитанных по модели, по сравнению с производственными выходами основных химических продуктов коксования на примере кокса, каменноугольной

смолы и сырого бензола примерно одинакова в течение всего периода наблюдений, что свидетельствует об адекватности модели. Отклонения могут объясняться различиями протекания процесса коксования в лабораторных и производственных условиях (разница температурных режимов, скорость протекания процесса пиролиза, дополнительный пиролиз летучих продуктов в подсводовом пространстве коксовых печей). Кроме этого, сырой бензол, полученный в промышленных условиях, включает непредельные соединения, что дает увеличение его выхода по сравнению с лабораторными значениями.

Выводы. 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.

Благодарности. Авторы выражают благодарность коллективу ПАО «Кокс» за оказание помощи и сотрудничество при проведении научных исследований.

Библиографический список

1. 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.
2. 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.
3. 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.
4. 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.
5. 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-СЫРЬЕВЫЕ РЕСУРСЫ ЮГА КЕМЕРОВСКОЙ ОБЛАСТИ (ТАШТАГОЛЬСКИЙ АДМИНИСТРАТИВНЫЙ РАЙОН)

Я.М. Гутак, О.Я. Гутак, В.Н.Токарев
Сибирский государственный индустриальный университет, г. Новокузнецк, Россия

Аннотация. Таштагольский административный район Кемеровской области расположен в южной его части, занимая бассейн верхнего течения рек Мрассу и Кондома. В геологическом строении территории принимают участие отложения позднего докембрия (венд) и палеозоя (ранний кембрий), которые представляют собой реликты океанической карбонатной платформы, юной и зрелой островной дуги. Разрез прорван интрузивными образованиями, из которых для металлогении района наибольшее значение имеют интрузии плагиогранитов позднекембрийского возраста (скарновые месторождения железных руд). Анализ минерально-ресурсной базы района начинается с оценки запасов и ресурсов черных металлов (железо, марганец), затем последовательно рассматривается ресурсный потенциал по благородным металлам и неметаллическим полезным ископаемым**.** Главным полезным ископаемым района исторически выступает железо, но по состоянию на настоящее перспективы сохраняются только на Таштагольском месторождении. Практически исчерпан ресурс золотоносных россыпей, из-за сложности геологического строения прекращена разработка марганцевого месторождения Селезень. Остальные многочисленные разнообразные месторождения металлических и неметаллических полезных ископаемых к настоящему времени практически не используются, составляя резерв для будущего.

Ключевые слова: Кемеровская область, Таштагольский район, минерально-сырьевая база, геология, железные, марганцевые руды, золото, неметаллимческие полезные ископаемые.

Введение. Таштагольский район в отношении минерально-сырьевой базы резко отличается от других субъектов Кемеровской области. Расположенный в южной части области в бассейнах верхнего течения рек Кондома и Мрассу, он один из немногих не имеет месторождений каменного угля. Такая особенность района обусловлена геологическим строением его территории. Большая его часть сложена венд-раннекембрийскими карбонатными отложениями, сформированными в условиях карбонатной океанической платформы [4] и сменяющими ее вулканогенно-осадочными образованиями юной островной дуги средне-позднекембрийского возраста [15]. Указанные формирования перекрыты трансгрессивно залегающими отложениями ордовикской системы, сформированными в условиях континентального шельфа. Эта структура в геологических описаниях часто именуется Мрасским выступом. В девонский период вдоль западного его контакта формируются вулканогенно-осадочные образования Кузнецко-Алтайского вулкано-плутонического пояса (Тельбесский вулканический ареал) [5, 6, 15], отражающие этап развития территории в режиме зрелой островной дуги. Отложения прорваны многочисленными интрузиями, которые определяют металлогеническую специализацию региона.

Несмотря на длительное и весьма детальное изучение геологического строения региона, до настоящего времени не решен ряд весьма важных в металлогеническом отношении вопросов. Требуют своего доизучения карбонатные отложения г. Улутаг и перекрывающие их вулканогенно-осадочные отложения (улутагская свита). Первые в свое время были закартированы как позднедокембрийские и включены в состав венд-раннекембрийской карбонатной океанической платформы. В девяностые годы прошлого века появились сообщения о находках в этих отложениях остатков строматопорат [12, 13]. Казалось бы, узкий вопрос, интересующий только палеонтологов. Однако от его решения зависят реальные металлогенические перспективы региона. Если отложения венд-раннекембрийские, то они перспективны. А если они ордовикские, то этот район можно исключать из потенциально рудоносных. И если карбонатные породы г. Улутаг ордовикские, то каков относительный возраст перекрывающих отложений? До настоящего времени они картировались как поднекембрийские на основании находок трилобитов в базальных слоях разреза. Как показало изучение первичных дневников исследователей, находки трилобитов происходят из обломков известняков неясного стратиграфического положения (может быть гальки из конгломератов базальной части разреза улутагской свиты). Требует своего решения и вопрос распространения в Горной Шории раннесилурийских отложений, выделенных в последнее время в бассейне р. Лебедь [9]. Своего детального изучения ожидает граница Мрасского блока со смежными территориями. На взгляд авторов, эта граница представлена зоной тектонического меланжа, в которой присутствуют пластины нижне-, средне- и верхнедевонского возраста. Приведенный перечень нерешенных проблем в геологии Таштагольского района далеко не полон и может быть продолжен. К большому сожалению, практическое прекращение финансирования работ по региональному изучению недр и сопровождающих их научных изысканий не способствует уточнению данных о геологическом строении Горной Шории, и наши представления о ее металлогении, локальный прогноз на возможное наличие новых месторождений различных полезных ископаемых будут во многом ущербны

Многолетние поисковые и оценочные работы в Таштагольском районе выявили здесь весьма широкий спектр месторождений и проявлений полезных ископаемых. Ниже дается последовательная характеристика всех разведанных в районе полезных ископаемых. Из них первое место по праву принадлежит месторождениям железа.

Железо. Железорудные месторождения Таштагольского района сгруппированы в две группы Тельбесскую и Кондомскую [2, 12, 14, 16]. Первая включает в себя Сухаринское, Тельбесское, Темиртауское, Казское месторождения. Вторая – Таштагольское, Шерегешевское и Шалымское месторождения. Все они сформированы в островодужных образованиях среднего и верхнего кембрия под влиянием контактово-метосоматических процессов в контактах субпластовых интрузий щелочного состава (габбро-сиениты, сиениты) с карбонатными породами. Исторически первыми были открыты месторождения Тельбесской группы (Сухаринское в 1773 г., Тельбесское – 1858, Темиртауское – 1897, Казское – 1930). Месторрождения Кондомской группы открыты в более позднее время: Шерегешевское в 1908-1912 г., Таштагольское – 1911, Шалымское -1931.

На настоящее время большинство из них отработаны и представляют только исторический и минералогический интерес. В разработке остаются Казское месторождение Тельбесской группы, Таштагольское и Шерегешевское месторождения Кондомской группы. При этом следует учесть, что разработка Казского месторождения близка к завершению. Остающиеся на нем запасы руды позволяют вести рентабельную работу рудника только до 2021 года (балансовые запасы на 2015 г

по категориям C_1 и C_2 составляли 51982 тыс. т.). Особых перспектив на обнаружение магнетитовых руд на фдангах месторождения нет.

Таштагольское месторождение, расположено в 220 км к югу от г. Новокузнецк. Первые сведения о месторождении содержатся в заявке местного охотника Скворцова (1911 г). Разведка проведена в 1931-1935 г.г. Эксплуатационные работы начаты в 1941 г. С 2004 года разработка месторождения осуществляется ОАО «Евраз-ЗСМК».

В геологическом плане месторождение приурочено к южной части Кондомской грабен-синклинали, в зоне Ташелгино-Кондомского разлома, залегая среди вулканогенно-осадочных пород мундыбашской свиты среднего кембрия. Рудная зона приурочена к вулкано-купольной структуре и залегает согласно с вмещающими породами. Интрузивные образования - среднекембрийские сиениты и габбро-порфириты, девонские диабазы. Общая протяжённость рудной зоны 3500 м. Залегание рудной зоны крутое 60-90 градусов. Протяжённость рудных тел по простиранию 40-1300 м, по падению 80-1700 м, мощность 5-90 метров. Тела линзообразной и пластообразной формы. Разведочными работами установлено выклинивание на глубине рудных тел, расположенных в центральной части месторождения и появление в юго-восточной и северо-западной частях новых слепых рудных линз. Руды магнетитовые, редко сульфидно-магнетитовые с содержанием железа в среднем по месторождению 44,7%. Содержание вредных примесей незначительно - серы - 0,11%, фосфора 0,4 %.

С момента начала эксплуатационных работ добыто около 135 млн. т сырой руды. Общие запасы руды по категории $A+B+C_1$ составляют 315 млн. т, по категории C_2 90 млн. т. Прогнозные ресурсы месторождения в два раза превышают разведанные запасы. Перспективы связаны с освоением глубоких горизонтов месторождения. В настоящее время идет реконструкция рудника, которая позволит увеличить годовую добычу руды до 3,25 млн. т. Оставшихся запасов Таштагольского месторождения достаточно для 55 лет работы (без учета запасов глубоких горизонтов).

Шерегешевское месторождение. Расположено в 20 км к северо-западу от г. Таштагол в районе гор Кубес и Мустаг. Открыто братьями Александром и Михаилом Шерегешевыми в 1908-1912 годах. В 1931 году началась разведка месторождения. Начиная с 1952 года месторождение начало отрабатываться открытым, а с 1961 года подземным способом. Месторождение вскрыто до горизонта - 85 м (отметка поверхности +630 м).

Рудное поле Шерегешевского железорудного месторождения сложено среднекембрийскими эффузивно-осадочными отложениями мундыбашской свиты и несогласно перекрывающими их песчано-глинистыми отложениями нижнего ордовика. Отложения мундыбашской свиты прорваны Кубесской сиенитовой и Сарлыкской гранитной интрузиями. Рудовмещающим является горизонт терригенно-осадочных пород мундыбашской свиты (туфы и туффиты трахитовых и андезитовых порфиритов, мергели, доломиты, известняки). Структура рудно-скарновой зоны очень сложная: мульдообразная на востоке, крутопадающая с выполаживанием до горизонтального в центральной части и моноклинальная пологопадающая на западе. Общая длина рудно-скарновой зоны по простиранию около 3,5 км, по падению до 1 км. Количество рудных тел на отдельных участках от 2-х до 24-х. Размеры их по простиранию и падению от нескольких десятков сантиметров до 800-900 м, мощность от 2-х метров до 160 метров. Форма рудных тел разнообразная - от сложноветвящихся с раздувами и пережимами линз, до пластообразной. Распределение железа в рудах неравномерное. Руды магнетитовые с примесями цинка, кобальта, серы и фосфора. Руды легкообогатимые. Среднее содержание железа в сырой руде 29-32%, в первичном концентрате 48-50%, в хвостах обогащения 10-14%.

За время эксплуатации добыто 129 млн. т сырой руды. Общие запасы железных руд по категориям $A+B+C_1$ по состоянию на начало 2007 г. составляли 156 млн.т. В настоящее время месторождение разрабатывается ОАО «Евраз-ЗСМК», начата реконструкция рудника, которая позволит увеличить годовую добычу руды до 4,8 млн. т в год. Обеспеченность запасами - около 60 лет работы. Можно констатировать, что к настоящему времени резерв легко открываемых (выходящих на поверхность или расположенных вблизи поверхности) железорудных месторождений в районе исчерпан. С достаточной степенью уверенности мы можем утверждать, что все железорудные месторождения связаны с островодужными формациями среднего кембрия (обязательно должны содержать горизонты известняков), которые прорваны субпластовыми интрузиями основного состава. Рудовмещающие толщи несогласно перекрываются терригенно-карбонатными отложениями раннего ордовика, в базальных конгломератах последних отмечены обломки мартитовых руд. Таким образом, четко оконтурены как литологические, так и временные критерии процессов рудообразо-

вания. Все площади выходов перспективных образований на дневную поверхность детально изучены с поверхности, в том числе и с бурением поисковых скважин. Перспективы района могут быть связаны только с глубокозалегающими объектами, а это значит, что их поиски будут сопряжены со значительными материальными затратами. Без хорошо проработанного локального прогноза такие работы просто бессмысленны.

Марганец. В районе известно одно сравнительно небольшое Селезеньское месторождение - этого чрезвычайно дефицитного в области металла [2, 11]. Оно расположено в левом борту р. Селезень в 65 км к юго-западу от г. Таштагол, с которым связана автомобильной дорогой. Открыто в 1934 г. Г.Д. Афанасьевым. Разведка месторождения с перерывами велась с 1935 по 2008 г.г. Месторождение разрабатывалось Сибирской горно-металлургической компанией (SGMK) с 2006 г. В 2011 г. на месторождении была запущена обогатительная фабрика, позволяющая перерабатывать 600 тыс. т руды ежегодно. Мощность позволяет выпусать 120 тыс. т концентрата с содержанием марганца до 45%. В настоящее время работы на месторождении прекращены по причине не подтверждения запасов и сложности геологического строения.

Селезеньское месторождение приурочено к коре выветривания верхнего мела-нижнего палеогена и продуктам её переотложения. Кора выветривания образована по кремнисто-карбонатным и сланцевым толщам венд-нижнекембрийского возраста. Руды железомарганцевые, окисные, инфильтрационного типа. Месторождение локализовано на нескольких участках, расположенных на площади около 90 км^2. Форма рудных тел чаще всего гнездовая, линзообразная или пятна неправильной формы. Размеры рудных тел от 5-15 м по ширине и 15-25 м (редко 50 м и более) в длину; контакты с вмещающими породами резкие, субвертикальные. Исходная руда месторождения низкосортная, требующая обогащения. Средний состав руд (%): марганец общий -15,75; железо общее - 8,76; кремнезём - 76,86; фосфор - 0,14. Запасы по категориям C_1 и C_2 составляют 297,56 тыс. т.

Прогнозные ресурсы Таштагольского района по марганцу составляют 11,7 млн. т, однако, как представляется авторам, эта цифра многократно завышена.

Медь. Несмотря на обилие проявлений медной минерализации, территория Таштагольского района не содержит значимых месторождений. Более того, нет ни одного объекта, на котором были бы проведены разведочные работы и посчитаны реальные запасы металла. Вместе с тем в районе известно рудопроявление самородной меди, несколько преждевременно именуемое Тайметским месторождением. Оно открыто В.Д Вертелем в 1931 г., расположено в 160 км от г. Новокузнецк на водоразделе рек Таймет и Пызас. В 1950-1955 г.г. на рудопроявлении проводилась предварительная разведка, а в 1990-1991 г.г. проведен подсчет прогнозных ресурсов. При глубине подсчета в 700 м - они составили по категории P_1 1600 тыс. т; - по категории P_2 – 600 тыс. т. Такие прогнозные ресурсы позволяют предполагать наличие здесь крупного медного месторождения и требуют проведения детальных разведочных работ, подсчета запасов и постановки объекта на государственный баланс. Без таких исследований начинать работы по освоению Тайметского рудопроявления преждевременно, хотя в 2005 г. состоялось решение Таштагольского горсовета №14 от 23.12.2005 г., в котором говорится о целесообразности строительства на его базе горно-обогатительного предприятия.

Медные залежи Тайметского рудопроявления приурочены к островодужным образованиям венда-палеозоя, концентрируются в проницаемых для рудоносных растворов зонах (контакты тел базальтоидов кембрия, брекчированные, пористые и миндалекаменные разности андезибазальтов девона, зоны тектонических брекчий по диабазам нижнего кембрия). Самородки меди достигают 16 т.

Золото. Территория Таштагольского района изобилует рудопроявлениями коренного золота, но нет ни одного месторождения с промышленными параметрами. Как представляется авторам, коренное золото Горной Шории по генезису принадлежит нескольким формационным типам: скарново-магнетитововому, золото-кварцевому, золото-сульфидному в метосоматитах.

Проявления первого типа вряд ли когда-либо будут востребованы, хотя повышенная золотоносность магнетитовых скарнов железорудных месторождений Таштагольского района давно известна. Главная проблема здесь заключается в отсутствии приемлемой технологии извлечения золота из магнетита, а без таковой говорить о перспективах на золото скраново-магнетитовых месторождений не приходится. Кроме того, большинство этих месторождений уже отработаны, а разработка и внедрение новых технологий переработки руд потребует много времени и дополнительных затрат. Вряд ли это целесообразно в настоящий момент времени (в разработке находятся только два месторождения, из которых перспективы на длительное время имеет только Таштагольское).

Второй золото-кварцевый тип рудопроявлений связан с гидротермальными кварцевыми жилами. Рудопроявлений этого типа достаточно много, но каждый в отдельности не представляет промышленного интереса (малая мощность и протяженность жил, резко неравномерное распределение

золота). Впрочем, это не мешает в ряде случаев разработке отдельных жил старательскими методами (если такие жилы располагались вблизи разрабатываемых россыпей). Данный тип золоторудной минерализации сыграл решающую роль в формировании россыпных месторождние региона.

Наибольшие перспективы в районе связываются с третьим золото-сульфидным типом рудопроявлений. К этому типу принадлежит Каларское рудопроявление (в настоящее время на нем ведутся поисково-оценочные работы). Оно расположено в среднем течении р. Каз в 6 км к юго-западу от железнодорожной станции Калары на ветке Новокузнецк-Таштагол [11]. Выявлено в 1967 г. при проведении геохимических поисков. На проявлении выявлено 8 золотоносных зон гидротермально-измененных пород протяженностью до 800 м и мощностью до 50 м. Прогнозные ресурсы проявления позволяют предполагать наличие здесь среднего по размерам месторождения золота. Среди оцененных проявлений рудного золота следует отметить небольшое по размерам Джелсайское месторождение, расположенное в 28 км к. (открыто в 1914 г.). Запасы рудного золота по категории C_1 составляют 670 кг. В 1930-1933 г.г. в ходе пробной разработки добыто 43 кг металла.

Россыпные месторождения в Таштагольском районе (аллювиальные россыпи) известны с позапрошлого века. С того же времени ведется их разработка, которая продолжается до настоящего времени силами небольших старательских артелей. Остающееся в россыпях запасы это первые десятки и сотни килограммов, но их добыча остается экономически рентабельной и приносит ежегодно несколько сотен килограммов металла [1]. Ниже приводятся сведения по основным россыпям района.

- р. Заслонка с притоками (ООО «Пай Чер»). Запасы золота по категориям C_1+C_2 – 43 кг;
- р. Таенза (ОАО «Алтайский прииск») – C_1 – 175 кг;
- р. Карышлан, р.р. Мог.-Николка (ОАО «Алтайский прииск») – C_1 – 289 кг;
- р. Мрассу (ОАО «Алтайский прииск») – C_1+C_2 – 1535 кг;
- р. Большая Суета, руч. Троицкий - C_1 – 151 кг;
- р Ганова, левый приток р. Кондома - C_1+C_2 – 72 кг;
- р. Камзас, левый приток р. Мрассу - C_1– 20 кг;
- р. Кондома (руч. Кашкен-Шуштангол) - C_1+C_2 – 147 кг;
- р. Ляпинка, левый приток р. Александровка - C_2– 69 кг;
- р. Малая Кондома- C_1– 80 кг;
- р. р. Мунжа-Кубань, притоки р. Кондома - C_1+C_2 – 29 кг;
- р. Сынзас- C_1+C_2 – 217 кг;
- р. р. Базас-Сунзас- C_1+C_2 – 432 кг;
- руч. Осиновый, левый приток р. Кондома- C_1– 14 кг;
- руч. Чугунаш, правый приток р. Мундыбаш- C_1– 86 кг.

Из перечисленных объектов наибольшее значение имеют россыпи верховий бассейна р. Мрассу. Для экономического развития района эти объекты имеют второстепенное знечение.

Неметалические полезные ископаемые. Таштагольский район богат разнообразными неметаллическими полезными ископаемыми [3;11;16]. Их них лишь немногие в настоящее время являются предметом разработки. Среди последних: - Таензинское месторождение доломитов для стекольной промышленности, разрабатываемое ООО «ГП «Карьер Таензинский». Запасы по категории C_1 составляют 12876 тыс т; - месторождение флюсовых известняков Большая гора, разрабатываемое ООО «Темирский рудник» с запасами категории $B+C_1$ равными 101863 тыс. т.

Остальные месторождения нерудных полезных ископаемых района до настоящего времени по разным причинам остаются невостребованными. Среди них крупное Белкинское месторождение фосфоритов с запасами категорий $A+B+C_1$ = 43714, C_2 = 146813 тыс. т; Шерегешевское месторождение кирпичных глин с запасами категорий B = 545 тыс. м^3, C_1 = 1666,3 тыс. м^3; Кедровское месторождение цементных и флюсовых известняков (запасы $A+B+C_1$ = 28869, C_2 = 2660 тыс. т); Мундыбашское месторождение бутового камня с запасами - C_1 = 14,2 млн. м^3; Сарлыкское месторождение гранитов, пригодных для изготовления облицовочно-поделочных изделий, устройства лестниц, полов; облицовочных изделий с зеркальной фактурой обработки поверхности (запасы по категориям: B = 5251 тыс. м^3, C_1 = 6111 тыс. м^3, C_2 = 5605 тыс. м^3); Шерегешевское месторождение гранитной дресвы которая может применяться в качестве заполнителя бетона марок 150, 300, 400, 500, свежие породы массива удовлетворяют требованиям промышленности к облицовочному сырью, запасы дресвы по категориям $B+C_1$ = 6978 тыс. м^3; Светлоключевское месторождение талькового сланца, пригодного для использования в резиновой промышленности, производстве инсектицидов, керамической промышленности (запасы по категориям A = 1450,7 тыс. т, B = 205,8 тыс. т, C_1 = 3765,8 тыс.

т; C_2 = 6875 тыс. т); Леспромхозное месторождение бруситовых мраморов (облицовочно-поделочные изделия, строительное производство), запасы категории C_2 – облицовочный камень (мрамор) – 1558 тыс. м^3, строительный камень – 768 тыс. м^3; Сухаринское месторождение известняков пригодных для получения воздушной извести с запасами категорий В = 164,5, C_1 = 551,3 тыс. м^3 и неограниченными прогнозными ресурсами; Подкатунское месторождение известняков пригодных для получения воздушной извести с запасами категорий C_2 = 200 тыс. м^3; Шалымское месторождение строительного камня пригодного для производства высокомарочного щебня («1200») и в качестве заполнителя бетона, балласта железных дорог (запасы категории C_2 = 636 млн. м^3); Чугунашское месторождение кварцитов пригодных для получения ферросплавов с запасами по категориям В = 2512 тыс. т, C_1 = 2224 тыс. т, C_2 = 1864 тыс. т.; Казсское месторождение диабазов, пригодных для производства щебня для балластного слоя железнодорожного пути и заполнителя бетонов в строительстве автодорог (запасы категории C_2 = 11,2 млн. м^3); Верхне Учуленское месторождение доломитизированных известняков для использования в качестве металлургических флюсов и изготовления извести (ранее разрабатывалось местными жителями) (запасы категории C_1 = 200 тыс. м^3); Красно Тенешское месторождение доломитизированных известняков пригодных для использования в качестве металлургических флюсов и стекольной промышленности (запасы категории C_1 = 1950,7 тыс. м^3). Кроме перечисленных выше в пределах Таштаголского района известны и много других проявлений неметаллических полезных ископаемых (главным образом облицовочные камни, строительные материалы, материалы для изготовления строительной керамики). Все они нуждаются в дополнительном изучении и подсчете запасов (на сегодня имеются только прогнозные ресурсы).

Выводы. Несмотря на значительное количество выявленных и оцененных месторождений полезных ископаемых, Таштагольский район продолжает оставаться зависимым от одного вида минерального сырья (железной руды). Три действующие в районе рудника ОАО «Евраз-ЗСМК». Из них значительные перспективы связываются только с одним Таштагольским. Завершение работ на Казском руднике и отсутствие значительных перспектив на Шерегешевском создают в районе сложную ситуацию. При этом выполнить диверсификацию горнодобывающей отрасли очень сложно, поскольку известные месторождения металлических полезных ископаемых или очень незначительны по запасам (россыпи и месторождения золота), или имеют крайне сложное геологические строение (марганцевые руды).

Разработка подавляющего большинства месторождений неметаллических полезных ископаемых возможна только при условии общего экономического роста Кемеровской области, поскольку продукция в большинстве случаев может быть рентабельна только в ее пределах. Как пример можно привести недавнюю историю с началом строительства 7 июля 2008 года крупного промышленного комплекса «Учуленский цементный завод». Проектировалось предприятие с проектной мощностью 1,2 - 1,3 миллиона тонн цемента в год, его базой должны были стать Кедровское месторождение известняков и отходы горнодобывающих предприятий района. Широко разрекламированный на начальном этапе, проект был вскоре забыт и до настоящего времени не реализован. Экономическая целесообразность строительства завода весьма сомнительна при учете наличия в Кемеровской области крупных предприятий цементной промышлености (ООО Топкинский цемент) и недавнем закрытии подобного предприятия в пос. Яшкино. Вместе с тем, как уже отмечалось ранее для Новокузнецкого и Междуреченского районов, [7, 8] - многие месторождения неметаллических полезных ископаемых могли бы стать основой для развития предприятий малого и среднего бизнеса и тем самым внести свою лепту в экономическое развития региона.

.

Библиографический список

1. Бутвиловский В.В., Аввакумов А.Е., Гутак О.Я. Россыпная золотоносность юга Западной Сибири. Историко-геологический обзор и оценка возможностей. – Новокузнецк: Кузбасская государственная педагогическая академия, 2011. – 241 с.

2. Геология СССР. Т. XIV. Западная Сибирь (Кемеровская, Новосибирская, Омская, Томская области, Алтайский край). Полезные ископаемые Книга 1. – М.: Недра, 1982. – 319 с.

3. Геология СССР. Т. XIV. Западная Сибирь (Кемеровская, Новосибирская, Омская, Томская области, Алтайский край). Полезные ископаемые. Книга 2. – М.: Недра, 1982. – 196 с.

4. Гутак Я.М. Эволюция обстановок седиментогенеза в западной части Алтае-Саянской складчатой области (АССО) в позднем докембрии-палеозое // Эволюция осадочных процессов в истории Земли / Материалы 8-го Всероссийского литологического совещания (Москва, 27-30 октября 2015 г.) – Москва: РГУ нефти и газа им. И.М. Губкина, 2015. Т. I. – С. 85 – 87.

5. Гутак Я.М. Картирование глубокоэродированых вулканических построек на примере среднепалеозойских вулканов Западной части Алтае-Саянской складчатой области (Горный Алтай, Горная Шория) // Природа и экономика Кемеровской области и сопредельных территорий: сб. науч. ст. – Новокузнецк, 2015. – С. 6 – 13.

6. Гутак Я.М. Девонский вулканизм Горной Шории (западная часть Алтае-Саянской складчатой области) // VIII Международная научная конференция «Вулканизм, биосфера и экологические проблемы». Сборник материалов. – Майкоп.: Изд-во «Магарин О.Г.» . – 2016. – С. 58 – 80.

7. Гутак Я.М. Минеральные ресурсы металлических и неметаллических полезных ископаемых Новокузнецкого административного района Кемеровской области // Наукоемкие технологии разработки и использования минеральных ресурсов: науч. журнал. – Новокузнецк: Сибирский государственный индустриальный университет, 2017, №3. – С. 125-131.

8. Гутак Я.М. Минерально-сырьевая база юга Кемеровской области (Междуреченский административный район) // Наукоемкие технологии разработки и использования минеральных ресурсов: науч. журнал. – Новокузнецк: Сибирский государственный индустриальный университет, 2018, №4. – С. 135-140.

9. Гутак Я.М. Савицкий В.Р., Ляхницкий В.Н., Абушик А.Ф., Савина Н.И., Родина О.А. Открытие силурийских отложений в Горной Шории и их корреляция с отложениями смежных регионов // Эволюция жизни на Земле. Материалы III международного симпозиума. 1 -3 ноября 2005 г. Томск, 2005. – С. 121 – 122.

10. Кондаков А.Н., Ввозная А.А. Минеральные ресурсы недр Кемеровской области. Книга 1. Металлические полезные ископаемые. – Кемерово: КузГТУ: ООО «ИНТ», 2013. – 290 с.

11. Кондаков А.Н., Ввозная А.А. Минеральные ресурсы недр Кемеровской области. Книга 2. Неметаллические твердые полезные ископаемые. –Кемерово: КузГТУ, 2016. – 496с.

12. Ляхницкий В.Н., Хромых В.Г., Макаренко С.Н.. Коняева И.А. Находка ордовикской фауны в карбонатных отложениях Мрасского выступа (Горная Шория) // Формационный анализ в геологических исследованиях / Материалы научно-практической конференции, Томск, 5-6 апреля 2002 г. - Томск: Томский государственный университет, 2002. – С. 77 - 79.

13. Ляхницкий В.Н., Хромых В.Г. О возможном наличии ордовикских отложений на Мрасском выступе (Горная Шория) // Новости палеонтологии и стратиграфии Вып. 12. / Приложение к журналу «Геология и геофизика». Т. 50, 2009 – С. 71 – 79.

14. Рахуба О.А., Карасева В.В., Лапшова Е.О. Скарновые железорудные месторождения Кемеровской области // Наука и молодежь: проблемы поиски, решения, труды Всероссийской научной конференции студентов, аспирантов и молодых ученых. – Новокузнецк: Изд. центр СибГИУ, 2019. – Вып. 23. Ч. I. Технические науки. – С. 170 – 176.

15. Шокальский С.П. Бабин Г.А., Владимиров А.Г., Борисов С.М. и др. Корреляция магматических и метаморфических комплексов западной части Алтае-Саянской складчатой области. – Новосибирск, 2000. – 187 с.

16. Шпайхер Е.Д., Гутак Я.М., Епифанцев О.Г., Лукин К.Д. Геологическое строение и полезные ископаемые Кемеровской области. Учебник для студентов вузов. Новокузнецк, 2006. - 170 с.

УДК 332.055.2

ПЕРСПЕКТИВНЫЕ НАПРАВЛЕНИЯ РАЗВИТИЯ НЕФТЕПЕРЕРАБАТЫВАЮЩЕЙ ПРОМЫШЛЕННОСТИ В РЕГИОНАХ РОССИИ

[1] д.э.н. Филимонова И.В., [1] к.э.н. Проворная И.В., [2, 3]Дзюба Ю.А., [2, 3]Тагаева А.А.
1 - Федеральный исследовательский центр угля и углехимии СО РАН, г. Кемерово, Россия
2 - Институт нефтегазовой геологии и геофизики им. А.А. Трофимука СО РАН, г. Новосибирск, Россия
3 - Новосибирский национальный исследовательский государственный университет, г. Новосибирск, Россия

Аннотация. В рамках исследования был проведен комплексный анализ современного состояния и структуры нефтеперерабатывающей промышленности России. Также на основе метода кластеризации были сгруппированы российские нефтеперерабатывающие заводы с точки зрения максимальной схожести значений показателей. Цель исследования заключалась в проведении комплексного анализа современного состояния и структуры нефтеперерабатывающей промышленности.

Ключевые слова: нефтеперерабатывающая промышленность, нефтепереработка, энергетическая стратегия России, нефтеперерабатывающие заводы, нефить, кластер.

Введение. Россия является ключевым игроком на мировом рынке жидкого топлива и выступает в качестве одного из мировых лидеров в добыче и переработке сырой нефти, а также в экспорте нефтепродуктов. Однако продолжительный период времени российская нефтяная промышленность по большей части специализировалась на добыче и только в начале 2010 г. вопрос развития перерабатывающего сектора получил должное внимание. Тем не менее, нефтеперерабатывающая отрасль все еще отстает по показателям эффективности, что отражено в нескольких ключевых качественных параметрах: индекс сложности Нельсона; доля прямогонного топлива в выпуске нефтеперерабатывающих заводов (далее - НПЗ); производство высококачественного топлива на тонну рафинированного сырья [1].

Последующее развитие нефтеперерабатывающего сектора является одним из приоритетных направлений развития отрасли, установленных Энергетической стратегией России до 2035 года. Направления развития и функционирования нефтепереработки в России обусловлены структурными и технологическими изменениями, произошедшими в связи с модернизацией отрасли. Помимо этого, ежегодно осуществляется ужесточение требований и норм по качеству сырья и продуктов переработки. Нефтеперерабатывающая промышленность России также претерпевает определенные изменения в области организационной и региональной структуры, перераспределением роли основных участников рынка. Несмотря на высокую степень концентрации и централизации производства и капитала в нефтеперерабатывающей отрасли России, в последние годы прослеживается устойчивая тенденция к возрастанию роли независимых переработчиков, одновременно при снижении доли Вертикально-интегрированных нефтяных компаний (далее - ВИНК). Это в существенной степени связано с ростом перерабатывающих мощностей в регионах, где до недавнего времени отсутствовала собственная переработка нефти, а также части в регионах, откуда осуществляется экспортирование нефтепродуктов за рубеж.

Объем первичной переработки нефти в России в 2017 г. остался на уровне предыдущего года и составил 279,5 млн т, уровень загрузки установок по первичной переработке нефти незначительно вырос: с 86,4 % до 86,7 % (рис. 1). Снижение объема переработки нефти в России происходило в 2014–2016 гг. Все изменения в отрасли за последние годы во многом были связаны с законодательными решениями в сфере налогообложения, ограничивающими экспорт темных низкокачественных нефтепродуктов (мазута и отчасти дизельного топлива), используемых за рубежом в качестве сырья.

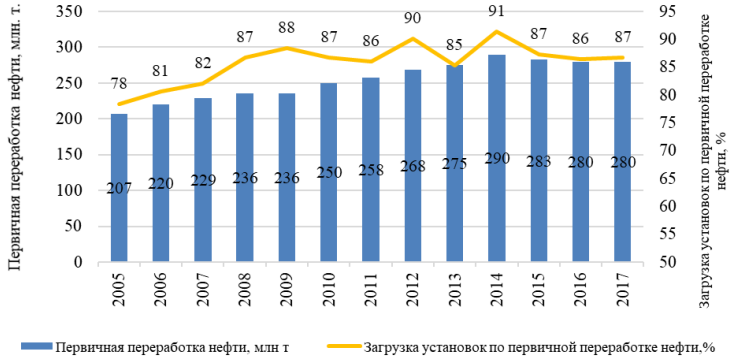


Рис. 1 - Динамика первичной переработки нефти в РФ в 2005-2017 гг.
(Источник: ЦДУ ТЭК в 2010-2017 гг.)

В рамках настоящей статьи были определены ключевые проблемы, стоящие перед российским нефтеперерабатывающим сектором: проблема повышения глубины переработки и, как следствие, увеличение выпуска бензина и дизельного топлива, сокращение мазута; вопрос модернизация НПЗ для выпуска экологически чистых топлив стандарта ЕВРО; перенос налогового бремени с внешнего рынка на внутренний рынок (налоговый маневр). Данная проблематика и её решения посредством долгосрочного прогноза основных отраслевых и экономических показателей отрасли была уже поднята и описана с использованием модельного комплекса SCANER, разработанного в Институте ИЭИ РАН [2]. Этот подход продемонстрировал свою целесообразность в ходе разработки глобальных и российских энергетических прогнозов ERI РАН [3] и был принят для анализа ключевых технико-экономических параметров нефтепереработки рядом авторов [4]. Прогноз позволил им оценить изменения в секторе, динамику внутреннего топливного баланса и экспортного потенциала.

Однако вопрос предполагает дальнейшее изучение ввиду своей актуальности и своевременности, также предполагается совершенствование законодательства и государственного управления в сфере нефтепереработки, что в свою очередь требует наличие обоснованных вычислений и прогнозов посредством более сложных методов прогнозирования и моделирования. Для решения описанных задач требуется более сложный инструментарий. В качестве такого мы взяли кластерный анализ, который уже успешно применялась в работах по прогнозированию спроса на нефть, нефтепродукты [5].

Таким образом, основная цель исследования заключалась в проведении комплексного анализа современного состояния и структуры нефтеперерабатывающей промышленности России, а также в проведении обширного анализа методов обработки данных. На основе метода кластеризации, были сгруппированы нефтеперерабатывающие заводы России с точки зрения максимальной схожести значений показателей.

Методы исследования. В рамках исследования был проведен комплексный анализ современного состояния и структуры нефтеперерабатывающей промышленности России. Также на основе метода кластеризации были сгруппированы российские нефтеперерабатывающие заводы с точки зрения максимальной схожести значений показателей. В общем случае кластерный анализ предназначен для объединения объектов в кластеры таким образом, чтобы в один кластер попадали максимально схожие, а объекты различных классов максимально отличались друг от друга. Далее описаны основные этапы созданного алгоритма:

Этап 1. Подготовительный.

- составление базы данных показателей по заводам;

Базой данных являлась таблица, в которой по вертикали размещены 24 завода, а горизонтально расположены 6 основных показателей, с помощью которых и будет определяться мера сходства или различия объектов анализа.

- обоснование выбора показателей.

Было выбрано 6 показателей, которые являются основными для оценки деятельности нефтеперерабатывающего завода (табл. 1).

Таблица 1

Выбранные показатели нефтеперерабатывающих заводов

X1	Производство автомобильного бензина, тыс. тонн
X2	Производство дизельного топлива, тыс. тонн
X3	Мазут топочный валовой, тыс. тонн
X4	Первичная переработка нефти, тыс. тонн
X5	Глубина переработки нефти, %
X6	Загрузка установок первичной переработки нефти, %

Этап 2. Приведение данных к сопоставимому виду.

Так как выбранные для анализа данные имеют разную шкалу измерения, было целесообразно привести их к соизмеримому виду, который можно применить для расчета меры различия между заводами. Для этого максимальному значению по каждому показателю была присвоена единица, а значения остальных заводов были нормированы относительно максимального значения.

Этап 3. Нахождение меры различия между анализируемыми объектами.

Чтобы начать распределение заводов по кластерам, необходимо было выбрать меру относительно которой будет определяться, являются ли заводы объектами с близкими значениями и на каком уровне определяются в один кластер. В качестве такой меры было использовано евклидово расстояние.

Этап 4. Непосредственно кластеризация объектов.

- нахождение минимального значения различия между заводами и объединение их в один кластер;
- составление новой таблицы с мерами расстояния с объединёнными в один кластер заводами. При формировании новой матрицы расстояний, выбираем наименьшее значение из значений объединённых объектов;
- нахождение нового минимального значения, объединение объектов в один кластер, составление новой матрицы расстояний;
- продолжение процесса до тех пор, пока не останется два кластера.

Таким образом, при проведении кластерного анализа по принципу “ближнего соседа” удалось получить два кластера, наиболее удалённых друг от друга.

Этап 5. Представление результатов с помощью дендрограммы.

Для визуализации процесса кластеризации необходимо построение графика, используемого для представления результатов иерархической кластеризации. Дендрограмма показывает степень близости отдельных объектов и кластеров, а также наглядно демонстрирует в графическом виде последовательность их объединения или разделения. Количество уровней дендрограммы соответствует числу шагов слияния или разделения кластеров.

Этап 6. Описание кластеров

Описание кластеров содержит общую информацию о каждом заводе, вошедшем в данный кластер, а также некоторые общие параметры и данные, подтверждающие однородность группировок.

Для описания конкретных кластеров необходимо выбрать уровень, на котором эти кластеры будут определены (выбрать количество описываемых кластеров), что происходит, как правило, исходя из высоты «скачков» на дендрограмме. Когда расстояние между объединяемыми кластерами существенно возрастает, на дендрограмме видна существенная разница между расстояниями, на которых начинают объединяться кластеры, что содержательно означает попадание в кластер значимо неоднородных объектов.

Информационной базой при обработке и использовании статистической информации стали следующие 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».

Результаты и всестороннее рассмотрение вопроса. Согласно описанному алгоритму кластеризации нефтеперерабатывающих заводов, был проведён следующий процесс:

На этапе 1 была составлена исходная база данных за 2017-й год по 24 заводам с рассмотрением 6 показателей (табл. 2).

Таблица 2

Исходная база данных с показателями по заводам, 2017 г.

Наименование НПЗ	Пр-во автомобильного бензина, тыс. тонн	Пр-во дизельного топлива, тыс. тонн	Мазут топочный валовой, тыс. тонн	Первичная переработка нефти, тыс. тонн	Глубина переработки, %	Загрузка установок первичной переработки нефти, %
Ангарская НХК	1368,4	2695,9	820,1	9627,0	91,5	94,5
Ачинский НПЗ	976,3	1938,6	1592,8	6323,2	74,8	84,3
Комсомольский НПЗ	547,8	1855,5	160,2	6438,5	97,5	80,5
Куйбышевский НПЗ	789,3	1609,6	1753,6	5195,3	66,3	74,3
Новокуйбышевский НПЗ	1397,0	2213,5	2037,0	8050,2	74,7	84,6
Рязанская НПК	3033,0	3057,0	3822,4	13335,2	71,3	77,8
Саратовский НПЗ	943,3	1761,2	1115,3	5770,9	80,7	82,4
Сызранский НПЗ	1080,9	1955,3	921,4	5941,4	84,4	69,9
Волгограднефтепере-рера-ботка	1894,0	6141,4	994,4	14094,9	92,9	89,8
Нижегороднеф-теоргсин-тез	4139,8	3894,6	3512,9	14215,1	75,2	83,6
Пермнефтеоргсин-тез	1665,6	5076,4	367,2	12598,9	97,1	96,2
Ухтанефтепереработка	432,4	752,8	576,5	2310,4	75,1	58,1
Хабаровский НПЗ	623,9	912,1	110,7	4669,0	97,6	93,4

Московский НПЗ	1964,5	1723,7	1806,2	9371,3	80,7	77,1
Омский НПЗ	4826,8	6210,7	1510,7	19576,9	92,3	88,1
Киришинефтеорг-синтез	2549,5	6535,5	7109,3	18187,2	60,9	90,5
Ярославнефтеорг-синтез	2590,1	4221,7	5052,0	15479,3	67,4	103,2
Газпром добыча Астрахань	927,3	661,0	328,7	2047,4	83,9	61,9
Филиал Башнефть-Новойл	865,8	1685,4	957,5	6873,4	86,1	97,1
Филиал Башнефть-УНПЗ	1546,1	2625,9	1744,0	5057,2	65,5	76,6
Филиал Башнефть-Уфанефтехим	1354,7	2414,1	506,2	6990,2	92,8	73,6
Газпром нефтехимСалават	916,2	1512,8	578,8	6476,5	91,1	64,8
Орскнефтеоргсинтез	744,4	911,5	698,6	4743,8	85,3	82,4
ТАИФ-НК	479,1	2227,7	2034,3	8175,4	75,1	98,0

Источник: составлено автором по материалам нефтегазового журнала «Info-Tech»

Далее была проведена сама кластеризация нефтеперерабатывающих заводов и выделены кластеры, каждый из которых содержит те НПЗ, значения которых однородны.

На 5 этапе была построена дендрограмма (рис. 2), которая наиболее ярко характеризует степень близости значений объектов относительно друг друга.

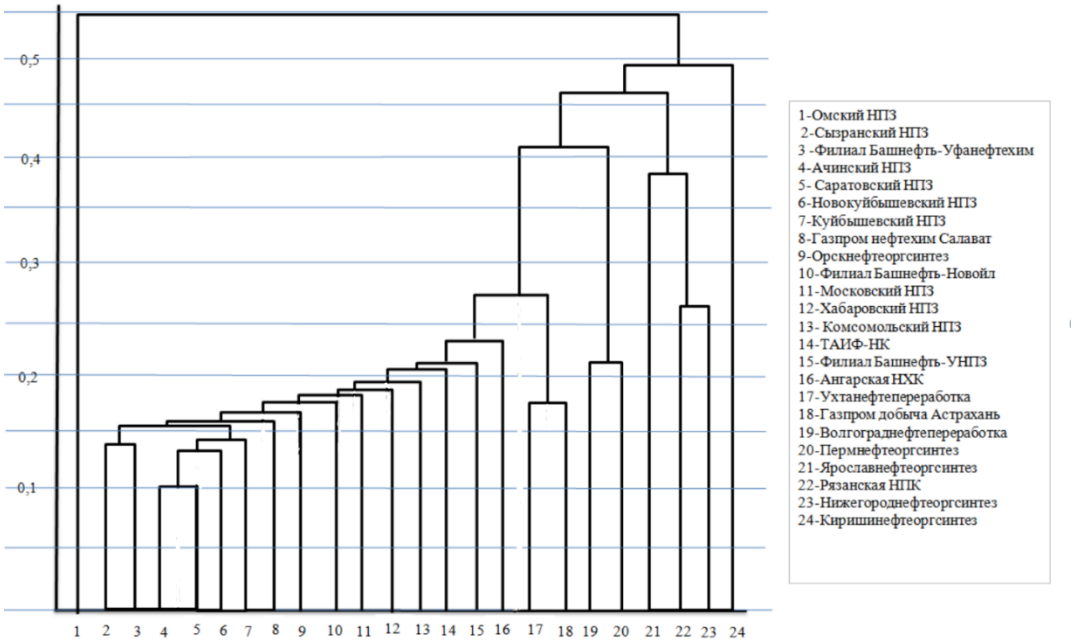


Рис. 2. Дендрограмма НПЗ России по основным кластерам

Двигаясь сверху вниз, НПЗ имеют более однородные показатели, объединяются и формируют кластеры. Каждый узел диаграммы, приведенной выше, представляет объединение двух или более кластеров, положение узлов на вертикальной оси определяет расстояние, на котором были объединены соответствующие кластеры.

В первом кластере Омский нефтеперерабатывающий завод - один из крупнейших нефтеперерабатывающих предприятий России. Принадлежит компании «Газпром нефть». Является одним из самых современных нефтеперерабатывающих заводов России и одним из крупнейших в мире, поэтому его характеристики существенно отличаются от других НПЗ, представленных для анализа.

Во второй кластер вошло самое большое количество заводов России. Все предприятия, представленные в этом кластере, являются ведущими НПЗ со средней первичной переработке нефти 6121,2 тыс. тонн, глубиной переработки 82,53% и загруженностью установок 79,61%.

В третий кластер вошло два завода компании Лукойл: Волгограднефтепереработка и Пермнефтеоргсинтез, которые превышают средние показатели НПЗ, и показывают одни из самых высоких результатов переработки и загруженности установок по сравнению со многими другими НПЗ России.

Четвертый кластер состоит из всего одного завода- Ярославнефтеоргсинтез, один из крупнейших нефтеперерабатывающих заводов России, принадлежит компании Славнефть.

Пятый кластер объединил 2 завода: Рязанскую НПК компании Роснефть и Нижегороднефтеоргсинтез Лукойла. Предприятия характеризуются большими объемами первичной переработки нефти и самыми большими объёмами производства автомобильного бензина (после Омского НПЗ). Рязанская НПК- крупнейшая перерабатывающее предприятие компании Роснефть с первичной переработкой нефти объемом 13335,2 тыс тонн и производством автомобильного бензина- 3033,0 тыс. тонн. Нижегороднефтеоргсинтез -предприятие топливно-масляного профиля в Нижегородской области.

Шестой кластер включил один нефтеперерабатывающий завод компании Сургутнефтегаз-Киришинефтеоргсинтез, который является единственным НПЗ на Северо-западе России и входит в пятерку крупнейших заводов страны по переработке. Предприятие производит 2549,5 тыс. тонн автомобильного бензина и 6535,5 тыс. тонн дизельного топлива в год.

Выводы. В истории развития нефтеперерабатывающей отрасли России с 1945 г. можно выделить одиннадцать этапов. Наиболее важными этапами можно считать периоды 1998-2002 г. и 2011-2014 г., которые характеризуются бурным развитием и активной модернизацией установок.

Анализ современного состояния нефтеперерабатывающей отрасли России показал, что в настоящее время произошло некоторое сокращение объёмов переработки и падение уровня загрузок, из-за снижения мировых цен на нефть, и соответственно адаптации нефтеперерабатывающей промышленности к новым условиям. В целом наблюдается следующая ситуация:

– по мощностям переработки нефти российская нефтеперерабатывающая промышленность занимает третье место среди стран, уступая только США и Китаю;

– глубина переработки нефти значительно выросла за последние 10 лет и в 2017 году достигла 81,6% в среднем по России;

– производство автомобильного бензина и дизельного топлива практически не изменяется, в то время как за последние 2 года производство мазута сократилось более, чем на 20 млн тонн;

– среди российских нефтяных компаний преобладают вертикально интегрированные, на долю которых приходится 70% первичной переработки России;

– лидером по первичной переработке среди российских компаний является Роснефть, чей объём в 2017 году составил 73,7 млн тонн (более четверти переработки всей России). Второе место занимает Лукойл, с 15%-й долей от всей переработки России.

Каждый кластер, выявленный при помощи описанного алгоритма, включил в себя те НПЗ, которые однородны по своим параметрам первичной переработки, производству основных нефтепродуктов, глубине переработки нефти и загрузке оборудования первичной переработки. Был проведен анализ каждого из выбранных кластеров.

1. В один из кластеров вошло абсолютное большинство рассматриваемых нефтеперерабатывающих заводов, что обусловлено их высокой схожестью и средними показателями по России.
2. Три кластера включают всего по одному заводу: Омский НПЗ, Киришинефтеоргсинтез и Ярославнефтеоргсинтез, которые имеют объемы первичной переработки свыше 15000 тыс. тонн в год и являются крупнейшими заводами как в России, так и в мире.
3. Два кластера включили по два завода, имеющих не самые высокие показатели, но выше, чем в среднем по России.

Благодарности. Работа подготовлена при финансовой поддержке гранта РФФИ № 18-310-20010.

Библиографический список

1. Kapustin N. O., Grushevenko D.A. Exploring the implications of Russian Energy Strategy project for oil refining sector, Energy Policy Volume 117, June 2018, Pages 198-207.

2. Makarov A. (Ed.), SCANER: Super Complex for Active Navigation in Energy Research, ERI RAS, Moscow (2011).

3. Makarov A., Grigoriev L., Mitrova T. (Eds.), Global and Russian Energy Outlook to 2040, ERI RAS – ACFR, Moscow (2014).

4. Kapustin N., Grushevenko D. Composition of units and material balances of oil refineries of the EAEU member States, Rospatent No. 2017361350. 22 November.

5. Grushevenko D.A., Grushevenko E.V. Countries grouping for petroleum products demand forecasting using cluster analysis, Neft', Gaz i Biznes, Moscow - 2015, Issue 2, Pages 23-26.

6. Eder, L., Filimonova, I.V., Nemov, V.U., Provornaya, I.V. Forecasting sustainable development of transport sectors of Russia and EU: Energy consumption and efficiency, International Journal of Energy Economics and Policy, Volume 8, Issue 2, 2018, Pages 74-80.

7. Kontorovich, A.E., Eder L.V., Filimonova I.V., Nikitenko, S.M. Key Problems in the Development of the Power of Siberia Project, Regional Research of Russia, Volume 8, Issue 1, 1 January 2018, Pages 92-100.

8. Filimonova, I.V., Eder, L.V., Mishenin M.V., Mamakhatov, T.M. Current state and problems of integrated development of mineral resources base in Russia, IOP Conference Series: Earth and Environmental Science, Volume 84, Issue 1, 21 September 2017; International Scientific and Research Conference on Knowledge-Based Technologies in Development and Utilization of Mineral Resources, KTDMUR 2017; Novokuznetsk.

УДК 332.055.2

ПРОГНОЗ ДОХОДОВ ОТ ДОБЫЧИ НЕФТИ В РОССИИ С УЧЁТОМ РЕГИОНАЛЬНЫХ ОСОБЕННОСТЕЙ СЫРЬЕВОЙ БАЗЫ НЕДР

[1, 2, 3]д.э.н. Филимонова И.В., [1, 2, 3] Комарова А.В., [1, 2, 3] к.э.н. Немов В.Ю., [1, 2, 3] к.э.н. Мишенин М.В., [1, 2, 3] к. г.-м. н. Казаненков В.А.

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 рамках настоящего исследования представлен усовершенствованный методический подход к оценке и прогнозу доходов государственного бюджета от ресурсов углеводородов. Исследованы основные этапы развития и выявлены основные тенденции системы налоговых отчислений от добычи нефти. Обосновано применение подхода, ориентированного на прогноз производственных показателей добычи с учетом структуры минерально-сырьевой базы. Проведенные расчеты показали необходимость реформирования системы формирования государственных доходов от ресурсов углеводородов.

Ключевые слова: нефтегазовые доходы, налог на добычу полезных ископаемых, налоговые льготы, трудноизвлекаемые запасы, прогноз добычи.

Введение.Одной из основных сложностей в формировании и увеличении доходов от ресурсов углеводородов является ухудшение качества минерально-сырьевой базы и изменение географии добычи. Наблюдается повышение выработанности и обводненности месторождений, увеличение доли высоковязкой и высокосернистой нефти; растет доля запасов в труднодоступных и инфраструктурно слаборазвитых регионах. Одним из инструментов стимулирования недропользователей для освоения таких ресурсов является предоставления пониженных ставок отчислений в государственные органы.

Актуальность исследования подтверждает активное реформирование сферы изъятия доходов от углеводородных ресурсов, проводимое государством в последние годы. Основными статьями доходов являются налог на добычу полезных ископаемых и экспортные пошлины на ресурсы углеводородов и продукты их переработки. Традиционно доходы от нефтяной отрасли значительно превышают поступления от газовых ресурсов, при этом в последние годы наблюдается усиление роли налога на добычу полезных ископаемых по сравнению с экспортными пошлинами. Однако в ряде случаев происходит точечное или ручное управление системой отчислений, что не способствует созданию долгосрочной основы для стабильного роста страны, а также может способствовать нерациональному использованию ресурсов.

Таким образом, в настоящее время существует необходимость в комплексном подходе к

оценке и прогнозу будущих доходов государства от освоения ресурсов углеводородов недропользователями. Полученные результаты помогут выявить основные тенденции в динамике доходов, а также проанализировать степень и направление влияния основных факторов.

Целью настоящего исследования является совершенствование методического подхода к прогнозированию доходов от добычи ресурсов углеводородов в России.

Общими вопросами развития и управления нефтегазовой отраслью, а также изучением роли углеводородных ресурсов в экономике России занимались следующие исследователи: А.А. Арбатов, В.И. Богоявленский, А.Н. Дмитриевский, В.В. Елгин, А.Б. Золотухин, А.А. Ильинский, А.А. Конопляник, А.Г. Коржубаев, О.С. Краснов, В.А. Крюков, Ф.Д. Ларичкин, А.М. Мастепанов, А.С. Некрасов, Н.И. Пляскина, Л.В. Эдер и др.

Вопросы моделирования и прогнозирования показателей добычи ресурсов углеводородов были отражены в исследованиях следующих ученых: Л.М. Бурштейн, А.И. Варламов, А.Э. Конторович, В.Р. Лившиц, Г.М. Мкртчян, В.Н. Образцов и др.

Методы исследования. В рамках исследования предполагается анализ уровня добычи ресурсов углеводородов отдельных добывающих территорий и страны в целом. Таким образом, предполагается использовать тип моделей снизу-вверх с учетом добычи на отдельных объектах. Однако принимая во внимание эффективность подходов, подробно моделирующих поведение жидкостей в пласте, и анализа кривых падения в первую очередь на краткосрочных периодах, был выбран подход к агрегированной оценке запасов и ресурсов месторождений.

Основной целью разработки инструментария является получение количественной оценки будущих поступлений в бюджет и оценки степени влияния основных факторов. Отличительной особенностью предлагаемого методического подхода является оценка и прогноз для целей государственного управления. Таким образом, система стимулирования и регулирования добычи углеводородов рассматривается с точки зрения долгосрочной базы для поступления доходов. Также предполагается, что меры государственного управления должны поддерживать нефтегазовый комплекс как одну из ключевых отраслей страны, что в первую очередь выражается в стабильных показателях производства. Таким образом, система отчисления доходов должна нивелировать влияние высоковолатильных конъюнктурных факторов для формирования стабильных отчислений в бюджет.

Объектом оценки выступают ресурсы углеводородов с дифференциацией по добывающим территориям, особое внимание уделено включению структурных элементов ресурсной базы, отражающих качественные и горно-геологические особенности в сочетании с особенностями политики управления недропользованием.

Для проведения прогнозирования и экономической оценки доходов от добычи ресурсов углеводородов предложен следующий алгоритм, состоящий из четырех этапов.

Этап 1. Прогнозирование добычи нефти по объектам недропользования разного уровня. Прогноз добычи осуществляется на основе имитационного моделирования, в основе которого лежит метод агрегирования данных по принципу «снизу – вверх».

Этап 2. Формирование системы весовых коэффициентов для дифференциации добычи нефти ресурсодобывающих территорий по видам льгот. Система весовых коэффициентов позволяет дифференцировать добычу нефти верхнего и среднего уровней по видам налоговых льгот в рамках существующего законодательства о недропользовании. Коэффициенты получены на основе ретроспективного анализа и метода экстраполяции данных о структуре сырьевой базы и текущей добычи нефти на средне- и долгосрочную перспективу, а также экспертным путем на основе программных документов Правительства РФ и крупных нефтегазовых компаний.

Этап 3. Прогнозирование добычи нефти по видам льгот с учетом территориальной дифференциации. Оценка динамики добычи нефти включает в себя прогноз добычи нефти по объектам недропользования разного уровня, скорректированный с учетом системы весовых коэффициентов для дифференциации по видам льгот.

Этап 4. Оценка доходов государства от добычи ресурсов углеводородов. На данном этапе осуществляется оценка общих поступлений и недополученных доходов от добычи ресурсов углеводородов в федеральный бюджет. Расчет производится с использованием данных о прогнозе добычи нефти верхнего уровня, как налоговой базы, и эффективной ставки по налогу на добычу полезных ископаемых.

Информационной базой при обработке и использовании статистической информации стали следующие источники: Федеральная служба государственной статистики, Федеральная налоговая служба, Минэкономразвития России, Государственные балансы России, справочно-информацион-

ные и статистические материалы и публикации по итогам развития топливно-энергетического комплекса России – «ТЭК России», «ИнфоТЭК».

Результаты и всестороннее рассмотрение вопроса. На первом этапе алгоритма прогнозирования и оценки доходов от ресурсов углеводородов проводится прогноз добычи нефти в России. Отличительной особенностью методического подхода является учет размера месторождения и применение соответствующих параметров для расчета динамики добычи в зависимости от размера запасов.

Суммарный объем добычи нефти по регионам и по России в целом будет зависеть от объема и финансирования геологоразведочных работ и в конечном итоге от прироста запасов нефти достоверных категорий на новых открываемых месторождениях, которые могут быть в среднесрочной перспективе введены в разработку.

В оптимистическом варианте добыча на прогнозируемых месторождениях в России в 2030 г. может быть доведена до 50-52 млн т, в 2040 г. – 160-165 млн т. Основной прирост добычи на новых месторождениях будет осуществляться в пределах Западно-Сибирской НГП, включая левобережье Красноярского края, где добыча на открытых месторождениях в 2040 г. может быть доведена до 65-70 млн т. Кроме того, перспективными регионами по наращиванию добычи нефти на месторождениях, прогнозируемых к открытию, являются Лено-Тунгусская провинция и шельфы морей России, где добыча к 2040 г. может увеличиться до 60-65 млн т (рис. 1).

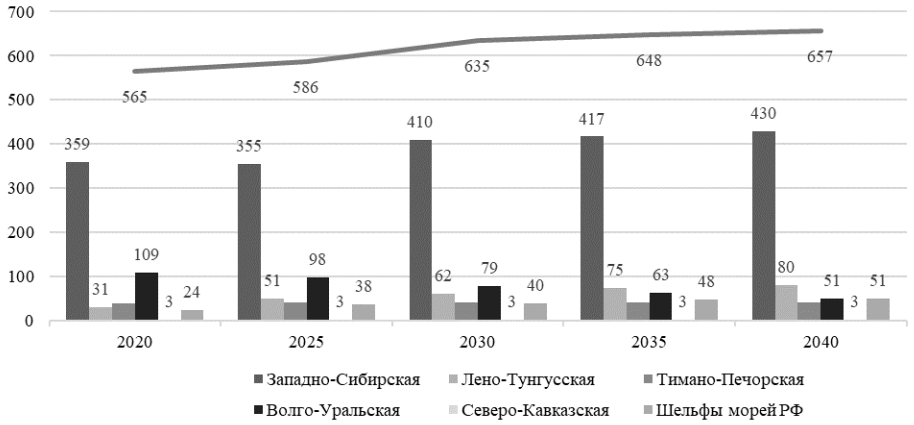


Рис. 1. Прогноз добычи нефти в Российской Федерации по нефтегазоносным провинциям в 2020-2040 гг., млн. т.

Проведенные расчеты показали, что при предположении об общем росте добыче в рамках оптимистического сценария будет наблюдаться рост суммарных поступлений в бюджет. В первую очередь рост как добычи, так и доходов будет осуществляться за счет льготных категорий нефти. При этом будет значительно расти объем недополученных доходов (рис. 2). Темпы прироста доходов от ресурсов углеводородов будут ниже, чем показатели добычи.

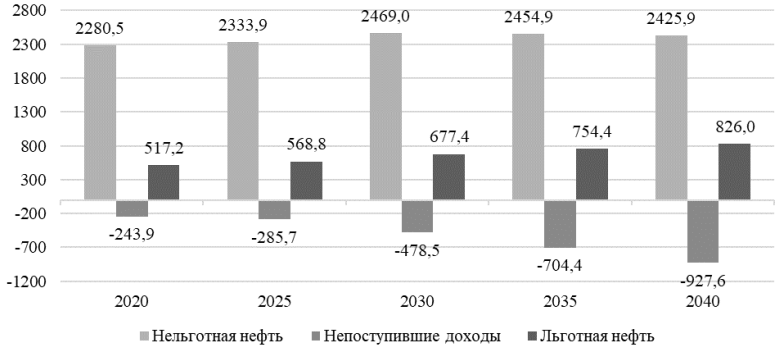


Рис. 2. Прогноз доходов, полученных в части добытой льготной и нельготной нефти, недополученных доходов, млрд. руб.

Оптимистичный сценарий рассматривает с точки зрения высоких цен на нефть, благоприятных для развития отрасли. Однако повышение цен благоприятно влияет в первую очередь на льготные категории нефти в следствие того, что цены имеют прямое влияние на начисляемый НДПИ [8].

Таким образом, для льготной нефти не будет наблюдаться значительного роста издержек, следовательно, можно ожидать повышения уровня добычи. Прогноз показал, что при расчете в сравнимых эффективных ставках значение доходов от категорий нефти, не подверженной льготному налогообложению, вырастет незначительно. При этом значительно повысятся недополученные доходы бюджета, связанные с применение льгот.

Выводы. В структуре государственных доходов от ресурсов углеводородов наблюдается тенденция к усилению роли налога на добычу полезных ископаемых по сравнению с экспортной пошлиной. При расчете реальных будущих доходов от ресурсов углеводородов одним из основных параметров расчета является добыча нефти. В работе был усовершенствован методический подход к прогнозированию доходов от ресурсов углеводородов, который в отличии от существующих учитывает параметры ухудшения сырьевой базы и эффективную ставку отчислений, что позволяет оценить величину не только полученных, но и недополученных доходов. В оптимистическом сценарии повышении цен на нефть основное увеличение добычи предполагается за счет льготных категорий нефти, для которых отсутствует эффект дополнительного изъятия доходов через НДПИ. Расчеты показали, что в рассматриваемой ситуации государственные доходы от ресурсов углеводородов, рассчитанные с учетом постоянных эффективных налоговых ставок, будут оставаться на постоянном уровне в части нефти не подверженной льготному налогообложению. В связи с повышением добычи будут расти и налоговые отчисления по льготной нефти, однако, также будут расти и недополученные доходы государства. В сложившейся ситуации необходимо реформирование текущей системы формирования государственных отчислений с целью перехода от ручного управления льготами на нефть и обеспечения стабильного повышения доходов государства.

Благодарности. Работа подготовлена при финансовой поддержке гранта РФФИ № 18-310-20010. Работа подготовлена при финансовой поддержке гранта Президента РФ МД – 6723.2018.6.

Библиографический список

1. Азанова Е. Проблемный запас прочности // Деловая Россия: промышленность, транспорт, социальная жизнь. 2012. – № 8. – С. 34, 34–39.
2. Пансков В.Г. Налоговая нагрузка на экономику: нужен налоговый маневр [Текст] / В.Г. Пансков // Экономика. Налоги. Право. – 2016. – Т. 9. – № 5. – С. 130-138.
3. Прищепа О.М., Аверьянова О.Ю. Роль нетрадиционных источников углеводородного сырья в минерально-сырьевой политике [Текст] / Прищепа О.М., Аверьянова О.Ю. // Минеральные ресурсы России. Экономика и управление. – 2013. – № 1. – С. 21-24.
4. Филимонова И.В., Эдер Л.В., Ларионов В.Г. Особенности фискальной политики в нефтегазовом комплексе // Проблемы экономики и управления нефтегазовым комплексом. – 2016. – № 6. – С. 13-22.
5. Шарф И.В. Эволюция парадигмы воспроизводства ресурсной базы углеводородов // Журнал экономической теории. – 2018. – Т. 15. – № 2. – С. 325-334.
6. Эдер Л.В., Филимонова И.В., Комарова А.В., Шумилова С.И., Немов В.Ю., Проворная И.В., Мишенин М.В., Земнухова Е.А. Нефтегазовый комплекс России. Часть 3. Экономика нефтегазовой промышленности: долгосрочные тенденции и современное состояние // Новосибирск: ИНГГ СО РАН, 2018. – 75 с.
7. Эдер Л.В., Филимонова И.В., Немов В.Ю., Проворная И.В. Нефтяная промышленность России. Анализ итогов 2017 г. // Минеральные ресурсы России. Экономика и управление. – 2018. – № 4. – С. 53-62.
8. Filimonova, I.V., Komarova, A.V., Mishenin, M.V. Technical, Economic and Fiscal Aspects of Increasing the Efficiency of Development of Oil and Gas Regions in the East of Russia // APEIE 2018 – Proceedings. – P. 374-378
9. Kontorovich, A.E., Eder L.V., Filimonova I.V., Nikitenko, S.M. Key Problems in the Development of the Power of Siberia Project, Regional Research of Russia, Volume 8, Issue 1, 1 January 2018, Pages 92-100.
10. Filimonova, I.V., Eder, L.V., Mishenin M.V., Mamakhatov, T.M. Current state and problems of integrated development of mineral resources base in Russia, IOP Conference Series: Earth and Environmental Science, Volume 84, Issue 1, 21 September 2017; International Scientific and Research Conference on Knowledge-Based Technologies in Development and Utilization of Mineral Resources, KTDMUR 2017; Novokuznetsk.

УДК 332.055.2

РЕГИОНАЛЬНАЯ СТРУКТУРА ЭКСПОРТА НЕФТИ ИЗ РОССИИ С ДИФФЕРЕНЦИАЦИЕЙ ПО НАПРАВЛЕНИЯМ ПОСТАВОК

к.э.н. Проворная И.В., д.э.н. Филимонова И.В., д.э.н. Эдер Л.В., к.э.н. Немов В.Ю.
Федеральный исследовательский центр угля и углехимии СО РАН, г. Кемерово, Россия

Аннотация. В статье выполнен анализ устойчивых тенденций развития экспортных поставок нефти из России. На основе трендового моделирования до 2025 г. дан прогноз суммарного объема экспорта нефти с дифференциацией по направлениям поставок жидких углеводородов. Для каждого направления поставок определены прогнозные доверительные интервалы в рамках, которых могут находиться объемы экспорта российской нефти. Показано, что ежегодно будут расти экспортные поставки нефти на энергетический рынок Азиатско-Тихоокеанского региона и сокращаться экспорт на европейский рынок.

Ключевые слова: поставки нефти, направления транспортировки, трубопровод, транзитные поставки, Европа, Азиатско-Тихоокеанский регион, прогноз, трендовое моделирование, доверительные интервалы.

Введение. Наиболее авторитетными и известными организациями, занимающимися анализом и прогнозом международных поставок нефти, являются Международное энергетическое агентство (IEA), Министерство энергетики США (EIA), Организация стран-экспортёров нефти (OPEC), которые публикуют свое видение развития энергетических рынков на долгосрочную перспективу. Кроме того, прогнозы развития мировой энергетики публикуют крупнейшие энергетические транснациональные компании – British Petroleum, Exxon Mobil, Shell и др.

Прогнозы различных организаций зачастую имеют свою специфику и могут существенно расходиться в представленных оценках. В большинстве случаев североамериканские агентства дают достаточно оптимистичные прогнозы относительно перспектив транспортировки углеводородов. Европейские агентства, напротив, представляют одни из наиболее скромных оценок мировых поставок энергоносителей. Организация стран-экспортеров нефти крайне оптимистично оценивает перспективы развития рынка нефти и роль в этом процессе стран ОПЕК.

В России моделями прогнозирования экспортных поставок нефти занимаются Институт нефтегазовой геологии и геофизики (ИНГГ), Институт экономики и организации промышленного производства (ИЭОПП), Институт энергетических исследований (ИНЭИ), Институт народнохозяйственного прогнозирования (ИНП), Институт систем энергетики им. Л.А. Мелентьева (ИСЭМ) и др.

В моделях энергетических агентств, научных организаций и нефтегазовых компаний прогноз экспорта углеводородов рассматривается в качестве одного из блока в структуре модели прогнозирования мирового энергетического рынка. В настоящее время работ по прогнозированию только экспорта энергетических ресурсов мало.

В качестве моделей прогноза экспорта-импорта нефти используются модель ARIMA, регрессия методом дробных наименьших квадратов [2], вычислимая модель общего равновесия [3], метод Байесовской линейной регрессии и метод Монте-Карло в Марковских цепях.

Целью данной статьи является краткосрочный прогноз экспорта российской нефти с дифференциаций по направлениям поставок.

Для достижения этой цели были сформулированы следующие задачи:

– выявить тенденции и исследовать современное состояние экспортных поставок российской нефти по разным направлениям поставок;

– проанализировать существующие подходы к прогнозированию экспорта нефти;

– на основе трендовых моделей и доверительных интервалов дать прогноз развития экспортных поставок нефти из России.

Методы исследования. Этап 1. Выбор наилучшего тренда для описания ретроспективной динамики экспорта нефти из России.

В работе для анализа динамических рядов было использовано аналитическое выравнивание. В качестве моделей тренда рассматривались: линейная, логарифмическая, экспоненциальная и степенная. Экспоненциальная (1) и степенная (2) модели были приведены к линейным с помощью логарифмирования:

$$lny = ln\beta + \gamma * t + \varepsilon, \quad (1)$$

$$lny = ln\beta + \gamma * lnt + \varepsilon, \quad (2)$$

где y– уровень энергоемкости, β и γ – параметры модели.

На основе проведённого эконометрического анализа показано, что наилучшим образом динамика экспорта российской нефти по разным направлениям может быть описана степенной моделью.

На основе проанализированных временных рядов был сделан прогноз изменения объема экспорта нефти из России на краткосрочную перспективу до 2025 г.

Этап 2. Построение доверительных интервалов для трендовых моделей прогноза экспорта российской нефти.

Значимым показателем, характеризующим качество выполненных прогнозных оценок, является расхождение границ доверительного интервала от значения тренда.

Доверительный интервал для тренда в общем виде определяется по формуле [5]:

$$\tilde{y}_t \pm t_\alpha s_{\tilde{y}}, \quad (3)$$

где $\tilde{y}_t$ – расчётное значение y_t; t_α – значение t-статистики Стьюдента; $s_{\tilde{y}}$ – среднеквадратическая ошибка тренда.

При времени $t = T + L$ определяется доверительный интервал для тренда, продлённого на L единиц времени.

Соотношение может быть переписано в виде [6]:

$$\tilde{y}_t \pm t_\alpha s_y K^* \quad (4)$$

В качестве одного из показателей, характеризующих точность и адекватность прогнозов, может выступать отношение значения тренда и верхнего значения доверительного интервала [7]:

$$D = \left(\frac{u_{i,T+L}}{y_{i,T+L}} - 1\right) * 100, \quad (5)$$

где $u_{i,T+L}$ – граница уровня экспорта нефти для i направления поставок в конечный момент прогноза L; $y_{i,T+L}$ – трендовая модель для i направления в конечный момент прогноза L.

Информационной базой при составлении статистической информации стали 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» (табл. 1).

В 2018 г. объем экспорта нефти сократился на 0,2 % и составил 276,2 млн т, что в основном связано с сокращением поставок нефти на европейский рынок с 164,2 млн. т до 153,3 млн. т, а также с сокращением транзита с 19,6 млн. т до 18,5 млн. т. Экспорт российской нефти в Европу сократился из-за исполнения сделки со странами ОПЕК о сокращении добычи, перенаправления экспорта нефти с запада на восток, а также за счет роста внутренней нефтепереработки. При этом в 2018 г. поставки российской нефти на рынок АТР увеличились, что связано с расширением отвода от нефтепровода ВСТО (Восточная Сибирь - Тихий океан) на Китай – Сковородино – Мохэ, а также с увеличением поставок через Казахстан (Прииртышск-Атасу-Алашанькоу). Основным торговым партнером на восточном направлении является Китай. Так, за 2018 г. экспорт нефти в Китай увеличился на 20,2 %.

Таблица 1

Поставки российской и транзитной нефти по направлениям и источникам поставок в 2011-2018 гг., млн. т

Направление, способ поставки	2011	2012	2013	2014	2015	2016	2017	2018
Экспорт российской нефти	242,1	239,7	235,0	221,3	241,8	254,2	257,0	257,7
Дальнее зарубежье	212,2	211,5	206,7	199,1	220,2	236,1	239,0	239,6
Азиатско-Тихоокеанское направление	42,5	44,0	49,5	61,4	68,8	72,1	74,8	86,3
Атлантическое направление	169,7	167,5	157,2	137,7	151,4	164,0	164,2	153,3
Ближнее зарубежье	29,9	28,2	28,3	22,2	21,6	18,1	18,0	18,0
Транзит	22,6	22,8	21,6	18,9	18,0	19,9	19,6	18,5
ИТОГО	264,7	262,5	256,6	240,2	259,8	274,1	276,7	276,2

Источник: Итоги производственной деятельности отраслей ТЭК России // ТЭК России. № 1. 2011-2018 гг.; Сводные показатели производства энергоресурсов в Российской Федерации // Инфо ТЭК. № 1. 2011-2018 гг.

Азиатско-Тихоокеанский рынок, прежде всего Китай, – основное стратегическое направления наращивания экспорта нефти из России [8]. Объем поставок нефти на соответствующий рынок определяется в значительной степени развитием транспортной инфраструктуры. Поставки нефти на европейском направлении носят регулятивный характер. Все дополнительные объемы, связанные с возможным ростом добычи, который не реализуются на рынке АТР, направляются в Европу.

Транспортировка нефти в России осуществляется преимущественно по трубопроводной системе «Транснефти» – естественного монополиста в области транспортировки нефти по трубопроводам. В 2018 г. общий объем транспортировки нефти по системе «Транснефть» составил 480,4 млн. т (в 2017 г. – 477 млн. т), в том числе на российские НПЗ – 249,9 млн. т (в 2017 г. – 244 млн. т), на экспорт – 230,4 млн. т (в 2017 г. – 233 млн. т). По всем показателям фиксируется снижение. Ежегодное сокращение объема экспортных поставок нефти «Транснефть» будет компенсировать за счет увеличения перекачки нефтепродуктов на зарубежные рынки.

Современная система транспорта нефти и нефтепродуктов России является важным элементом мировой системы энергообеспечения и факторов устойчивого развития нефтегазового комплекса и экономики страны в целом. Трансформация мировых энергетических рынков и фискальной политики государства ставит новые задачи перед транспортной системой России в среднесрочной и долгосрочной перспективе. Решение этих задач даст мощный мультипликативный эффект на все отрасли экономики и позволит осуществлять надёжное планирование доходов государства, внешних заимствований и их покрытие, формировать международные резервы, выполнять международные обязательства и проводить устойчивую социальную политику.

Результаты и всестороннее рассмотрение вопроса. На основе анализ статистических показателей различных моделей тренда (линейная, логарифмическая, экспоненциальная и степенная) получено, что изменение объема экспорта нефти из России по разным направлениям поставок на всем периоде хорошо аппроксимируется степенной зависимостью (рис. 1).

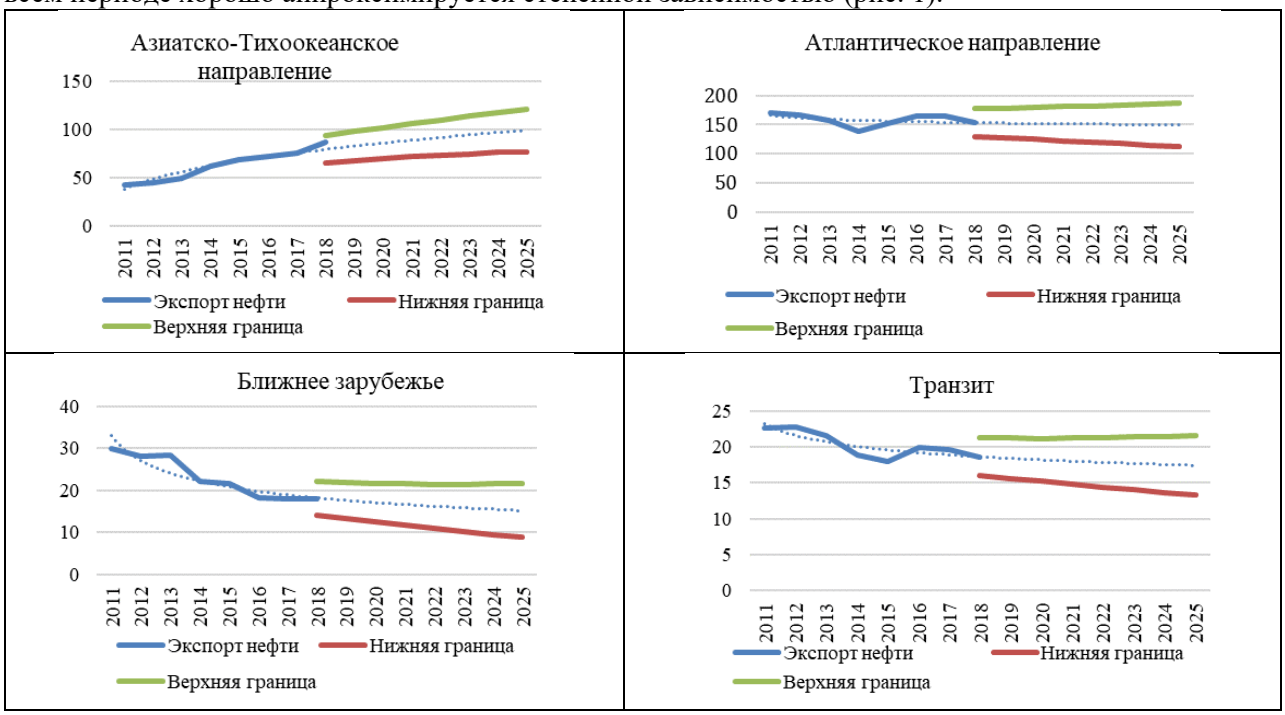


Рис. 1. Построение доверительных интервалов для трендов экспорта российской нефти по разным направлениям поставок до 2025 г.

С учетом выделенных тенденций изменения экспорта российской нефти был построен прогноз поставок нефти из России до 2025 г. на основе методики определения интервальных оценок.

Для всех направлений поставок ширина доверительного интервала находится не превышает 25 %, что является хорошим показателем, характеризующим качественно подобранную модель и адекватное прогнозное значение тренда (табл. 2).

Так, на основе построенного прогноза суммарный объем экспорта российской нефти к 2025 г. составит более 280 млн. т нефти, при этом на Азиатско-Тихоокеанский рынок будет поставлено около 100 млн. т нефти, в то время как на рынок Европы около 150 млн.т. Падение поставок нефти

на европейский рынок обусловлено увеличением внутреннего потребления жидких углеводородов на внутреннем рынке, введенными США и Европой санкциями против России, а также ростом содержания серы в нефти марки Urals, которая транспортируется по нефтепроводу Дружба. Рост поставок нефти на рынок АТР обусловлен в первую очередь расширением мощности нефтепровода ВСТО.

Таблица 2

Основные параметры, характеризующие качество прогнозов экспорта российской нефти на краткосрочную перспективу

Регионы	2025			
	верхняя граница	тренд	нижняя граница	ширина интервала
Азиатско-Тихоокеанское направление	121	99	77	22,3
Атлантическое направление	181	150	119	20,7
Ближнее зарубежье	19,2	15,2	11,1	26,7
Транзит	21,6	17,4	13,3	23,7
Всего	342,8	281,5	220,3	

* – Доверительная вероятность – 95 %

Источник: рассчитано автором

Выводы. В статье показано, что в структуре поставок нефти из России основной рост приходится на страны дальнего зарубежья. В 2018 г. поставки нефти в этом направлении составили 239,6 млн. т. При этом ежегодно сокращается доля поставок нефти на рынок Европы, составив в 2018 г. только 64% (80 % в 2011 г.), что обусловлено перенаправлением объема экспорта нефти на Азиатско-Тихоокеанский нефтяной рынок, прежде всего в Китай. В этом регионе спрос на российскую нефть во многом обеспечен более высоким её качеством и соответствующим химическим составом.

Так, на основе построенных прогнозов показано, что экспортные поставки нефти на рынок АТР к 2025 г. могут вырасти до 100 млн. т (86 млн. т в 2018 г.), при этом суммарный объем экспорта российской нефти может вырасти до 280 млн. т.

Благодарности. Работа подготовлена при финансовой поддержке Российского научного фонда 17-78-20218.

Библиографический список

1. Obinna Adubisi, Titus Terkaa Mom, Chidi Emmanuel Adubisi, Phillip Luka. Predictive model with square-root variance stabilizing transformation for Nigeria crude oil export to America, Science Journal of Applied Mathematics and Statistics, 5, pp. 174-180, 2017.
2. Zhang, M., Mu, H., Li, G., & Ning, Y. Forecasting the transport energy demand based on PLSR method in China. Energy, 34(9), pp. 1396–1400, 2009.
3. Adams, F. G., & Shachmurove, Y. Modeling and forecasting energy consumption in China: Implications for Chinese energy demand and imports in 2020. Energy Economics, 30(3), pp. 1263–1278, 2008.
4. Chai, J., Wang, S., Wang, S., & Guo, J. E. Demand forecast of petroleum product consumption in the Chinese transportation industry. Energies, 5(3), pp. 577–598, 2012.
5. Bailey, W., A method for determining confidence intervals for trend, Transactions of society of actuaries, 44, pp. 11-39, 1992.
6. Chetyrkin, E. Statistical methods of forecasting. 2-e Izd., pererab. I DOP. M.: Statistics, pp. 199, 1977.
7. Prikhodko, S., Makarova L., Determination of confidence interval of point estimation of exponential distribution parameter, problems of information technologies, №2 (012), pp.84-87, 2012.
8. Eder, L., Filimonova, I.V., Provornaya, I.V., Nemov, V.U., Mishenin, M.V. Sustainable innovative development of russian oil and gas industry in view of global trends, International Multidisciplinary Scientific GeoConference Surveying Geology and Mining Ecology Management, SGEM, 18(53), 791-798, 2018.
9. Eder, L., Filimonova, I.V., Nemov, V.U., Provornaya, I.V. Forecasting sustainable development of transport sectors of Russia and EU: Energy consumption and efficiency, International Journal of Energy Economics and Policy, Volume 8, Issue 2, 2018, Pages 74-80

10. Kontorovich, A.E., Eder L.V., Filimonova I.V., Nikitenko, S.M. Key Problems in the Development of the Power of Siberia Project, Regional Research of Russia, Volume 8, Issue 1, 1 January 2018, Pages 92-100

УДК 347.77: 332

ИНТЕЛЛЕКТУАЛЬНАЯ СОБСТВЕННОСТЬ КАК НЕМАТЕРИАЛЬНЫЙ АКТИВ УГЛЕДОБЫВАЮЩИХ ПРЕДПРИЯТИЙ

д.э.н. Никитенко С.М., к.э.н. Месяц М.А., к.э.н. Коробейникова Е.В.
Кемеровский институт (филиал) Российского экономического университета им. Г.В. Плеханова, г. Кемерово, Россия

Аннотация. Статья посвящена аналитическому исследованию значения интеллектуальной собственности в деятельности угледобывающих предприятий (компаний) Кемеровской области и проверке гипотезы, что наукоемкие технологии учитываются угледобывающими предприятиями (компаниями) как нематериальные активы и должны составлять значительную долю в общей структуре активов.

Ключевые слова: нематериальные активы, наукоемкие технологии, объекты интеллектуальной собственности, патенты, товарные знаки.

Введение. Наукоемкие технологии оказывают серьёзное влияние на экономическую результативность деятельности угледобывающих предприятий (компаний) и на экономику региона в целом [4]. Наукоемкие технологии как объекты интеллектуальной собственности (ОИС) должны учитываться на балансе угледобывающих предприятий (компаний) в качестве нематериальных активов (НМА).

Целью данного исследования является проверка гипотезы, что наукоемкие технологии учитываются угледобывающими предприятиями (компаниями) как нематериальные активы и должны составлять значительную долю в общей структуре активов.

Практика деятельности угледобывающих предприятий (компаний): анализ статистических данных. Авторы в своем исследовании исходили из данных открытых источников – информационной системы СПАРК и отчетности предприятий (компаний) угольной отрасли по данным Росстата. Исходя из этого, для оценки уровня инновационной активности Кузбасса на примере угольной отрасли использовались данные бухгалтерского баланса угольных предприятий (компаний), отражающие результаты их интеллектуальной деятельности.

Активы угольных предприятий (компаний), не имеющие материальной (овеществленной) формы, потенциально могут включать всё, что определено соответствующими Положениями по бухгалтерскому учету (ПБУ) и заключено в бухгалтерском балансе в качестве следующих показателей раздела «Внеоборотные активы»:

- нематериальные активы (строка 1110) – регламентируются ПБУ 14/2007 «Учет нематериальных активов». В данной строке учитывается стоимость лицензии на добычу полезных ископаемых на предмет доказанной коммерческой целесообразности исследуемого угольного месторождения) и стоимость охраняемых объектов интеллектуальной собственности, указанных в части 4 Гражданского кодекса РФ (в частности, в практике ПАО «Кузбасская топливная компания» в качестве таковых фигурируют шесть товарных знаков и один сайт) [6];
- результаты исследований и разработок (строка 1120) – регламентируются ПБУ 17/02 «Учет расходов на научно-исследовательские, опытно-конструкторские и технологические работы». В данной строке, как правило, в настоящее время угольные предприятия (компании) отражают стоимость заказных НИОКР (экологические и др. исследования, проводимые научно-исследовательскими институтами, вузами и другими специализирующимися на заказных НИОКР организациями) [8];
- нематериальные поисковые активы (строка 1130) – регламентируются ПБУ 24/2011 «Учет затрат на освоение природных ресурсов». Данная строка включает стоимость геологоразведочных работ до этапа добычи. После того, как Главгосэкспертизой (ФАУ «Главное управление государственной экспертизы») доказана коммерческая целесообразность исследуемого угольного месторождения, нематериальные поисковые активы переводятся в категорию нематериальных активов (строка 1110) [5].

Первоначально выборка предприятий (компаний) угольной отрасли производилась на основе данных информационной системы СПАРК, что позволило выявить 1316 субъектов российского рынка, занимающихся добычей полезных ископаемых, выполнением разного рода работ и предоставлением услуг в сфере добычи полезных ископаемых в 2016 году. Из 1316 было выявлено 162 предприятия (компании), занимающихся угледобычей и углеобогащением, в том числе: 59 предприятий (компаний) располагали, а 103 предприятия (компании) не располагали нематериальными активами. Из 103 предприятий (компаний), не использующих в своей деятельности НМА, 78 приходилось на предприятия (компании), деятельность которых была связана только с угледобычей, 19 – занимающиеся только обогащением угля, 6 – предприятия (компании), осуществляющие добычу и обогащение угля и антрацита [2].

Из 59 предприятий (компаний), имевших в 2016 г. НМА, 9 предприятий (компаний) осуществляли свою деятельность в сфере обогащения угля, из них 6 – занимались только обогащением, 3 – добычей и обогащением угля и антрацита. Из 53 предприятий (компаний), ведущих угледобычу: 42 предприятия (компании) осуществляют добычу угля только открытым способом, 7 – ведут подземную угледобычу, 3 предприятия (компании) объединяют в своей деятельности открытую и подземную угледобычу (АО «ГОК «Инаглинский» и АО «ГОК «Денисовский», входящие в структуру угледобывающей компании «Колмар», и ПАО «Распадская») [2].

Опираясь на полученные результаты выборки предприятий (компаний) угольной отрасли, располагающих в 2016 г. нематериальными активами, авторами была проанализирована информация на основе финансовой (бухгалтерской) отчётности о деятельности угольных предприятий (компаний) Кемеровской области (по данным Росстата) за период с 2013 по 2017 гг. [9].

Исследование проводилось на основании данных 33-х угольных предприятий (компаний) Кузбасса. В 2017 г. стоимость нематериальных активов: у 21 % угольных предприятий (компаний) Кузбасса составила менее 1 млн. руб.; у 24 % предприятий (компаний) находилась в интервале от 1 до 100 млн. руб.; у 39 % − в интервале от 100 до 500 млн. руб.; у 15 % − превысила 500 млн. руб. В 2016−2017 гг. у 75,7 % исследуемых предприятий (компаний) наблюдалась отрицательная динамика стоимости нематериальных активов, отраженных на балансе [2, 9].

Данные по 10-ти предприятиям (компаниям)-лидерам по величине нематериальных активов в 2017 г. приведены в табл. 1.

Таблица 1

Данные по динамике нематериальных активов и нематериальных поисковых активов угольных предприятий (компаний)-лидеров Кузбасса за 2015−2017 гг. (млн. руб., %)

№	Компания	Нематериальные активы, млн. руб.			Темп роста, %		Нематериальные поисковые активы, млн. руб.			Темп роста, %	
		2015	2016	2017	2016/ 2015	2017/ 2016	2015	2016	2017	2016/ 2015	2017/ 2016
1	ПАО «Южный Кузбасс»	1603,0	1470,4	2195,9	91,7	149,3	70,8	51,1	53,6	72,1	105,0
2	АО «Салек»	51,8	46,6	1557,3	90,0	в 33,4 раз	0,0	64,5	0,0	-	-
3	ООО «Ресурс»	692,7	817,9	1366,9	118,1	167,1	0,0	0,0	0,0	-	-
4	АО «УК «Кузбассразрезуголь»	1061,0	1182,6	1165,3	111,5	98,5	533,8	421,4	465,0	78,9	110,3
5	ПАО «КТК»	598,4	558,6	511,2	93,4	91,5	49,8	80,0	103,0	160,6	128,8
6	АО «Черниговец»	580,8	517,7	455,1	89,1	87,9	0,0	0,0	0,0	-	-
7	АО «УК «Южная»	495,5	457,8	420,2	92,4	91,8	0,0	0,0	0,0	-	-
8	АО «Разрез Шестаки»	100,5	93,3	409,4	92,8	в 4,4 раз	314,8	332,1	5,7	105,5	1,7
9	ООО «Разрез им. В.И. Черемнова»	377,8	351,0	324,1	92,9	92,4	0,0	0,0	0,0	-	-
10	ООО «Разрез Кийзасский»	259,6	230,9	315,2	88,9	136,5	53413	89297	0	167,2	-

Источник: составлено авторами на основе [2, 9].

Абсолютным лидером по величине нематериальных активов в 2015-2017 гг. являлось ПАО «Южный Кузбасс», стоимость которых в 2017 г. превысила 2,19 млрд. руб., что на 49,9 % больше уровня 2016 г. Второе место занимало АО «Салек», со стоимостью нематериальных активов более 1,5 млрд. руб., что в 33,4 раз выше показателя 2016 г. Также в 2017 г. значительный рост по стоимости нематериальных активов (в 4,4 раза) наблюдался у АО «Разрез Шестаки» [2, 9].

Наличие на балансе нематериальных поисковых активов у угольных предприятий (компаний) связано с проведением работ по поиску, оценке месторождений полезных ископаемых и (или) разведке полезных ископаемых, сбором и анализом геологической информации о недрах, оценке коммерческой целесообразности добычи. У 12-ти (36,4%) угольных предприятий (компаний) Кузбасса на балансе в 2017 г. находились нематериальные поисковые активы, в том числе у 4-х предприятий (компаний)-лидеров по стоимости нематериальных активов. Лидером по стоимости нематериальных поисковых активов в 2017 г. являлось ООО СП «Барзасское товарищество», их стоимость составила более 1,2 млрд. руб. На втором месте находилось АО «УК «Кузбассразрезуголь», стоимость нематериальных поисковых активов которого превысила 465 млн. руб. [2, 9].

Распределение исследуемых объектов по доле нематериальных активов в общих активах предприятия (компании) представлено на рис. 1.

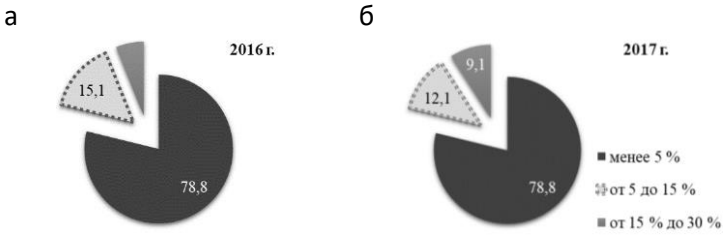


Рис. 1. Распределение исследуемых предприятий (компаний) по доле нематериальных активов в общих активах за 2016 г. (а), 2017 г.(б), %

Почти у 80% из 33-х исследуемых предприятий (компаний) доля нематериальных активов составляла в 2016-2017 гг. менее 5%. Только у 3-х предприятий (компаний) (9,1%) в 2017 г. доля нематериальных активов в общих активах находилась в интервале от 15 до 30%, а именно у ООО «Разрез им. В.И. Черемнова» (9-е место в рейтинге) доля составила более 27,2%, у ООО «Ресурс» (3-е место в рейтинге) − более 22,2%, у АО «Салек» (2-е место в рейтинге) − более 17,7% (рис. 2).

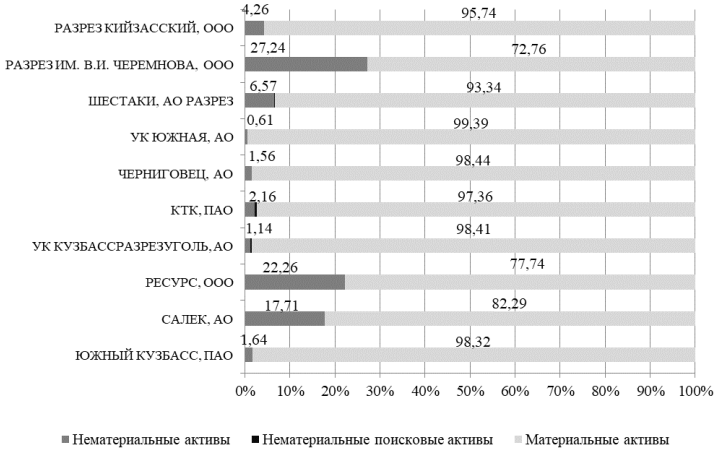


Рис. 2. Структура общих активов угольных предприятий (компаний) Кузбасса в 2017 г., %

Результаты исследований и разработок находились на балансе только у 4-х (12%) угольных предприятий (компаний) Кузбасса [9] (рис. 3).

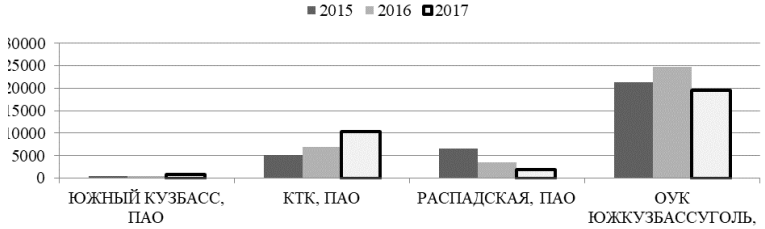


Рис. 3. Данные по стоимости результатов исследований и разработок угольных предприятий (компаний) Кузбасса за 2015-2017 гг., тыс. руб.

Наибольшая стоимость результатов исследований и разработок наблюдалась у АО «ОУК «Южкузбассуголь», в 2017 г их стоимость составила 19,5 млн. руб., у ПАО «КТК» − 10,4 млн. руб. [9]. Доля результатов исследований и разработок в общих активах угольных предприятий (компаний) не превысила 0,05%. Как правило, результаты исследований и разработок в деятельности угольных предприятий (компаний) Кузбасса включают оплаченные заказные НИОКР (экологические и др. исследования, проводимые научно-исследовательскими институтами, вузами и другими специализирующимися на заказных НИОКР организациями).

Организационно-экономические аспекты использования ОИС в деятельности угледобывающих предприятий (компаний). Как показывает статистика, стоимость ОИС сложно выделить из активов угледобывающих предприятий (компаний) ввиду особенностей организационно-экономического характера. Объекты интеллектуальной собственности могут быть регистрируемыми (в частности, изобретения, полезные модели, промышленные образцы, товарные знаки) и не регистрируемыми (например, ноу-хау, хотя, согласно п. 1 статьи 1225 Ч.4 ГК РФ, ноу-хау относятся к перечню результатов интеллектуальной деятельности, которым предоставляется правовая охрана) [1]. При этом ОИС могут учитываться на балансе предприятия (компании) в следующих случаях:

- право на ОИС принадлежит предприятию (компании), что подтверждается соответствующим документом (патентом, свидетельством о регистрации);
- право на ОИС приобретается в рамках договорных отношений (на основе лицензионного договора, договора отчуждения). В данном случае исключительное право на ОИС может принадлежать другому предприятию, компании-разработчику технологии, необходимой угледобывающему предприятию (компании), либо физическому лицу-разработчику, возможно, даже сотруднику угольного предприятия (компании).

Кроме вышеуказанных случаев возможного применения в деятельности и учета наукоемких технологий на балансе, угольные предприятия (компании) могут использовать такие ОИС (наукоемкие технологии), обращаясь к услугам сторонних организаций на условиях подрядных договоров или аутсорсинга. Например, геологоразведочные работы в деятельности угольных предприятий (компаний), как правило, осуществляются сторонними организациями. Вскрышные работы, перевозка и даже добыча угля могут проводиться как силами самого угольного предприятия (компании), так и организациями-подрядчиками (в частности, так происходит в деятельности ПАО «КТК»). Таким образом, наукоемкие технологии, задействованные в процессе деятельности угледобывающих предприятий (компаний) не всегда могут учитываться в качестве нематериальных активов. Использование угледобывающими предприятиями (компаниями) новейших технологий может иметь место при лизинге горнодобывающего оборудования [3]. Наукоемкие технологии, которые вовлечены в производственные процессы угледобывающих предприятий (компаний), также могут быть связаны с использованием основных средств в их деятельности, поэтому будут отражаться в строке 1150 бухгалтерского баланса «Основные средства». Ввиду сложности выделить из финансовой отчетности основное и вспомогательное горнодобывающее оборудование, не представляется возможным учесть, какую долю занимают ОИС в общей структуре активов и как влияют на эффективность деятельности субъектов, функционирующих в сфере угледобычи [7].

Выводы. Таким образом, проведённое исследование позволяет сделать следующие выводы:

– роль наукоемких технологий в деятельности угледобывающих предприятий (компаний) значительна. Однако, нельзя однозначно утверждать, что все наукоемкие технологии, задействованные в производственных процессах угольных предприятий (компаний), учитываются как НМА. В качестве НМА в бухгалтерской отчетности предприятий (компаний) отражается стоимость лицензии на добычу угля, что значительно увеличивает долю НМА в общей структуре активов;

– в общей стоимости НМА угольных предприятий (компаний) отражаются регистрируемые ОИС, например, товарные знаки, доменные имена, что не связано напрямую с производственными процессами, но способствует продвижению угольного предприятия (компании) и его (ее) продукции на внутреннем и мировом рынке и увеличивает долю НМА в общей структуре активов предприятия (компании);

– наукоемкие технологии, вовлеченные в производственные процессы угледобывающих предприятий (компаний), также могут быть связаны с использованием основных средств в их деятельности, поэтому будут отражаться в строке 1150 бухгалтерского баланса «Основные средства». Ввиду сложности выделить из финансовой отчетности основное и вспомогательное горнодобывающее оборудование, не представляется возможным учесть, какую долю занимают ОИС в общей структуре активов и как влияют на эффективность деятельности субъектов, функционирующих в сфере угледобычи;

– использование ОИС как угледобывающими предприятиями (компаниями), так и организациями, деятельность которых связана с обслуживанием предприятий (компаний) данной отрасли (речь идет о собственных ОИС или права на которые приобретены по договору отчуждения или лицензии) расширяет круг возможностей таких предприятий (компаний) – при выборе наиболее эффективных наукоемких технологий, применяемых в производственных процессах, при продвижении себя и своей продукции на рынке.

Благодарности. Статья подготовлена при поддержке РФФИ (Проект № 18-410-420004 «Интеллектуальная собственность как основа устойчивого развития угледобывающего региона (на примере Кемеровской области)») и Департамента образования и науки Кемеровской области (Соглашение № 21 от 14.08.2018 г.).

Библиографический список

1. Гражданский кодекс Российской Федерации, часть 4 [Электронный ресурс] – Режим доступа: www.consultant.ru/
2. Информационная система СПАРК [Электронный ресурс] – Режим доступа: http://www.spark-interfax.ru/
3. Никитенко С.М., Месяц М.А. Перспективы реализации лизинговых схем на рынке горнодобывающего оборудования: организационно-экономический аспект // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). 2015. № S1-2. С. 160-171.
4. Никитенко С.М. Технологические инновации: спрос рождает предложение // Инновации. 2006. № 4. С. 3-5.
5. Положение по бухгалтерскому учету «Учет затрат на освоение природных ресурсов» (ПБУ 24/2011) [Электронный ресурс] – Режим доступа: www.consultant.ru/
6. Положение по бухгалтерскому учету «Учет нематериальных активов» (ПБУ 14/2007) [Электронный ресурс] – Режим доступа: www.consultant.ru/
7. Положение по бухгалтерскому учету «Учет основных средств» ПБУ 6/01 [Электронный ресурс] – Режим доступа: www.consultant.ru/
8. Положение по бухгалтерскому учету «Учет расходов на научно-исследовательские, опытно-конструкторские и технологические работы» ПБУ 17/02 [Электронный ресурс] – Режим доступа: www.consultant.ru/
9. Финансовая (бухгалтерская) отчетность по данным Росстата [Электронный ресурс] – Режим доступа: http://www.list-org.com

УДК 553.9.048(471.17)

ОЦЕНКА СТОИМОСТИ ГЕОЛОГИЧЕСКИХ РЕСУРСОВ НЕФТИ И ГАЗА В НЕДРАХ КУЗБАССА

[1]к.г-м.н. Ашурков В.А., [2]к.т.н. Черных Н.Г.
1 - ОАО «Запсибгеология»-Н, г. Новокузнецк, Россия
2 - АООТ «Гидроуглестрой», г. Новокузнецк, Россия

Аннотация. В статье выполнено обоснование и оценка стоимости ресурсов углеводородов в недрах Кузнецкой впадины. Ресурсы определены объемным методом. Подсчет ресурсов нефти приведен на примере Борисовской антиклинали. Предлагается перейти от выявления нефтегазоносности менее продуктивных и более молодых к более продуктивным и более древним пластам.

Ключевые слова: недра Земли, нефть, газ, добыча, скважина, стоимость ресурсов.

За 40-45 летний период, прошедший после окончания нефтепоисковых работ в Кузбассе, накопился огромный геологический материал, полученный прежде всего при проведении поисков и разведки каменного угля, в результате планомерных региональных и детальных геолого-геофизических исследований. Обобщение и анализ этого материала на базе серьезных достижений мировой науки и практики последних десятилетий в деле прогноза, поисков и разведки углеводородов свидетельствуют о необходимости возобновления широкомасштабных поисков промышленных месторождений нефти и газа в Кузнецкой впадине. Такие работы уже начаты. Выполняется важный подготовительный этап - детальные геофизические исследования на ряде перспективных структур.

Успешность нового цикла поиска углеводородного сырья в Кузбассе базируется прежде всего на результатах интерпретации новых геолого-геофизических материалов [1, 2 и др.] и на достигнутом прогрессе бурения глубоких (до 6 км) скважин.

Целью настоящей работы является оценка стоимости ресурсов углеводородов в недрах Кузнецкой впадины [6, 11, 13 и др.].

1. На угольном бассейне, по истокам водных ресурсов и геологическим данным по залеганию угольных пластов в месторождении осуществляют доразведку, отдавая предпочтение антиклинальному залеганию всей свиты, путём, бурения «тестовых» скважин открывают залежи нефти и газа.

2. Ресурсы углеводородов нефти и газа для промышленной добычи определяют суммарно: объемным методом, накопившиеся в залежи и флюидным от бойлерной переработки морской воды в недрах Земли [19, 20].

3 Новые месторождения углеводородов и рудных тел определяют по путям подземной миграции морской воды — от её начала в океане и подземной миграции от «бойлера» пресной воды от места её выдавливания, на поверхность Земли в обратном направлении к её подземной миграции [19, 20]

Достоверность определения ресурсов методом геологических аналогий зависит от однотипности сравниваемых нефтегазоносных бассейнов [17]. Используя метод аналогий, при подсчете ресурсов углеводородов в недрах Кузбасса приняты значения части подсчетных параметров такими, какие они установлены в других районах [5, 7, 10 и др.]

Определение геологических ресурсов в недрах Кузбасса проведено следующим образом. Сначала по одной перспективной структуре, в качестве которой взята Борисовская антиклиналь, объемным методом были подсчитаны наиболее вероятные ресурсы нефти и газа, затем ресурсы каждой из 16 перспективных антиклиналей определены, исходя из отношения их площадей к площади Борисовской антиклинали.

Борисовская антиклиналь расположена в 60-80 км к юго-востоку от г Кемерово, на юго-западном фланге Крапивинского купола и представляет собой «структурный нос». Простирание антиклинали субмеридианальное, размеры 35х6 км, амплитуда 120 м. Структура прослеживается на большую глубину, что подтверждается роторными скважинами и сейсморазведкой. В геологическом строении принимают участие отложения верхнего палеозоя. Свод структуры сложен отложениями ильинской подсерии. Скважинами вскрыты осадки кузнецкой и верхнебалахонской подсерий. Вскрытые породы - песчаники, алевролиты, аргиллиты, когломераты, пласты каменного угля. Отдельные пачки песчаников имеют мощность 50-60 м.

На площади Борисовской антиклинали, в отложениях ильинской подсерии вскрыто 3 газоносных горизонта, отделенных друг от друга водо- и газоупорными экранами - аргиллитами мощностью 8-40 м.

Первый газоносный горизонт залегает на глубинах 180-380 м. Эффективная мощность 22 м, средняя открытая пористость 10-16,7 %, проницаемость 0,6-146 мД, пластовое давление 36 атм.

Второй газоносный горизонт залегает на глубинах 322-470 м, эффективная мощность 33 м, открытая пористость 12-14,9 %, проницаемость 0,1-70 мД, пластовое давление 46 атм. Дебит 8-10 тыс м³/сутки. Газ с резким нефтяным запахом.

Третий газоносный горизонт залегает на глубине 447-525 м, эффективная мощность 25 м, открытая пористость 12,4-14 %, проницаемость 3,3-212 мД, пластовое давление 49 атм, дебит 20-25 тыс м³/сутки. Первая и третья залежи пластовые, литологически экранированные, вторая залежь - пластовая сводовая. Минерализация вод на глубине 25 г/л. Запасы газа, подсчитанные в той части структуры, где пройдены скважины, 500 млн. м³.

На Борисовской антиклинали в скважинах 20-0 и 29-0 встречена нефть. Из скв.29-0 получен приток нефти 0,3 т/сутки с глубин 308, 432-433 и 467-469 м. Химический состав нефти: метановые углеводороды 31,29 %, нафтеновые 21,13- 30,07 %, парафин 4,9-5,87 %, сера 0,1-0,01 %, асфальтены 0,29-0,31 %, бензиновая фракция 3,94-18,1 %, керосиновая 10,18-17,12 %, масла 54,13-60,12 %, удельный вес 0,8447-0,8602 [14, 15].

Ресурсы определены объемным методом, который широко применяется на любой стадии геологоразведочных работ. Метод основан на знании геометрических размеров нефтеносного пласта и пористости слагающих его пород. Для подсчета ресурсов нефти использована формула [7]

$$\theta = ф\ \mu\ \beta\ \varphi\ \gamma\ \eta,$$

где θ - извлекаемый (промышленный) ресурс нефти, т; ф - площадь нефтеносности, м^2; μ - эффективная нефтенасыщенная мощность пласта, м; β - коэффициент эффективной пористости нефтевмещающих пород (открытая пористость), значения величин параметров подсчета ресурсов нефти в

долях единицы; φ - коэффициент нефтенасыщения пласта в долях единицы; γ - удельный вес нефти на поверхности, т/м^3; η - коэффициент нефтеотдачи (извлекаемая часть ресурсов) в долях единицы. Значения величин параметров подсчета ресурсов нефти приняты на основе аналогий, [5, 7, 10 и др].

Площадь Борисовской антиклинали составляет 210 кв км. По форме в плане структура ее похожа на структуру Уренгойского газоконденсатного месторождения Западной Сибири. Контур газоносности на структурной карте последнего занимает почти всю площадь антиклинальной части структуры, т.е. можно утверждать почти о 100 % совпадении площади структуры с продуктивной площадью газоносности. Аналогичная ситуация, в части контура продуктивной площади нефтеносности, на Средне- и Южно-Балыкских и Мамонтовском месторождениях нефти Западной Сибири [10].

Для подсчета ресурсов нефти в недрах Борисовской антиклинали продуктивная площадь нефтеносности принята в четырех вариантах: 50%, 40 %, 30% и 20 % от площади этой структуры.

Для подсчета ресурсов нефти Борисовской антиклинали величина эффективной нефтенасыщенной мощности пласта была принята равной 40 м, 30 м и 20 м. Такие значения этого параметра отдельных пластов многопластовых месторождений Западной Сибири встречаются часто.

Открытая пористость газоносных песчаников, из которых получены устойчивые притоки горючего газа дебитом 10–25 тыс м с давлением на устье скважины 28 атм, колеблется в пределах 10–20 %. Проницаемость ильинских песчаников (скв. 77–к) изменяется от 0,1 до 200 мД, составляя в среднем 17,3 мД. Максимальная пористость песчаников Ерунаковско свиты – 21,45 % (скв. 12–к), максимальная проницаемость (скв. 87–к) – 37 мД. В скв. 29-0, где получен приток нефти 0,3 т/сут, проницаемость колеблется в пределах 1,6 – 146 мД при среднем значении 60,5 мД [3, 8].

Исходя из фактических данных, установленной открытой пористости при подсчете ресурсов нефти Борисовской антиклинали, принята величина этого коэффициента, равная 20% и 10% [3, 4, 8, 15]. При подсчете ресурсов нефти этот коэффициент принят равным 0,9 и 0,6 [16]. В первом варианте поровое пространство на 90% занято нефтью и 10% водой, во втором варианте эти цифры равны, соответственно, 60% и 40%. Для обоснования коэффициента нефтенасыщения 0,9 приведено среднее значение этого параметра по 20 месторождениям нефти, и установлен факт более полного заполнения продуктивных ловушек на больших глубинах (4–6 км).

Величина коэффициента нефтеотдачи (отношение объема добытой нефти к первоначальному объему всей нефти в залежи) в зависимости от литологических свойств коллектора, проницаемости, свойства нефти, режима пласта, системы добычи и других факторов, изменяется в широком диапазоне (0,1–0,8). Коэффициенты нефтеотдачи приняты 0,7 и 0,5, исходя из того, что большая часть залежей прогнозируется на глубинах, где за счет высокого пластового давления извлекается большая часть запасов углеводородов.

В Кузбассе известно шесть проявлений нефти, для которых определен удельный вес (табл. 1).

Таблица 1

Проявления нефти

Проявление нефти	Удельный вес нефти, г/см^3
Сыромолотное	0,7910
Борисовское	0,8447 0,8602
Осиновое Плесо	0,8085
Узунцы	0,8239
Абашево	0,8115
Кыргай	0,8339
Среднее	0,8248

Поскольку подсчет ресурсов нефти приведен на примере Борисовской антиклинали, то в расчетную формулу введено значение удельного веса нефти, среднее из двух определений по Борисовскому проявлению – 0,8524 г/см^3.

Таким образом, имея все исходные данные для подсчета ресурсов нефти в недрах Борисовской антиклинали, такой подсчет ресурсов выполнен по 96 вариантам, отличающимся разными сочетаниями принятых подсчетных параметров. При максимальных значениях всех параметров ресурсы нефти составили 450 млн т, при минимальных значениях – 20 млн т. Средняя величина ресурсов нефти по 96 вариантам подсчета составила 126 млн т. Она и принята как исходная для определения ресурсов нефти по другим 16-ти перспективным антиклиналям бассейна. Ресурсы каждой

из этих антиклиналей определены из соотношения их площадей к площади Борисовской антиклинали.

Суммарные запасы нефти по 17 перспективным антиклиналям Кузбасса составили 3,5 млрд. т (табл. 2). С учетом всех геологических ресурсов в пределах Кузнецкой впадины, заключенных в антилиналях, скрытых под юрскими отложениями Тутуясской и Бунгарапской впадин, а так же в антиклиналях под аллохтоном, образовавшихся в зоне надвига Салаира на Кузбасс, и в клиноформах, сформированных на западном склоне Крапивинского купола и Горношорском моноклинале, рифогенных структурах, площадях палеодельтовых обстановок, суммарные геологические ресурсы в этих перспективных структурах добавляют к вышеподсчитанным ресурсам еще в недрах Кузбасса составят 7 млрд. т.

Таблица 2

Запасы нефти

Структура	Размеры, км	Ресурсы, млн. т
Павлиновская антиклиналь	60 х 8	288
Крапивинская антиклиналь	100 х 10	600
Сыромолотнинская антиклиналь	50 х 7	210
Борисовская антиклиналь	35 х 6	126
Виноградовская антиклиналь	120 х 5	360
Северо–Нарыкская антиклиналь	30 х 5	90
Нарыкская антиклиналь	25 х 10	150
Маркино–Никольская антиклиналь	40 х 7	168
Осиновоплесская антиклиналь	20 х 8	96
Кушеяковская антиклиналь	40 х 5	120
Терсинская антиклиналь	80 х 5	240
Абашевская антиклиналь	20 х 6	72
Подобасская антиклиналь	30 х 5	90
Араличевская антиклиналь	30 х 6	108
Мысковская антиклиналь	40 х 7	168
Соколовско–Урская антиклиналь	140 х 6	504
Кильчигизская антиклиналь	50 х 4	120
	Всего:	3510

С настоящее время максимальная глубина, с которой добывается газ – 7488м, а промышленные притоки газа получены с глубины 8082м, а нефти – 6542м [9]. В США открыто 30 месторождений нефти и газа на глубинах от 4,5 до 6,5 км с суммарными запасами более 3 трлн. м³ (в перерасчете на газ). В СССР на больших глубинах (4,5 – 5 км) открыто более 120 месторождений нефти и газа [4]. В 1982 г в Советском Союзе было пробурено 1304 скважины на глубину 4,5-5 км, 36 скважин на глубину более 6 км [16].

Таким образом, сегодня все технические проблемы бурения скважин на глубины 4-6 км решены. Нет и геологических ограничений вести поиски на этих глубинах. Имеются данные глубокого и сверхглубокого бурения в США и России о том, что на глубинах 4-6 км, в зонах значительного разуплотнения горных пород, пористость песчаников и особенно известняков резко возрастает, и эти зоны выступают в качестве высокопродуктивных, высокодебитных горизонтов с аномально высоким пластовым давлением. На больших глубинах отмечается более полное заполнение углеводородами продуктивных ловушек, и они содержат более мощные залежи с большими запасами [16]. Нахождение жидких и газообразных углеводородов на больших глубинах имеет серьезное ограничение лишь со стороны температуры в ожидаемой продуктивной зоне. Оно касается предельной температуры. При температуре 180-200°С происходит разрушение углеводородов [9]. Хотя и при этих температурах месторождения нефти существуют. Так, сверхглубокая скважина в дельте р. Миссисипи (США), на глубине 6885 м, дала приток нефти 64 т/сутки при температуре 180°С. Известны месторождения с температурой в залежах, превышающей 200°С [10].

Исходя из установленных в глубоких роторных нефтеразведочных скважинах изменений температуры с глубиной (геотермический градиент), в Кузбассе на глубине 6000 м можно ожидать следующие температуры: Борисовская антиклиналь – 90°С, Сыромолотнинская антиклиналь – 95°С, Абашевский купол – 150°С (рис.6). Следовательно, со стороны температурного режима в недрах

осадочной толщи Кузнецкой впадины ограничений нахождению углеводородов на глубинах 5-7 км не существует.

В Кузбассе прогнозируются три этажа нефтегазоносности.

Первый (сверху вниз) этаж – угленосные континентальные отложения перми и верхней части карбона (С 1-2), из которых получены полупромышленные притоки газа и установлены притоки нефти.

Второй этаж - морские терригенно-карбонатные отложения нижнего карбона.

Третий этаж - морские терригенно-карбонатные отложения девона.

Отложения двух последних этажей обнажаются в прибортовых частях Кузнецкой впадины. В них выявлены проявления нефти и газа, особенно многочисленные признаки нефтегазоносности установлены в отложениях верхнего девона. Этот структурный этаж вскрыт единичными скважинами только в северо-восточной части впадины. В центральной части впадины, где есть основания ожидать крупные скопления углеводородов в высокоемких карбонатных коллекторах, нет ни одной скважины, достигшей этого продуктивного нефтегазоносного этажа.

В Урало-Поволжье наиболее продуктивным является нижний девонский этаж нефтегазоносности, а верхний пермский менее продуктивный в сравнении с каменноугольным [18]. Такое же расположение по степени продуктивности девонского, каменноугольного и пермского этажей нефтегазоносности можно ожидать и в Кузнецкой впадине.

Значение газового фактора в месторождениях нефти колеблется в пределах 0 - 2000 м³/т, при преобладающем значении 100-200 м³/т. В табл. 3 приведены фактические данные величины газового фактора ряда месторождений Западно-Сибирской низменности [10].

Таблица 3

Газовый фактор

Месторождения	Газовый фактор
Трехозерное	65-170
Даниловское	65-70
Каменское	100-150-500
Вахское	35-45
Мамонтовское	39-50
Усть-Балыкское	22-35, 50, 60, 114*
Самотлорское	70-100, 100, 160, 165
Вартовско -Советское	40,50-80, 100, 110, 150
Губкинское	220-231

* - значения газового фактора, через запятую, относятся к разным пластам месторождения.

Для подсчета ресурсов газа, растворенного в нефти, принято значение газового фактора 100 м³/т. Следовательно, ресурсы газа составят 700 млрд. м³.

Ресурсы газа в свободных газовых скоплениях не подсчитывались. На Борисовской антиклинали запасы в верхнем пермском этаже газоносности ранее были подсчитаны в количестве 500 млн. м³. Если распространить эту газоносность на всю площадь структуры, размеры которой последними работами значительно увеличены, то ресурсы газа могут возрасти до 10 млрд. м³.

Стоимость 7 млрд. т (51,66 млрд. баррелей) ресурсов нефти в недрах Кузбасса, при цене 800 долларов США за один баррель, равна 5 триллионов 32 млрд. долларов США. Стоимость газа, растворенного в нефти, при цене (1996 г.) 80 долларов США за 1000 м³ составит 56 млрд. долларов (700млрд. м³ х 80 долларов = 282млрд. долларов). предлагается перейти от длительного последовательного выявления нефтегазоносности от менее продуктивных и более молодых к более продуктивным и более древним пластам, как рекомендовал А.А. Трофимук [18].

Выводы. Сегодня российские частные нефтяные компании, имеющие в своем распоряжении большие запасы углеводородного сырья резервного фонда, мало озабочены поисками новых месторождений. В таких условиях, по-видимому, есть смысл привлечь иностранные инвестиции. В связи с правительственным соглашением о прокладке нефтегазопровода из Сибири в Китай можно предложить китайской стороне заинтересоваться перспективами поиска и освоения углеводородного сырья Кузбасса. При этом можно было бы использовать новые технологии поиска и разведки, которые Китай приобрел, предоставляя крупнейшим нефтяным компаниям мира концессии для совместного освоения своих нефтяных и газовых месторождений.

Библиографический список

1 Ашурков В.А. Кузнецкий бассейн - крупный перспективный нефтегазоносный район России // ТЭК и ресурсы Кузбасса. - №2. - 2001.

2 Борщ С.С., Беспечная Л.Ю., Ведерников Г.В. Новые данные о геологическом строении Кузнецкого прогиба // Геофизика. – 2001. - Спецвыпуск.

3 Будников В.И., Пьянков Б.Н. Коллекторские свойства песчаников СВ части Кузбасса / Тр. СНИИГГИМСа, 1966. - Вып.33. – С. 84.

4 Гаврилов В. П. Черное золото планеты. - М, Недра, 1990. - 160с.

5 Гурари Ф.Г., Казаринов В.П., Миронов Ю.К. и др. Геология и нефтегазоносность Западно-Сибирской низменности - новой нефтяной базы СССР. - Новосибирск, 1963. - 201с.

6 Енгалычев Э.А., Лейбсон М.Г., Назаров В.И. и др. Геолого-экономическая оценка прогнозных ресурсов нефти и газа / Сов. Геология. - №11. - 1983.

7 Жданов М.А., Лисунов В.С., Величко А.В. Подсчет запасов нефти и газа. - М..: Недра, 1959. – 314 с.

8 Жеро О. Г. Коллекторские свойства песчаников верхнепалеозойских отложений Кузбасса / Тр. СНИИГГИМСа, 1961. - Вып. 17.

9 Качинко М.И. Тайны образования нефти и горючих газов. – М.: Недра, 1981 – 192 с.

10 Конторович А.Э., Нестеров И.И., Салманов Ф.К. и др. Геология нефти и газа Западной Сибири. – М: Недра, 1975. – 680 с.

11 Макаловский В.В., Нечаева Н.Ю., Коноплев А.В. и др. Геолого-экономическая оценка освоения новых разведочных площадей // Геология, геофизика и разработка нефтяных и газовых месторождений. - №8. - 2002.

12 Мельников Н.В. Трещиноватость средне-верхнепалеозойских пород Кузбасса в связи с их коллекторскими свойствами / Тр. СНИИГГИМСа, 1966. - Вып.33. - С. 57.

13 Методическое и информационное обеспечение экономической оценки ресурсов и прогнозирования ГРР на нефть и газ. - Ленинград, 1987. – 195 с.

14 Муромцев В. С. Кузнецкий бассейн - новый газонефтяной район Западной Сибири // Геология и геофизика. - №3. - 1961.

15 Муромцев В.С., Карцева Г. Н., Микуцкий С. П. и др. Геологическое строение и перспективы нефтегазоносности Кузбасса. - Новосибирск, 1959. - 299 с

16 Прогноз и оценка нефтегазоносности на больших глубинах. – Ленинград: Недра, 1986. – 245 с.

17 Справочник. Минеральное сырье. Горючие газы. Нефть. М., 1998.

18 Трофимук А.А. О стратегии поиска нефти и газа в СССР. - Новосибирск, 1991. – 64 с.

19 Черных Н. Г. Когда и как образуется нефть и в каком количестве // Наука в нефтяной и газовой промышленности. - № 4. – 2010. - С. 19 - 21.

20 Патент РФ № 2513782 Черных Н. Г. Способ получения углеводородов нефти и газа и их количество из морской воды. - 2014.

УДК 552.578

ОБЩАЯ ТЕОРИЯ ОБРАЗОВАНИЯ НЕФТЯНЫХ И РУДНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

[1] к.г-м.н. Ашурков В.А., [2]д.г-м.н. Запивалов Н.П., [1]к.т.н. Черных Н.Г., [3, 4]д.г-м.н. Черкасов Г.Н.

1 - АО «Гидроуглестрой», г. Новокузнецк, Россия

2 - ИНГиГ СО РАН, г. Новосибирск, Россия

3 - АО СНИИГиМС, г. Новосибирск, Россия

4 - АО «Росгеология», г. Новосибирск, Россия

Аннотация. На основе совместного нахождения в земной коре металлов и нефти, обусловленного совместным генетическим происхождением, разработана гипотеза образования нефтяных и рудных месторождений, открывающая новые учения о полезных ископаемых.

Ключевые слова: нефть, руда, флюиды, морская вода, бойлер, синтез, тождественность.

Гипотеза образования нефтяных и рудных месторождений была предложена в 1967 году Г.Л. Поспеловым [18], который собрал и проанализировал обширный материал, свидетельствующий о реальной аналогии в строении структур локализации, геологических позициях размещения, происхождения продуктивных веществ нефтяных и рудных месторождений

В работе Д.И. Горжевского [7] впервые связь процессов рудо- и нефтеобразования установлена на уровне парагенезиса, согласно которому совместное нахождение металлов и нефти обусловливается их совместным генетическим происхождением. Это доказано «общими минералого-геохимическими особенностями газонефтяных и ассоциирующих с ними рудных месторождений» [7]. По мнению Д.И. Горжевского парагенетическая связь обусловлена совместным выносом из подстилающих пород и металлов в процессе глубинного катагенеза и переноса их водными растворами и рассолами в верхние горизонты литосферы.

Подтверждением этого является кальдера потухшего вулкана Узон, расположенного в центральной части Восточной Камчатки. Кальдера вулкана – овальная котловина размером 15×7,5км. В северной части кальдеры, где геологической съёмкой установлены поперечные и субмеридиональные разломы, располагаются фумарольные поля, самое крупное из них центральное поле. Здесь проявляются газовые струи с температурой 97-99°С, грязевые котлы, грязевые сопочки, термальные источники, тёплые озёра [2]. Также накапливаются сульфиды мышьяка, сурьмы, ртути, железа, самородная сера, опал, кальцит, гипс, квасцы, более десятка металлов [16]. При обследовании Центрального фумарольного поля кальдеры Узон в закопушках, сделанных вблизи грязевых котлов геолог Н.С. Бескровный в 1969 г. открыл нефть [3]. Бурение скважины глубиной 7,5м установило породы повышенной битуминозности, обогащённых сульфидами железа, то есть в кальдере налицо реальный парагенезис нефти и руды. Нефть в кальдере Узон, по данным ВНИГРИ, относится к метаново-ароматическому типу. Её удельный вес О,9148 г/см^3, содержание серы 2%, смол 9,3%, парафина 2,1%, асфальтенов нет. Возраст узонской нефти 640 ± 40 лет [14].

Подтверждением реального минерального синтеза углеводородов и рудогенных отложений - вынос глубинной нефти на дно Байкала. Жидкая нефть из битумных построек, расположенных на дне на глубине 200-900м, выбрасывается в виде шариков диаметром около сантиметра. В воды озера из битумных построек ежегодно выбрасывается от 3 до 5 тонн нефти. Начальные ресурсы байкальской нефти геологами определены порядка 250-300 миллионов тонн.

Другим примером глубинного неорганического синтеза углеводородов – Исландия, где структура срединно-океанического рифта выходит на поверхность. Здесь морская и ледниковая вода, опустившаяся вниз по трещинам и вытекающая из скважин с глубин до 2-3 км в состоянии кипящей воды и водяного пара [22]. В парогазовых фонтанах содержится метан, тяжелые углеводороды: этан, пропан, бутан, полициклические ароматические углеводороды [25].

Нельзя не отметить современное рождение флюидогенного полиметаллического месторождения на дне Красного моря [8].

В работе Ю.А. Богданова [4], посвящённой изучению «чёрных курильщиков», открытых российскими учёными в 1994 г. в Срединно-Атлантическом хребте, подтверждено существование рудонафтидных месторождений.

Установлена связь химического состава нефти и морской воды [21]. Морская вода в недра Земли попадает через системы глубинных желобов (ГЖ), глубинных разломов и планетарного кливажа. ГЖ сформировались в основном в окраинных частях океанов, протягиваются на сотни и тысячи километров. Таких глубоководных желобов в Тихом океане более десятка, самые глубинные: Марианский (11022м), Тонга (10882м), Филипинский (10265м), Кермадок (10046м). Глубинные желоба являются идеальной системой каналов проникновения морской воды через земную кору в мантию. Установлено, что в период новолуния и полнолуния недра планеты максимально расширяются и затем в других фазах Луны максимально сжимаются. Таким образом, космос (взаимодействие трёх космических тел Луна, Земля, Солнце) создал на Земле «насос», закачивающий в недра морскую воду. По-существу, твёрдые приливы работают как в режиме нагнетания, так и в режиме «дегазации», выноса вещества к поверхности. Во время расширения разломов и всевозможных трещин глубинные флюиды (вода любых форм) под напором, создаваемым избыточным давлением, поднимается к поверхности [17, 24].

Морская вода по глубоководным желобам проникает в мантию до глубины 700 км, что однозначно определяется местоположением гипоцентров глубокофокусных землетрясений. Возникновение любых землетрясений, в том числе и глубокофокусных, связано однозначно с заполнением глубоководных желобов и системы окраинных глубинных разломов морской водой. Морская вода,

проникая в земную кору и мантию, в силу своей химической агрессивности (при увеличении температуры и давления) серьёзно меняет структуру пород желобов и разломов, приведя к кардинальному изменению поля напряжения. Напряжение в желобах и разломах достигает сверх критического значения, что является причиной всех землетрясений Огненного Кольца. По данным Б. Гутенберга и К. Рихтера, по мере увеличения глубин гипоцентров падает предельная магнитуда землетрясений.

Глубина очага	--	150км	350км	600км	650км	700км
Магнитуда	8,6	8,2	8,0	7,8	7,6	6,9

Магнитуда уменьшается, в основном, потому что с глубиной уменьшается количество морской воды, проникающей в желоба и разломы.

Земная кора разделена на большое число трещиновато - пористых кавернозных слоев, что многократно подтверждено сейсмически данными [9, 20]. Разуплотнённые слои установлены в кристаллических породах в Кольской сверхглубокой скважине СГ-3, Минибаевской, Туймазинской и других глубоких скважинах. Как показала практика искусственного промышленного синтеза углеводородных продуктов, для каждого вида из них, нужны свои термобарические условия. Расслоенность (объёмная дифференциация) термобарических условий в волноводе после синтеза метана, обеспечивает затем цепные каталитические реакции – образование всех углеводородных последовательностей, составляющих нефть. В промышленности при синтезе используют разные катализаторы: никель, кобальт, железо и др. При синтезе же нефти из морской воды роль катализаторов отдаётся ионам 50-и металлов в ней растворённых и, возможно, другим соединениям, в ней растворённых [25].

Синтез нефти последовательно из простейших углеводородов в сложнейшие многокомпонентные углеводороды подробно описан в монографии Р.Б. Сейфуль-Мулюкова [21]. Приведенные в ней механизмы, химические реакции, каталитические преобразования простейших газовых углеводородных веществ нефть из морской воды.

Движущей силой выноса углеводородов (нафтидов) из зоны генерации (бойлера) к поверхности являются градиенты давления и температуры, причем, обязательно в форме струйного потока. О струйной миграции нефти и газа указано в [12]. Струйный вынос обусловлен локальным прорывом, находящихся под колоссальным внутренним давлением синтезированных углеводородных флюидов, перекрытых плотным слоем, под которым формируются многопластовые месторождения нефти и газа. При заполнении углеводородными флюидами разуплотнённых слоёв происходит выдавливание, сжимание в них «местных» флюидов, оттеснение их от ствола восходящего струйного потока, что ведет к созданию «пробки» в волноводе, далее которой залежь нефти не распространяется. Сформированная залежь не только экранируется сверху, но и закупоривается сбоку, внутри волновода. Все залежи нефти и газа вторичны [10].

Лимитирующий параметр глубины очагов синтеза нефти и руд: физическое состояние воды, которое строго ограничено критической температурой 374-450°С и критическим давлением не ниже 21,4 МПа в недрах [12]. При меньшем давлении и меньшей температуре вода переходит в парообразное состояние. Промышленные синтезы на основе оксида углерода и водорода, параметры глубинных зон земной коры позволяют примерно определить диапазон глубин возможного нахождения природных очагов синтеза нефти 10-40 км [1, 11, 21, 23].

Выводы. В настоящее время в геологии вообще и в геологии нефти и газа, рудообразовании, в частности, имеется огромное число фактов, не имеющих объяснения, или истолковываются только с позиции парагенезиса. Создание гипотезы происхождения нефти и газа, рудообразования из морской воды увязывает их в единую цепь причинно-следственных отношений, открывает новое направление учения о полезных ископаемых планеты, прорывные подходы к поискам и открытиям месторождений нефти и газа, рудных месторождений, создаёт новые условия укрепления минерально-сырьевой базы страны.

Библиографический список

1. Бакуленко И.Т., Долгов Ю.А. Термобарагеохимические исследования. Геология и Геофизика. – 1977. - №11. - с.127-135.

2. Бескровный Н.С., Набоко С.И., Главадский С.Ф. О нефтеносности гидротермальных систем, связанных с вулканизмом. Геология и Геофизика. – 1971. - №2. - с.3-14.

3. Бескровный Н.С., Лебедев Б.А. Нефтепроявление в кальдере вулкана Узон на Камчатке. Докл. АН СССР, 1971. - т.201. - №4. - с.953-956.

4. Богданов Ю.А., Бортников Н.С., Викентьев И.В. и др. Новый тип современной минералообразующей системы: «чёрные курильщики». Срединно-Атлантический хребет. Геология рудных месторождений. - М.: Наука, 1997. - Том 39. - №1. - с. 68-90.

5. Горжевский Д.И., Карцев А.А., Павлов Д.И. и др. Парагенезис металлов и нефти в осадочных толщах нефтегазоносных бассейнов. - М.: Наука, 1990.

6. Горжевский Д.И., Донец А.И. Происхождение парагенеза цветных металлов и нафтидов в осадочных бассейнах карбонатного типа. Литология и полезные ископаемые. – 1994. - №1.

7. Горжевский Д.И. Исследование парагенеза рудных и газонефтяных месторождений – новое направление в учении о полезных ископаемых // Изв. ВУЗ. Геология и Разведка. – 1997 - №1 - с. 54-61.

8. Дерпгольц В.Ф. Вода во вселенной. - Л.: Недра, 1971. – 224 с.

9. Дмитриевский А.Н. Избранные труды. - М.: Наука, 2009. - Том 2. - 434с.

10. Запивалов Н.П., Исаев Г.Д. Критерии «вторичности» формирования залежей нефти и газа. Дегазация Земли. Геотектоника, геодинамика, геофлюиды, нефть и газ, углеводороды, жизнь. - М.: ГЕОС. - с. 176-178.

11. Зубков В.С. Термодинамическое моделирование в РТ-условиях верхней мантии. - Иркутск, 2005. - 180 с.

12. Корценштейн В.Н. Растворённые газы подземной гидросферы Земли. - М.: Недра, 1984. – 290 с.

13. Кольская сверхглубокая. - М.: Недра, 1984. - 490 с.

14. Конторович А.Э., Бортников С.Б., Карпов Г.А. и др. Кальдера вулкана Узон (Камчатка) – Уникальная природная лаборатория современного нафтидогенеза // Геология и Геофизика. – 2011. - Т. 52. - №8. - с. 986-990.

15. Маракушев А.А., Маракушев С.А. Эндогенные углеводороды и органические вещества на Земле и генезис нефтегазовых месторождений. - М.: ГЕОС, 2011. - с. 42-68.

16. Набоко С.И. Роль наземного вулканизма в процессах рудообразования // Геология и Геофизика. – 1970. - №1.

17. Павленкова Н.И. Ротационно-флюидная модель глобального тектоногенеза. Дегазация Земли и генезис нефтегазовых месторождений. - М.: ГЕОС, 2011. - с. 69-92.

18. Поспелов Г.Л. Элементы геологического подобия нефтяных и флюидогенных рудных месторождений // Геология и Геофизика. – 1967. - №11. - с. 3-22.

19. Пиковский Ю.И. Труды Д.И. Менделеева о минеральном происхождении нефти (современное прочтение). Дегазация Земли и генезис нефтегазовых месторождений. - М.: ГЕОС, 2011. - 504 с.

20. Пущаровский Ю.М. Тектоническое значение данных сейсмической томографии. Теоретические и региональные проблемы геодинамики. - М.: Наука, 1999. - с. 18-29.

21. Сейфуль-Мулюков Р.Б. Нефть и Газ. Глубинная природа и её прикладное значение. - М., 2012. - 216 с.

22. Тимурзиев А.И. Современное состояние методологии и практики поисков нефти. Дегазация Земли и генезис нефтегазовых месторождений. - М.: ГЕОС, 2011. - 504 с.

23. Тимурзиев А.И. Фундаментная нефть Западной Сибири. Реальность и альтернативы. - М., 2018. - 25 с.

24. Хитаров И.И., Войтов Г.И. Твёрдые отливы и дегазация Земли. Природа, 1982, №3, с.6-12.

25. Чекалюк Ю.Б. Нефть верхней мантии Земли. Киев, Наукова думка, 1967, 256 с.

УДК 622.02:001.891.5

ИССЛЕДОВАНИЕ ВЛИЯНИЯ ПРОЧНОСТНЫХ И ДЕФОРМАЦИОННЫХ СВОЙСТВ ГОРНЫХ ПОРОД НА ПРОЦЕСС ИХ РАЗРУШЕНИЯ ВДАВЛИВАНИЕМ ИНДЕНТОРА С ЦИЛИНДРИЧЕСКОЙ КОНТАКТНОЙ ПОВЕРХНОСТЬЮ

к.т.н. Корнеев В.А.

Сибирский государственный индустриальный университет, г. Новокузнецк, Россия

Аннотация. В статье рассмотрена контактная задача по вдавливанию индентора в стенку скважины, пробуренной в массиве горной породы. Автором получена зависимость на основании теории Г. Герца, которая

связывает усилие на инденторе при разрушении породы с её механическими свойствами. Установлено, что на процесс разрушения оказывают влияние: предел прочности при растяжении и сжатии, модуль упругости и коэффициент Пуассона горной породы.

Ключевые слова: разрушение, горная порода, прочность, модуль упругости, контактная задача, индентор, экспресс-метод.

Решение контактных задач, описывающих взаимодействие двух однородных упругих тел, нашло широкое применение в практических расчетах, главным образом в машиностроении, для оценки прочности деталей в местах их контакта при передаче усилия от одного элемента конструкции к другому. Такими деталями являются шарико- и роликоподшипники качения, цилиндрические и конические зубчатые передачи, детали кулачковых механизмов, колеса подвижного состава, рельсы и т.д. Основоположником классического подхода к теории решения контактных задач на основе использования общих уравнений теории упругости и методов теории потенциала является Г. Герц, опубликовавший по этому вопросу фундаментальный труд в 1881 г. [1].

В своей работе он показал, что распределение давления по площадке контакта описывается ординатами половины эллипсоида, построенного на этой площадке [1]. Полученные им зависимости для размеров площадки контакта, сближения и наибольшего давления были подтверждены многочисленными экспериментальными исследованиями и в настоящий момент широко используются в машиностроении [1].

Применительно к задачам горных наук, зависимости, описывающие контактное взаимодействие, могут найти применение в большей степени при исследовании работы горного инструмента. Полученные сведения могут быть полезны для обоснования усилий воздействия на режущие части инструмента с целью достижения требуемых показателей технологического процесса.

В настоящей статье автором решается иная задача, а именно, аналитическое обоснование возможности использования величины усилия, приведшего к разрушению горной породы индентором, для определения её механических свойств. В качестве индентора в задаче используется прямой круговой цилиндр диаметром равным его длине. Индентор с похожей формой применяется в экспресс-методе определения сопротивляемости горных пород хрупкому разрушению. Метод был предложен д.т.н., профессором Л.Т. Дворниковым совместно с автором статьи [2]. Разрушение горной породы рассматривается в скважине.

В соответствии с теорией Г. Герца, контактное взаимодействие индентора и стенки скважины может быть описано в следующем виде [1]:

$$P_0 = 0{,}5642\sqrt{\frac{q}{\eta}\cdot\frac{R_2-R_1}{R_2\cdot R_1}}, \quad (1)$$

где P_0 - величина наибольшего давления между индентором и поверхностью скважины; q - нагрузка на единицу длины индентора; R_1 - радиус индентора; R_2 - радиус скважины; η - упругая постоянная соприкасающихся тел

$$\eta = \frac{1-\mu_1^2}{E_1} + \frac{1-\mu_2^2}{E_2}, \quad (2)$$

μ_1 - коэффициент Пуассона материала, из которого изготовлен индентор; E_1 - модуль упругости материала, из которого изготовлен индентор; μ_2 - коэффициент Пуассона горной породы; E_2 - модуль упругости горной породы.

В машиностроительных расчетах при использовании формулы (1) условие разрушения детали наступает в случае равенства величины P_0 допускаемому значению максимального давления, которое приводится в справочниках для различных материалов [1]. Очевидно, что для горных пород такие данные отсутствуют. В связи с этим, возможным выходом из сложившейся ситуации может служить использование теории прочности О. Мора [3], нашедшей наибольшее применение при решении горнотехнологических задач.

Достоинствами теории прочности О. Мора является тот факт, что она полностью базируется на экспериментальных данных [4]. Испытания горных пород в объемном напряженном состоянии, осуществленные Н. Карманом, подтвердили возможность её практического использования и доказали её высокую надежность [4]. Для применения теории О. Мора необходимо аппроксимировать огибающую предельных кругов каким-либо уравнением. Известны её описания в виде гиперболы, экспоненты, циклоиды, кривой Перлина [4]. Зачастую, вследствие малой кривизны, огибающую представляют в виде прямой. Тогда условие разрушения горной породы может быть записано в следующем виде [5]:

$$\frac{\sigma_1\sigma_{сж}}{\sigma_P} - \sigma_3 = \sigma_{сж}, \quad (3)$$

где $\sigma_{сж}$ - предел прочности горной породы при сжатии; σ_P - предел прочности горной породы при растяжении; σ_1 и σ_3 - максимальное и минимальное значение главных напряжений, возникающих в элементарном объеме горной породы при разрушении.

В соответствии с теорией [6] наиболее опасная точка в разрушаемой горной породе будет находится под индентором на глубине 0,4b, где b – это ширина полосы контакта. Главные напряжения, возникающие в этой точке, составят $\sigma_1 = 0{,}78P_0$, $\sigma_2 = 0{,}288P_0$, $\sigma_3 = 0{,}18P_0$. Подставим значения σ_1 и σ_3 в зависимость (3) и выразим оттуда величину P_0:

$$P_0 = \frac{\sigma_{СЖ}}{\left(\frac{0{,}78\sigma_{СЖ}}{\sigma_P} - 0{,}18\right)} = \frac{\sigma_{СЖ}\sigma_P}{0{,}78\sigma_{СЖ} - 0{,}18\sigma_P}. \quad (4)$$

Величина усилия F, прикладываемого к индентору при воздействии на горную породу, связана со значение q следующим соотношением:

$$q = \frac{F}{L}, \quad (5)$$

где L - длина индентора.

Тогда, усилие на инденторе в момент разрушения горной породы может быть выражено из зависимости (1) с учетом (5) в следующем виде:

$$F = \frac{P_0^2\eta R_2 R_1 L}{0{,}3183(R_2 - R_1)}. \quad (6)$$

Подставив в выражение (6) формулу (4) можно получить зависимость, характеризующую влияние прочностных и деформационных свойств горной породы на процесс её разрушения при вдавливании индентора с цилиндрической контактной поверхностью в стенку скважины. Эта зависимость будет выглядеть следующим образом:

$$F = \left(\frac{\sigma_{СЖ}\sigma_P}{0{,}78\sigma_{СЖ} - 0{,}18\sigma_P}\right)^2 \cdot \frac{\eta R_2 R_1 L}{0{,}3183(R_2 - R_1)}. \quad (7)$$

Из зависимости (7) видно, что на разрушение горной породы будут оказывать влияние следующие параметры: предел прочности горной породы при сжатии и растяжении, модуль упругости, а также коэффициент Пуассона. Выражение (7) демонстрирует количественное соотношение между ними и усилием на инденторе, приводящем к разрушению горной породы.

Выводы. При необходимости, зависимость (7) можно упростить, приняв коэффициент Пуассона $\mu_2 = 0{,}3$ [7], а соотношение между пределом прочности горной породы при сжатии и растяжении $\sigma_{СЖ} = 10\sigma_P$ [8]. Такое пренебрежение позволит уменьшить количество параметров в выражении, однако приведёт к снижению его точности.

Благодарности. Статья выполнена при финансовой поддержке гранта Президента Российской Федерации для молодых российских ученых - кандидатов наук № МК-6689.2018.8.

Библиографический список

1. 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.

2. 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.

3. Ржевский, В. В. Основы физики горных пород / В. В. Ржевский, Г. Я. Новик. – М. : Недра, 1978. – 390 с.

4. Шашенко, А. Н. Геомеханические процессы в породных массивах / А. Н. Шашенко, Т. Майхерчик, Е. А. Сдвижкова. – Днепропетровск : Национальный горный университет, 2005. – 319 с.

5. Турчанинов, И. А. Основы механики горных пород / И. А. Турчанинов, М. А. Иофис, Э. В. Каспарьян. – Л. : Недра, 1989. – 488 с.

6. Сопротивление материалов / Г. С. Писаренко [и др.] ; под ред. Г. С. Писаренко. – Киев : Вища школа. Головное изд-во., 1979. – 696 с.

7. Баклашов, И. В. Механика горных пород / И. В. Баклашов, Б. А. Картозия. – М. : Недра, 1975. – 271 с.

8. Ильницкая, Е. И. Свойства горных пород и методы их определения / Е. И. Ильницкая, Р. И. Тедер, Е. С. Ватолин, М. Ф. Кунтыш – М. : Недра, 1969. – 392 с.

УДК 622.273.3

ОПЫТ ПОВЫШЕНИЯ КОЭФФИЦИЕНТА ИЗВЛЕЧЕНИЯ ЗАПАСОВ УГЛЯ ПРИ КАМЕРНО-СТОЛБОВОЙ СИСТЕМЕ РАЗРАБОТКИ

Айкин А.В., Позолотин А.С., Лысенко М.В., Заятдинов Д.Ф.
Научно-исследовательский центр - Институт проектирования горных предприятий «РАНК», г. Новосибирск, Россия

Аннотация. В статье рассмотрен опыт оптимизации параметров технологической схемы отработки запасов угля камерно-столбовой системой на пологих пластах и практически доказана возможность увеличения коэффициента извлечения запасов с применением самоходных секций механизированной крепи. Приведен пример внедрения новой технологической схемы в условиях ООО «УК «Межегейуголь».

Ключевые слова: коэффициент извлечения, камерно-столбовая система отработки, целики, уголь, секции механизированной крепи, проходческий комбайн.

Большинство угледобывающих предприятий ведут отработку запасов угля длинными столбами по простиранию (ДСО). Однако не все запасы представляется возможным отработать лавами. Это связано, в основном, с наличием большого количества геологических нарушений, а также с необходимостью доработки ранее списанных запасов и небольших участков, оставленных по различным причинам, после отработки ДСО. В таких случаях возникает необходимость применения альтернативных технологий отработки запасов. Одной из таких технологий является камерно-столбовая система отработки (КСО). Считается что, одним из основных недостатков данной технологии, на сегодняшний день, являются большие потери угля в целиках, и коэффициент извлечения, при этом, составляет менее 60%.

В настоящий момент угольная шахта ООО «УК «Межегейуголь», при участии специалистов ООО НИЦ-ИПГП «РАНК», достигла наиболее высоких показателей коэффициента извлечения запасов при отработке Межегейского месторождения камерно-столбовой системой в России.

Межегейское месторождение расположено в центральной части Республики Тыва, в 40 км к юго-западу от города Кызыл. Общая площадь бассейна составляет порядка 2700 км^2.

Отработка запасов угля ведется по пласту 2 «Улуг». Вынимаемая мощность пласта составляет от 1,8 до 3,9м. В кровле по всей площади залегает мощный слой песчаников, мощностью от 8 до 28 м. Предел прочности у песчаников изменяется от 45 до 200МПа, при среднем значении 102,5 МПа.

Вскрытие шахтного поля осуществляется тремя западными стволами (конвейерный, вентиляционный, транспортный), фланговым стволом, фланговым уклоном и главным вентиляционным штреком. Данные выработки служат для подачи свежей струи воздуха, транспортирования горной массы и оборудования, запасными выходами.

Подготовка северо-западной части пласта 2 «Улуг», принятой к отработке камерно-столбовой системой разработки, предусматривается односторонней панелью. Панель ограничена западными наклонными стволами и западным фланговым уклоном, проводимым вдоль северо-западной границы шахтного поля.

Подготовка выемочного участка ведется с оставлением барьерных целиков длиной 20 м по простиранию [6].

Проведение выработок, при подготовке выемочного участка, осуществляется проходческими комбайнами СМ-240, электрическим самоходным вагоном Shuttle Car, самоходным анкероустановщиком Fletcher и другим вспомогательным оборудованием.

Отработка выемочного блока начинается с проходки выемочных камер шириной 6 м и высотой не более вынимаемой мощности пласта. Междукамерные целики в центре выемочного блока прорезаются междукамерной сбойкой. Таким образом, в границах выемочного блока, образуются междукамерные целики размером 30 м по простиранию и 12 м по падению.

После подготовки выемочного участка приступают к погашению целиков-столбов. На рис. 1 представлена схема их отработки. Заходки проводятся шириной и длиной 6 м [2]. Такая длина принята по условиям вентиляции, с целью исключения использования вентилятора местного проветривания. Между заходками оставляются подзавальные целики, которые служат для поддержания непосредственной кровли и для защиты заходок от обрушенных пород в отработанной заходке. Ширина подзавального целика составляет 2 м [3].

Данная технология позволяет извлечь не более 60% угля из целика.

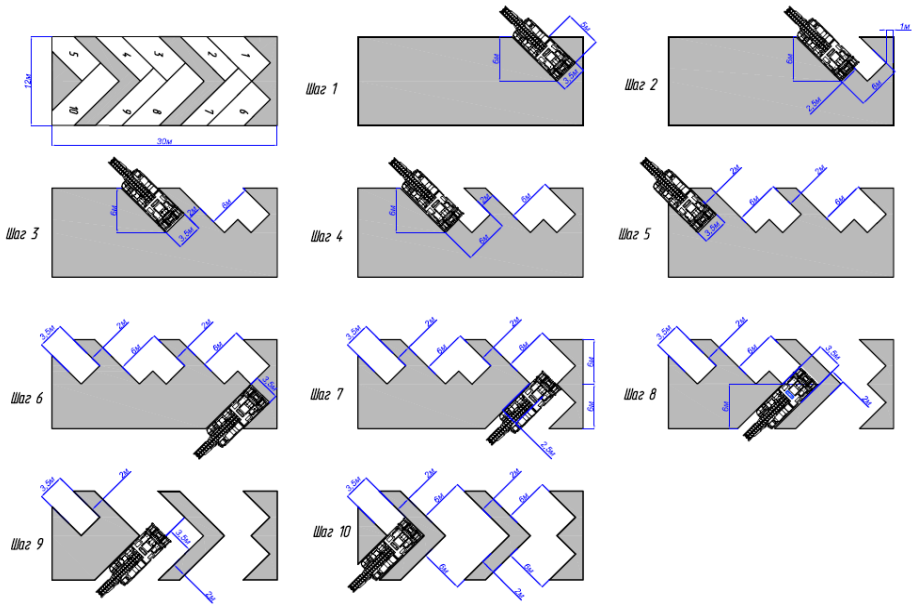


Рис. 1. Схема отработки выемочного участка с оставлением подзавальных целиков

Для увеличения коэффициента извлечения был рассмотрен мировой опыт отработки запасов угля камерно-столбовой системой отработки. На примере опыта отработки системой КСО на угольных шахтах Соединенных Штатов Америки, в схожих горно-геологических условиях, было принято решение использовать вместо подзавальных целиков самоходные секции механизированной крепи (рис. 2).

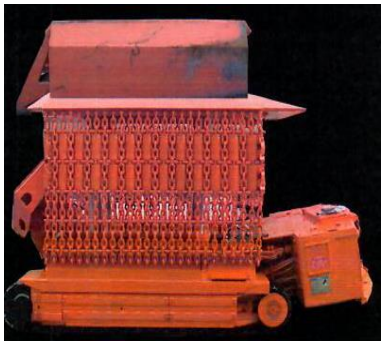


Рис. 2. Секция механизированной крепи JOY JHF Drawing

Для этого были приобретены 4 секции самоходной крепи фирмы Joy с несущей способностью более 7 000 кН каждая (табл. 1)

Таблица 1

Технические характеристики секции механизированной крепи

Показатели	Ед. изм.	Значение
Длина секции	мм	5600
Ширина секции	мм	2300
Высота сложенной секции	мм	2300
Высота раздвинутой секции	мм	5000
Длина гусениц	мм	2600
Ширина гусениц	мм	406
Вес одной секции	т	28,6
Давление на почву	МПа	0,134 (1,37 кг/см^2)
Количество гидравлических стоек	шт.	4
Общее сопротивление гидравлических стоек	тн	726 (7117 кН)

Подготовка выемочного участка для данной схемы производится аналогично с предыдущей схемой отработки.

Отработка выемочного участка осуществляется в нисходящем порядке заходками двух соседних целиков-столбов косыми заходками под углом 60 градусов. Механизированные крепи попарно располагаются на сопряжении рабочего штрека и ходка и на сопряжении с ранее отработанным рядом целиков. Отработка соседних целиков ведется в обратном порядке с последовательным передвижением пары №2 самоходной механизированной крепи вслед за комбайном. Пара №1 механизированных крепей остается неподвижной и принимает на себя возрастающую нагрузку от основной кровли (рис. 3).

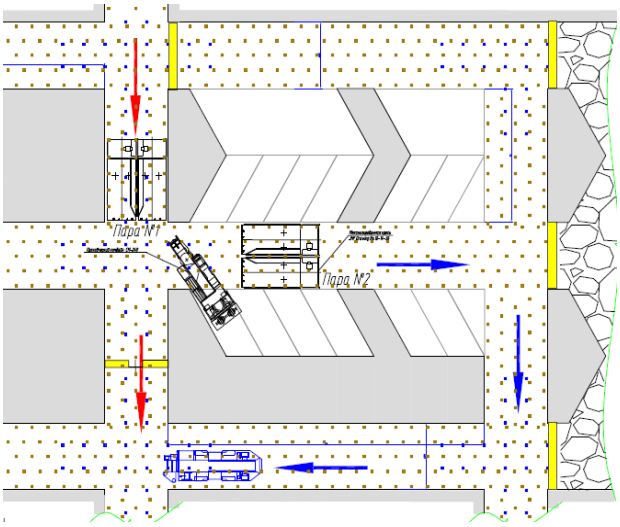


Рис. 3. Схема отработки выемочного участка с использованием секций механизированной крепи

Недостатки применяемой технологической схемы:

1. Сложность захода комбайна СМ-240 под углом 60° в связи с геометрическими размерами комбайна.

2. Коэффициент извлечения угля из выемочных целиков составляет 73%.

3. Зависание кровли, порядка 80 м, после оставления барьерных целиков, что может привести к негативным последствиям.

Проанализировав данную схему отработки, специалистами ООО НИЦ-ИПГП «РАНК» было предложено инженерно-технической службой оптимизировать технологическую схему под параметры применяемого оборудования и увеличить коэффициент извлечения запасов угля с выемочного участка.

В рамках научно-исследовательской работы были определены фактические горно-геологические условия (физико-механические свойства и структура пород кровли и угольного пласта), разработаны различные технологические схемы с подзавальными целиками различной формы [3] и углами заходок комбайна. Наиболее оптимальным с точки зрения технологичности и безопасности оказался вариант, представленный на рис. 4.

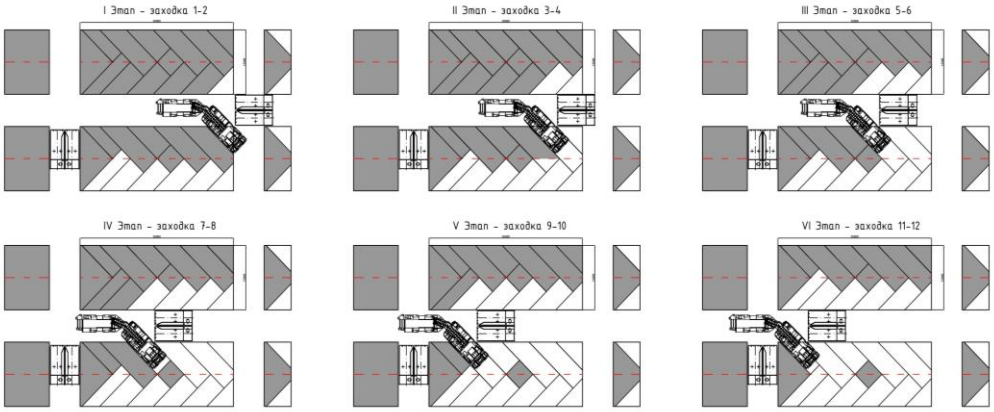


Рис. 4. Схема отработки выемочного участка с использованием секций механизированной крепи с коэффициентом извлечения 85%

В отличие от применявшейся схемы отработки угол заходки был изменен с 60° до 45°, также уменьшены размеры подзавальных целиков и количество циклов отработки с 14 до 12. В связи с

тем, что барьерные целики при данной схеме отработки не выполняют своей основной функции, оставление их в границах выемочного участка нецелесообразно.

Отработка выемочных целиков осуществляется в восходящем порядке двух соседних целиков попарно заходками под углом 45 градусов. Ширина заходки составляет 3,7 м. Механизированные крепи попарно располагаются на сопряжении рабочего штрека и ходка, а также на сопряжении с ранее отработанным рядом целиков. Отработка соседних целиков ведется в обратном порядке с последовательным передвижением пары №2 самоходной механизированной крепи вслед за комбайном. При каждом цикле отработки комбайн берет заходку, сначала в нетронутом верхнем целике после это дорабатывает нижний целик, данная схема отработки позволит повысить устойчивость пород кровли на границе с выработанным пространством.

После разработки технологической схемы были проведены опытно-промышленные испытания (рис. 5) в условиях шахты ООО «УК «Межегейуголь», которые показали работоспособность данной технологии, а также ее эффективность и безопасность.

Рис. 5. Опытно-промышленные испытания технологии отработки запасов КСО с использованием секций механизированной крепи в условиях ООО «УК «Межегейуголь»

Для применения разработанной технологической схемы специалистами ООО НИЦ-ИПГП «РАНК» был выполнен Технический проект на отработку запасов с сопровождением и согласованием в ЦКР Роснедра и документация на техническое перевооружение в части изменения технологической схемы отработки [1]. В настоящее время разработанная схема успешно применяется в условиях ООО «УК «Межегейуголь».

Выводы. Применение самоходных секций механизированной крепи позволило уменьшить количество и ширину подзавальных целиков.

Внедрение разработанной технологической схемы камерно-столбовой системы отработки запасов позволяет:

−увеличить коэффициент извлечения запасов угля до 87% за счет уменьшения подзавальных целиков и отсутствия необходимости в барьерных целиках;

−увеличить темпы отработки выемочного участка до 10% за счет оптимизации технологической схемы под оборудование шахты и уменьшения количества циклов;

−повысить уровень безопасности ведения горных работ за счет исключения зависания пород основной кровли.

В заключение необходимо отметить, что использование секций механизированной крепи при отработке запасов камерно-столбовой системой возможно не только в условиях ООО «УК «Межегейуголь», но и на других угледобывающих предприятиях. При этом коэффициент извлечения зависит от горно-геологических и горнотехнических условий отработки месторождения. В случае заинтересованности угольных шахт во внедрении системы КСО, специалисты ООО НИЦ-ИПГП «РАНК» готовы рассмотреть возможность их применения в конкретных горно-геологических условиях.

Библиографический список

1. Федеральный закон «О промышленной безопасности опасных производственных объектов» от 21.07.97г. № 116-ФЗ.

2. Федеральные нормы и правил в области промышленной безопасности «Правила безопасности в угольных шахтах». Серия 05. Выпуск 40. М.: Закрытое акционерное общество «Научно-технический центр исследований проблем промышленной безопасности», 2018. – 198с.

3. Методические рекомендации по выбору геомеханических параметров технологии разработки угольных пластов короткими забоями. – Министерство энергетики РФ, РАН, ВНИМИ – СПб, 2003г.

4. Федеральные нормы и правила в области промышленной безопасности «Инструкция по расчету и применению анкерной крепи на угольных шахтах». Серия 05. Выпуск 42. М.: Закрытое акционерное общество «Научно-технический центр исследований проблем промышленной безопасности», 2015. – 186с.

5. Указания по рациональному расположению, охране и поддержанию горных выработок на угольных шахтах СССР. Ленинград, ВНИМИ, 1986г., 222с.

6. Правила охраны сооружений и природных объектов от вредного влияния подземных горных разработок на угольных месторождениях, С-Петербург, 1998 г. - 291с.

7. Инструкция по выбору способа и параметров разупрочнения кровли на выемочных участках, утвержденная министерством угольной промышленности СССР, - Л.: ВНИМИ 1991г.

8. William G. Pariseau. Design Analysis in Rock Mechanics. – Taylor & Francis Group, London, UK, 2017. – 714p.

9. John A. Hudson. Rock Engineering Risk. - Taylor & Francis Group, London, UK, 2015. - 596p.

10. Volodymyr Bondarenko. Geomechanics of Mine Workings Support Systems/ Volodymyr Bondarenko, Iryna Kovalevska, Hennadiy Symanovych, Mykhaylo Barabash, Oleksandr Vivcharenko. - Taylor & Francis Group, London, UK, 2018. - 231p.

11. Борщ-Компониец В.И. Практическая механика горных пород. –М.: Издательство «Горная книга», 2013. – 322 с.

12. Пучков Л.А. Подземная разработка месторождений полезных ископаемых. Том 1. / Пучков Л.А., Жежелевский Ю.А. – М.: Издательство «Горная книга», 2017. – 562 с.

13. Технологические схемы отработки мощных пологих пластов камерно-столбовой системой на полную мощность. Область применения. /Дегтярёв Д.Н., Калинин С.И., Филимонов К.А. // Вестник КузГТУ,2012, №3. С. 68-73.

14. Определение рациональной ширины предохранительной пачки угля при отработке наклонных угольных пластов средней мощности с использованием камерно-столбовой системы / Фам Дик Тханг, Фан Туан Ань, Ле Куанг Фук, Виткалов Виктор Григорьевич // Журнал «Уголь». – 2018. – №. 9. – С. 36-39.

УДК 622.348:622.84

ИССЛЕДОВАНИЕ ГЕОСТРУКТУРНЫХ СВОЙСТВ МАССИВА ГОРНЫХ ПОРОД НА ЗАПОЛЯРНОМ ФИЛИАЛЕ ПАО «ГМК «НОРИЛЬСКИЙ НИКЕЛЬ» РУДНИК «ТАЙМЫРСКИЙ», НА ЭТАПЕ ВЕДЕНИЯ ПРОХОДЧЕСКИХ РАБОТ С ВЫЯВЛЕНИЕМ ЗОН ТЕКТОНИЧЕСКИХ НАРУШЕНИЙ И ПОВЫШЕННОЙ ТРЕЩИНОВАТОСТИ МАССИВА МЕТОДОМ СПЕКТРАЛЬНОГО-СЕЙСМОРАЗВЕДОЧНОГО ПРОФИЛИРОВАНИЯ

Семенов С.Н.

Представительство ООО «Тиссен Шахтбау ГмбХ» (Германия), г. Норильск, Россия

Аннотация. В статье приведена методика определения геоструктурных свойств массива в направление проходческих работ, которая позволяет заранее выявить зоны с повышенной трещиноватостью и снизить риски образования вывалов во время проходческих работ в массиве с повышенной трещиноватости на руднике «Таймырский» заполярного филиала ПАО «ГМК «Норильский Никель».

Ключевые слова: Норильский никель, Тиссен Шахтбау ГмбХ, рудник «Таймырский», тектонические нарушения, спектральное сейсмопрофилирование.

Основными проблемами при разработке подземных месторождений является наличие пересекаемых тектонических нарушений горными выработками. В связи с этим основной задачей является сохранение горной выработки и повышение безопасности при ведении проходческих работ. Поэтому существует необходимость в исследованиях геоструктурных свойств массива, как до стадии проектирования, так и при производстве работ по проходке горно-капитальных и нарезных выработок.

Геотектоника как наука объединяет огромный массив знаний о тектонических движениях и деформациях, протекающих в горном массиве. Тектонические нарушения, представляющие собой разного рода трещины, либо зоны трещиноватости в массиве могут наблюдаться с дневной поверхности только при отсутствии осадочного чехла. Кроме того, визуальный осмотр тектонических нарушений возможен в тех случаях, когда данные нарушения подсечены подземными горными выработками. При этом тектоника видна непосредственно из пройденной в ней выработки. Там, где осадочные породы закрывают собой кристаллический фундамент, и отсутствуют подземные горные выработки, пройденные непосредственно по тектоническим нарушениям, судить о наличии тектонических нарушений до данного времени было невозможно.

В соответствии с существующей практикой, все подземные горные выработки и сооружения рано или поздно подвержены в большинстве случаев негативному воздействию горного давления. Попадание подземной выработки в зону тектонических нарушений (ЗТН) так же не остается без последствий. Иногда эту зону удается преодолеть с небольшими потерями, а иногда при этом гибнут механизмы и даже люди. Естественно, важно получить заранее информацию о том, что на пути проведения выработки имеет место ЗТН. Имея результат о состоянии приконтурного массива, можно заблаговременно принять меры по снижению негативного влияния ЗТН и вывалообразований имеющимися технологиями и средствами, либо рассмотреть вариант корректировки проекта и места заложения горной выработки.

Поэтому для определения ЗТН и мест с повышенной трещиноватостью компанией «Тиссен Шахтбау ГмбХ» (Германия) был внедрен и применяется метод спектрального-сейсморазведочного профилирования (ССП). Метод ССП хорошо зарекомендовал себя в плане выявления ЗТН и повышенной трещиноватости в массиве на рудниках в Казахстане и Российской Федерации. При этом информация, получаемая с помощью ССП, имеет огромное значение при проектировании и строительстве любых подземных объектов. При этом выявленные методом ССП в массиве участки с различной категорией нарушенности (согласно принятой на месторождении геотехнической классификации горных пород) могут служить основанием для корректировки существующих или разработке дополнительных мероприятий по оптимизации мест заложения и проходки горных выработок.

Опытно-промышленные испытания по внедрению метода спектрального сейсмопрофилирования разработчиком прибора ССП «Геофизпрогноз» (г. Санкт-Петербург) в организациях, которые в дальнейшем используют метод ССП, показали, что метод ССП позволяет выявлять зоны с повышенным уровнем нарушенности горного массива на различных месторождениях полезных ископаемых по всему миру. Следовательно, появляется возможность оценки состояния массива до начала ведения проходческих работ и получения прогноза состояния различных участков массива.

В марте 2018 специалистами «Тиссен Шахтбау ГмбХ» (Германия) был опробован и внедрен метод ССП для проведения геоструктурного районирования участков массива по направлению ведения проходческих работ на руднике «Таймырский» Заполярного филиала ПАО «ГМК «Норильский никель». Применение метода ССП в условиях рудника «Таймырский» показали эффективность его использования для оценки состояния массива по направлению ведения проходческих работ, в том числе в породах с разными горно-геологическими условиями. Результаты с указанием пересечения ЗТН были подтверждены проходческими работами, выполняемыми «Тиссен Шахтбау ГмбХ» (Германия). Применение метода ССП дало возможность получения прогноза по перспективному опережающему контролю состоянию массива ещё до начала выполнения проходческих работ.

С марта 2018 г специалистами «Тиссен Шахтбау ГмбХ» (Германия) было внедрено и на постоянной основе применяется исследование состояния породного массива по направлению ведения проходческих работ на руднике «Таймырский» Заполярного филиала ПАО «ГМК «Норильский никель» методом ССП.

Ниже приведен пример геоструктурного прогнозного районирования по ЮВЗУ горизонта – 1400 на рудники «Таймырский» с последующим графическим нанесением на плане выработки профилей и выдачей прогнозных рекомендаций на ближайший плановый период.

Контроль состояния массива по горизонту – 1400 на рудники «Таймырский» при проходке ЮВЗУ за март 2018 г. Для определения состояния горного массива и наличия тектонических нарушений в данном массиве были выполнены профильные линии методом ССП.

На руднике «Таймырский» по горизонту -1400м в направлении проходческих работ была выполнена съемка двух профильных линий. Данные результаты по профильным линиям приведены ниже на рис.1.

а б в

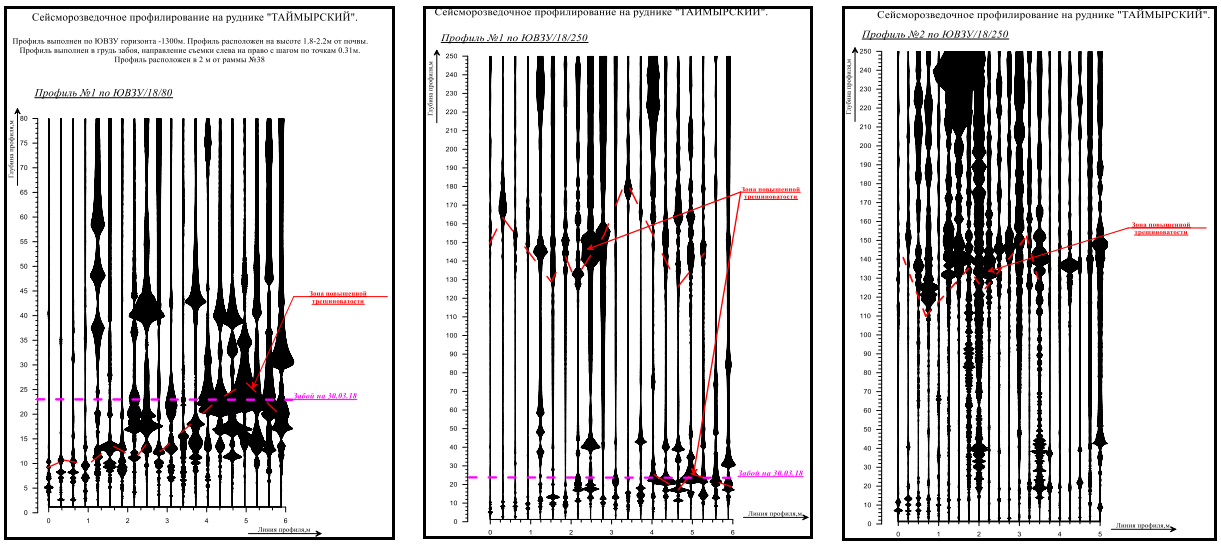


Рис.1. Результат ССП: а – профиль №1 по ЮВЗУ/18/80 от 10.03.2018; б – профиль №1 по ЮВЗУ/18/250 от 10.03.2018; в – профиль №2 по ЮВЗУ/18/250 от 30.03.2018

Расчет результата съемки по данным профильным линиям был выполнен на глубину 80 и 250 метров. Профиль ССП №1 по ЮВЗУ/18/80 и №1 по ЮВЗУ/18/250 выполнены 10.03.2018.

Графический результат ССП по ЮВЗУ (профиль №1 по ЮВЗУ/18/80) представлен на рис. 1 а. Профиль №1по ЮВЗУ/18/80 выполнен впереди забоя. Направление съемки слева направо шаг между точками 0,31м, расчет выполнен на глубину 80 м. По результатам сейсмопрофилирования по профилю №1по ЮВЗУ/18/80 при ведение проходческих работ забой пересечет зону повышенной трещиноватости массива (ПТМ). Данная зона находятся по всей линии профиля на глубине от 8 до 27 м.

Графический результат ССП по ЮВЗУ (профиль №1 по ЮВЗУ/18/250) представлен на рис. 1 б. Профиль №1 по ЮВЗУ/18/250 это перерасчет Профиля №1 по ЮВЗУ/18/80, выполнен 10.03.2018, но рассчитанного на глубину 250м. Точки и направление профиля соответствует профилю №1по ЮВЗУ/18/80 с расчетом на глубину 250 м. По результатам сейсмопрофилирования по профилю во время проходческих работ забой пересечет две зоны ПТМ. Первая зона находится в интервале от 4 до 6 м по правой стороне забоя на глубине от 8 до 27 м. Вторая зона находится от 126 до 170м и распространяется по линии профиля в диапазоне от 0 до 5,25 м.

Графический результат ССП по ЮВЗУ (профиль №2 по ЮВЗУ/18/250) представлен на рис. 1 в. Профиль №2 по ЮВЗУ/18/250 это перерасчет Профиля №2 по ЮВЗУ/18/80, выполненного 30.03.2018, но рассчитанного на глубину 250 м. Точки и направление профиля соответствует профилю №2 по ЮВЗУ/18/80 с расчетом на глубину 250 м. По результатам сейсмопрофилирования по профилю при ведении проходческих работ забой пересечет зону ПТМ. Данная зона находятся в интервале от 0 до 3,5 м по линии профиля и на глубине от 110 до 150 м.

Анализ на основании проходческих работ ЮВЗУ и сопоставления результатов по «Профилю №2 по ЮВЗУ/18/250» от 30 марта 2018 г. На основании профиля №2 по ЮВЗУ/18/250 от 30.03.2018 были выданы следующие результаты. На профиле №2 по ЮВЗУ/18/250 от 30.03.2018 была выявлена зона ПТМ, которая находилась в интервале от 0 до 3,5 м по линии профиля и на глубине от 110 до 150 м (рис. 1 в). При этом предполагается изменение состояния массива в оценке его устойчивости во второй зоне ПТМ с ПК48+1 длиной до 40 м.

Результаты ССП с отстроенными зонами ПТМ, полученные по «Профилю №2 по ЮВЗУ/18/250 от 30.03.2018, подтверждены в процессе проходки: зона ПТМ ожидаемая на ПК48+1 была подсечена позже на ПК 50+8. Большое расхождение между прогнозом и фактом получилось в результате пересчета профиля на глубину более 80 м. По результату профиля №2 по ЮВЗУ/18/80 от 30.03.2018 с расчетом на глубину 80 метров каких-либо зон ПТМ на профиле и во время ведения проходческих работ зафиксировано не было. Глубина в 80 м для применения метода ССП в подземных условиях считается оптимальной в плане точности (отклонение от прогноза и фактического расположения зоны ПТМ составляет +/- 1-2 м). При расчете на глубину более 80 м погрешность определения зон ПТМ возрастает в прогрессии к исследуемой глубине массива. В связи с этим при расчете на 250 м погрешность определения зон ПТМ составляет порядка 25-35 м. Поэтому результат

на глубину от 100 м обычно носит информативный характер. Для определения точного расположения зон с повышенной трещиноватости относительно глубины профиля выполняется повторная съемка на глубину 80 метров. Повторная съемка по ЮВЗУ в интервале с ПК-44 до ПК-58+6 не выполнялось в связи с закупом аппаратуры ССП.

Достоверность геомеханической информации о геоструктурном состоянии массива на данном участке подтвердлась при проходке горной выработки (рис. 2).

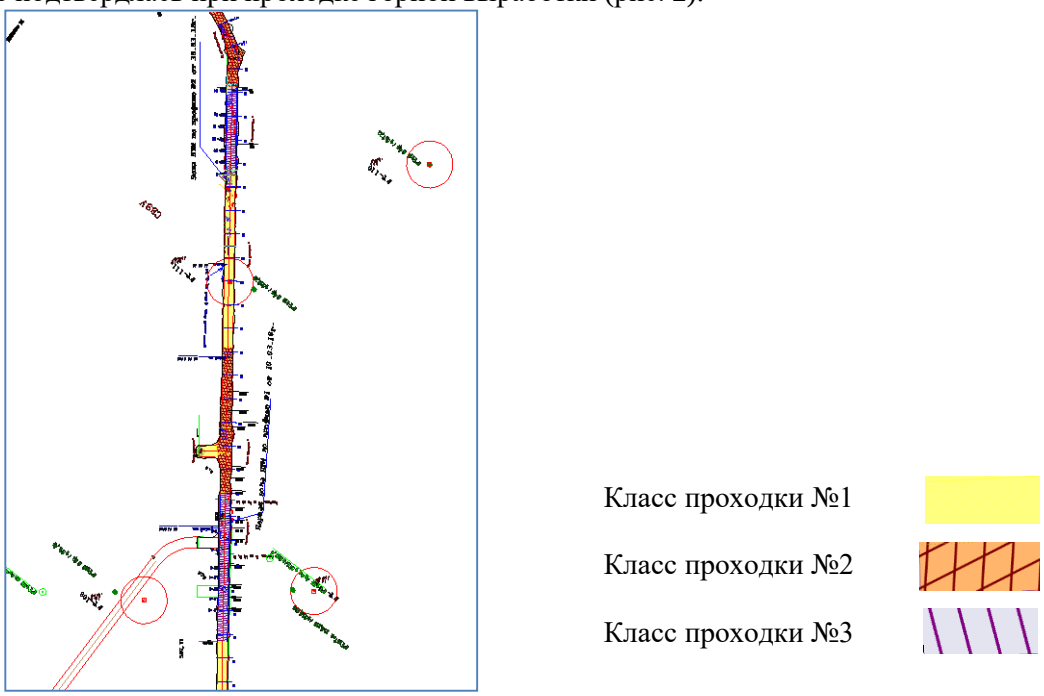


Рис.2. Наложение зон ПТМ полученных по «Профилю ССП №1по ЮВЗУ/18/80 и Профилю №2 по ЮВЗУ/18/250» на ЮВЗУ

Выводы. При выполнении необходимых мероприятий для предотвращения образования вывала побеспечивается безопасность производства работ и снижение времени ликвидации вывалов. Таким образом метод ССП позволяет прогнозировать участки с тектоническими нарушениями в полном объеме.

Библиографический список

1. Гликман А.Г. О принципах спектральной сейсморазведки. Геофизика XXI столетия:2003-2004 годы. Сб. трудов Пятых и Шестых геофизических Чтений имени В.В. Федынского. М., Тверь, ООО «Издательство ГЕРС», 2005. - с. 370-375.

УДК 658.5.012.1:622.33.012.3

РАЗРАБОТКА УГОЛЬНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ ОТКРЫТЫМ СПОСОБОМ В СЕВЕРНЫХ РАЙОНАХ РЕСПУБЛИКИ ВЬЕТНАМ ПО ДАННЫМ ДИСТАНЦИОННОГО ЗОНДИРОВАНИЯ

[1, 2] д.т.н. Зеньков И. В.

1 - Сибирский государственный университет науки и технологий им. академика М.Ф. Решетнёва, г. Красноярск, Россия

2 – Институт вычислительных технологий СО РАН, г. Новосибирск, Россия

Аннотация. В статье представлен краткий обзор состояния добычи угля открытым способом в северо-восточных районах Республики Вьетнам, где расположен заповедник мирового значения «Залив Халонг». Позитивным считаем то, что горнодобывающие компании весьма эффективно занимаются лесной рекультивацией породных отвалов.

Ключевые слова: Республика Вьетнам, залив Халонг, открытые горные работы, добыча антрацита, экология горных работ, рекультивация земель.

За последнее десятилетие в Республике Вьетнам продолжилось увеличение объема добычи угля открытым способом, начавшейся в конце 1970-х гг. Площадь участков, где производится добыча угля, за 40 лет увеличилась в десятки раз. В настоящее время практически весь объем добычи угля на уровне 40 млн. т сконцентрирован в северо-восточных районах Вьетнама [1]. Здесь добывают высококачественные и самые дорогие угли – антрациты, идущие на экспорт. Добыча угля производится как на побережье, так и вблизи залива Халонг, который считается заповедником мирового значения.

На исследуемой территории выделено четыре участка, в границах которых сконцентрирована добыча угля (рис. 1). Границы этих участков обведены линиями желтого цвета, а участки природных ландшафтов и территории населенных пунктов, подвергающихся косвенному техногенному воздействию – линиями синего цвета.

Рис. 1. Расположение районов с масштабной добычей угля во Вьетнаме на снимке из космоса, 2018 г.

Восточная граница участка 1 находится в 27 км от побережья. Площадь нарушенных земель под горными работами и промышленными инфраструктурными объектами составляет 1050 га. На участке 1 работает угольный разрез, в котором установлены 9 экскаваторов, работающих в комплексе с автосамосвалами грузоподъемностью до 50 т. В западном секторе участка расположены устья штолен угольной шахты. На участке 1 весь добытый уголь размещают на угольном складе в западном секторе участка. Далее уголь по конвейеру длиной 3,5 км доставляют на угольный терминал, находящийся на берегу реки, впадающей в залив Халонг. Рекультивацию земель проводили на небольшой площади в восточном секторе.

Участок 2 площадью 1700 га находится в 16 км от залива Халонг. На его территории работают четыре самостоятельных карьера, где на горных работах установлены 16 экскаваторов. Добытый уголь размещают на трех угольных складах, расположенных в западном, центральном и восточном секторе участка 2. С западного сектора уголь транспортируют по наклонному конвейеру длиной 5 км, далее его перегружают в железнодорожные составы и в них транспортируют (9 км) на тепловую станцию в местности Quanq Trunq или на речной угольный терминал для отгрузки в суда. С двух других складов уголь транспортируют в железнодорожных вагонах либо в автосамосвалах в те же адреса. Работы по рекультивации земель на территории выделенного участка 2 не производились.

Участок 3 площадью 2890 га находится на полуострове, омываемом водами залива Халонга. На территории участка 3 расположены три карьера, в двух из которых запасы угля отработаны. В карьере, расположенном в северо-восточной части участка, установлены 18 экскаваторов. Добываемый уголь транспортируют на тепловую станцию, расположенную севернее участка 3 в автосамосвалах, а на морской угольный терминал по железной дороге с выходом через юго-восточный сектор участка 3. На территории участка 3 производились масштабные работы по горнотехнической и лесной рекультивации породных отвалов. Результаты рекультивации в плане улучшения экологии, по нашей оценке, весьма позитивные, что доказано использованием космических средств объективного контроля.

Участок 4 площадью 8050 га хоть и находится на материковой части Вьетнама, расстояние от его южной границы до залива составляет 1600 м. На этой полосе расположена курортная зона. На территории участка 3 расположены девять карьеров, в четырех из которых запасы угля отработаны. Также имеются многочисленные добычные участки, на которых уголь добывают практически с поверхности, что влечет за собой минимальный объем вскрышных работ и значительные площади нарушенных земель. На горных работах в целом на участке 4 задействовано 48 экскаваторов. Добываемый уголь транспортируют на сортировочные склады временного хранения угля, далее по железной дороге либо в автосамосвалах уголь доставляют до морских угольных терминалов. На

территории участка 4 также производились масштабные работы по горнотехнической и лесной рекультивации породных отвалов. Результаты рекультивации в плане восстановления экологического баланса весьма позитивные.

Отметим, что на всех угольных разрезах задействовано большое количество карьерных экскаваторов с емкостью ковша до 5 м^3 и с разными системами привода рабочего оборудования. Нередкими являются ситуации, когда на погрузку к одному экскаватору выстраивается очередь из 13 порожних автосамосвалов. В смену одновременно выходят на линию на всех разрезах несколько сотен дизельных самосвалов. При такой концентрации горного производства и работе инфраструктурных объектов, как показывает мировая практика, по известным причинам резко ухудшается экологическая обстановка как на территории добычи угля, так и вблизи нее.

Выводы. В северо-восточных районах Вьетнама, на территории природных ландшафтов, прилегающих к заповеднику мирового значения «Залив Халонг», производится добыча угля открытым способом, масштаб которой за последнее десятилетие существенно возрос. Правительством Республики Вьетнам приоритет был отдан наполнению бюджета от экспортных поставок угля, что в итоге привело к ухудшению среды обитания всего живого как на суше, так и в море в северо-восточных районах республики.

Библиографический список

1. https://Google Earth Pro.

УДК 622.33(571.513)

АНАЛИЗ УГОЛЬНОЙ ОТРАСЛИ РЕСПУБЛИКИ ХАКАСИЯ: ПЕРСПЕКТИВЫ И ПРОБЛЕМЫ РАЗВИТИЯ

д.т.н. Булакина Е.Н., Недзельская О.Н., к.э.н. Бикинеева А.Н., Моисеев В.В.
Сибирский федеральный университет, г. Красноярск, Россия

Аннотация. На сегодняшний день угольная промышленность Хакасии занимает третье место по индексу промышленного производства, в части добычи каменного угля, среди регионов Сибири и 14 место в России. Её дальнейшее развитие связано с созданием угольного кластера на основе организаций производств, перерабатывающих уголь.Современные мощности по добыче и переработке угля, включающие две обогатительные фабрики и дробильно-сортировочные комплексы, а также благоприятные условия добычи и доступность сетей транспортных коммуникаций позволяет отнести регион к перспективным центрам угледобычи в стране, способного наращивать объемы добычи и переработки продукции, повышая ее качество.

Ключевые слова: угольная промышленность**,** добыча, переработка, обогатительная фабрика, обьем добычи, угольные компании.

Введение. В настоящее время в регионе осуществляют свою деятельность по добыче угля восемь предприятий: ООО «СУЭК-Хакасии», АО Угольная компания «Разрез Степной», ООО «Восточно-Бейский разрез», ООО «Разрез Аршановский», ООО «УК «Разрез Майрыхский», АО «Разрез Изыхский», ООО «Разрез «Белоярский», ООО «Востсибуголь-Хакасия» (ООО «КВСУ-Хакасия»), где работает более 4,4 тыс. человек. Основная добыча угля (85%) приходится на Сибирский Федеральный округ, где выделяются Западная Сибирь – 61,7% и Восточная Сибирь – 23,9% общероссийской добычи [1].

Крупнейшими компаниями-производителями угля в стране в 2018 году являются: ОАО «СУЭК» (105,47), «Кузбассразрезуголь» (44,5), «СДС-уголь» (28,6), «Востсибуголь» (13,1), «Южный Кузбасс» (9), «Южкузбассуголь» (11,2), «Якутуголь» (9,9), ОАО «Распадская» (10,5), в скобках указано количество произведенного угля в миллионах тонн, рис. 1.

Хакасское месторождение, добыча угля открытым способом. Добыча хакасских углей началась еще в 1904 году. Главным образом в Черногорском и Изыхском месторождениях. Как правило, хакасские месторождения привлекают тем, что залегание угольных пластов находится совсем недалеко от земной поверхности. Поэтому уголь добывается только открытым способом. А это делает его себестоимость практически самой низкой в стране [2,3]. Процесс добычи угля делится на вскрышные работы и, собственно, добычу полезного ископаемого. Сначала нужно добраться через пустую и бесполезную породу, до угольного пласта. Делают следующим образом. На верхнем слое, в самом начале разработки карьера экскаваторами, снимая грунт и не слишком плотную породу. По

мере углубления, порода становится все более крепкой и экскаватором ее без предварительного рыхления уже не разобрать. Далее породу разрыхляют взрывным способом. Определяется блок рыхления, затем бурятся скважины нужной глубины, по всему блоку закладывается заряд и производится взрыв горной массы. Затем всю взорванную породу нужно убрать, подготовить очередной горизонт. Это будет либо снова порода, которую будут взрывать дальше, либо уже угольный пласт, который будут разрабатывать.

На разрезе «Степном» в расчистке блоков задействовано огромное количество техники, в том числе отечественные большие шагающие экскаваторы производства УралМаш. Благодаря рабочим характеристикам, шагающие экскаваторы способны перемещать огромные объемы породы на довольно большое расстояние без использования самосвалов [4, 5]. Экскавация породы происходит как с уровней стоянок, так и гораздо ниже и выше. Длинная стрела (70 и более метров) и тросовый привод ковша позволяет на месте формировать отвалы, перемещая породу с нижних уровней на отработанную часть карьера. Погрузку угля на самосвалы на «Степном» осуществляют экскаваторы типа ЭКГ. Породу вывозят на автосамосвалах типа БелАЗ, в специально отведенные зоны в отработанной части карьера. Здесь формируется площадь отвала, которая затем разравнивается бульдозерами, проводят рекультивацию: сюда перемещают верхний слой плодородного грунта. Как мы видим, современное производство угля довольно масштабно, со сложной технологической цепочкой и обилием разнообразной техники.

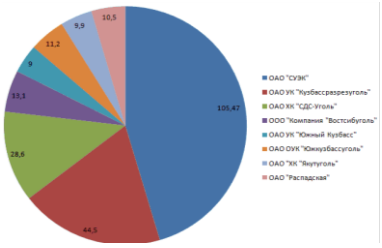


Рис. 1. Производство угля на территории России

Технология обогащения угля, разрез «Степной». Добытый уголь отправляют потребителям после обогатительной фабрики, где он дробится и из угля удаляют лишнюю породу [6,7]. Фабрика находится в нескольких километрах от разреза «Степной» и ее ввели в эксплуатацию 5 лет назад. Фабрика обогащает уголь марки Д фракции 0-300 мм (рядовой) с зольностью до 22,5 % и общей влагой на рабочей основе до 15 %. Что касается самого технологического процесса, то он начинается с дробления угля, которое происходит на щековой дробилке до класса 0-200 мм. Далее его рассортировывают, в итоге получается уголь класса 0-13 мм и класса 13-200 мм. На следующем этапе происходит так называемое обогащение в отсадочной машине ВАТАС. Далее полученный обогащённый концентрат опять сортируют на инерционном грохоте. Потом его ждут различные замеры и анализы в лабораториях и отгрузка в вагоны. На фабрике используется замкнутая водно-шламовая схема, т.е. технологическая вода после использования не сливается, а очищается и снова поступает в работу. На выходе получаются следующие марки угля:

- концентрат марки ДПК фракции 50-200 мм с зольностью 8,1-9,1 % и общей влагой на рабочей основе до 15,6 %, низшая калорийность на рабочей основе –5500ккал/кг;
- концентрат марки ДОМ фракции 13-50 мм с зольностью 8,1–9,1 % и общей влагой на рабочей основе до 16 %, низшая калорийность на рабочей основе – 5500ккал/кг;
- отсев марки ДСШ фракции 0-13 мм с зольностью 19-21 % и общей влагой на рабочей основе до 15 %, низшая калорийность на рабочей основе – 4800-5000 ккал/кг.

Контроль над обогащением угля на всём протяжении технологической цепочки, от угольного забоя до товарного угля, осуществляют специалисты отдела технического контроля. Качество сортового угля отвечает высоким требованиям, предъявляемым потребителями, как внутри страны, так и на внешнем рынке [8]. На все виды выпускаемой продукции предприятием получены сертификаты качества, подтверждающие соответствие товарной продукции мировым стандартам.

С 2009 года в регионе наблюдается рост развития отрасли, объемы добычи выросли в два раза с 10,1 до 21,1 млн. тонн в 2017 году.

Большая часть добытого в 2017 году в регионе угля приходится на долю предприятий СУЭК – свыше 13 миллионов тонн. Только за прошедшие пять лет рост угледобычи составил 23%, что стало следствием технической модернизации разрезов и обогатительной фабрики «СУЭК-Хакасия», АО «Угольная компания «Разрез Степной» является участником холдинга «Русский уголь» (табл. 1).

Таблица 1

Структура АО «Русский уголь»

Название разреза/участка	Объём добычи, тыс. т /г.	Доля, %
Разрез Степной	4090	35,4
Разрез Переясловский	4300	37,3
Разрез Абаканский	270	2,3
Разрез Саяно-Партизанский	600	5,2
Разрез Ерковецкий	1080	9,4
Разрез Северо-Восточный	1170	10,1
Участок Контактовый	30	0,3
Всего	11540	100

АО «УК «Разрез Степной» является одним из ведущих предприятий, приносящих долю добычи угля в общий доход холдинга «Русский уголь» (рис. 2).

Рис. 2. Добыча угля разрезов холдинга «Русский уголь»

Как правило, хакасские месторождения привлекают тем, что залегание угольных пластов находится совсем недалеко от земной поверхности. Поэтому уголь добывается только открытым способом. А это делает его себестоимость практически самой низкой в стране. В настоящее время развитие отрасли в республике стимулирует рост экономической активности в регионе, в том числе в области оказания транспортных и складских услуг, развития железных дорог, строительства промышленных объектов. Одно рабочее место в сфере добычи каменного угля создает до двух мест в смежных отраслях. С учетом интенсивного развития отрасли, по экспертным оценкам угледобывающих предприятий, мультипликативный эффект в отношении занятости населения даёт дополнительно работу до 12 тыс. человек в смежных отраслях производства и сфер услуг. Это приведет к росту налоговых поступлений в бюджеты. Данное обстоятельство обусловлено как благоприятной конъюнктурой мировых цен на уголь, так и условиями открытой добычи угля.

Динамика развития угольной промышленности Хакасии. В 2014 году, к работающим разрезам, добавился разрез «Аршановский». В 2015 – разрез «Белоярский». В 2016 – разрез «Майрыхский». На сегодняшний день выставлен на торги еще один участок Бейского месторождения. А это значит, уже в этом году на один разрез в Хакасии станет больше. Единственная проблема, которая может помешать осуществиться этим планам – низкая пропускная способность Транссибирской магистрали. Однако, Правительством Хакасии уже приняты меры, по решению этой проблемы, уже в ближайшие годы совместно с руководством Красноярской железной дороги и угольными предприятиями республики разработана программа по совершенствованию железнодорожной инфраструктуры, на Красноярском экономическом форуме «КЭФ-2018» подписано Соглашение и проведён меморандум. Общий объем инвестиций, который в ближайшие 5 лет пойдет на развитие Южного хода Транссиба, составит почти 30 миллиардов рублей [9].

В Республике Хакасия объем добычи энергетического угля в период с 2000 по 2014 г. вырос в 2,9 раза и на конец периода составил 16 млн т, или 4,4% от общероссийского объема добываемого угля (рис. 3).

Из всего объема, добытого в 2014 г. хакасского угля 53,3% поставлено на экспорт (+ 3,8% к уровню 2013 г.); 24,0% – для обеспечения электростанций (+ 7,2% к уровню 2013 г.); 11,4% – для нужд населения, бытнужд и АПК (– 11% к уровню 2013 г.); 11,3% – для прочих потребителей (+1,0% к уровню 2013 г.), рис. 4.

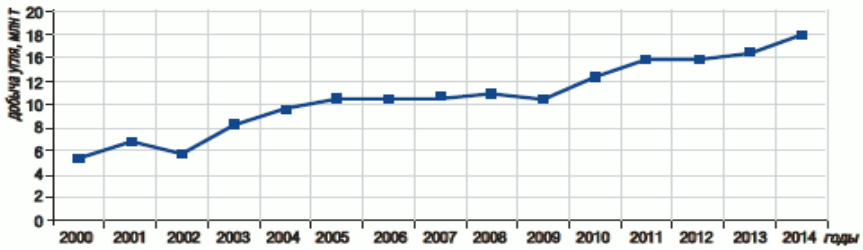


Рис. 3. Динамика изменения добычи угля в Республике Хакасия с 2000 по 2014г.

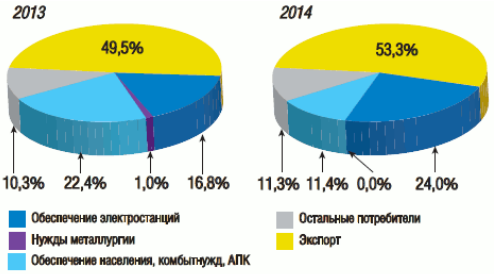


Рис. 4. Поставки хакасского угля в 2013 и 2014г.

В Хакасии разработан совместный проект Программы создания и развития Бейского угольного кластера до 2030 года. Проект разработан совместно со специалистами Восточного горного института проектирования. Суть проекта заключается в привлечении частных инвестиций в объекты инфраструктуры кластера, государственном софинансировании строительства объектов инфраструктуры, размещении энерготехнологических предприятий, производящих широкую гамму продуктов углепереработки. Также, согласно проекту, Бейское каменноугольное месторождение Хакасии должно войти в «Программу развития угольной промышленности РФ на период до 2030 г».

Наличие у угледобывающих предприятий Хакасии современных мощностей по добыче и переработке угля, включающие две обогатительные фабрики и дробильно-сортировочные комплексы, а также природные освоенные условия добычи и доступность сетей транспортных коммуникаций позволяет отнести регион к перспективным центрам угледобычи в стране, способного наращивать объемы добычи и переработки продукции, повышая ее качество.

Интенсивное развитие Бейского месторождения и дальнейшее развитие углехимии на территории Хакасии позволят создать основу для глубокой переработки каменного угля путем создания центральной обогатительной фабрики рядового угля, завода по производству взрывчатых веществ, получения жидкого топлива, химической продукции. Дальнейшее развитие предусматривается в направлении глубокой переработки угля, прежде всего в организации производственных подразделений по обогащению угля и переработке угля в полукокс. В целом в Республике Хакасия в период до 2035 г. производство угля может увеличиться в 2,2 раза («максимальный» вариант), за счет развития добычи и переработки угля на разрезах республики. В противном случае уровень добычи угля в Республике Хакасия к 2035 г. может остаться на уровне 2014 г. (рис. 5).

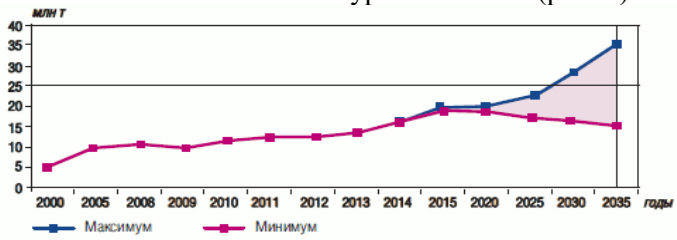


Рис. 5. Развитие добычи угля в Хакасии, в период до 2035 г.

Проблемы и решения новообразованных угольных разрезов. Наряду с перспективами развития угольная промышленность сталкивается и с определенными проблемами, имеется большой ряд недостатков, касающихся экологических аспектов негативного влияния предприятий угольной отрасли на окружающую среду. Так при добыче угля происходят известные изменения ландшафтов; оседание земной поверхности, нарушение почвенного покрова, в связи с этим развиваются эрозии;

загрязнение воздуха и воды; выбросы метана в результате добычи угля; подземные пожары; загорания в отвалах. А также профессиональные заболевания, производственный травматизм. Решением экологических проблем, связанных с развитием угольной промышленности, может являться, прежде всего, принятие ряда нормативов и законов, которые регулируют этапы разработки месторождений. При этом необходимо призывать угольные предприятия Хакасии соблюдать данные законы на всех этапах разработки угольных пластов. Предотвратить производственный травматизм путем совершенствования средств предотвращения возгорания метана и угольной пыли. Разработка систем защиты должна базироваться на создании взрывопреграждающей среды на шахтах. На выработках должны распыляться ингибиторы реакции окисления метана кислородом. Газодисперсная предохранительная среда должна создаваться непрерывно. Любые опасные факторы взрыва следует снижать до безопасных пределов. Также необходимо обеспечивать вентиляцию шахт, исключить возможность возникновения электрических разрядов. Для решения проблем профессиональных заболеваний рабочих следует соблюдать нормы, по разного рода, вредным факторам, которые в России приняты уже очень давно.

Сегодня угольные разрезы СУЭК оснащены современным оборудованием, техникой ведущих зарубежных и отечественных производителей, реализуется масштабная программа по повышению безопасности производства. Усилиями властей в регионе созданы необходимые условия для реализации долгосрочных планов по созданию горнодобывающих предприятий мирового уровня, что на долгие годы может стать опорой для экономики региона. Ожидается, что предприятия СУЭК, в Хакасии в 2019 году получат рекордный объем дохода в размере свыше 3,8 млрд.руб. [10].

Проведённые нами исследования работы разреза «Черногорский», как горнодобывающего предприятия, на котором разработка пластов также осуществляется открытым способом, были проведены исследования оснащённости автомобильного парка. В автомобильный парк разреза входят 48 автосамосвалов. Помимо этого, на горных работах задействованы 18 выемочных машин, 1 бурильная машина, 10 бульдозеров и 3 автогрейдера. По результатам хронометражных наблюдений нами была определена среднесменная структура рабочего времени бригады слесарей по проведению технического обслуживания (ТО) автосамосвалов типа БелАЗ, изучена связь между объёмом выполненных операций ТО, ремонта и системой оплаты труда на предприятии (рис. 6).

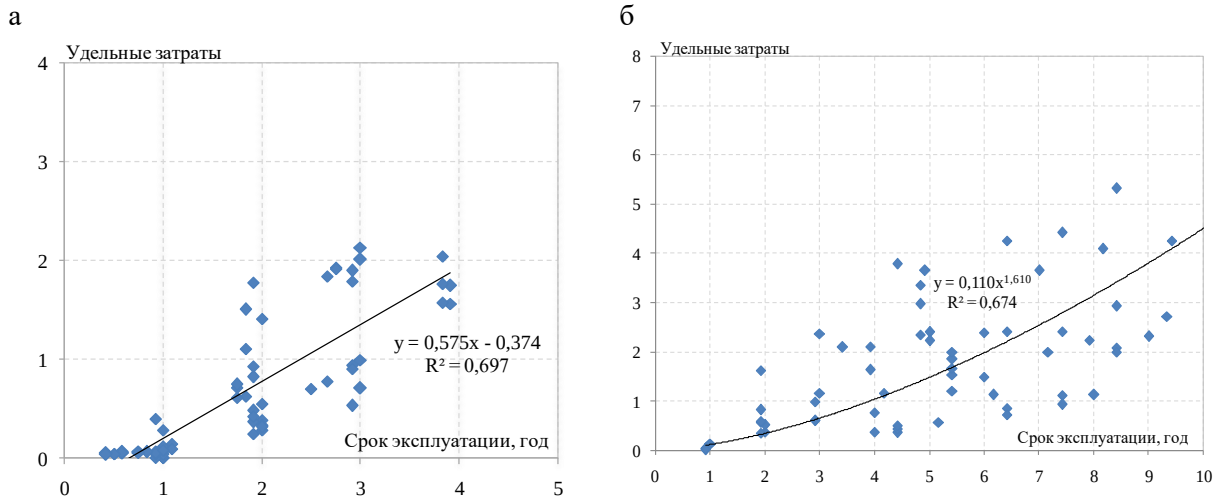


Рис. 6. Связь между удельными затратами на ремонтное обслуживание и сроком эксплуатации автосамосвалов: а - БелАЗ 7530; б - БелАЗ 7513

Из анализа жизненного цикла автосамосвалов БелАЗ, исходя из графиков (рис. 6), можно сделать вывод, что с увеличением срока эксплуатации автосамосвалов типа БелАЗ удельные расходы на ТО и ремонт растут, благодаря этому необходимо выявлять наиболее оптимальные сроки эксплуатации.

Выводы. Республика Хакасия обладает богатым ресурсным потенциалом для развития промышленности. Наиболее развитой на территории Республики Хакасия являются угледобывающая отрасль и добыча железной руды. Балансовые запасы каменных углей, учитываемые Государственным балансом запасов полезных ископаемых России, в Черногорском, Изыхском, Аскизском и Бейском месторождениях составляют 8,7 млрд. тонн. Балансовые запасы угля Бейского месторождения составляют 3,1 млрд. тонн. В целом в Хакасии в плановый период с 2015 по 2025 год добыча угля должна увеличиваться более чем в два раза и составить порядка 40,0 млн. тонн в год, в том числе на

Бейском каменноугольном месторождении более 22 млн. тонн. Угольная отрасль Республики Хакасия обеспечена разведанными запасами на перспективу. В горных отводах угледобывающих предприятий заключено около 10,1% запасов от общего количества. Угледобывающие предприятия имеют надежную сырьевую базу и обеспечены промышленными запасами в пределах своих горных отводов на срок от 10 до 120 лет.

Внутреннее потребление добываемых углей в Республике Хакасия составляет около 1,5 млн. т. в год. Основными потребителями хакасского угля являются предприятия ЖКХ и энергокомпании. Несмотря на то, что на экспорт уголь отгружают лишь четыре угледобывающих предприятия региона: ООО «СУЭК-Хакасии», АО Угольная компания «Разрез Степной», ООО «Разрез Аршановский», ООО «УК «Разрез Майрыхский», отгрузка в экспортном направлении превысила 60% от всего объема добычи (около 13 млн. тонн).

Библиографический список

1. https://spravochnick.ru/ekonomika/ugledobycha_v_rossii/ .
2. http://ucrazy.ru/foto/1469989631-kak-v-hakasii-dobyvayut-ugol-otkrytym-sposobom.html
3. https://aquatek-filips.livejournal.com/1204506.html
4. http://export19.ru/coal-mining
5. https://mining-media.ru/ru/article/ekonomic/10059-analiz-i-perspektivy-razvitiya-dobychi-uglya
6. http://www.rudmet.ru/journal/1578/article/27109/
7. http://www.rudmet.ru/journal/1614/article/27736/
8. http://www.rudmet.ru/journal/1601/article/27498/
9. http://www.rudmet.ru/journal/1578/article/27109/
10. http://www.rudmet.ru/journal/1529/article/26279/

ГОРНЫЕ МАШИНЫ И ТРАНСПОРТНЫЕ СИСТЕМЫ ДЛЯ ГОРНОДОБЫВАЮЩЕЙ ОТРАСЛИ

УДК 622.274

РАЗРАБОТКА И ОБОСНОВАНИЕ ПАРАМЕТРОВ МНОГОФУНКЦИОНАЛЬНОЙ ШАГАЮЩЕЙ КРЕПИ

чл.-корр. РАН Клишин В.И., Малахов Ю.В.
Федеральный исследовательский центр угля и углехимии СО РАН, г. Кемерово, Россия

Аннотация. В статье приводятся технические параметры и требования к конструкции базовой платформы очистного механизированного комплекса для разработки мощных крутонаклонных угольных пластов и извлечения запасов из оставленных ранее охранных целиков. Предлагается многофункциональная шагающая крепь, обеспечивающая эффективную добычу и безопасность проведения горных работ в сложных горно-геологических условиях. Дана классификация функционально-технических характеристик предлагаемой многофункциональной шагающей крепи.

Ключевые слова: сложные горно-геологические условия, мощный угольный пласт, подэтажная выемка, выпуск угля, многофункциональная шагающая крепь.

Введение. Несмотря на увеличивающееся значение в мировой экономике возобновляемых ресурсов для выработки энергии, доля угля в топливно-энергетическом балансе остается значащей частью индустрии многих стран. В настоящее время 37 % мировой электроэнергии производится на угольных электростанциях [1]. В развитых странах по состоянию на 2017 год, доля угля в энергетике составляет: США – 30 %, Германия – 37 %, Япония – 33 %, Южная Корея – 46 %, Китай – 67 %, Индия – 76 % [2]. При этом экспертами отмечается, что наиболее благоприятная ситуация в долгосрочной перспективе будет складываться в азиатско-тихоокеанском регионе, где уже сейчас доля угольной генерации составляет более 60 %, а ежегодный рост потребления электроэнергии составляет 5 % [2].

Согласно энергетической стратегии России на период до 2035 г. [3], с учетом ожидаемой динамики роста отечественной экономики, увеличение внутреннего потребления первичной энергии к 2035 году прогнозируется на 17 %, а рост спроса на электроэнергию на 36%. По состоянию на 2017г. в России доля угольной энергетики в топливном балансе составляет 14% [2]. С учетом того, что нефть и газ в долгосрочной перспективе остаются для России приоритетным экспортно-ориентированным топливом для поставки на мировые рынки энергоносителей, то на внутреннем рынке ожидается рост спроса на угль отечественными энергокомпаниями.

Очевидно, что как энергоноситель для производства электроэнергии, уголь на данном этапе и на долгосрочную перспективу, будет играть жизненно важную роль, как во всем мире, так и в России.

Программой развития угольной промышленности [4] предусмотрено к 2030 году увеличение годовой добычи угля до 410–480 млн. тон. Среди приоритетных целей Программы можно отметить: обеспечение сбалансированного развития и использования угольной сырьевой базы, разработка новых и развитие существующих технологий и видов оборудования, направленных на повышение эффективности добычи, использование инновационных технологий.

Актуальность. Посчитанные балансовые запасы угля только в Кузнецком угольном бассейне до глубины 600 м составляют 67,1 мрд. т, в том числе для открытых работ 17,6 мрд. т (26%) [5].

Анализ ресурсной базы и современного опыта освоения угольных месторождений в России показывает, что примерно 1/3 балансовых запасов действующих угледобывающих предприятий относится к неблагоприятным для отработки, к сложным горно-геологическим условиям залегания [6]. В настоящее время на рынке горно-шахтного оборудования отсутствуют современные высокопроизводительные очистные комплексы для разработки угольных пластов, залегающих в сложных горно-геологических условиях, в том числе в мощных крутонаклонных угольных пластах и запасов из оставленных ранее охранных целиков. В связи с этим разработка угольных месторождений со сложными горно-геологическими и горнотехническими условиями практически не производится. При этом, только в Кузбассе внедрение новых современных технологий добычи и эффективных способов разработки высокотехнологичных по мощности угольных пластов с углом падения от 36°..55°, позволило бы уже сегодня вовлечь в эксплуатацию 2,2 мрд. т балансовых запасов(1,3 мрд. т промышленных запасов) [5].

При ожидаемом росте потребления угля для решения энергетических задач, неизбежно возникнет потребность в разработке новых проектных решений, по вовлечению в отработку сложных

по горно-геологическим условиям запасов [7]. Для их реализации необходимы новые технологические решения и технические средства, обеспечивающие рациональное использование вскрытых запасов и эффективную разработку сложных по горно-геологическим условиям вовлечённых запасов, с учетом минимальных потерь при их извлечении.

Одним из перспективных направлений развития технологий по извлечению запасов из оставленных ранее охранных целиков и разработке угольных пластов в сложных горно-геологических условиях, является применение механизированного комплекса, разработанного на основе гидрофицированной шагающей крепи, обеспечивающей выпуск угля из подкровельной или межслоевой толщи [6, 8]. В основе этой технологии заложен физический эффект разрушения угольной толщи, основанный на использовании сил горного давления. При этом, процесс извлечения угля, находящегося над крепью или обрущающегося позади нее, носит управляемый характер.

При разработке базовой платформы очистного механизированного комплекса для разработки угольных пластов в сложных горно-геологических условиях, в том числе в мощных крутонаклонных угольных пластах и запасов из оставленных ранее охранных целиков могут быть использованы технические решения поддерживающе-ограждающего модуля шагающего типа [6, 9, 10]. В основе механизации поддерживающе-ограждающего модуля лежит предложенная ранее гидрофицированная шагающая крепь, которая обеспечивает поддержание кровли на сопряжении подэтажного штрека с зоной выпуска угля и организации бокового ограждения по бортам горной выработки [8]. Платформа поддерживающе-ограждающего модуля шагающего типа позволяет автоматизировать управление технологическим процессом извлечения полезных ископаемых без постоянного присутствия людей в рабочей зоне, в том числе ввести элементы частичной (операционной) роботизации [10 –13].

Для устойчивого развития угледобывающей отрасли на длительную перспективу, необходимо решение комплекса взаимосвязанных задач по разработке и обоснованию параметров технических средств для эффективной и безопасной разработки запасов, залегающих в сложных горно-геологических условиях.

Обоснование параметров. Существующие очистные механизированные комплексы отечественного производства при разработке мощных крутонаклонных угольных пластов не эффективны и не обеспечивают безопасность в сложных горно-геологических и горнотехнических условиях залегания. Поэтому в настоящее время продолжаются работы по дальнейшему поиску и совершенствованию технологии и технических средств, пригодных для разработки угольных пластов в сложных горно-геологических условиях залегания.

Предлагаемые проектные решения для мощных крутонаклонных угольных пластов должны быть экономически и технологически конкурентоспособными. В их основе должны лежать научно-обоснованные предложения, которые используют высокопроизводительные адаптивные технологии добычи угля, обеспечивающие полноту выемки при ограниченных инвестициях [14].

Для угольных шахт, имеющих мощные крутонаклонных пласты, сформулирована и научно обоснована технология с выпуском угля подэтажными штреками [8, 9]. В предлагаемой технологии (рис. 1) эксплуатационными выработками являются штреки, пройденные по почве пласта в нижней части каждой эксплуатационной панели. Использование данной технологии позволяет производить выемку на всю мощность с выпуском угля из подкровельной или межслоевой толщи. Обеспечить полноту выпуска угля из потолочины за счет его площадного выпуска, путем введения элементов управления в конструкцию шагающей крепи, позволяющих управлять потоками угля по мощности пласта.

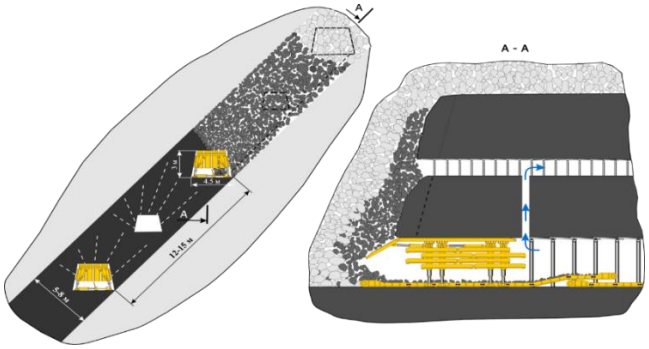


Рис. 1. Система подэтажного обрушения с механизированным выпуском с использованием механизированной шагающей крепи

Для внедрения в широкую эксплуатацию предложенной технологии необходимы технические средства ее реализации. В основе очистного механизированного комплекса для разработки угольных пластов в сложных горно-геологических условиях должна быть базовая платформа, способная разрабатывать мощные крутонаклонные угольные пласты и запасы из оставленных ранее охранных целиков. Предлагаемые технические средства должны обеспечивать значительное повышение эффективности извлечения и безопасности горных работ.

Эксплуатационные параметры эффективности для разрабатываемых технических средств должны обеспечить решение главной задачи – достичь полноты выемки не менее 80 %. Производить отработку пласта на всю мощность, без разделения на слои, что должно способствовать высокой концентрации горных работ, снижению эксплуатационных потерь по мощности пласта с 30% до 15%. Использовать силы горного давления и эффект самообрушения угля подкровельной толщи, что позволит снизить энергозатраты на добычу угля на 25–30%. Применение предложенной технология приведет к уменьшению объёмов проведения подготовительных выработок, соответственно снижению затрат на их проведение и поддержание.

Эксплуатационные параметры безопасности при проведении горных работ, для разрабатываемых технических средств, должны обеспечить снижение опасности возникновения эндогенных пожаров и исключить применение взрывчатых веществ. Техническое средство должно обеспечивать выпуск угля, при безопасных способах разупрочнения горного массива, таких как: метод направленного пошагового гидроразрыва [15], вибросейсмический способ с применением сейсмовибраторов.

Параметры конструкции технического средства должны:

- передвигаться без потери контакта с кровлей, обеспечивать постоянный подпор кровли;
- обеспечивать механизацию процессов поддержания кровли горной выработки и управление обрушением кровли;
- обеспечивать функцию ограждения от обрушенных пород рабочего пространства горной выработки;
- иметь достаточное рабочее пространство для размещения очистного оборудования и людей;
- обеспечивать независимую податливость гидростоек, раздельную разгрузку и распор каждой секции технического средства;
- защищать рабочее пространство от проникновения пород кровли и обрушенных пород со стороны выработанного пространства;
- иметь функцию передвижки;
- иметь поперечную и продольную устойчивость, в том числе и в процессе передвижки;
- обеспечивать направленность перемещения и управляемость в горизонтальной и вертикальной плоскости горной выработки, в том числе с криволинейным радиусом;
- иметь свободный проход и безопасный доступ к сборочным единицам и деталям при обслуживании, возможность замены гидродомкратов, гидростоек на месте эксплуатации;
- иметь возможность автоматизированного и дистанционного управления процессом работы, в том числе в составе роботизированных технологий безлюдной выемки полезных ископаемых [16].

Разработка. В качестве базовой платформы за основу предлагается механизированная крепь для отработки мощных крутых пластов угля подэтажной выемкой [17] (далее по тексту – механизированная шагающая крепь).

Предлагаемая механизированная шагающая крепь (рис. 2) состоит из двух секций, имеющих основное перекрытие, состоящее из опорных балок 1, закреплённых на траверсах 2. К траверсам 2 шарнирно присоединены опорные гидродомкраты 3 и гидростойки 4. Распорные гидродомкраты 5 шарнирно связаны с траверсами 2. Направляющие 6 закреплены на гидростойках 4 и образуют с ними боковое ограждение секции. Прижатие направляющих 6 к бортам выработки осуществляется при помощи распорных гидродомкратов 5 и опорных гидродомкратов 3. Гидростойки 4 опираются опорами 7 на почву горной выработки, обеспечивают поддержание кровли горной выработки и дают возможность при передвижке секций перешагивать опорами 7 через препятствия без зачистки почвы. Секции связаны между собой гидродомкратами передвижения 8, установленными между их траверсами 2 и, обеспечивающие поочередную передвижку секций по штреку.

В отличии от [17] предлагаемая механизированная шагающая крепь снабжена козырьком для управления дозированным выпуском угля из потолочины. Козырек состоит их торцевых балок 9 шарнирно связанных с опорными балками 1 и гидродомкратами козырька 10, которые в свою очередь связаны с траверсами 2.

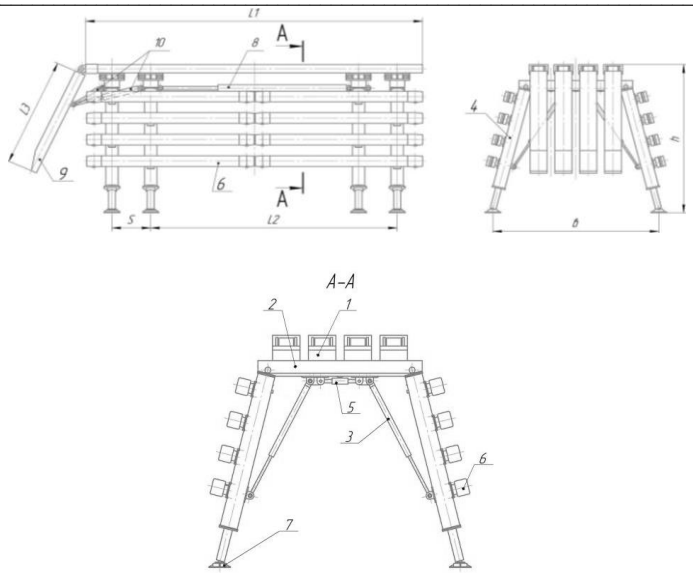


Рис. 2. Механизированная шагающая крепь

Основные конструктивные параметры механизированной шагающей крепи:

*L*1 – длина основного перекрытия секции должна обеспечивать поддержание и крепление кровли на участке рабочего пространства крепи и обеспечивать в нем конструктивное расположения очистного оборудования.

*L*2 – расстояние между гидростойками секции должно быть меньше длины основного перекрытия крепи минимум на 2 шага передвижки.

*L*3 – длина козырька секции должна обеспечивать дозированный выпуск угля из потолочины, и составлять не менее 2 шага передвижки.

s - шаг передвижки обеспечивает шагание секций в выработке и должен быть не меньше межосевого расстояния рядом стоящих гидростоек;

b – ширина секции крепи должна обеспечивать работу в выработках шириной от 4 м;

h – высота секции в рабочем положении должна соответствовать подготовительной выработке.

Предлагаемая механизированная шагающая крепь работает следующим образом. После проведения работ по разупрочнению угольного массива, перегрузки и транспортировки угля с рабочего пространства крепи производятся операции по передвижке секций механизированной шагающей крепи. Передвижка производится в следующей последовательности. Снимается распор и производится сокращение гидростоек 4, опорных гидродомкратов 3 и распорных гидродомкратов 5 одной из секций. При этом боковое ограждение в виде направляющих 6 передвигаемой секции отрываются от бортов выработки, а опоры7 от почвы горной выработки. Передвигаемая секция под действием своего веса ложится опорными балками 1 на траверсы 2 распертой секции. Далее освобожденная секция перемещается при помощи гидродомкрата 8 передвижения на величину установленного шага передвижки. Управление передвигаемой секцией в горизонтальной плоскости выработки осуществляется распорными гидродомкратами 5. По окончании передвижки производится распор гидростоек 4, опорных гидродомкратов 3 и распорных гидродомкратов 5 этой секции, обеспечивая тем самым надежное поддержание кровли и бортов горной выработки. Таким же образом производится передвижка второй секции крепи [17]. Управление дозированным выпуском угля из потолочины производится при распоре всех секций. При выпуске угля торцевые балки 9 управляются гидродомкратами козырька 10.

В предлагаемой механизированной шагающей крепи заложены специальные технические функции, которые способствуют повышению ее эксплуатационных возможностей при использовании в сложных горно-геологических условиях, среди них:

- наличие постоянного распора секций между почвой и кровлей горной выработки за счет наличия гидрозамков, запирающих поршневую полость в гидростойках;

- дополнительная возможность усиления распора секции в боковом направлении за счет применения телескопических траверс, с поперечной раздвижкой по отношению к продольной оси секции при помощи распорных гидродомкратов;

- адаптация бокового ограждения из продольных направляющих под профиль горной выработки за счет применения шарнирных связей;

- конструкционная разгрузка гидростойки от поперечных и боковых нагрузок и защита рабочих поверхностей штока гидростойки от механических повреждений, за счет применения гидростоек с телескопическим кожухом.

Заложенные в конструкцию механизированной шагающей крепи технические параметры и решения обеспечивают надежное поддержание кровли и бокового ограждения секций в горной выработке. Достигается кинематическая устойчивость конструкции секций крепи при их передвижке и распоре.

По функциональным свойствам и способу взаимодействия с боковыми породами механизированную шагающую крепь можно отнести к поддерживающе-оградительным (оградительно-поддерживающим) механизированным крепям. Элементы секций данных крепей, шарнирно связанны между собой, при этом поддерживающие и оградительные элементы совместно создают рабочее пространство лавы [18].

Исходя из того, что в конструкции предлагаемой механизированной шагающей крепи в секциях проекция поддерживающей части перекрытия на плоскость пласта больше проекции оградительной части [19], то по функциональным свойствам она является поддерживающе-оградительной. Действительно за счет применения средств постоянного распора независимого действия, в виде гидростоек снабжённых гидрозамками, предлагаемая механизированная шагающая крепь обладает основными преимуществами поддерживающей крепи, которое заключается в сохранении устойчивости пород кровли над рабочим пространством и обеспечение управления горным давлением способом полного обрушения за поддерживающей частью крепи. С учетом особенности расположения гидростоек, предлагаемая механизированная шагающая крепь обладает большим рабочим пространством, что характерно для поддерживающе-оградительных крепей. Рабочее пространство позволяет удобно расположить оборудование, обеспечить свободный проход людей и применять ее в горных выработках с повышенным газовыделением, благодаря хорошей проветриваемости.

При этом, предлагаемая механизированная шагающая крепь технически обеспечивает выполнение всех функций соответствующих и оградительно-поддерживающим крепям, а именно: управление горным давлением; поддержание кровли в рабочем пространстве; ограждение рабочего пространства от проникновения обрушающихся пород кровли.

По характеру взаимодействия с кровлей предлагаемая механизированная шагающая крепь относится к крепям, у которых секции передвигаются без потери контакта с кровлей несмотря на то, что в процессе передвижки одна из секций теряет контакт с кровлей. Данное техническое решение позволяет обеспечивать постоянный подпор кровли и применять ее как при устойчивой, так и при неустойчивой кровле. Исходя из структурного строения, предлагаемая механизированная шагающая крепь относится к комплектным крепям, так как состоит из двух секций, соединенных между собой кинематическими связями и гидродомкратами передвижки. По способу перемещения предлагаемая механизированная шагающая крепь - шагающая.

На основе сформулированных параметров, предложенную механизированную шагающую крепь, по совокупности функциональных характеристик можно классифицировать как механизированную комплектную поддерживающе-оградительную шагающую крепь.

Стоит отметить, что по своим функционально-техническим характеристикам предложенная механизированная шагающая крепь, в отдельных случаях, может использоваться и как механизированная крепь сопряжения. Основное назначение которой поддержание кровли на сопряжении штрека с очистным забоем и обеспечения передвижки приводов лавного конвейера [18]. Отмечено [20], что в настоящее время более широкое распространение получили механизированные комплектные крепи сопряжения, которые состоят из двух и более кинематически связанных между собой секций и перемещаются вдоль штрека с помощью гидродомкратов двухстороннего действия.

Таким образом, исходя из заложенных в конструкцию предложенной механизированной шагающей крепи технических решений и состава функциональных характеристик, можно сделать вывод о многофункциональном характере ее применения в горных выработках и подразделить как механизированная многофункциональная шагающая крепь.

Выводы. При устойчивом сценарии развития современной угледобывающей отрасли в ближайшем времени будет сформирован спрос на технические средства, обеспечивающие внедрение научно обоснованных технологий разработки для сложных горно-геологических условиях залеганий, в том числе для мощных крутонаклонных угольных пластов, извлечения запасов из оставлен-

ных ранее охранных целиков. Применение инновационного оборудования для разработки в сложных горно-геологических условиях, должно обеспечить решение главных отраслевых задач, среди которых: повышение уровня производительности, эффективности извлечения и безопасности горных работ; способствовать к переходу на технологии извлечения полезных ископаемых без постоянного присутствия людей в рабочей зоне [21].

Предложенная механизированная многофункциональная шагающая крепь по функционально-техническим параметрам соответствует современным требования по эффективности добычи и безопасности горных работ в сложных горно-геологических условиях. Механизированная многофункциональная шагающая крепь может быть использована в качестве базовой платформы по созданию очистных комплексов для отработки мощных крутонаклонных угольных пластов, извлечения запасов из оставленных ранее охранных целиков, в отдельных вариантах как крепь сопряжения.

Таким образом, проводимая работа по разработке механизированной многофункциональной шагающей крепи актуальна и соответствует задачам перспективного развития угледобывающей отрасли.

Благодарности. Статья подготовлена при частичной финансовой поддержке Министерства образования и науки РФ в рамках ФЦП «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).

В статье частично использованы материалы, полученные по результатам выполнения договора ООО «ИнТехГорМаш» с ФГБУ «Фонд содействия развитию малых форм предприятий в научно-технической сфере» о предоставлении гранта на проведение научно-исследовательских и опытно-конструкторских работ по теме "Разработка и изготовление макета роботизированного шагающего модуля для эффективной добычи полезных ископаемых подземным способом в масштабе." (договор №2566ГС1/41340 от 06.06.2018).

Библиографический список

1. World Coal Association. [электронный ресурс] - Режим доступа https://www.worldcoal.org/.
2. BP: BP статистический обзор мировой энергетики. Июнь 2018. 67 издание. [электронный ресурс]- Режим доступа https://www.bp.com/.
3. Энергетическая стратегия России на период до 2035 г. Проект. - https://minenergo.gov.ru/modal/view-pdf/1920/69055/nojs.
4. Долгосрочная Программа развития угольной промышленности на период до 2030 года. - https://minenergo.gov.ru/node/1846.
5. Шаклеин С.В., Писаренко М.В. Концепция развития сырьевой базы Кузнецкого угольного бассейна // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. - 2014. - №3 - С.118-125.
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 / Сиб. гос. индустр. ун-т ; под общ. редакцией С.М. Кулакова, Л.П. Мышляева. - Новокузнецк: Изд. центр СибГИУ, 2017. - С. 256–259.
7. Шулятьева Л.И. Методология анализа и оценка эффективности эксплуатацию сложных угольных месторождений // Горный информационно-аналитический бюллетень. - 2018. - №11. - С. 207-217.
8. Клишин В.И. Обоснование технологий разработки мощных пологих и крутых угольных пластов с выпуском угля // ГИАБ, отдельный выпуск. – 2013. - №6. - С. 36–47.
9. Клишин В.И. Экологические аспекты прогрессивных технологий отработки мощных угольных пластов с выпуском подкровельной толщи / В.И. Клишин, С.М. Никитенко, Е.С. Пфаргер // Экология и безопасность техносфере: современные проблемы и пути решения : Сборник трудов / ЮТИ ТПУ. 2017. – С. 217–220.
10. Малахов Ю.В. Стандартизация как инструмент развития технологий и инноваций в ТЭК. – Инновации в Топливно-энергетическом комплексе и машиностроении. Сборник трудов. Международной научно-практической конференции. 18–21 апреля 2017г. - С. 62–68.

11. 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. – 2017. – №3. - С. 249-251.

12. Nikitenko M.S., Malakhov Yu.V., Neogi B., Chakraborty P., Banerjee D. 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.

13. 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. 2017. -№6 (136). – С. 76.

14. Ермаков Е.А. Обоснование геотехнологических параметров очистных участков, повышающих полноту извлечение запасов угля на шахтах Кузбасса. // Известия ТулГУ. Науки о Земле. - 2015. - Вып.4. - С. 88-98.

15. Клишин В.И. Метод 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 (991). – С. 12–17.

16. Kizilov S. A., Nikitenko M. S. and Neogi B. 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.

17. Пат. РФ RU160742U1, МПК E 21D/00 (2006/01). Крепь для отработки мощных крутых пластов угля подэтажной выемкой / В. И. Клишин, Д. И. Кокоулин. Опубл. 20.03.2016, бюл. № 8.

18. ГОСТ Р 54976-2012 Оборудование горно-шахтное. Термины и определения. – введ. 2013-07-01. – Москва: Стандартинформ, 2014. – 28 с.

19. ГОСТ 33164.1-2014 Оборудование горно-шахтное. Крепи механизированные. Секции крепи. Общие технические условия. – введ. 2015-11-01. – Москва: Стандартинформ, 2015. – 54 с.

20. Сысоев Н.И., Турук Ю.В. Обоснование структуры и основных конструктивных параметров крепи сопряжения струговых очистных забоев с примыкающими выработками. Известия высших учебных заведений. Северо-Кавказский регион. Серия: Технические науки / Южный Федеральный университет. – Ростов-на Дону. - 2014г. - № 1. - С.100-104.

21. Малахов Ю.В. Реализация технических решений по роботизации в горнодобывающей отрасли. – 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, 2017г. - С. 269-275.

УДК 622.273

ЭКСПЕРИМЕНТАЛЬНЫЕ ИССЛЕДОВАНИЯ ПРОЦЕССА ВЫПУСКА УГЛЯ ПОДКРОВЕЛЬНОЙ ТОЛЩИ НА МАКЕТНЫХ ОБРАЗЦАХ СЕКЦИЙ МЕХАНИЗИРОВАННОЙ КРЕПИ

чл.-корр. РАН, д.т.н., Клишин В.И., Варфоломеев Е.Л., Борисов И.Л.
Федеральный исследовательский центр угля и углехимии СО РАН, г. Кемерово, Россия

Аннотация. Проведено физическое моделирование процесса выпуска угля подкровельной толщи на макетных образцах секций механизированной крепи. Исследования проводились в индивидуальном, волновом, групповом и площадном режимах работы питателей секций. Установлено, что при индивидуальном режиме выпуска, в выработанном пространстве угля остается больше, чем при других режимах, что является следствием формирования потока угля ограниченного размера.

Ключевые слова: мощный угольный пласт, макетный образец секции крепи, лабораторная установка, питатель, управляемый выпуск, потери.

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» разработана лабораторная установка, которая обеспечивает возможность проведения экспериментов по выпуску угля в различных режимах работы (индивидуальном, групповом, волновом, площадном) и «Программа и методика экспериментальных исследований» [1, 2].

Исследования проводились для следующих горно-геологических условий: мощность пласта – 7,5 м; мощность пород активной кровли пласта – 4,0 м; мощность подсечного слоя – 3,5 м; мощность подкровельной пачки – 4 м.

Методика исследований состояла в следующем. На лабораторной установке одновременно проводились исследования двух режимов (рис. 1). В каждом режиме в работе участвовало 10 макетов секций (МС). В первом случае исследовались волновой (правая часть) и индивидуальный (левая часть) режимы, во втором – групповой (правая часть) и площадной (левая часть) режимы работы.

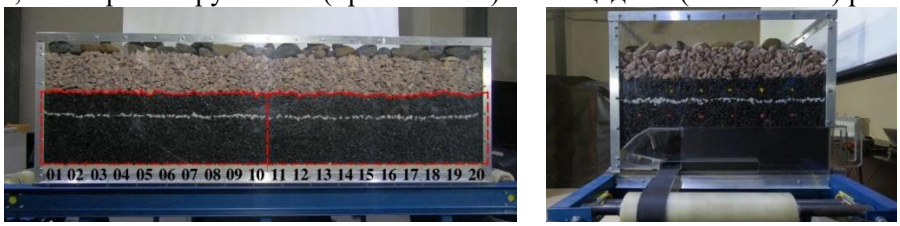


Рис.1. Лабораторная установка (вид сзади и сбоку)

При волновом режиме (рис. 2) выпуск осуществлялся последовательным включением питателей на каждом МС, с временной задержкой, после приближения границы порода-уголь к выпускному окну МС питатель останавливался.

Рис.2. Вид сзади лабораторной установки: показаны начальная (слева) и конечная (справа) стадии волнового режима выпуска

При индивидуальном режиме выпуск осуществлялся поочередным включением питателей на каждом МС (рис.3). Питатель работал до появления породы в выпускном окне, после этого питатель останавливался и запускался на следующем МС.

Рис. 3. Вид сзади лабораторной установки: показаны начальная (слева) и конечная (справа) стадии индивидуального режима выпуска

При групповом режиме выпуск осуществлялся поочередным включением групп МС (рис. 4). Две группы состояли из 3 МС и одна из 4 МС. Питатели в группе работали одновременно. После появления породы в каждом выпускном окне группы питатели останавливались, и начинала работу вторая группа, затем третья.

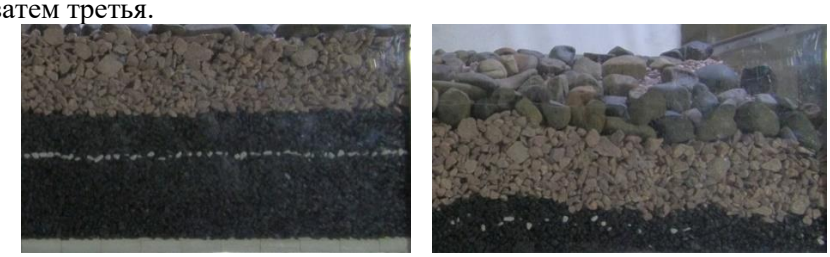


Рис.4. Вид сзади лабораторной установки: показаны начальная (слева) и конечная (справа) стадии группового режима выпуска

При площадном режиме выпуск осуществлялся одновременно 10 МС (рис. 5). Каждый питатель останавливали после появления породы в выпускном окне МС.

Рис. 5. Вид сзади лабораторной установки: показаны начальная (слева) и конечная (справа) стадии площадного режима выпуска

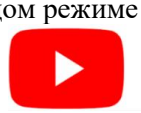
После завершения работ по выпуску производилась передвижка МС. Шаг передвижки составил 32 мм, что соответствует величине 0,8 м передвижки реальной секции механизированной крепи. Всего было выполнено четыре выпуска в каждом режиме. После каждого выпуска сделано три передвижки МС. В пересчете на реальный масштаб полное расстояние передвижки составило 7,2 м. На рис. 6. представлены все стадии волнового режима выпуска, на которых, с помощью фиксирования белого прослоя и цветных маркеров, можно проследить за движением потока выпускной массы. При проведении исследований, во всех режимах выпуска, установлено, что при выбранных параметрах крепи и технологией выпуска угля происходит разворот потока выпускной массы, вследствие чего снижаются потери угля в выработанном пространстве [3,4].

Рис.6. Вид сбоку лабораторной установки: показаны начальные (слева) и конечные (справа) стадии четырех выпусков

Выводы. Исследованиями установлено, что конструкция секций крепи с выпускными окнами в оградительных частях и расположенными под ними питателями регулируемой производительности позволяет осуществлять дозированную транспортировку угля из подкровельной толщи на забойный конвейер. Это делает возможным выпуск угля через выпускные окна нескольких секций одновременно и тем самым производить его управляемый выпуск, что предотвращает его разубоживание и минимизирует потери.

Установлено, что при индивидуальном режиме выпуска, в выработанном пространстве угля остается больше, чем при других режимах (групповом, площадном и волновом), что является следствием формирования потока угля ограниченного размера при индивидуальном режиме. Меньше всего потерь получено при волновом и площадном режимах. Обусловлено это тем, что именно при данных режимах достигается наибольшая ширина потока выпускной массы, при которой контактная граница порода-уголь не прерывается и плавно приближается к выпускным окнам.

Ширина потока выпускаемого угля не оказывала существенного влияния на его разубоживание, так как работа питателей останавливались после появления породы в выпускных окнах макетов секций крепи. В каждом режиме работе разубоживание составляло не более 5%.



Подробнее о исследованиях, проведенных на разработанной установке, можно узнать, посмотрев видео на YouTube

Благодарности. Статья подготовлена при финансовой поддержке Министерства науки и высшего образования Российской Федерации в рамках Федеральной целевой программы «Исследования и разработки по приоритетным направлениям развития научно-технологического комплекса России на 2014-2020 годы»; проект «Разработка технологии эффективного освоения угольных месторождений комплексом с роботизированным управляемым выпуском подкровельной толщи» (Соглашение №14.604.21.0173, Уникальный идентификатор Соглашения RFMEFI60417X0173).

Библиографический список

1. Клишин В.И., Варфоломеев Е.Л., Борисов И.Л., Кокоулин Д.И., Худынцев Е.А. Разработка макетного образца механизированной крепи и лабораторной установки для моделирования управляемого выпуска угля // Наукоемкие технологии разработки и использования минеральных ресурсов: науч. журнал / Сиб. гос. индустр. ун-т; под общей ред. В.Н. Фрянова. – Новокузнецк, 2018. – №. 4. – С. 199-203.

2. Клишин В.И., Варфоломеев Е.Л., Борисов И.Л., Малахов Ю.В. Обоснование программы и методики лабораторных исследований управляемого выпуска угля подкровельной толщи // Наукоемкие технологии разработки и использования минеральных ресурсов: науч. журнал / Сиб. гос. индустр. ун-т; под общей ред. В.Н. Фрянова. – Новокузнецк, 2018. – №. 4. – С. 196-199.

3. Клишин В.И., Варфоломеев Е.Л., Борисов И.Л., Клишин С.В. Исследование выпуска угля на макетных образцах секции механизированной крепи при различных режимах управления //Научный журнал «Фундаментальные и прикладные вопросы горных наук» гл. ред. ак. Курленя М.В. / ИГД им. Н.А. Чинакала СО РАН. - Новосибирск, 2018. -Том 5 -№ 1. –С. 66-71.

4. Клишин В.И., Опрук Г.Ю., Варфоломеев Е.Л., Борисов И.Л.. Взаимодействие механизированных крепей с межслоевой толщей в системах с выпуском угля // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). – 2018. – №. – № S48. –С. 87-94.

УДК 658.5.012.1:622.33.012.3

ИНФОРМАЦИОННОЕ ОБЕСПЕЧЕНИЕ РАЗВИТИЯ ГОРНОГО МАШИНОСТРОЕНИЯ УГЛЕДОБЫВАЮЩЕГО СЕКТОРА РОССИЙСКОЙ ЭКОНОМИКИ

[1, 2] д.т.н. Зеньков И. В., [2] к.т.н. Нефедов Б. Н.

1 - Сибирский государственный университет науки и технологий им. академика М.Ф. Решетнёва, г. Красноярск, Россия

2 - Институт вычислительных технологий СО РАН, г. Новосибирск, Россия

Аннотация. В статье представлена консолидированная информация о парке горнотранспортного оборудования, задействованного на угольных разрезах России. Информация, полученная по результатам анализа снимков из космоса, обладает высокой достоверностью и должна быть использована при разработке стратегий развития отечественного горного машиностроения.

Ключевые слова. Российская экономика, угольные разрезы, горное машиностроение, стратегия развития, буровые станки, карьерные экскаваторы, карьерный транспорт.

Развитие собственной машиностроительной базы для стран, обладающих значительными запасами твердых полезных ископаемых, таких как Россия, в бывшем СССР исторически всегда находилось в центре внимания, о чем свидетельствуют материалы, изложенные в [6]. Принимая во вни-

мание достигнутые производственные показатели угольной отрасли в целом [7], а также перспективы ее развития [8], можно сделать вывод о том, что необходимо проведение работ по исследованию парка горнотранспортного оборудования, задействованного на угольных разрезах. В условиях российского недропользования, когда угольные месторождения разрабатываются десятками собственников информацию о горных машинах собрать в масштабах, России не представляется возможным. Такого рода задачи российского формата можно с достаточной степенью точности решать с использованием ресурсов дистанционного зондирования Земли, что и было показано в работах [1-5].

В ходе наших исследований, проведенных с использованием космоснимков высокого разрешения и находящихся в свободном доступе, получена картина современного состояния открытых горных работ на всех угольных разрезах и во всех угледобывающих регионах Российской Федерации. Всего в разработке открытым способом на территории России находится не менее 150 месторождений бурых и каменных углей. Можно отметить преобладание объема добычи каменных углей над объемами добычи бурого угля. Разработка месторождений производится в довольно широкой географической полосе более 2000 км между широтами 43° с. ш. в южных районах Приморского края до 63° с. ш. на севере Магаданской области. Эта полоса имеет протяженность 4 600 км с запада (Урал, 60° в. д.) на восток (Магаданская обл., 56° в. д.). Климат на этой территории кардинально меняется – от близкого к субтропическому на юге Приморского края до резко континентального, практически схожего с субполярным – на севере Магаданской области.

В настоящее время на горных работах в угледобывающем секторе экономики России задействован парк горнотранспортного оборудования, представленный в таблице.

Таблица

Состав горнотранспортного оборудования на угольных разрезах России

Наименование горнотранспортного оборудования	Кол-во,ед.
1. Буровой станок СБШ-250(200)	135
2. Буровой станок БТС-150	8
3. Буровой станок СБР-160	2
3. Экскаватор роторный SRs(K)-4000	1
4. Отвалообразователь ОШР-4000-5250/190	3
5. Драглайны ЭШ-10/70 – ЭШ -65/100	262
6. Экскаватор карьерный гусеничный ЭКГ-5 – ЭКГ-40	385
7. Экскаватор роторный ЭР-1250, ЭРГ-1600	25
8. Экскаватор роторный ЭРП-2500	2
9. Экскаватор роторный ЭРШРД-5250	4
10. Экскаватор гидравлический с емкостью ковша 2-32 м^3	519
11. Думпкары железнодорожные 2ВС-105	759
12. Тепловозы ТЭМ-7	81
13. Автосамосвалы грузоподъемностью от 20 до 450 т	3563
14. Шарнирно-сочлененные автосамосвалы грузоподъемностью до 40 т	136

Далее представим краткий обзор расстановки горнотранспортного оборудования по угледобывающим регионам России. Практически половина буровых станков типа СБШ-250 установлена на разрезах Кузбасса. Остальные равномерно распределены по угольным разрезам на месторождениях каменных углей. Все станки БТС-150 выполняют бурение взрывных скважин на разрезе «Бородинский» в Красноярском крае. Два станка СБР-160 бурят скважины на разрезах Иркутской области.

Практически половина драглайнов находится на горных работах в Кузбассе, и почти пятая часть эксплуатируется на разрезах Дальнего Востока при отработке вскрышных уступов, сложенных породами четвертичного возраста с низкой несущей способностью (рис. 1). Один драглайн ЭШ-10/70 установлен на глубине 470 м на разрезе «Коркинский» в Челябинской области.

Единственный импортный роторный экскаватор, установленный на отработке надугольного вскрышного уступа в комплексе с отвалообразователем, используется на угольном разрезе «Назаровский». Один отвалообразователь находится в резерве на разрезе «Березовский» в Красноярском крае, и еще один – установлен на отсыпке внешнего породного отвала на разрезе «Бачатский» в Кузбассе. Все роторные экскаваторы отечественного производства (выпущены до развала СССР)

используются на добыче бурых энергетических углей в Красноярском, Приморском краях, Иркутской и Читинской областях.

Рис. 1. Распределение парка драглайнов на территории России

Более половины гидравлических экскаваторов импортного производства занимаются выемкой горной массы на угольных разрезах Кузбасса. Остальные используют на угольных месторождениях каменных углей со сложным горно-геологическим строением, углевмещающая толща которых сложена крепкими песчаниками.

Транспортная составляющая угольных разрезов представлена железнодорожным, автомобильным и конвейерным (разрез «Березовский») транспортом. Железнодорожные думпкары в комплексе с тепловозами ТЭМ-7 используют на транспортировке вскрышных пород с верхних вскрышных уступов на внутренние и внешние отвалы. Железнодорожный транспорт равномерно распределен по угледобывающим регионам России (Урал, Кузбасс, Красноярский край, Иркутская и Читинская области, Приморский край). Железнодорожные составы скомплектованы по принципу – один тепловоз ТЭМ-7 и 8–11 думпкаров 2ВС-105 грузоподъемностью 105 т каждый. На вывозке добытого угля из забоев также используются тепловозы ТЭМ-7 с вагонами грузоподъемностью 70 т с выходом на магистрали РЖД.

В использовании автомобильного транспорта наметились следующие тенденции в обновлении его парка. За последние десятилетия в горном деле в практике открытых горных работ экономически доказан как в России, так и за рубежом переход на мощные экскаваторно-автомобильные комплексы. В открытой печати имеется немало работ с положительными результатами такого перехода. Например, в Кузбассе работает самый большой автосамосвал в мире грузоподъемностью 450 т производства Белорусского автомобильного завода (БелАЗ-75710). Аналогичные тенденции просматриваются и на других угольных разрезах, начиная с Новосибирской области и заканчивая на Дальнем Востоке сахалинскими разрезами.

Кроме того, надо отметить положительный опыт применения шарнирно-сочлененных автосамосвалов повышенной проходимости при транспортировке горной массы на разрезах. Такие автосамосвалы эффективно работают в самых тяжелых горных условиях на дорогах с грунтами с малой несущей способностью. Шарнирно-сочлененные автосамосвалы используют на угольных разрезах Южного Кузбасса, Новосибирской области, Республики Хакасия, о. Сахалин.

В условиях горного производства, характеризующегося максимальной фондоотдачей, что обусловливает круглосуточный режим работы горных и транспортных машин, период амортизации основных фондов существенно сокращается. Поэтому, вполне естественно, что в горнодобывающей промышленности постоянно должно происходить обновление парка оборудования. Информация о парке горного оборудования, полученная со снимков из космоса, обладает высокой достоверностью может быть использована при разработке долгосрочной стратегии развития отечественного горного машиностроения как на уровне правительства РФ, так и на отдельно взятых предприятиях этой отрасли (УЗТМ, ИЗ-КАРТЭКС, Рудгормаш и др.).

По нашей оценке, объем добычи угля всех марок и видов открытым способом на территории Российской Федерации от Урала до о. Сахалин составляет 289,3 млн. т в год. Для обеспечения добычи этого объема угля необходимо выполнить объем вскрышных работ на уровне 1400–1410 млн. м^3. Усредненный коэффициент вскрыши на всех угольных разрезах России составляет 4,8566 м^3/т. При этом задействован парк горнотранспортных машин, состоящий из 145 буровых станков, 262 драглайнов, 904 гусеничных карьерных экскаваторов, 31 роторного экскаватора, 81 тепловоза с 759 железнодорожными думпкарами, а также 3699 автосамосвалов, включая парк автосамосвалов повышенной проходимости.

Выводы. В условиях, когда необходимо постоянно обновлять парк горных и транспортных машин весьма остро высвечиваются вопросы развития отечественного горного и транспортного машиностроения, решение которых определит строительство новых заводов тяжелого машиностроения, либо расширение производственных мощностей на действующих заводах.

Библиографический список

1. Зеньков И.В., Нефедов Б.Н., Вокин В.Н. Угольные разрезы Красноярского края из космоса. Открытые горные работы // Уголь. - 2017. - № 1. - С. 19–21.
2. Зеньков И.В., Бурлакова Е.Т. Управление ресурсным потенциалом малых угольных разрезов Красноярского края в условиях рыночной экономики // Уголь. - 2017. - № 11. - С. 58-59.
3. Зеньков И.В., Юронен Ю.П., Нефедов Б.Н., Нефедов Н.Б. Результаты дистанционного зондирования состояния горных работ и формирования растительной экосистемы на разрезе «Ерковецкий» в Амурской области // Горный журнал. - 2017. - № 8. - С. 78-82.
4. Зеньков И.В., Юронен Ю.П., Нефедов Б.Н. Результаты мониторинга формирования растительной экосистемы на отработанных участках Райчихинского буроугольного месторождения с использованием ресурсов дистанционного мониторинга // Экология и промышленность России. - 2017. - Т. 22. - № 2. - С. 28-33.
5. Зеньков И.В., Заяц В.В., Нефедов Б.Н. и др. Угольные разрезы России из космоса. Горные работы и экология нарушенных земель // Изд-во: Сибирский федеральный ун-т. Красноярск, 2017. - 519 с.
6. Материалы XXVI съезда КПСС. Политиздат, 1981. - 384 с.
7. Таразанов И.Г. Итоги работы угольной промышленности России за январь-сентябрь 2017 года // Уголь. - 2018. - № 1. - С. 18-32. doi: 10.18796/0041-5790-2018-1-18-32 (дата обращения: 15.01.2018).
8. Яновский А.Б. Основные тенденции и перспективы развития угольной промышленности России // Уголь. - 2017. - № 8. - С.10-14. doi: 10.18796/0041-5790-2017-8-10-14. URL: http://www.ugolinfo.ru/Free/082017.pdf (дата обращения: 15.01.2018).

УДК 622.647.2

ЭФФЕКТИВНОСТЬ И НАДЁЖНОСТЬ ИСПОЛЬЗОВАНИЯ ГРУЗОВЫХ ПОДВЕСНЫХ КАНАТНЫХ ДОРОГ

Земсков А.Н., Оверин А.А.
Группа КАНЕКС, г. Москва, Россия

***Аннотация*.** Важной особенностью применения грузовых подвесных канатных дорог (ГПКД) является возможность её использования практически в любых горнотехнических и физико-географических условиях (перепад высот, наличие водных преград, резко континентальный климат и т.д.). Сопоставление технико-экономических показателей ГПКД с автотранспортом, конвейерным и железнодорожным транспортом свидетельствует о преимуществе грузовых канатных дорог для многих регионов России, в частности, для Кузбасса.

Ключевые слова: грузовая подвесная канатная дорога, экономическая целесообразность, надежность применения, горно-геологические условия.

Уникальной особенностью горнодобывающей промышленности является решающая зависимость её технико-экономических показателей от природных горно-геологических и физико-географических условий. При этом ошибки в выборе стратегии, принятии принципиальных технических решений еще больше усугубляют проблемы разработки месторождений, переработки и транспортировки сырья в сложных горнотехнических условиях.

По сравнению с лучшими мировыми показателями на единицу готовой продукции в России затрачивается в 1,5-4 раза больше материальных ресурсов. Это свидетельствует об огромных резервах роста нашей экономики.

В последние несколько лет как в России, так и за рубежом возобновился интерес к грузовым подвесным канатным дорогам (ГПКД), прежде всего для перевозки твердых полезных ископаемых [1-2]. Следует признать, что наибольшее применение в настоящее время получил автотранспорт,

однако, его недостатками являются большая численность обслуживающего персонала, значительный расход дизельного топлива, загрязнение производственной атмосферы, зависимость от погодно-климатических условий [3].

Железнодорожный транспорт неэкономичен при дальности перевозок менее 20-30 км и объеме перевозок менее 10 млн тонн в год. Кроме того, он непригоден для применения в условиях пересеченной местности.

Конвейеры требуют предварительного дробления горной массы. Угол наклона трассы ограничен 16-18°, а в случае криволинейных участков типовых конвейеров – требуется устройство перегрузочных пунктов, что усложняет и удорожает стоимость транспортировки полезного ископаемого.

Основными факторами, определяющими преимущественное развитие ГПКД по сравнению с другими видами транспорта (автомобильным, конвейерным, железнодорожным) в условиях дефицита энергетических ресурсов являются:

- значительное сокращение дальности перевозки между конечными пунктами с допустимым уклоном до 45°, бесперебойная работа независимо от погодных условий (за исключением ветра, со скоростью выше 15 м/с);
- сравнительно низкий объём единовременных капитальных вложений и эксплуатационных расходов, необходимых для строительства и эксплуатации ГПКД;
- сокращение отводов земельных угодий и предотвращение вырубки крупных массивов леса;
- стимулирование развития горных районов;
- исключение загрязнения окружающей среды и снижение шума.

Сооружение ГПКД, особенно предпочтительно при большой разнице высотных отметок в пунктах погрузки и выгрузки и в условиях труднопроходимых местностей.

Основными составными частями грузовых подвесных канатных дорог являются: погрузочная, отклоняющаяся или угловая, разгрузочная станции, подвижной состав (вагонетки), привод тягового каната, поддерживающие опоры. Последние в зависимости от местных условий установлены через каждые 50 - 300 м.

Производительность ГПКД определяется грузоподъемностью вагонетки и интервалом времени между выходом вагонеток со станции, который обычно колеблется в пределах 30 - 60 с, а при напряженной работе 18 – 20 с. Скорость перемещения каната кольцевой дороги, в среднем составляющая 3,5 – 6,0 м/с и ограничивается плавностью прицепки. Длина одного приводного участка зависит от производительности и профиля дороги и меняется от 6 до 12 км, а в отдельных случаях достигает 20 км.

В плане дорога может быть прямолинейной или ломаной, (изломы производятся на угловых станциях), в профиле – любой; максимальный угол наклона при грузовых сцепных устройствах 30°, а при винтовых - 45°.

При современном уровне техники ГПКД длиной 10 км при полезной грузоподъемности вагонеток 2т, интервале их выпуска 10 с и скорости 6 м/с обеспечивают производительность 700 т/ч, или 5 млн. т в год, при трехсменной работе. Такая дорога может заменить 40 автомобилей грузоподъемностью 10 т и вместо ста двадцати водителей позволит использовать двадцать человек обслуживающего персонала ГПКД. При этом экономия жидкого топлива может составить 2000 т в год (канатная дорога с указанными характеристиками имеет электродвигатель мощностью, равной мощности трех автомобилей, порядка 330 кВт).

В качестве примера эффективности работы ГПКД стоит отметить ГПКД в итальянском городе Савона, работающую с 1911 г. Разработчик ГПКД – фирма «Geretti & Tanfani».

Для транспортировки угля с грузовых судов, разгружающихся на расстоянии 1,5 км от берега в специальный углеприемник (вертикальную трубу высотой 40 м, закрепленную на платформе) используется наклонный конвейер длиной 2 км, размещенный в тоннеле (рис. 1). Полтора километра тоннеля находятся под водой, пятьсот метров – под берегом. После разгрузки с конвейера уголь поступает на загрузочную станцию ГПКД, откуда двумя параллельными линиями, производительностью по 160 т/ч и длиной 17 км направляется на разгрузочную станцию. С разгрузочной станции уголь развозится по объектам потребления автомобильным и железнодорожным транспортом.

Среднее расстояние между опорами – 400 м. На загрузочной и разгрузочной станциях предусмотрено дискретное снижение (и соответственно увеличение) скорости движения вагонеток 3,5 → 2,5 → 1,5 → 0,5 м/сек (0,5 → 1,5 → 2,5 → 3,5 м/сек) с помощью электропривода.

Реконструкция станции ГПКД в г. Савона проведена в 1956 г., обновление электрической части (привода и др.) – в 1995 г.

На каждой станции работает всего по одному человеку, ведущему видеонаблюдение.

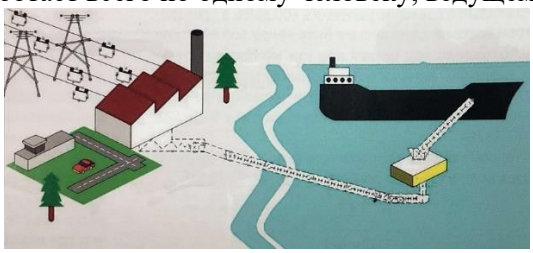


Рис. 1. Схема разгрузки судов с углем и его транспортировки по тоннельному конвейеру до загрузочной станции ГПКД

Выделим основные характеристики, закладываемые специалистами фирмы «Leitner» в проекты ГПКД:

- при монтаже протяженных линий используется несущий канат длиной 10 км (при длине каната более 10 км он будет растягиваться);
- гарантия использования несущего каната – перевозка не менее 15 млн. т груза;
- гарантия срока применения тягового каната – 10 лет;
- шкивы меняются через 15 лет.

Интересно проследить структуру затрат, принимаемую итальянскими специалистами, при проектировании и строительстве ГПКД:

- проектные работы – 3-7% (максимум 10%), при этом 3-5% - на типовой проект, 5-7% - на специальный;
- подготовка места строительства, изыскания, дороги, земляные работы, фундаменты опор, анкера – 20%;
- опоры, загрузочная и разгрузочная станции, угловые станции, балансиры, зажимы, ролики, канаты, средства автоматизации – 60-75%;
- монтаж оборудования, установка опор, навеска канатов, пусконаладочные работы – 10-15%.

Максимальная стоимость запасных частей – 300 тыс. евро. При поставке оборудования обязательно предусматривается наличие запасного редуктора.

Для оценки реальных показателей эффективности работы ГПКД, а не по теоретическим выкладкам, нами были обработаны имеющиеся фактические данные по зарубежным и российским ГПКД. Зависимость производительности P зарубежных ГПКД от длины доставки L сыпучих материалов выражена уравнением с коэффициентом парной корреляции R=0,72:

$$P = 997{,}8\ L^{-0{,}39},\ т/ч \qquad (1)$$

Анализ данных по 14-ти ГПКД в ОАО «Комбинат «Магнезит» (г. Сатка, Челябинская обл.), ПО «Сода» (г. Стерлитамак, Башкирия) и ПО «Сода» (Пермский край), эксплуатирующихся (и уже нет – ПО «Сода», Пермский край) с шестидесятых годов XX века показал следующее.

Зависимость часовой производительности от длины доставки описывается зависимостью:

$$P = 704{,}27\ L^{-0{,}62},\ т/ч \qquad (2)$$

Зависимость объема применяемых вагонеток V от длины доставки выражена уравнением с коэффициентом парной корреляции R, равным 0,61:

$$V = 2{,}63\ L^{-0{,}48},\ м^3 \qquad (3)$$

Например, для длины доставки 2,9 и 3,8 км и производительности 350 и 300 т/ч чаще всего применяются типовые вагонетки емкостью 1,6 $м^3$.

Зависимость мощности электропривода N от комбинированного показателя $P \cdot L$ (рис. 2) выражена уравнением:

$$N = 7{,}165\ P \cdot L,\ кВт \qquad (4)$$

При длине доставки 2,9 и 3,8 км и производительности 350 и 300 т/ч достаточно мощности электродвигателя 110 и 115 кВт.

Нами также дополнительно установлена взаимосвязь годового объема перевозимого груза Q от эксплуатационной производительности $P_э$ (рис. 3).

Для длины доставки 2,9 и 3,8 км ожидаемый объем перевозимого груза составит соответственно 2,5 и 3 млн. т в год.

До 1980 г. совершенствование ГПКД шло в направлении повышения производительности дороги (трехпутная ГПКД и др.), а также увеличения срока службы канатов и отдельных узлов, увеличения вместимости вагонеток за счет применения облегченных материалов, снижения износа ка-

натов за счет применения полимерных материалов, увеличения скорости движения вагонеток, создание прижимных и ловительных устройств, предотвращающих сход вагонеток с несущих канатов. Многие из решений остались на уровне проектов, либо не оправдавших себя (трехпутная ГПКД Украинского филиала института «Союзпроммеханизация»). Однако доказано, что создание высокопроизводительных кольцевых большегрузных дорог производительностью 500-1000 т/ч вполне оправдано.

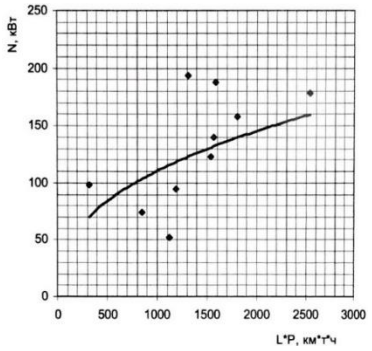


Рис. 2. Зависимость мощности электропривода N от величины комбинированного показателя P · L

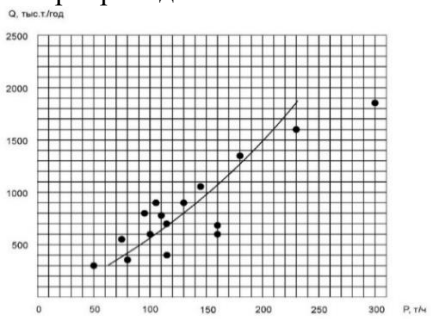


Рис. 3. Взаимосвязь годового объема производимого груза Q и часовой производительности $P_э$

Следует заметить, что значительное повышение производительности и равномерная нагрузка на опоры можгут быть достигнуты за счет ярусного размещения двух линейных ГПКД на одной линии опор (рис. 4) [4] с возможностью их независимой эксплуатации и ремонта.

Такие решения по сравнению с типовыми кольцевыми ГПКД позволяет повысить эффективность эксплуатации ГПКД, и дает возможность компактнее расположить линии ГПКД, а также уменьшить изъятие земель из землепользования.

При усовершенствованном варианте ГПКД, основные расходы на строительство будут гораздо меньше, чем при строительстве двух отдельных типовых ГПКД.

Рис. 4. Двухпутевая ГПКД с ярусным размещением средств транспорта на одиночной опоре [4]

Согласно имеющимся данным ОАО «Комбината «Магнезит», стоимость транспортировки 1 т руды с помощью ГПКД составляет 0,24-0,52$, с помощью автотранспорта (автосамосвалы «Бел АЗ») – 0,93$ за 1 т., т.е. ГПКД в среднем в 2,5 раза дешевле, чем автотранспорт. Похожие данные по ПО «Сода» (г. Стерлитамак), где перевозка с помощью ГПКД обходится в 1,5-2 раза дешевле, чем стоимость автомобильной транспортировки.

В последние несколько лет значительный объем конструкторских и проектных работ выполнен сотрудниками компании «КАНЕКС – технология» [5]. В частности, нами разработаны мероприятия, направленные на повышение долговечности несущего каната:

- использование футерованных колес вагонеток;

- разработка и использование отклоняющих башмаков с плавным сопряжением переходов колес вагонеток с несущего каната на шины отклоняющего башмака, и с шин башмака на рельс станции;

- использование системы крепления несущих канатов, допускающие их периодическую перетяжку в процессе эксплуатации.

Среди мероприятий, направленных на повышение долговечности тягового каната, следует отметить:

- использование футерованных колес роликовой батарей и футерованных поддерживающих роликов;

-использование футерованных отклоняющих и натяжных шкивов для несущего каната;

-выбор конструкции механизма принудительного выравнивания скоростей вагонеток и тягового каната перед выключателем.

Для повышения долговечности подвижного состава разработан механизм принудительного торможения вагонеток после выключателя.

Мероприятия направленные на повышение производительности канатной дороги, обеспечение ритмичности ее работы и сокращения количества простоев включают следующие разделы:

-система для выравнивания интервалов между вагонетками при выпуске их на линию;

-устройство контроля надежности сцепления зажима вагонетки с тяговым канатом;

- устройство, останавливающее вагонетку на станции в случае ее не включении в тяговой канат;

- использование модернизированного привода канатной дороги (с дисковыми тормозами и современным редуктором).

Выводы. Вышеприведенные данные свидетельствуют о том, что использование грузовых подвесных канатных дорог обеспечивает эффективную и надежную транспортировку сыпучих полезных ископаемых в самых сложных горнотехнических и климатических условиях.

Библиографический список

1. Земсков А.Н., Полетаев И.Г. Особенности применения грузовых подвесных канатных дорог на открытых горных работах // Горная промышленность. - 2004. - №5. – С. 30-32.

2. Земсков А.Н., Федин П.Н, Мельник В.И. Проектирование грузовой подвесной канатной дороги для Дехканабадского завода калийных удобрений // Рудник будущего: науч.-техн. Журнал. – 2010. - №1. – С. 50-53.

3. Земсков А.Н., Бехер А.В. Сопоставление эксплуатационных показателей автотранспорта и грузовой подвесной канатной дороги для условий Дехканабадского завода калийных удобрений // Рудник будущего: научн. -техн. Журнал. – 2010. - №1. – С. 54-56

4. Патент РФ на изобретение №2292280. «Подвесная канатная дорога» / Земсков А.Н., Полетаев И.Г., Цветкова Л.К. Бюллетень №3. – 2007. - Срок действия до 20.12.2024

5. Земсков А.Н., Кузнецов Б.А. Применение грузовых подвесных канатных дорог для транспортировки угля и руды // Наукоемкие технологии разработки и использование минеральных ресурсов: науч. журнал / Сиб. гос. индустр. ун-т. – Новокузнецк, 2016. - №3. – С. 554-557

УДК 621.31

ПОВЫШЕНИЕ ЭФФЕКТИВНОСТИ ИСПОЛЬЗОВАНИЯ ЭНЕРГЕТИЧЕСКИХ РЕСУРСОВ В МЕХАТРОННЫХ СИСТЕМАХ ЭКСКАВАТОРОВ

[1,2]д.т.н. Малафеев С.И., [3]к.т.н. Малафеев С.С.

1 – ООО Компания «Объединенная Энергия», г. Москва, Россия

2 - Владимирский государственный университет имени А.Г. и Н.Г. Столетовых, г. Владимир, Россия

3 - Владимирский политехнический колледж, г. Владимир, Россия

Аннотация. Рассмотрены основные направления повышения эффективности использования энергетических ресурсов в мехатронных системах карьерных экскаваторов и мероприятия в области энергоэффективности мехатронных систем экскаваторов. Приводятся результаты проектирования и опыт применения новых

систем мониторинга в составе низковольтных комплектных устройств одноковшовых карьерныхэкскаваторов.

Ключевые слова: экскаватор, управление, мониторинг, электропривод, преобразователь, двигатель, система.

Введение. Эффективное использование ресурсов во всех областях деятельности общества – глобальная задача XXI века. Направлениями ее решения являются развитие систем энергоэффективного управления, непрерывного контроля и диагностики технических систем и их компонентов в течение жизненного цикла с целью максимального использования ресурсов, сокращение затрат на поддержание рабочего состояния, обеспечение безопасности эксплуатации [1]. Возрастание стоимости всех видов энергии в мире и обострение экологической проблемы определяют повышенную актуальность экономии энергии. Экскаваторы, буровые станки, автосамосвалы, земснаряды и другие машины на карьерах относятся к категории энергоемкого оборудования: установленная мощность электрооборудования достигает 1 МВт и более. При этом машины работают в динамичных режимах с большими перегрузками и рекуперацией значительной части энергии (при торможении механизмов, активном противодействии горного массива, опускании ковша экскаватора), в тяжелых климатических условиях [2].

Энергетическую эффективность экскаваторов на карьерах принято оценивать отношением энергии, затраченной на погрузку горной породы, к объему или массе погруженной породы за фиксированный интервал времени, например, цикл экскавации, смену, месяц [3]. Этот показатель зависит от множества факторов и изменяется в широких пределах для разных карьеров и экскаваторов [4]. Основными факторами, влияющими на энергетическую эффективность работы экскаваторов на карьерах, являются характеристики горной породы, качество взрывной подготовки массы, организация работы горнотранспортного комплекса, характеристики и состояние оборудования, горно-геологические условия, квалификация машиниста [4 - 6].

В настоящее время на горных предприятиях управление энергопотреблением является важнейшим показателем эффективности их работы [1, 7]. Мероприятия в области энергоэффективности направлены на все аспекты горных работ и добычи полезных ископаемых [7]. Основным звеном в этом процессе является горная машина, характеристики которой заложены при проектировании и должны поддерживаться при эксплуатации.

В настоящей работе рассмотрены основные направления повышения эффективности использования энергетических ресурсов в мехатронных системах карьерных экскаваторов и примеры их реализации в оборудовании, проектируемом и выпускаемом Компанией «Объединенная Энергия», г. Москва.

Энергетические процессы в мехатронном комплексе экскаватора. Эффективность использования электроэнергии в мехатронных системах экскаваторов определяется следующими факторами:

– качеством проектных решений (выбором структуры и технических средств, схемотехническими приемами, критериями оптимальности и др.);
– режимами эксплуатации, состоянием оборудования, настройками регуляторов;
– процессами изменения управляющих и возмущающих воздействий.

Мехатронный комплекс карьерного одноковшового экскаватора включает основные взаимодействующие компоненты:

– электропитающую систему;
– электромеханические преобразователи энергии;
– силовые преобразователи управления двигателями;
– механизмы и рабочие органы;
– информационно-измерительную систему;
– систему управления движением и оперативный персонал [8].

Принадлежность современных мехатронных систем к классу сложных динамических объектов требует специального анализа особенностей процессов управления и, в первую очередь, взаимодействия энергетического и информационного ресурсов. При преобразовании электрической энергии в механическую работу происходят три основных физических процесса:

– преобразование электрической энергии в механическую и наоборот (рекуперация);
– накопление электрической и механической энергии в элементах, имеющих свойства аккумуляторов;

– диссипация электрической и механической энергии (электротепловое и механотепловое преобразования).

Закономерности процессов в электрических машинах определяются общими законами электромеханики. Это означает, что любая мехатронная система имеет собственный информационный ресурс, полностью определяющий характер процессов в системе, ее предельные возможности (ограничения) и энергетическую эффективность. Введение управляющих устройств, воздействующих на параметры системы и процессы, изменяет информационный ресурс системы [9]. Это проявляется в изменении ее цели, свойств, статических и динамических характеристик. Энергетическая эффективность при этом может, как снижаться, так и увеличиваться. Принципиальная возможность управления энергетической эффективностью мехатронной системы вытекает из классического принципа наименьшего действия, согласно которому движению по оптимальной траектории соответствует минимум действия.

Особую роль в мехатронном комплексе экскаватора играет система электропитания, обеспечивающая его эффективную работу во всех режимах [10]. Экскаватор, как элемент электрической системы, относится к категории нагрузок повышенной сложности. Это объясняется следующими факторами:

– электропитанием от передвижных линий, имеющих переменные сопротивления;

– высокодинамичным циклическим режимом работы при чередовании потребления и рекуперации энергии;

– большой единичной потребляемой мощностью, взаимным влиянием потребителей, получающих питание от одного источника;

– повышенной опасностью поражения персонала электрическим током и возникновения других аварий.

Электрическая энергия от источника (подстанции предприятия) доставляется к экскаватору на основной гармонике. В мехатронном комплексе происходит преобразование электрической энергии в механическую работу, накопление кинетической и потенциальной энергии и их взаимное преобразование в движущихся элементах машины и механоэлектрическое преобразование энергии. При преобразовании электрической энергии происходит изменение энергетического спектра, а именно, генерирование высших гармоник за счет энергии основной гармоники.

Карьерный экскаватор – эргатическая мехатронная система. Это означает, что энергетическая эффективность находится в зависимости от квалификации машиниста [1, 3, 5, 11].

Эффективная работа экскаватора в условиях электрической сети разреза обеспечивается рациональным использованием энергетического ресурса, высокой электромагнитной совместимостью всех компонентов, полным контролем электроэнергетических процессов и применением многофункциональных устройств защиты. Таким образом, основные направления повышения энергетической эффективности экскаваторов состоят в снижении общего электропотребления, обратного воздействия электрических нагрузок на питающую сеть и полезном использовании рекуперированной энергии.

Повышение энергетической эффективности главных приводов. Главные приводы – основной потребитель электрической энергии экскаватора. Совершенствование их схемотехнических решений и компонентов позволяет изменять идеологические принципы построения мехатронных систем и обеспечивает возможность существенного повышения энергетических характеристик. Достижением мехатронной технологии проектирования систем приводов экскаваторов можно считать возможность формирования желаемых характеристик приводов при различных типах двигателей за счет специальных алгоритмов управления, реализуемых с помощью микроконтроллерных средств.

Основная часть действующих отечественных карьерных экскаваторов оснащена электроприводами постоянного тока с генераторами в качестве усилителей мощности. Двигатель постоянного тока как электромеханический преобразователь энергии имеет идеальные регулировочную и механическую характеристики и не исчерпал своих возможностей в экскаваторном приводе, несмотря на активное вытеснение его во многих других приложениях электроприводом переменного тока. Важным достоинством привода постоянного тока является возможность управления двигателем с использованием только двух датчиков – тока и напряжения, благодаря чему обеспечиваются максимальные простота и надежность.

Совершенствование электроприводов переменного тока с асинхронными двигателями для экскаваторов в настоящее время является актуальной технической задачей. По оценкам, сделанным

в работах [12], общая энергетическая эффективность экскаваторов с электроприводами переменного тока по сравнению с приводами по системе генератор – двигатель постоянного тока повышается на 12%.

Компания «Объединенная Энергия» с 2012 по 2018 гг. выполнила проекты по приводу переменного тока для российских экскаваторов с объемом ковша от 10 м^3 до 35 м^3. В электроприводах используются специальные асинхронные двигатели серии АДЧРЭ производства Сафоновского электромашиностроительного завода и ПАО НИПТИЭМ [13]. Регулирование скорости и момента электроприводов экскаватора происходит путем изменения частоты и напряжения на статорных обмотках приводных двигателей с помощью трехфазных мостовых транзисторных преобразователей. Преобразователи получают питание от общего звена постоянного тока, напряжение на емкостях которого стабилизируется активными выпрямителями. От общего звена постоянного тока питаются: реверсивный мостовой транзисторный преобразователь подъема, преобразователь напора, преобразователь поворота и преобразователь хода, которые работают в режиме ведущий-ведомый. Система управления мостовым транзисторным инвертором напряжения реализована с использованием векторного принципа подчиненного регулирования скорости асинхронного двигателя с нелинейным ограничением тока, обеспечивающая повышенные энергетические характеристики. Приводы подъема, напора и поворотаоснащены импульсными датчиками скорости. Привод хода бездатчиковый.

Применение новой системы электроприводов переменного тока обеспечивает:

– повышенную надежность электромеханического оборудования, снижение эксплуатационных расходов вследствие применения электрических машин без скользящих контактов;

– высокую электромагнитную совместимость электрооборудования: коэффициент мощности поддерживается постоянным и равным 1, коэффициент искажений потребляемого тока не превышает 5%;

– повышенные энергетические характеристики: удельная энергоемкость экскавации составляет 0,2 кВт·ч/м^3;

– снижение потерь в питающей электрической сети;

– повышенную производительность экскаватора.

Оптимизация частотно-регулируемых асинхронных электроприводов осуществляется за счет современных векторных алгоритмов регулирования машин [14, 15]. Задачи оптимизации энергетических характеристик мехатронной системы при отработке программных движений сводятся к отысканию управлений, доставляющих минимум заданному функционалу. Для их решения в настоящее время привлекается классический математический аппарат теории оптимального управления и вариационного исчисления, а также активно развиваются новые математические методы, например, нечеткие, нейросетевые, генетические и другие алгоритмы.

Практический интерес представляет применение нелинейных обратных связей в мехатронных системах главного движения эксквaторов [8, 9]. Такие обратные связи по мощности или мощности потерь в электрической машине совместно со специальными регулирующими устройствами обеспечивают формы токов и скоростей в динамических режимах, близких к оптимальным по критерию минимума потребляемой мощности и ограничение мощности привода.

Рекуперированная энергия в цикле экскавации достигает 25%. Эта энергия частично используется приводами машины, связанными общей локальной сетью постоянного тока. Но основная ее часть с помощью активных выпрямителей возвращается в сеть. Эффективность использования этой энергии в сети зависит от подключенных к ней потребителей. В связи с этим перспективным решением является накопление и использование рекуперированной энергии на экскаваторе с помощью суперконденсаторов. Такая система в настоящее время реализована фирмой Сименс [15].

Особый интерес в настоящее время представляет развитие гибридного привода для карьерных экскаваторов [16]. Для накопления рекуперированной энергии, вырабатываемой при опускании стрелы и рукояти под собственным весом, а также в результате торможения поворотной платформы, используются суперконденсаторы. Эта энергия затем обеспечивает питание гидравлической системы при работе машины на пиковой мощности, например на этапе выемки грунта. Дизель-электрическая гибридная технология рекуперации позволяет сократить расход топлива на тонну до 25%. Гибридный экскаватор P&H 2650CX обеспечивает снижение себестоимости погрузки тонны горной массы на 15% по сравнению с дизельными гидравлическими экскаваторами за счет сочетания снижения расхода топлива, повышения доступности и снижения затрат на техническое обслуживание и ремонт [16].

Для силовых преобразовательных устройств повышение энергетической эффективности достигается использованием новых электронных компонентов с улучшенными характеристиками, например, полупроводниковых приборов с высокими техническими характеристиками [17], специальных энергосберегающих схемотехнических решений [18].

Высокие энергетические характеристики электроприводов служат основой, но не гарантией эффективного преобразования энергии. Процессы в мехатронных системах определяются взаимодействием всех их элементов и технологических процессов. Поэтому повышение энергетической эффективности предполагает совершенствование структурной организации систем и включает следующие методы.

1. Совершенствование технологических процессов, направленное на снижение их энергоемкости. В горной промышленности при традиционной добыче полезных ископаемых открытым способом изменение технологии связано в основном с рациональным выбором параметров транспортно-технологического комплекса [19]. В мировой практике наблюдается тенденция увеличения объема ковша экскаватора и грузоподъемности автосамосвалов.

2. Рациональное построение системы путем оптимального выбора рода тока, типов двигателей, преобразовательных и передаточных устройств, согласования характеристик элементов и др.

3. Оптимальный выбор элементов по мощности. Анализ статистических данных о режимах работы электрооборудования, в том числе приводных двигателей, свидетельствует о том, что двигатели, как правило, работают с неполной загрузкой и, следовательно, при пониженных энергетических характеристиках.

4. Использование мониторинга для получения объективной информации о работе машины в течение интервала работы с целью принятия управленческих решений на различных уровнях иерархии [20, 21]. Результаты мониторинга экскаватора позволяют существенно повысить эффективность эксплуатации оборудования, в первую очередь за счет повышения его надежности в конкретных горно-геологических условиях, коэффициента технического использования, своевременного выполнения профилактических мероприятий, экономии энергозатрат.

Вспомогательное электрооборудование экскаватора. Установленная мощность вспомогательного оборудования экскаватора (освещение, обогрев, вентиляция, насосы и др.) достигает четверти от мощности главных приводов. При этом указанное оборудование потребляет энергию как при погрузке горной породы, так и при ожидании транспорта. Отклонения и колебания напряжения в питающей сети карьерного экскаватора, в том числе, вызванные рекуперацией энергии при работе главных приводов, увеличивают расход электроэнергии, приводят к снижению ресурса и выходу из строя осветительных приборов, двигателей вентиляторов, насосов, нагревателей и др. В связи с этим совершенствование вспомогательного электрооборудования экскаватора позволяет существенно повысить энергетическую эффективность машины [22].

С целью дальнейшего совершенствования электрооборудования экскаваторов специалистами Компании «Объединенная Энергия» было разработано и реализовано новое техническое решение системы электропитания. Для потребителей собственных нужд применены специальные мощные (120 кВт) стабилизаторы переменного напряжения на основе трехфазных преобразователей частоты [22].

Цепи управления получают питание от отдельного преобразователя с использованием дополнительного емкостного накопителя энергии, благодаря чему обеспечивается сохранение работоспособности системы управления при отключении силовой сети. Преобразователь реализует несколько алгоритмов регулирования трехфазного напряжения, в том числе «мягкое» включение нагрузки. В результате применения стабилизатора:

повышаются надежность работы и ресурс электрооборудования;

– повышается качество электрической энергии в системе электропитания собственных нужд экскаватора;

– обеспечивается гарантированное электропитание ответственных систем управления при отключении питающей сети;

– уменьшается количество силовых компонентов в системе электропитания (трансформаторов, коммутационных аппаратов, кабелей);

– снижается электропотребление за счет стабилизации напряжения в рабочем режиме и регулирования напряжения при отключенных цепях;

– снижается пожарная опасность оборудования и экологическая предпочтительность (по сравнению с масляными трансформаторами).

Мощность вентиляционной системы главных приводов и кузова экскаватора составляет примерно половину от суммарной мощности собственных нужд. Плавный пуск и регулирование частоты вращения двигателей вентиляторов главных приводов и кузова увеличивает ресурс вентиляционной системы и КПД экскаватора в целом.

Снижение потерь в питающей сети. Потери в сети зависят от ее частотной характеристики и спектральной плотности тока. При неизменной характеристике сети они минимальны, если действующий ток имеет минимальное значение при заданной технологическим процессом активной мощности. В мехатронной системе полезная работа совершается за счет синфазной составляющей основной гармоники тока. Потери будут наименьшими, если напряжение и ток на зажимах потребителя имеют синусоидальную форму и совпадают по фазе. Такой режим работы системы является идеальным. Однако в большинстве случаев он практически недостижим вследствие искажений тока, потребляемого полупроводниковыми преобразователями, и сдвига по фазе основной гармоники тока относительно питающего напряжения.

Оценим увеличение потерь в питающей сети, приходящихся на 1 Ом ее активного сопротивления, при отклонении режима электропотребления от режима с заданным коэффициентом мощности $\lambda = \lambda_0$, по формуле

$$\Delta p_n = I^2 - I_0^2 = p_n - p_{n0} = \frac{P^2}{\lambda^2 U^2} - \frac{P_0^2}{\lambda_0^2 U_0^2},$$

где I, U, P - ток, напряжение и активная мощность, потребляемые нагрузкой; I_0, U_0, P_0, λ_0 - ток, напряжение и активная мощность, соответствующие режиму работы с заданным коэффициентом мощности λ_0; p_n и p_{n0} - потери энергии в питающей линии, приходящиеся на 1 Ом ее активного сопротивления при коэффициентах мощности соответственно λ и λ_0.

Из последнего выражения следует, что потери в электрической сети при снижении коэффициента мощности возрастают обратно пропорционально его квадрату. На рис. 1 показана зависимость изменения потерь в питающей сети от коэффициента мощности при $P \approx P_0$ при различных значениях λ_0.

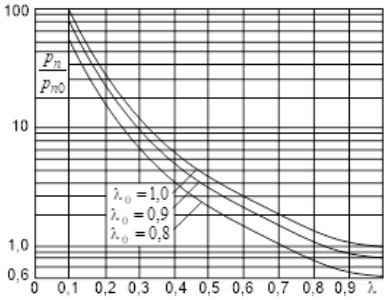


Рис. 1 - Зависимости изменения потерь в питающей сети от коэффициента мощности

Основные направления и методы повышения эффективности передачи энергии от источника к потребителю:

– применение компенсирующих устройств для повышения коэффициента мощности и качества электрической энергии;

– уменьшение токов, потребляемых электроприводами и другим оборудованием;

– использование алгоритмов управления электроприводами, обеспечивающих повышенную электромагнитную совместимость оборудования.

Эффективный элемент электрической системы - активный выпрямитель, представляет собой регулируемый источник напряжения, питающий локальную сеть постоянного тока экскаватора [8]. Напряжение в звене постоянного тока поддерживается постоянным и практически не зависит от напряжения в сети, как при потреблении, так и в режиме рекуперации. Управление компонентами вектора тока, потребляемого из сети или отдаваемого в сеть, обеспечивает практически синусоидальную форму тока, благодаря чему достигаются наилучшие условия электромагнитной совместимости оборудования. Использование алгоритмов векторного управления позволяет регулировать коэффициент мощности и компенсировать, таким образом, реактивную мощность во всех режимах.

Выводы. Эффективная работа экскаваторов в условиях электрической сети разреза обеспечивается рациональным использованием энергетического ресурса, высокой электромагнитной совместимостью всех компонентов, полным контролем электроэнергетических процессов и применением многофункциональным устройств защиты. Рассмотренные направления и способы повышения энергетической эффективности электрических экскаваторов реализованы в системах управления, предлагаемых Компанией «Объединенная Энергия». За счет использования новой элементной базы мехатронных систем управления на экскаваторах (специальных двигателей переменного тока, транзисторных преобразователей, активных выпрямителей и др.) и специальных интеллектуальных алгоритмов управления, использующих нелинейные обратные связи и энергонаблюдатели, достигнуто снижение удельной энергоемкости экскавации до 0,2 - 0,4 кВт*ч/м^3. Увеличен коэффициент мощности горных машин с 0,3 (система генератор – двигатель постоянного тока) до 0,9 и более за счет применения активных выпрямителей. Снижены потери электроэнергии в питающих электрических сетях в 3 - 4 раза за счет поддержания высокого коэффициента мощности.

Дальнейшее развитие рассмотренных направлений закладывает основы технического перевооружения парков технологического оборудования добывающих предприятий с наибольшей экономической эффективностью согласно мировым тенденциям производства открытых горных работ.

Библиографический список

1. Awuah-Offei K. Energy efficiency in mining: a review with emphasis on the role of operators in loading and hauling operations / Journal of Cleaner Production. Vol. 117, 20 March 2016, pp. 89 – 97; http://dx.doi.org/10.1016/j.jclero.2016.01.035.
2. Raza M.A., Frimpong S. Cable Shovel Stress & Fatigue Modelling – Causes and Solution Strategies Review / Powder Metallurgy & Mining. 2013, pp. 1 – 9; http://dx.doi.org/10.4172/2168-9806.S1-003.
3. Vukotic I., Kecojevic V. Evalution of rope shovel operators in surface coal mining using a Multi-Attribute Decision-Making model / International Journal of Mining Science and Technology, 2014, 24, pp. 259 – 268. http://dx.doi.org/10.11016/j.ijmst.2014.01.019.
4. Иванов С.Л. Изменение наработки современных отечественных экскаваторов ЭКГ от условий их функционирования // Записки Горного института. 2016. Т. 221. - С. 692 – 700. doi: 10.18454/PMI.2016.5.692.
5. Абдрахманов А.А., Сафин Г.Г., Габитов И.А., др. Квалификация персонала как инструмент в повышении эффективности эксплуатации карьерных экскаваторов // Современные наукоемкие технологии, 2015, № 12. – С. 193 – 198.
6. Awuah-Offei K., Osei B., Askari-Nasab H. Modeling truck/shovel energy efficiency under uncertainty / 2011 Transactions of the Society for Mining, Metallurgy, and Exploration, Vol. 330, pp. 673 – 584.
7. Levesque, M., Millar D., Paraszczak J. Energy and mining - the home truths, Journal of Cleaner Production, 2014, http: // dx.doi.org/10.1016/j.jclepro.2013.12.088.
8. Malafeev S.I., Novgorodov A.A. Design and implementation of electric drives and control systems for mining excavators // Russian Electrical Engineering. October 2016, Volume 87, Issue 10, pp. 560–565. doi:10.3103/S1068371216100035.
9. Малафеев С.И., Малафеева А.А. Теория автоматического управления. – М., Академия, 2014. – 380 с.
10. Malafeev S.I., Malafeev S.S. Compensation for Loss Voltage in the Power Line, Chapter 28 in DAAAM International Scientific Book 2018, pp. 317-324, B. Katalinic (Ed.), Published by DAAAM International, ISBN 978-3-902734-19-8, ISSN 1726-9687, Vienna, Austria. doi: 10.2507/daaam.scibook.2018.28.
11. Малафеев С.И., Малафеева А.А. Человек и автоматика: конкуренция или взаимодействие? // Автоматизация в промышленности, 2014, № 12, С. 8 – 10.
12. Casson M. Dragline Retrofit for AC Motion Power / «SYMPHOS 2013»/ 2nd International Symposium on Innovation and Technology in the Phosphate. Procedia Engineering 83 (2014), p. 86 – 89; doi: 10.1016/j.proeng.2014.09.017.
13. Малафеев С.И., Захаров А.В., Сафроненков Ю.А. Новая серия асинхронных частотно-регулируемых двигателей для карьерных экскаваторов // Электротехника. – 2019. - № 4. – С. 7 – 12.
14. Vas P. Sensorless Vector and Direct Torque Control. – Oxford University Press, 1998. – 729 p.
15. Kolner W., Madhavarao G. Peak Shaver/Rate Rise Limiter for Electric Rope Shovels and Draglines. June 13, 2013 MEMSA Annual Meeting, Clearwater, Fl. 2013. - 24 p.

16. P&H 2650 CX Hybrid Shovel. Joy Global, 2016. - 7 p.

17. Русу А. Пятое поколение IGBT-модулей Infineon – новая эпоха в силовой электронике // Новости электроники, 2019, № 1. https://www.compel.ru/lib/ne/2019/1/7-pyatoe-pokolenie-igbt-moduley-infineon-novaya-epoha-v-silovoy-elektronike.

18. Pandit P., Mazumdar J., May T., Koellner W.G. Real-Time Power Quality Measurements From a Conventional AC Dragline / IEEE Transactions on Industry Applications, Vol. 46, No 5, September/October 2010, pp. 1755 – 1763; doi 10.1109/TIA.2010.2057470.

19. Самолазов А.В., Паладеева Н.И. Стратегия производства новой линейки карьерных экскаваторов ООО «ИЗ-КАРТЭКС» // Горный журнал. – 2010. - № 2. – С. 55 – 58.

20. Malafeev S.I., Malafeev S.S., Tikhonov Y.V. Intelligent diagnostics of mechatronic system components of career excavators in operation // Advances in Neural –Computation, Machine Learning and Cognitive Research. NEUROINFORMATICS 2017. Studies in Computational Intelligence, vol. 736. Springer International Publishing AG 2018. Pp. 110 – 116. doi:10.1007/978-3-319-66604-4_17.

21. Малафеев С.И., Коняшин В.И. Организация мониторинга карьерных экскаваторов // Наукоемкие технологии разработки и использования минеральных ресурсов. - Новокузнецк, 2017. -№3. – С. 201 – 206.

22. Малафеев С.И., Серебренников Н.А. Повышение энергетической эффективности карьерных экскаваторов на основе модернизации электрооборудования и систем управления // Уголь, 2018. № 10, с. 30 – 34. doi: http:/dx.doi.org/10.18796/0041-5790-2018-10-30-34.

УДК 622.684:681.518.54

ОБЕСПЕЧЕНИЕ ЭКСПЛУАТАЦИОННОЙ БЕЗОПАСНОСТИ БОЛЬШЕГРУЗНЫХ КАРЬЕРНЫХ АВТОМОБИЛЕЙ

[1, 2]Герике Б.Л., [1]Клишин В.И. [2]Дрозденко Ю.В., [1]Герике П.Б.

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

2 – Кузбасский государственный технический университет им. Т.Ф. Горбачева г. Кемерово, Россия

Аннотация: Одним из факторов риска у водителей большегрузных внутрикарьерных автосамосвалов является превышение уровня как общей, так и локальной вибрации, что приводит к формированию высокой напряженности труда (класс 3.3). Для поиска причин возникновения повышенной вибрации предлагается использовать методы вибродиагностики при стояночных испытаниях карьерных автосамосвалов, поскольку при этом исключаются внешние факторы (профиль трассы, уклоны и т.п.). Спектральный состав вибрационных процессов позволяет с высокой степенью достоверности (вероятность $p \geq 0{,}9$) определять вид дефекта.

Ключевые слова: карьерный автосамосвал, эксплуатация, безопасность, охрана труда, вибродиагностика.

Введение. Известна проблема профессиональной заболеваемости водителей карьерных автосамосвалов [1-3], связанная с превышением уровня локальной и общей вибрации на рабочем месте, что требует сокращения продолжительности рабочей смены водителя, но это требование зачастую невозможно выполнить при современной организации труда на карьерах. Несмотря на постоянное совершенствование конструкции карьерных автосамосвалов и системы их технического обслуживания снижения уровня профессиональной заболеваемости водителей большегрузных автосамосвалов не отмечается [4, 5].

Из наиболее приемлемых для поиска и идентификации различного рода динамических дефектов изготовления, сборки и эксплуатации агрегатов горного оборудования (включая и большегрузные карьерные самосвалы) является вибродиагностика [6-9], которая позволяет с 90% достоверностью [8, 10-13] выявлять и диагностировать на ранней стадии развивающиеся дефекты.

Методика проведения обследования. Вибродиагностика относится к функциональным методам оценки технического состояния оборудования [9, 11], поэтому, в принципе, может быть использована при рабочих нагрузках автосамосвалов при движении их по технологическим дорогам, при погрузке и разгрузки транспортируемой горной массы. Однако при диагностическом обследовании автосамосвалов для поиска дефектного оборудования более целесообразным является стоя-

ночные испытания, когда задаются различные режимы работы двигателя (холостой ход, номинальные обороты, максимально допустимые обороты при стояночных испытаниях), при этом последовательно отключается навесное оборудование (гидронасос, карданный вал и колесо вентилятора).

В качестве диагностических признаков были выбраны величины виброскорости V, виброускорения a и вибросмещения S, измеренные в частотном диапазоне [3, 4000 Гц].

В табл. 1 приведены сравнительные оценки классов условий труда с предельными и допустимыми уровнями виброускорения.

Таблица 1

Сравнение европейских и российских классов условий труда

Европейская директива 2002/44/ЕС (общая вибрация) [14]		Российская классификация условий труда (общая и локальная вибрация) [15-17]		
Недопустимый уровень виброускорения $a > 1{,}15$ м/с^2	Красный	4	$a_z > 8{,}9$ м/с^2; $a_{y,x} > 6{,}3$ м/с^2	Экстремальные
		3.4	$a_z = 4{,}46$-$8{,}9$ м/с^2; $a_{y,x} = 3{,}2$-$6{,}3$ м/с^2	Вредные
		3.3	$a_z = 2{,}23$-$4{,}46$ м/с^2; $a_{y,x} = 1{,}6$-$3{,}2$ м/с^2	
Предельный уровень виброускорения $a = 1{,}15$ м/с^2	Желтый	3.2	$a_z = 1{,}12$-$2{,}23$ м/с^2; $a_{y,x} = 0{,}79$-$1{,}6$ м/с^2	
		3.1	$a_z = 0{,}56$-$1{,}12$ м/с^2; $a_{y,x} = 0{,}4$-$0{,}79$ м/с^2	
Допустимый уровень виброускорения $a \le 1{,}15$ м/с^2	Зеленый	2	$a_z < 0{,}56$ м/с^2; $a_{y,x} < 0{,}4$ м/с^2	Допустимые
		1	$a_z = 0$ м/с^2; $a_{y,x} = 0$ м/с^2	Оптимальные

На рис. 1 приведена схема контрольных точек измерения локальной вибрации в кабине водителя.

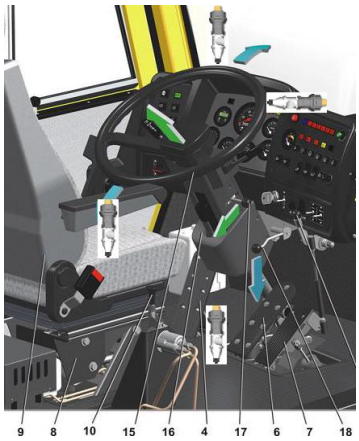


Рис. 1 – Схема измерения вибрации на сидении, полу кабины и рулевом колесе

Для поиска источника повышенной вибрации было проведено виброобследование агрегатов, генерирующих вибрацию (дизельного двигателя и генератора).

На рис. 2 приведена схема контрольных точек измерения локальной вибрации на левой стороне дизельного двигателя. Аналогичная схема измерения вибрации использовалась и с правой стороны двигателя.

Для оценки погрешности измерения в каждой контрольной точке измерения проводились с 3-х кратным повторением, что позволяет получать результат с 90% доверительной вероятностью.

Результаты измерений. В качестве объекта исследования был выбран автосамосвал БелАЗ-75306, технологическая позиция 872, принадлежащий разрезу «Виноградовский» ЗАО «Кузбасская топливная компания», в ходе эксплуатации которого у водителей возникало субъективное ощущение повышенной вибрации. В соответствии с принятой методикой виброобследование проводилось при стояночных испытаниях, при последовательном отключении навесных агрегатов.

а б

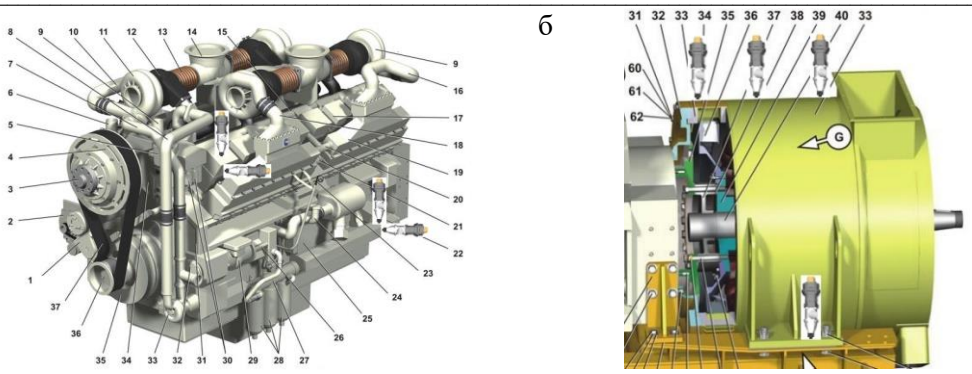


Рис. 2. Схема измерения вибрации: а – на дизельном двигателе (левая сторона); б – на генераторе

Из анализа вибрации, воздействующей на водителя-оператора (табл. 2), следует, что максимальное значение виброускорения достигает на полу кабины (общая вибрация) в вертикальном направлении a_{max} = 0,77 м/с^2 на холостом ходу, что превышает предельно допустимое значение [a] = 0,5 м/с^2 [14-17]. Как следует из спектрального анализа виброускорения (рис. 3) в некоторых случаях виброизоляция кабины пропускает механические колебания, генерируемые двигателем, на пол кабины.

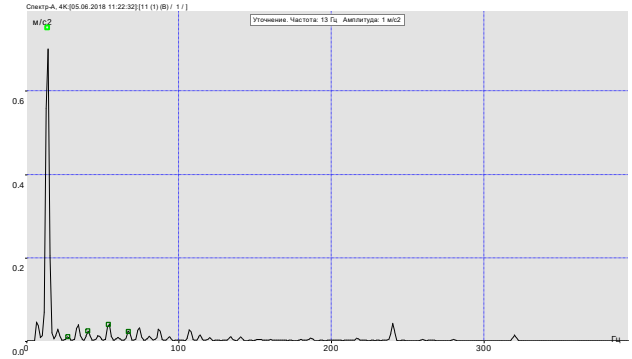


Рис. 3. Вертикальная вибрация на полу кабины, n=800 об/мин, a=0,77 м/с^2

Из анализа вибрации, воздействующей на водителя-оператора, следует, что максимальное значение виброускорения, воздействующего на кисти рук на рулевом колесе (локальная вибрация), достигает величины a_{max} = 0,40 м/с^2 на холостом ходу, что не превышает предельно допустимое значение [a] = 2,5 м/с^2 [14-17].

Таблица 2

Вибрация, воспринимаемая водителем-оператором

Расшифровка	В полном сборе			Без насоса и карданного вала			Без колеса вентилятора насоса и карданного вала		
	Обороты двигателя, мин$^{-1}$			Обороты двигателя, мин$^{-1}$			Обороты двигателя, мин$^{-1}$		
	800	1000	1200	800	1000	1200	800	1000	1200
Кресло водителя, вертикальная составляющая	V=1,76 мм/с; a=0,29 м/с^2; S=75 мкм	V=0,55 мм/с; a=0,24 м/с^2; S=15 мкм	V=0,85 мм/с; a=0,37 м/с^2; S=21 мкм	V=1,18 мм/с; a=0,22 м/с^2; S=43 мкм	V=0,59 мм/с; a=0,24 м/с^2; S=19 мкм	V=0,54 мм/с; a=0,35 м/с^2; S=13 мкм	V=1,18 мм/с; a=0,23 м/с^2; S=32 мкм	V=0,92 мм/с; a=0,29 м/с^2; S=20 мкм	V=0,52 мм/с; a=0,43 м/с^2; S=8 мкм
Кресло водителя, поперечная составляющая	V=1,39 мм/с; a=0,17 м/с^2; S=68 мкм	V=0,42 мм/с; a=0,14 м/с^2; S=18 мкм	V=1,17 мм/с; a=0,35 м/с^2; S=19 мкм	V=0,97 мм/с; a=0,15 м/с^2; S=41 мкм	V=0,56 мм/с; a=0,14 м/с^2; S=16 мкм	V=0,55 мм/с; a=0,22 м/с^2; S=9 мкм	V=1,44 мм/с; a=0,19 м/с^2; S=49 мкм	V=0,55 мм/с; a=0,13 м/с^2; S=19 мкм	V=0,93 мм/с; a=0,28 м/с^2; S=14 мкм
Руль, вертикальная составляющая	V=2,96 мм/с; a=0,36 м/с^2; S=99 мкм	V=0,93 мм/с; a=0,19 м/с^2; S=17 мкм	V=1,17 мм/с; a=0,20 м/с^2; S=30 мкм	V=2,68 мм/с; a=0,31 м/с^2; S=89 мкм	V=1,13 мм/с; a=0,22 м/с^2; S=16 мкм	V=1,18 мм/с; a=0,15 м/с^2; S=15 мкм	V=2,50 мм/с; a=0,31 м/с^2; S=83 мкм	V=1,06 мм/с; a=0,26 м/с^2; S=15 мкм	V=0,91 мм/с; a=0,14 м/с^2; S=10 мкм
Руль, поперечная составляющая	V=2,81 мм/с; a=0,38 м/с^2; S=120 мкм	V=1,26 мм/с; a=0,31 м/с^2; S=41 мкм	V=1,01 мм/с; a=0,22 м/с^2; S=20 мкм	V=2,10 мм/с; a=0,30 м/с^2; S=83 мкм	V=0,99 мм/с; a=0,29 м/с^2; S=33 мкм	V=0,72 мм/с; a=0,25 м/с^2; S=13 мкм	V=1,58 мм/с; a=0,34 м/с^2; S=50 мкм	V=1,13 мм/с; a=0,18 м/с^2; S=39 мкм	V=1,26 мм/с; a=0,40 м/с^2; S=19 мкм
Кабина, вертикальная составляющая	V=7,19 мм/с; a=0,77 м/с^2; S=222 мкм	V=0,50 мм/с; a=0,18 м/с^2; S=17 мкм	V=2,38 мм/с; a=0,20 м/с^2; S=26 мкм	V=1,88 мм/с; a=0,25 м/с^2; S=72 мкм	V=1,08 мм/с; a=0,32 м/с^2; S=23 мкм	V=0,80 мм/с; a=0,20 м/с^2; S=12 мкм	V=2,99 мм/с; a=0,23 м/с^2; S=57 мкм	V=0,66 мм/с; a=0,19 м/с^2; S=27 мкм	V=0,57 мм/с; a=0,19 м/с^2; S=10 мкм
Кабина, поперечная составляющая	V=4,03 мм/с; a=0,44 м/с^2; S=183 мкм	V=1,13 мм/с; a=0,24 м/с^2; S=29 мкм	V=0,73 мм/с; a=0,22 м/с^2; S=25 мкм	V=3,48 мм/с; a=0,41 м/с^2; S=130 мкм	V=1,19 мм/с; a=0,15 м/с^2; S=45 мкм	V=0,68 мм/с; a=0,20 м/с^2; S=18 мкм	V=5,61 мм/с; a=0,61 м/с^2; S=118 мкм	V=1,24 мм/с; a=0,18 м/с^2; S=64 мкм	V=0,76 мм/с; a=0,18 м/с^2; S=21 мкм

Спектральный анализ результатов измерения вибрации на рулевой колонке указывает на неудовлетворительную работу двигателя (рис. 4) – отмечается появление второй и выше гармоник, появляется гармоника на половинной частоте вращения коленвала. Все это свидетельствует о неудовлетворительной работе системы питания двигателя.

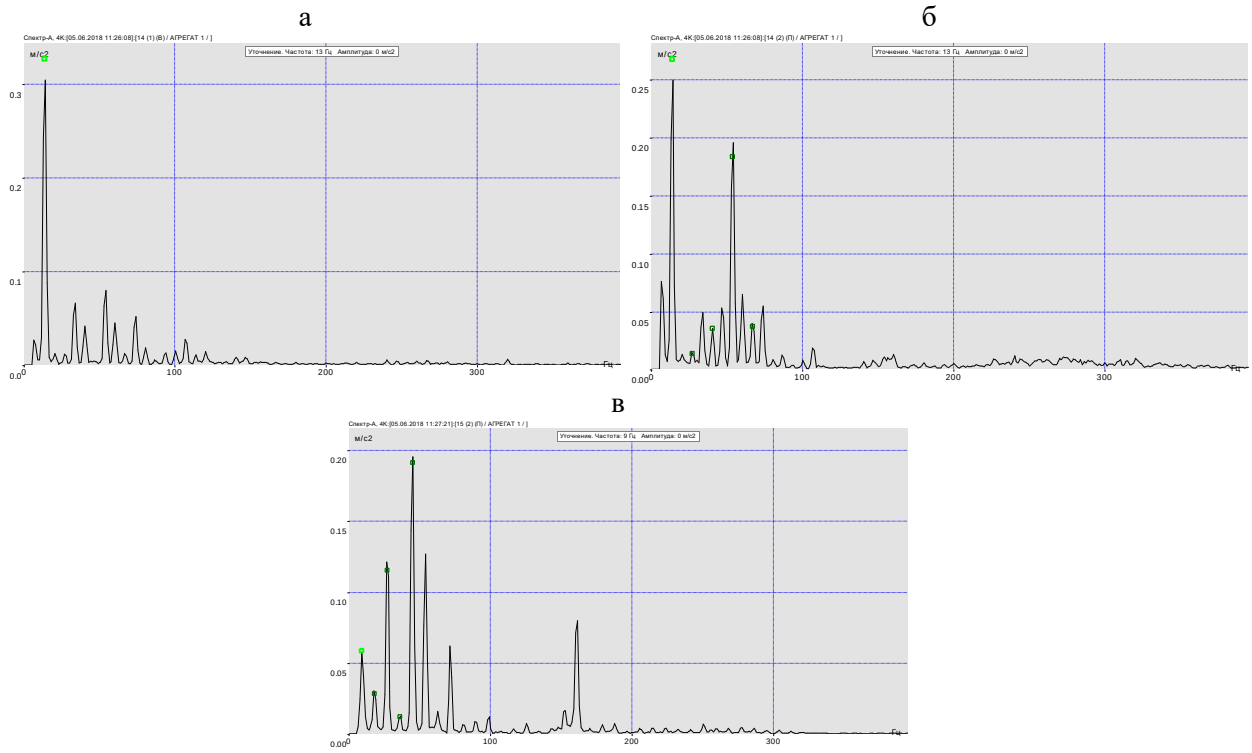


Рис. 4. Спектральный состав вибрации на рулевом колесе: а – вертикальная составляющая виброускорения (n=800 мин$^{-1}$; a=0,36 м/с^2); б – поперечная составляющая виброускорения (n=800 мин$^{-1}$; a=0,38 м/с^2); в – поперечная составляющая виброускорения (n=1000 мин$^{-1}$; a=0,31 м/с^2)

Как следует из анализа результатов стояночных испытаний, основным источником механических колебаний является дизельный привод автосамосвала (табл. 3). При этом максимальная величина виброускорения $a_{max} \approx 27$ м/с^2, что меньше предельно допустимого значения $[a] = 4g$, а величина виброскорости, по которой производится оценка технического состояния, $V = 6{,}2 < [V] = 7{,}2$ мм/с, что свидетельствует об удовлетворительном техническом состоянии приводного дизеля.

Таблица 3

Вибрация, генерируемая силовой установкой автосамосвала

Расшифровка	В полном сборе			Без насоса и карданного вала			Без колеса вентилятора насоса и карданного вала		
	Обороты двигателя, мин$^{-1}$			Обороты двигателя, мин$^{-1}$			Обороты двигателя, мин$^{-1}$		
	800	1000	1200	800	1000	1200	800	1000	1200
Основание двигателя левая сторона, вертикальная	*V*=1,79 мм/с; *a*=3,37 м/с^2; *S*=56 мкм	*V*=1,84 мм/с; *a*=3,62 м/с^2; *S*=50 мкм	*V*=3,56 мм/с; *a*=5,40 м/с^2; *S*=102 мкм	*V*=1,91 мм/с; *a*=3,83 м/с^2; *S*=36 мкм	*V*=1,82 мм/с; *a*=3,83 м/с^2; *S*=36 мкм	*V*=3,75 мм/с; *a*=6,36 м/с^2; *S*=98 мкм	*V*=2,52 мм/с; *a*=8,15 м/с^2; *S*=79 мкм	*V*=2,09 мм/с; *a*=3,07 м/с^2; *S*=45 мкм	*V*=4,62 мм/с; *a*=5,98 м/с^2; *S*=105 мкм
Основание двигателя левая сторона, поперечная	*V*=3,67 мм/с; *a*=3,01 м/с^2; *S*=160 мкм	*V*=2,97 мм/с; *a*=3,26 м/с^2; *S*=146 мкм	*V*=6,23 мм/с; *a*=5,21 м/с^2; *S*=174 мкм	*V*=3,02 мм/с; *a*=3,23 м/с^2; *S*=115 мкм	*V*=2,84 мм/с; *a*=3,23 м/с^2; *S*=115 мкм	*V*=6,42 мм/с; *a*=5,36 м/с^2; *S*=150 мкм	*V*=3,43 мм/с; *a*=19,22 м/с^2; *S*=36 мкм	*V*=2,67 мм/с; *a*=3,35 м/с^2; *S*=73 мкм	*V*=6,66 мм/с; *a*=4,47 м/с^2; *S*=52 мкм
Основание двигателя правая сторона, вертикальная	*V*=2,10 мм/с; *a*=3,63 м/с^2; *S*=51 мкм	*V*=2,22 мм/с; *a*=4,64 м/с^2; *S*=43 мкм	*V*=3,49 мм/с; *a*=5,910 м/с^2; *S*=64 мкм	*V*=2,07 мм/с; *a*=3,82 м/с^2; S=58 мкм	*V*=2,09 мм/с; *a*=6,16 м/с^2; *S*=41 мкм	*V*=3,51 мм/с; *a*=6,16 м/с^2; *S*=57 мкм	*V*=2,18 мм/с; *a*=3,90 м/с^2; *S*=38 мкм	*V*=2,22 мм/с; *a*=4,98 м/с^2; *S*=34 мкм	*V*=3,65 мм/с; *a*=6,22 м/с^2; *S*=56 мкм
Основание двигателя правая сторона, поперечная	*V*=3,48 мм/с; *a*=3,26 м/с^2; *S*=146 мкм	*V*=2,88 мм/с; *a*=3,96 м/с^2; *S*=100 мкм	*V*=6,22 мм/с; *a*=5,90 м/с^2; *S*=153 мкм	*V*=2,85 мм/с; *a*=3,32 м/с^2; *S*=110 мкм	*V*=3,18 мм/с; *a*=3,83 м/с^2; *S*=113 мкм	*V*=6,62 мм/с; *a*=5,66 м/с^2; *S*=165 мкм	*V*=3,56 мм/с; *a*=3,51 м/с^2; *S*=71 мкм	*V*=2,73 мм/с; *a*=4,22 м/с^2; *S*=60 мкм	*V*=6,17 мм/с; *a*=5,56 м/с^2; *S*=136 мкм
Блок цилиндров левая сторона, вертикальная	*V*=2,26 мм/с; *a*=17,09 м/с^2; *S*=119 мкм	*V*=2,30 мм/с; *a*=19,16 м/с^2; *S*=81 мкм	*V*=3,58 мм/с; *a*=23,68 м/с^2; *S*=133 мкм	*V*=2,40 мм/с; *a*=8,08 м/с^2; *S*=89 мкм	*V*=2,13 мм/с; *a*=8,99 м/с^2; *S*=75 мкм	*V*=3,54 мм/с; *a*=14,45 м/с^2; *S*=115 мкм	*V*=1,50 мм/с *a*=6,45 м/с^2; *S*=39 мкм	*V*=1,82 мм/с; *a*=9,84 м/с^2; *S*=34 мкм	*V*=3,65 мм/с; *a*=6,22 м/с^2; *S*=56 мкм
Блок цилиндров левая сторона, поперечная	*V*=1,42 мм/с; *a*=20,01 м/с^2; *S*=25 мкм	*V*=1,46 мм/с; *a*=23,71 м/с^2; *S*=28 мкм	*V*=2,87 мм/с; *a*=26,68 м/с^2; *S*=51 мкм	*V*=1,26 мм/с; *a*=11,75 м/с^2; *S*=36 мкм	*V*=1,47 мм/с; *a*=14,01 м/с^2; *S*=115 мкм	*V*=2,55 мм/с; *a*=18,72 м/с^2; *S*=39 мкм	*V*=1,29 мм/с; *a*=16,50 м/с^2; *S*=32 мкм	*V*=1,61 мм/с; *a*=23,63 м/с^2; *S*=36 мкм	*V*=6,17 мм/с; *a*=5,56 м/с^2; *S*=136 мкм
Фланец двигателя центр, вертикальная	*V*=1,87 мм/с; *a*=12,00 м/с^2; *S*=43 мкм	*V*=1,88 мм/с; *a*=12,57 м/с^2; *S*=42 мкм	*V*=2,39 мм/с; *a*=19,46 м/с^2; *S*=47 мкм	-	-	-	*V*=2,66 мм/с *a*=8,14 м/с^2; *S*=79 мкм	*V*=2,02 мм/с; *a*=4,80 м/с^2; *S*=54 мкм	*V*=2,45 мм/с; *a*=15,10 м/с^2; *S*=52 мкм
Фланец двигателя центр, поперечная	*V*=1,53 мм/с; *a*=16,91 м/с^2; *S*=22 мкм	*V*=1,59 мм/с; *a*=18,80 м/с^2; *S*=22 мкм	*V*=2,40 мм/с; *a*=27,22 м/с^2; *S*=29 мкм				*V*=1,92 мм/с; *a*=19,22 м/с^2; *S*=36 мкм	*V*=2,34 мм/с; *a*=10,51 м/с^2; *S*=49 мкм	*V*=2,81 мм/с; *a*=28,51 м/с^2; *S*=25 мкм

Повышение частоты вращения двигателя с 800 об/мин (режим холостого хода) до 1200 об/мин (максимальное значение частоты вращения при стояночных испытаниях) практически всегда приводит к снижению интенсивности вибрации $V_{СКЗ}$, однако величина виброускорения при этом практически всегда возрастает.

Отключение навесного оборудования (насоса, карданного вала и колеса вентилятора) практически не влияет на общий и локальный уровень вибрации, хотя картина вибрационного процесса несколько (незначительно) изменяется.

Выводы. Подводя итоги сказанному, можно утверждать, что:

– поиск источников повышенной вибрации возможен только с использованием метода функциональной диагностики, а именно – вибродиагностики;

– идентификация дефектов изготовления, сборки и эксплуатации автосамосвалов большой грузоподъемности возможна только при стояночных испытаниях, поскольку при этом исключается влияние на вибрационные процессы таких внешних факторов, как уклон трассы и высота неровностей профиля;

– спектральный состав вибрационных процессов позволяет с высокой степенью достоверности (вероятность $p \geq 0{,}9$) определять вид дефекта и, при использовании российской классификации условий труда, определять степень опасности выявленного дефекта.

Библиографический список

1. Зарипова С.Н. Моделирование технологических процессов, влияющих на безопасность и эффективность угледобывающего производства. – Нерюнгри: Изд-во Технического института (ф) ЯГУ, 2008. – 200 с.

2. Квагинидзе В.С., Петров В.Ф., Зарипова С.Н. Прогнозирование безопасного функционирования экскаваторно-автомобильных комплексов горнодобывающих предприятий Севера – М.: Изд-во МГГУ, 2007. – 270 с.

3. Герике Б.Л., Шутова Е.А. Влияние технического фактора производства на состояние безопасности труда на углеперерабатывающих предприятиях Кузбасса// Отдельный выпуск Горного информационно-аналитического бюллетеня: Перспективы развития горно-транспортного оборудования. – М. – изд-во «Горная книга». – 2012. - №ОВ 2. – С. 92 – 104.

4. Сюрин С.А., Агейкина Р.А. Карьерный «рост». Производственно обусловленный метаболический синдром у водителей большегрузных внутрикарьерных самосвалов // Безопасность и охрана труда, №3. – 2012. – С. 75-80.

5. Евлампиев С.Ю., Махонько М.Н., Шкробова Н.В. Профессиональные и профессионально обусловленные заболевания у работников современного автомобильного транспорта.// Бюллетень медицинских Интернет-конференций (ISSN 2224-6150), 2013. Том 3. № 11, – С. 1166-1167.

6. Неразрушающий контроль: Справочник: В 7 т./Под общ. ред. В.В. Клюева. Т. 7: Кн. 2: Вибродиагностика/М.: Машиностроение, 2005. – 829 с.

7. Костюков В. Н., Науменко А. П. Основы виброакустической диагностики и мониторинга: Учебное пособие. // Новосибирск. Изд-во СО РАН, 2014. – 329 с.

8. Ширман А.Р., Соловьев А.Б. Практическая вибродиагностика и мониторинг состояния механического оборудования. – М.: – 1996 г. – 276 с.

9. Диагностика горных машин и оборудования: учеб. пособие / Б. Л. Герике, П. Б. Герике, В.С. Квагинидзе и др.// М.: ИПО «У Никитских ворот», 2012. – 400 с.Седуш

10. Сушко А. Е. Повышение надежности работы оборудования и сокращение затрат на его обслуживание и ремонт путем внедрения стратегии SAFE PLANT. //Химическая техника, №2. – 2016. – С. 4-8.

11. Kelly, S. Graham. Advanced vibration analysis. 2013. – 637 p. — (Dekker mechanical engineering).

12. Anil Rana, (2016). Optimal maintenance level of equipment with multiple components, Journal of Quality in Maintenance Engineering, Vol. 22 Iss: 2, pp.180 – 187.

13. Gerike B., Mokrushev A. The Detection of Defects in Rolling Bearings Based on the Analysis of Vibroacoustic Signal // The 9th China-Russia Symposium Coal in the 21st Centuri: Mining, Intelligent Equimpent and Environmental Protection. – October, 18-21 Qingdao, China. – Atlantis Press. Amsterdam, Paris, Beijing. 2018. P. 213-217.

14. Директива Европейского парламента и Совета ЕС 2002/44 от 25 июня 2002 г. О минимальных требованиях к безопасности и охране здоровья работников от рисков, связанных с действием физических факторов (вибрация). Люксембург. 25.06.2002.

15. ГОСТ 31319-2006. Вибрация. Измерение общей вибрации и оценка ее воздействия на человека. Требования к проведению измерений на рабочих местах. М.: Стандартинформ, 2006. – 18 с.

16. ГОСТ 31192.2-2005. Вибрация. Измерение локальной вибрации и оценка ее воздействия на человека. Часть 2. Требования к проведению измерений на рабочих местах. М.: Стандартинформ, 2005. – 31 с.

17. ГОСТ 12.1.012-2004. Вибрационная безопасность. Общие требования. М.: Стандартинформ, 2008. – 15 с.

УДК 681.518.4

ОЦЕНКА ТЕХНИЧЕСКОГО СОСТОЯНИЯ ПОДШИПНИКОВ КАЧЕНИЯ РЕДУКТОРОВ ГОРНЫХ МАШИН МЕТОДАМИ ВИБРОДИАГНОСТИКИ

д.т.н. Герике Б. Л., Мокрушев А.А.
Федеральный исследовательский центр угля и углехимии СО РАН, г. Кемерово, Россия

Аннотация. В статье рассмотрен подход к распознаванию дефектов подшипников качения, используемых в различных узлах и агрегатах горных машин и оборудования на основе вейвлет преобразования виброакустических сигналов, генерируемых различными дефектами, возникающих в опорных элементах приводных, преобразующих и исполнительных механизмов горношахтного оборудования. Приведена классификация существующих методов диагностики технического состояния подшипников качения. Рассмотрены достоинства и недостатки этих методов. Построена модель формирования ударных импульсов при возникновении дефектов и показана возможность применения вейвлет преобразований для распознавания дефектов и определения технического состояния узлов горных машин.

Ключевые слова: вибродиагностика, горные машины, вибрация, подшипники качения, техническое состояние.

Высокая информативность и относительная простота измерения параметров вибрации определили широкое распространение методов вибродиагностики в машиностроении [1].

Одной из основных характеристик технического состояния динамического оборудования и смежных конструкций является интенсивность и структура вибрационных процессов. Функциональные особенности приводов горных машин создают условия для развития локальных дефектов, порождающие импульсные процессы во взаимодействиях кинематических пар узлов и деталей.

Существуют следующие виды повреждений подшипников – первичные и вторичные [1, 2].

Практические дефекты создают серии импульсов, которые имеют малоамплитудный широкополосный спектр и зачастую принимаются за шум.

Известно, что подобные дефекты развиваются лавинообразно и приводят к непредвиденным остановкам оборудования, поэтому их диагностика требует получения информации о дефекте на ранних этапах его развития [1].

Существующие методы анализа технического состояния подшипников качения в очень редких случаях позволяют диагностировать с достаточной точностью их неисправность, поскольку использование прямого спектрального анализа виброакустического сигнала для распознавания дефектов подшипников качения затруднено из-за малых амплитуд этих частотных составляющих, теряющихся на фоне «коврового шума» [3].

Основные методы диагностики неисправностей в подшипниках качения можно разделить на две группы:

– оценка состояния подшипника качения производится на основании сравнения с данными предыдущих замеров методом BEARCON (Schenck), узкополосным спектральным анализом, кепстральным анализом (Bruel@Kjar), анализом эксцесса случайного процесса (Диамех 2000) и т.п.;

– оценка состояния подшипника качения производится по однократному замеру методами SPM (SKF), анализа огибающих (Boeing) и т.п.

Для создания более чувствительного метода диагностики дефектов необходимо глубокое изучение динамических процессов, происходящих в подшипниках качения, и их моделирование.

Рассмотрим процесс возникновения ударного импульса, который можно описать следующей моделью:

$$x(t) = a_0 \times \lambda^{-\beta t} \times \cos(\omega t + \varphi_0), \quad (1)$$

где x – смещение; a_0 – начальная амплитуда; ω - частота затухающих колебаний, связанная с частотой собственных колебаний $\omega^2 = \omega_0^2 - \beta^2$; $\beta = rt/2m$ – скорость затухания колебаний; r – коэф-

фициент сопротивления; m – масса колеблющийся системы. Частота собственных колебаний системы здесь понимается как частота, с которой колебалась бы система при отсутствии сил сопротивления. График этой модели представлен на рис. 1.

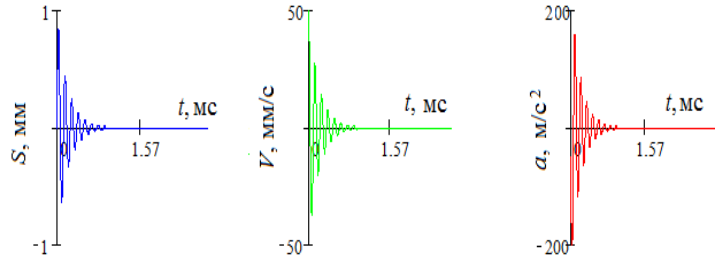


Рис. 1. Виброперемещение, виброскорость и виброускорение

В этой модели рассматривается цельная, однородная система. На практике же этот процесс выглядит сложнее. Любая машина состоит из нескольких частей: статор, ротор, станина, корпус и пр., которые обладают некоторой подвижностью относительно друг друга. Энергия, поступившая от удара, распределяется между этими узлами, заставляя их колебаться с различными, характерными для них, собственными частотами.

Применяемые аппаратные методы анализа импульсных компонент сложны в реализации и дороги, так как требуют использования специального дорогостоящего оборудования. В тоже время они позволяют оценивать лишь общие энергетические параметры импульсных компонент в случайном процессе вибраций.

Параметры ударных импульсов определяются степенью развития и локализации дефекта, поэтому могут служить его достоверными диагностическими признаками [1]. Следовательно, актуальна задача разработки программного комплекса для оценки технического состояния подшипниковых узлов. Целью работы является разработка программного комплекса на базе общей математической модели при диагностике состояния подшипников качения узла горной машины.

Традиционные методы анализа физически реализованных сигналов, порождаемых сложными (полимодальными) динамическими системами, базируются на спектрально-корреляционных методах в различных их вариантах. Вследствие статистического подхода к анализу сигналов динамическая сущность процессов, их порождающих, уходит на второй план. Динамический подход к анализу сложных систем, характерный для современной нелинейной динамики, позволяет рассматривать анализ сигналов как процесс идентификации повреждений динамических систем по результатам анализа экспериментальных данных. Традиционный спектральный анализ на базе быстрого преобразования Фурье (БПФ) не эффективен для нестационарных сигналов с временным масштабом нестационарности [1, 2], много меньшим продолжительности, подлежащей анализу реализации. Это связано с усреднением мощности флуктуаций при спектральном анализе (спектр мощности) по всему времени наблюдения сигнала. Наиболее очевидным путѐм применения БПФ к анализу нестационарных сигналов является разбиение реализации на отдельные короткие равнодлинные участки с последующим применением алгоритма БПФ к каждому из них. Этот приѐм широко известен в практике анализа сигналов как БПФ на коротких реализациях.

В 70-х годах 20-го века появились, так называемые, вейвлет-методы (методы всплесков) [3].

Вейвлет-преобразование одномерного сигнала – это его представление в виде обобщенного ряда или интеграла Фурье по системе базисных функций. Результатом вейвлет-разложения (базис всплесков) сигнала *S(t)* является двумерная функция (ортогональный базис), зависящая от конкретных значений времени b и масштаба a, (которые несут информацию о частоте и времени) задаются выражением:

$$W_s(a,b) = \langle S(t), \Psi_{a,b}(t) \rangle = \frac{1}{\sqrt{a}} \int_{-\infty}^{\infty} S(t) \cdot \Psi\left(\frac{t-b}{a}\right) dt, \qquad (2)$$

где Ψ(t) – производящая или материнская функция; a – параметр масштаба, имеющий косвенное отношение к частоте; b – параметр сдвига сигнала по оси времени; $\sqrt{|a|}$– нормирующий коэффициент; $W_s(a,b)$– коэффициент, соответствующий данному масштабу и сдвигу материнского вейвлета по шкале времени и амплитуды [4 - 6]. В качестве производящей функции можно использовать функцию Морле в виде:

$$\Psi(t) = e^{i\,2\pi f_0 |t| e^{-\frac{|t|^2}{2}}}, \qquad (3)$$

где *t* - время в секундах. Анализ функции (3) показывает, что она представляет собой гармонику с частотой *f0*. Форма этого окна близка к форме окна Габора (гауссовский колокольчик). Выбор значения *f0* задает соотношение между эффективной шириной окна и периодом анализируемой гармоники [7 - 10]. В нашем случае эффективная ширина окна во временной области принята равной периоду анализируемой гармоники, что соответствует максимальной разрешающей способности анализа по времени. Примем значение параметра шкалы $a = 2^{\frac{-j}{B}}$ и параметра временной локализации $b = 2^{\frac{-j}{B}}k$, где j, k – натуральные числа; B – число полос анализа, приходящихся на октаву, тогда выражение для коэффициентов декомпозиции сигнала *x(t)* в базисе примет вид:

$$W_{jk(b)} = \int S(t)\,\Psi^{*}_{jk(b)}(t)dt;$$

$$\Psi_{jk}(t) = \pi^{-\frac{1}{4}} \cdot 2^{\frac{j}{2B}} \cdot exp\left(-\frac{h^2\left(2^{\frac{j}{B}} \cdot n - k\right)^2}{2}\right) \cdot exp\left(i2\pi f_0 h \left|2^{\frac{j}{B}} \cdot n - k\right|\right); \quad (4)$$

$$\Psi_{jb}(t) = \pi^{-\frac{1}{4}} \cdot 2^{\frac{j}{2B}} \cdot exp\left(-\frac{2^{\frac{j}{B}} \cdot h^2 (n-b)^2}{2}\right) \cdot exp\left(i2\pi f_0\, 2^{\frac{j}{B}}\, h\, |n-b|\right),$$

где B – число полос, приходящихся на одну октаву; n и b – целые числа, соответствующие текущему номеру отсчета на реализации и номеру отсчета, соответствующему максимуму окна короткой волны на реализации, соответственно; символ "*" – процедура комплексного сопряжения; h – мощность реализации [1, 3].

Анализ выражения (3) показывает, что декомпозиция по всплескам при соответствующем выборе

$$j = B\ log2\ \left(\frac{f}{f_0}\right) \quad (5)$$

становится аналогичной преобразованию Фурье на коротких реализациях со специфическим нелинейным в смысле зависимости от частоты усредняющим окном:

$$g_{j,b} = p^{-\frac{1}{4}}\, 2^{\frac{j}{2B}}\, ex\, p\left(-2^{\frac{2j}{B}} h^2 (n-b)^2/2\right) \quad (6)$$

В этом заключается отличие предложенной декомпозиции от традиционного преобразования Фурье на коротких реализациях. Изменение геометрии окна при фиксированной позиции во времени (*b=const*) позволяет исследовать сигнал по частоте в темпе октавы (рис. 2).

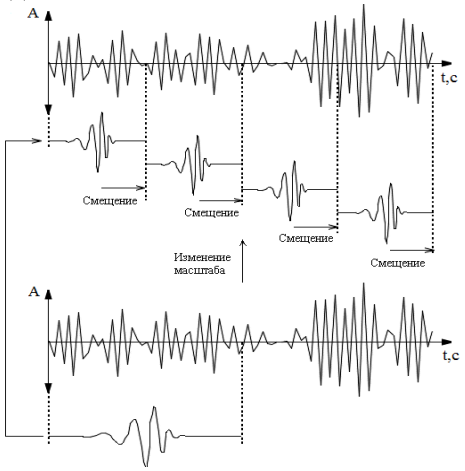


Рис. 2. Алгоритм обработки сигнала вейвлет–преобразованием

Отличительной особенностью анализа в базисе всплесков является его высокая чувствительность к кратковременным быстропеременным флуктуациям сигнала, так как окно всплеска обеспечивает адекватную оценку таких флуктуаций за счет одновременного увеличения амплитуды окна при уменьшении его ширины [1, 3].

Предложенный метод анализа нестационарных сигналов на основе вейвлетов, отличается от преобразования Фурье высокой разрешающей способностью во времени при сохранении достаточного частотного разрешения. Отличительной особенностью анализа является его независимость от изменений амплитудных характеристик сигналов, что позволяет использовать метод для контроля над локальными дефектами на стадии их зарождения. Метод оказывается одинаково эффективным

при использовании для сигналов различной природы и сложности. Эта универсальность обусловлена тем, что в основе метода лежат наиболее общие принципы исследования динамики сложных, как правило, нелинейных сигналов.

Рассмотрим Вейвлет–преобразование спектра вибросигнала исправного подшипника качения (рис. 3) и спектра вибросигнала подшипника качения с дефектом (рис. 4) (усталостные раковины на дорожках качения рис. 6).

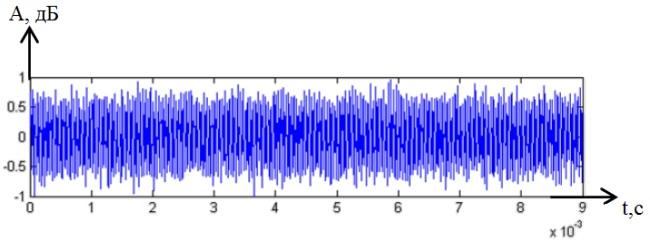


Рис. 3. Вейвлет-преобразование спектра вибросигнала исправного подшипника качения

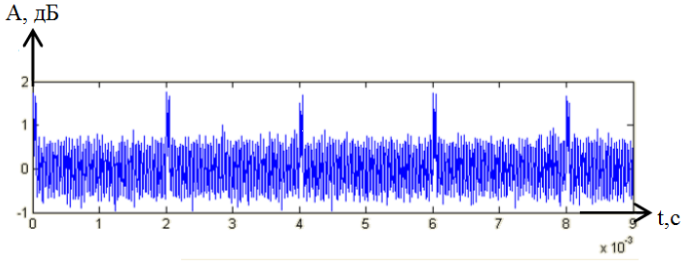


Рис. 4. Вейвлет-преобразование спектра вибросигнала подшипника качения с дефектом (усталостные раковины на дорожках качения)

Фурье преобразование спектра вибросигнала исправного подшипника качения представлено на рис 5 б, спектра вибросигнала подшипника качения с дефектом - на рис. 5 а.

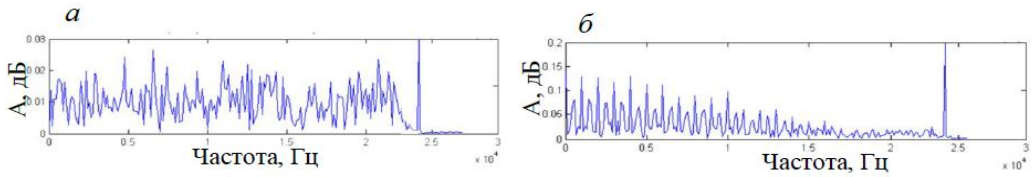


Рис. 5. Фурье преобразования вибросигнала: *а* – подшипник качения с дефектом (усталостные раковины на дорожках качения); *б* – исправный подшипник качения

Рис. 6. Усталостные раковины на дорожках качения

По характерным частотам можно достаточно точно выявлять дефекты подшипников при анализе, как спектров огибающей, так и прямых спектров.

Для работы с программой (рис. 7) необходимо ввести данные для расчета: диаметр внутреннего кольца, диаметр наружного кольца, угол контакта, диаметр тел качения, количество тел качения, оборотная частота. После ввода всех значений можно производить вычисление нажав на кнопку. Результаты расчетов будут отображены в дополнительном окне «Результаты».

Выводы. С использованием прогностической модели на основе статистических результатов вибродиагностики, появляется возможность в достаточной мере точно оценить исследуемую неисправность, а также спрогнозировать остаточный ресурс узла или агрегата и осуществлять эффективное планирование ремонтных работ, предупреждение возникновения аварийных отказов.

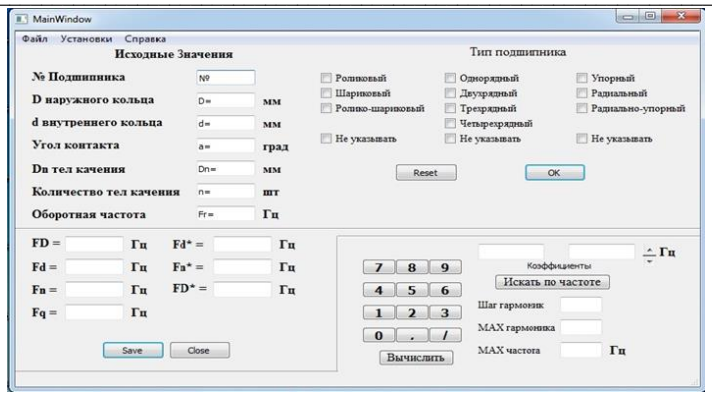


Рис. 7. Интерфейс программы

Библиографический список

1. Герике Б.Л., Хорешок А.А., Дрозденко Ю.В. Обеспечение качества выпускаемой продукции заводов горного машиностроения // Вестник КузГТУ. № 5, 2016. – С. 33 – 40.

2. C. Wen, L. Dong, X. Jin, "Feature Extraction of Bearing Vibration Signals Using Second Generation Wavelet and Spline-Based Local Mean Decomposition", Journal of Shanghai Jiaotong University (Science), vol. 20, no. 1, pp. 56-60, (2015).

3. П.Б. Герике Определение фактического технического состояния промышленных компрессоров на основе контроля по параметрам механических колебаний // Вестник Кузбасского государственного технического университета. – 2013. – № 6(100). – С. 37-40.

4. Витязев В.В. Вейвлет-анализ временных рядов: учеб. пособие. - СПб.: Изд-во С.-Петерб. ун-та, 2016. – 58 с.

5. Кузин Е.Г., Герике Б.Л. Мониторинг технического состояния редукторов частотно-регулируемого электропривода шахтных ленточных конвейеров. М.: Горные науки и технологии. 2016. – №1. – С. 13 - 19.

6. Распознавание дефектов подшипников качения в редукторах горных машин по параметрам вибрационного сигнала / Б.Л. Герике, Ю.В. Дрозденко, П.Б. Герике, Е.Г. Кузин, А.А. Мокрушев // Горное оборудование и электромеханика. № 5, 2017. – С. 43 – 48.

7. B. L. Gerike, P. B. Gerike. one assessment of residual life of main fans. // Examination of industrial safety in the Siberian Federal district: the collection of proceedings/ under the editorship of Smirnova A. N. T. 2. M.: Mashinostroenie, 2015. P. 85-89.

8. Kuzin E. G., Gericke, B. L. condition Monitoring of gearboxes frequency-regulated electric drive of the mine belt conveyors. // Bulletin of the research center for work safety in the coal industry,no 1, 2016. p. 82-88

9. One Estimation of the Technical Condition of the Selective Headers./ V. Kovalev, A.Khoreshok, B. Gerike, A. Meshkov. Regarding One Estimation of the Technical Condition of the Selective Headers. //The conferecewas funded by RFBR according to the research project # 16-05-20506. October, 10-12, 2016, Kemerovo, Russia. – Atlantis Press. Amsterdam, Paris, Beijing. 2016. P. 291-296.

10. Zakharov A. Yu., Shiryamov D. V. determination of the critical value of the resistance to the rotation of the conveyor rollers // Mining equipment and electromechanics, 2016. No. 1. p. 3-8.

УДК 622.232.7

ПРИМЕНЕНИЕ КОМБИНИРОВАННОГО СПОСОБА РАЗРУШЕНИЯ ПРИ ВЫЕМКЕ МАЛОМОЩНЫХ УГОЛЬНЫХ ПЛАСТОВ

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

Аннотация. Приведены сведения о состоянии очистной техники в угледобывающей отрасли и возникшие проблемы добычи угля из маломощных пластов. Для решения этой проблемы предлагается использовать комбинированное разрушение, сочетающее послойное разрушение средней части угольного пласта ударным стругом и резание верхней и нижней частей пласта шнековым рабочим органом. Такое сочетание позволяет за счет послойного ударного разрушения, увеличить толщину стружки (до 0.3 м) и скорость подачи (до 30 м/мин), повысить производительность и сортность угля по сравнению с традиционным разрушением.

Ключевые слова: удар, резание, разрушение, уголь, порода, пласт, угольный комбайн, выемочная машина.

Конкурентная добыча угля в современной мировой рыночной экономике определяет в качестве основного направления в угледобыче преимущественную разработку «высокотехнологичных» угольных месторождений [1] из пластов мощностью 2,0 – 5,0 м и углом падения менее 18°. При этом в пластах мощностью до 2.0 м сосредоточено почти половина всех промышленных запасов действующих шахт [2], в которых находятся высококачественные угли, значительная часть их относится по принятой классификации к технологическим. В связи с отмеченной выше ситуацией в угледобыче основной задачей машиностроителей было создание мощных узкозахватных угольных комбайнов, способных разрабатывать угольные пласты во всем диапазоне сопротивляемости угля резанию, которые стали основными очистными машинами при подземной добыче угля.Современные угледобывающие машины оснащаются электрическими приводами мощностью до 750 - 860 кВт (например, EL 2000, EL 3000). Такие комбайны позволяют не только разрабатывать угольные пласты с любой сопротивляемостью резанию, но и разрушать эффективно даже прослойки горных пород в угольных пластах. Вместе с тем, наряду с возросшей мощностью очистных комбайнов увеличились их габариты и масса (до 45 т), которые не позволяют использовать такую технику для маломощных пластов. Среди существующих в настоящее время средств выемки пластов менее 2-х м доминируют угольные струги, которые в последние годы не претерпели существенных изменений.

В современном развитии очистных комбайнов, направленном в основном на увеличение мощности исполнительных органов, следует отметить существенные недостатки, касающиеся их режимных параметров. Это, прежде всего, относится к скорости резания и подачи, а также величине захвата исполнительного органа (0,63 - 1,1 м). Увеличенные скорости подачи до 5 м/мин не решают проблемы получения требуемой производительности очистных комбайнов, эксплуатируемых в маломощных угольных пластах. Сохранение на прежнем уровне величины захвата и скорости резания привело к увеличению габаритов и массы выемочных комбайнов и комплексов при требовании высокой их производительности. Наиболее существенным недостатком узкозахватных шнековых комбайнов является переизмельчение добываемого угля - выход штыба (класс 0-6 мм) по отношению к общему объему добычи находится в пределах 35 - 45% [3].

Известно, что для снижения энергозатрат на разрушение угля и уменьшения выхода мелких фракций необходимо повышать толщину стружки. Об этом свидетельствуют осредненные зависимости удельной энергоемкости разрушения угля (рис. 1) и выхода продуктов разрушения (рис. 2) от толщины стружки [4, 5].

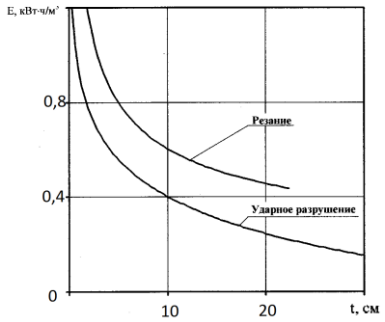


Рис. 1. Зависимость удельной энергоемкости разрушения угля от толщины стружки

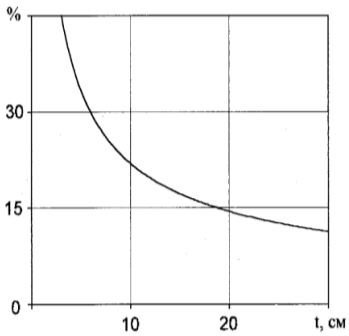


Рис. 2. Зависимость выхода продукта разрушения класса (0-25 мм) от толщины стружки

Поддержание постоянной толщины стружки современными комбайнами невозможно вследствие кинематики роторных исполнительных органов, для которых стружка имеет серповидную форму, и текущее значение ее толщины изменяется при повороте шнека на 180° – от 0° до max и снова до 0°. Поэтому зона реальных максимальных ее значений современных выемочных машин с роторными исполнительными органами составляет 50-60 мм [6], что является главным фактором, определяющим фракционный состав извлекаемого из недр угля этими машинами.

В последние десятилетия в угольной промышленности РФ выход штыба увеличился в 2 раза, уменьшилась добыча крупного угля, а крупный уголь в 2-3 раза дороже штыба, поэтому добыча крупного угля (при тех же объемах) может значительно увеличить доходность предприятий угольной промышленности. Первые отечественные узкозахватные комбайны имели лучшее соотношение мощности электродвигателей к количеству резцов на исполнительных органах, чем современные новейшие комбайны [7]. Комбайны 2К-52 имели по 17 или 22 резца на шнеке при мощности электродвигателя 110 кВт, новый комбайн К-500 имеет на шнеке от 64 до 100 резцов при мощности электродвигателя 200 кВт. При увеличении мощности двигателя в 2 раза число резцов на шнеке комбайна увеличено в 5 раз. Поэтому уменьшилась глубина резания, увеличилась энергоемкость разрушения и выход штыба, соответственно возросли потери угля. Это говорит о том, что современная выемочная техника в угольной промышленности требует совершенствования.

В отличие от шнековых комбайнов струговая выемка за счет использования эффективного способа разрушения угольного пласта вдоль напластования с увеличенной толщиной стружки обеспечивает минимальную энергоемкость процесса разрушения угля, высокую его сортность при небольшом пылеобразовании. К существенным недостаткам струговой выемки относятся: ограниченная область применения по сопротивляемости угля резанию и наличию крепких включений породных прослойков; низкий КПД стругов из-за больших потерь на трение струга о почву и став забойного конвейера. Наибольшее применение струговые установки нашли на маломощных пластах.

Учитывая известные преимущества удельных энергетических показателей ударного способа разрушения перед резанием [4, 5], в 70-е годы прошлого столетия в нашей стране активно велись поисковые работы по созданию динамических стругов. В качестве рабочих органов стругов использовались пневматические, гидравлические, взрывоимпульсные ударные устройства. Полноразмерные экспериментальные образцы стругов испытывались на углецементных блоках, крепких углях сланцевых пластах, многолетнемерзлых продуктивных пластах [8 - 10]. Результаты проведенных испытаний показали в целом достаточно высокую эффективность применения ударных машин при разрушении крепких материалов. В то же время проведенные испытания динамических стругов выявили ряд недостатков: несовершенство ударных устройств, конструкции струга и его направляющих; отмечено значительное сопротивление перемещению, обусловленное большими силами трения и блокированным режимом работы ударного инструмента, расположенного у почвы пласта.

Следует отметить, что поисковый период создания динамических стругов совпал с периодом успешного внедрения прогрессивной технологии, основанной на применении механизированных комплексов с узкозахватными очистными комбайнами. Поэтому конструктивные недостатки ударных стругов на фоне положительного внедрения узкозахватных комбайнов явились тормозом для продолжения доводочных работ динамических стругов.

В то же время в нашей стране и за рубежом в последние годы были достигнуты значительные успехи в области создания импульсной техники для разрушения крепких материалов и применения ее в различных областях производства. Ударные устройства благодаря возможности формирования импульсов большой мощности при относительно небольших габаритах стали составлять серьезную конкуренцию буровзрывной технологии разрушения горных пород [5, 11, 12].

Процесс послойного ударного разрушения крепких материалов характеризуется увеличенными параметрами стружки в сравнении с резанием и отличается более высокой интенсивностью. Так, при разрушении мерзлых грунтов и углей одним ударным инструментом с энергией единичного удара 1000 Дж и частотой 9,5 Гц она составляет 150 - 200 $м^3$/ч [13]. Более высокая интенсивность разрушения получена при работе ковша активного действия карьерного экскаватора ЭКГ-5 В, оснащенного тремя ударными зубьями [14].

В таблице приведены результаты расчета интенсивности послойного разрушения для одного долотчато-клинового инструмента (зуба экскаватора) с энергией единичного удара 1700 Дж и частотой 7 Гц. Высокие значения интенсивности в данном случае объясняется эффектом взаимодействия группы ударных инструментов и статических зубьев между ними, значительными тяговыми усилиями на блоке ковша (до 500 кН) и высокой скоростью перемещения ковша относительно забоя (до 0,9 м/с). Положительный опыт применения импульсной техники в ковшах активного действия

экскаваторов, а так же мощных навесных ударных рабочих органов при разработке массивов горных пород говорит о том, что применение мощных разрушающих устройств в качестве исполнительных органов выемочных машин позволит повысить производительность при выемке маломощных угольных пластов и снизить выход продуктов разрушения мелкой фракции.

Таблица

Интенсивность процесса ударного разрушения различных по прочности горных пород

Породы	Прочность породы, МПа	Интенсивность разрушения, $м^3/ч$
Алеволит (разрез «Красногорский», Кузбасс)	50 - 60	340
Песчаник (разрез «Красногорский», Кузбасс)	50 - 60	35
Уголь марки СС, матовый (разрез «Новосергеевский», Кузбасс)	20 - 30	460
Уголь (разрез «Майкюбенский, ГАО «Экибастузкомир» Казахстан)	20	500
Смешанная свинцово-цинковая руда (Жайремский ГОК, Казахстан)	60 - 120	300
Многолетнемерзлые алевролиты на известковистом цементе (карьер «Мир» ПНО «Якуталмаз»)	30-90	280
Карбонатные породы (ПО «Гремячевнеруд», Нижегородская область)	60 - 80	250

В связи с изложенным в качестве выемочной техники для добычи угля из пластов мощностью менее 2,0 м предлагается использовать динамические струги. Выше были отмечены основные недостатки испытываемых экспериментальных образцов стругов, в том числе наличие значительного сопротивления перемещению, обусловленного большими силами сопротивления блокированному разрушению угля ударным инструментом, расположенным у почвы угольного пласта. Поэтому предлагается использовать комбинированный способ разрушения забоя, сочетающий ударное разрушение основной части угольного пласта ударными устройствами и резание шнековым органом, оставшегося угля и зачистки почвы и кровли пласта. Таким образом, можно снизить усилие сопротивления перемещению струговой установки, увеличив при этом ее скорость перемещения.

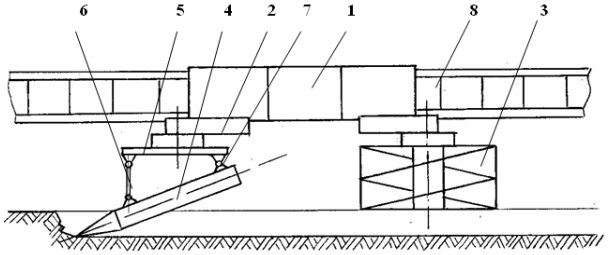


Рис. 3 Схема компоновки выемочной машины с режущим и ударным исполнительными органами

Схема выемочной машины флангового действия, оснащенной шнековым и ударным исполнительными органами, представлена на рис.3. Она состоит из корпуса 1, в котором размещены приводные устройства исполнительных органов и подачи комбайна, поворотных редукторов-рукоятей 2, с помощью которых исполнительные органы могут менять свое положение по мощности пласта, шнека 3, оснащенного резцами. Ударные устройства 4 закреплены на поворотной плите 5 с помощью телескопической стойки 6 и шарнира 7. Количество ударных устройств выбирается в зависимости от мощности угольного пласта. Для облегчения конструкции исполнительного органа динамического струга желательно использовать не более двух ударных устройств. Перемещается выемочная машина по ставу скребкового конвейера 8 с помощью механизма подачи.

Выемочная машина работает следующим образом. Ударный исполнительный орган струга с помощью рукояти 2 устанавливается и фиксируется в исходное положение в начале лавы, ударные зубья с помощью телескопической стойки 6 ориентируются по отношению к плоскости забоя под углом атаки $\alpha = 20 - 25°$. Шнек 3 с отставанием от ударного органа по ходу движения выемочной машины занимает в забое верхнее положение. Включаются привод шнека 3 и гидравлический механизм подачи и осуществляется отбойка нижней зоны вынимаемой мощности угольного пласта на

глубину принятого захвата – снимается стружка 1 толщиной h = 0,2 - 0,3м ударными устройствами 4.Одновременно с работой ударного струга поднятым в верхнее положение шнеком производится отработка верхней угловой зоны забоя (рис. 4 а) и зачистка кровли. В конце лавы после выхода ударных механизмов из забоя, машина останавливается. С помощью рукояти 2 ударные устройства 4 поворачиваются на 180° и устанавливаются на обратный ход машины, а шнек опускается вниз к почве забоя. При обратном ходе выемочной машины ударным органом 4 отделяется стружка 2, а шнеком 3 осуществляется разрушение и зачистка полосы у забоя с погрузкой отбитой горной массы на конвейер и оформлением нижней угловой зоны (рис. 4 б).

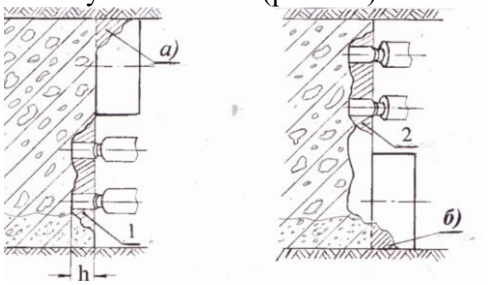


Рис. 4. Схема отработки забоя выемочной машиной: а – прямой ход; б – обратный ход

Выемочная машина с комбинированным исполнительным органом может одновременно осуществлять ударное разрушение вынимаемого угольного пласта, и резание оставшихся полуразрушенных целичков угля с последующей зачисткой почвы и угловых зон забоя. Передвижка крепи осуществляется после снятия слоя толщиной, равной величине шага передвижки крепи.

Выводы. Таким образом, применение комбинированного способа разрушения, сочетающего резание с ударом, позволяет за счет высокой эффективности процесса ударного разрушения решить проблему выемки угольных пластов в любом диапазоне сопротивляемости угля резанию, включая даже породные прослойки и твердые включения, увеличить выход крупного угля (+25 мм) более чем в 2 раза, исключив при этом небезопасный и дорогостоящий буровзрывной способ разрушения.

Кроме того, комбинированный способ, основанный на поэтапном ударном разрушении крепких породных прослоек с последующим разрушением разупрочненной части забоя резанием, может найти применение при селективной добыче неоднородных по строению и прочностным свойствам продуктивных пластов рудных, россыпных, жильных месторождений.

Библиографический список

1. Краснянский Г.Л. Уголь в экономике России / Г.Л. Краснянский и др. – М.: Экономика, 2011. - 383с.

2. Лиманский А.В. Перспективные технологии снижения потерь угля в недрах при разработке угольных пластов со сложными горно-геологическими условиями: Научные сообщения №335 / А.В. Лиманский – М.: ННЦ ГП – ИГД им. А.А. Скочинского. - Люберцы – 2009.- С. 150-166.

3. Солод В.И. Горные машины и автоматизированные комплексы / В.И. Солод, В.И. Зайков, К.М. Первов – М: Недра, 1981.- 502с.

4. Федулов А.И. Ударное разрушение угля / А.И. Федулов, В.Н. Лабутин – Новосибирск: Наука, 1973.- 125с.

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

6. Габов В.В. Разработка и теоретическое обоснование модульных комплексов избирательного действия для добычи угля: автореф. дис…докт. техн. наук:05.05.06 / В.В. Габов; СПбГГИ.- СПб., 1999. - 50 с

7. Плотников В.П. Экономическое обоснование внедрения выемочных комбайнов с гидроприводом исполнительных органов для добычи крупного угля // В.П. Плотников - М: Уголь. – 2005. - №12.- С.11-13.

8. Взрывоимпульсное разрушение горных пород /А.В. Докукин и др.- М: Недра, 1974.- 210с

9. Результаты стендовых испытаний динамической струговой установки УСД2 // А.Г. Лазуткин и др. – ФТПРПИ. - 1976. - № 6. - С. 47-50

10. Импульсная машина для подземной отбойки вечномерзлых продуктивных песков // А.Г. Лазуткин и др. – ФТПРПИ. - № 4. - С.51-55

11. Романов А.Н. Гидравлические молоты фирмы КруппМашинотехник и их особенности // А.Н. Романов - Горный журнал. - 1994. - № 10

12. Панкевич Ю.Б., Дзюба В.М. Применение мощных гидромолотов фирмы Крупп на Савинском месторождении магнезита // Горный журнал. - 1994. - №10

13. Федулов А.И. Ударное разрушение мерзлых грунтов и горных пород /А.И. Федулов, В.Н. Лабутин // ФТПРПИ. – 1995. - №5.- С.57-62.

14. Экскаваторы с ковшом активного действия / А.Р. Маттис и др. Отв. ред. А.Д. Костылев – Новосибирск: Наука. Сибирская издательская фирма РАН, 1996. – 174 с.

УДК 622.27: 622.236

ОБОРУДОВАНИЕ ДЛЯ УДАРНОГО РАЗРУШЕНИЯ ГОРНЫХ ПОРОД В НАКЛОННОЙ ПЛОСКОСТИ УСТУПА

к.т.н. Левенсон С.Я., к.т.н. Ланцевич М.А., Фокин А.Б.
Институт горного дела им. Н.А. Чинакала СО РАН, г. Новосибирск, Россия

Аннотация. Проанализирована возможность использования инерционно-ударного способа разрушения и разупрочнения прочных горных пород при открытой разработке полезных ископаемых. Представлено новое оборудование – струг с молотковым ротором, в котором реализуется уравновешенный удар, для послойной отработки откосов уступов высотой до 30 м, углом наклона до 80º и подъемом отбитой горной массы на верхнюю площадку в накопительный бункер.

Ключевые слова: Инерционно-ударное разрушение породы, струг, молотковый ротор, уравновешенный удар, отработка откосов.

Горные предприятия для добычи полезных ископаемых широко применяют открытый способ, обладающий преимуществами в сравнении с подземной разработкой месторождений. На долю карьеров приходится почти 75 % из общего объема мировой добычи минерального сырья. В России открытым способом добывается более 65 % угля, до 80 – 90 % других полезных ископаемых. Однако запасы руды и угля, залегавшие в приповерхностном слое доступных для разработки участков Земли, практически израсходованы.

В России в настоящее время значительное число карьеров имеют глубину более 150 метров, а в ближайшей перспективе около 70 % существующих карьеров достигнут глубины 700 метров [1]. С ростом глубины разработки из-за увеличения напряжений в приконтурной зоне массива усложняется взрывная отбойка горных пород, а расходы на их перемещение с глубины 200 – 400 м составляют от 40 до 70 % общей стоимости добываемого полезного ископаемого.

Добыча полезных ископаемых из глубоких карьеров становится экономически оправданной в том случае, если обеспечить увеличение генерального угла борта карьера. Исследования показывают, что повышение угла наклона борта на 1º позволяет сократить объем вскрышных работ на 4 % [2] и, как следствие, снизить себестоимость добычи полезного ископаемого.

Увеличить угол можно за счет изменения конструкции борта. Проблема заключается в том, что существующая техника дает возможность формировать уступы высотой не более 10 – 15 м. Чаще всего эта высота не превышает 10 м, поэтому при разработке месторождений глубокими карьерами рекомендуется переход на сдвоенные или строенные уступы, что снижает устойчивость борта и требует проведения мероприятий по укреплению откосов. Кроме того, на устойчивость бортов карьера отрицательно влияет крупномасштабное разрушение породного массива, характерное для взрывной отбойки.

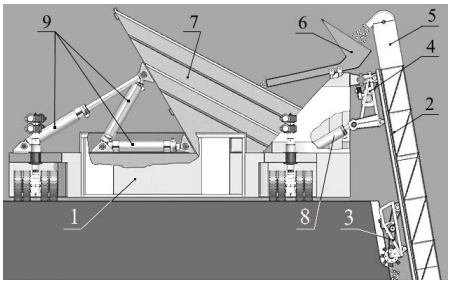
Создание и внедрение машин послойного фрезерования (горных комбайнов) позволило расширить возможности безвзрывной выемки, однако фрезерные и роторные комбайны не предназначены для формирования высоких уступов.

К наиболее актуальным и важным задачам современной горной науки в области открытой разработки месторождений полезных ископаемых следует отнести создание инновационных энерго- и ресурсосберегающих технологий и оборудования на основе новых способов разрушения горных пород. Перспективным направлением является создание безвзрывных технологий открытых горных работ и соответствующих технических средств [3].

Для их реализации при создании рабочих органов горных машин целесообразно применять наименее энергоемкий ударный способ разрушения [4].

В ИГД СО РАН предложено принципиально новое оборудование [5, 6] для послойного инерционно-ударного разрушения горных пород в наклонной плоскости рудного или породного уступа и подъема отбитой горной массы на верхнюю площадку, схема которого представлена на рис. 1 и 2.

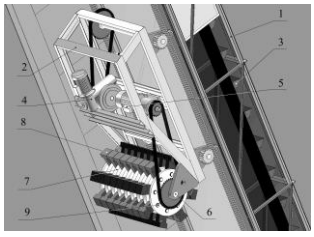
Рис. 1. Компоновка оборудования для отработки откосов уступов высотой 30 м стругом с молотковым ротором



1 – самоходная платформа; 2 – стрела; 3 – каретка с молотковым ротором; 4 – механизм перемещения стрелы; 5 – нория; 6 – загрузочный лоток; 7 – накопительный бункер; 8 – гидроцилиндры поворота стрелы; 9 – гидроцилиндры опрокидывания накопительного бункера

Рис. 2. Струг с молотковым ротором

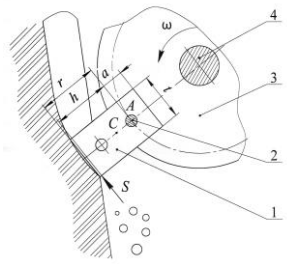
Новое оборудование, позволяющее реализовать инерционно-ударный способ разрушения, представляет из себя струг, состоящий из самоходной платформы и стрелы (рисунок 2), по которой перемещается каретка с молотковым ротором (рисунок 3). Молотки ротора, свободно подвешенные на осях, размещены между дисками, жестко закрепленными на валу. Отбойка горной породы осуществляется на наклонной плоскости уступов высотой от 15 до 30 м за счет кинетической энергии вращающихся молотков.



1 – стрела; 2 – каретка с молотковым ротором; 3 – нория; 4 – привод перемещения стрелы; 5 – привод вращения молоткового ротора; 6 – вал ротора; 7 – диски; 8 – молотки; 9 – оси

Рис. 3. Каретка с молотковым ротором

Конструкция молотков и их подвеска на осях выполнена таким образом, что в процессе отбойки горной породы реализуется уравновешенный удар, исключающий передачу ударного импульса на оси подвески молотков и, следовательно, на вал молоткового ротора. На рисунке 4 показана схема подвески молотка в форме параллелепипеда. Молоток 1, центр тяжести которого находится в точке *C,* может свободно вращаться на оси 2 подвески, проходящей через точку *A*. При отбойке горной породы на грань молотка действует ударный импульс *S* на расстоянии *h* от оси подвески молотка.

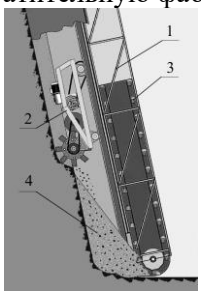


1 – молоток; 2 – ось; 3 – диск; 4 – вал ротора
Рис. 4. Схема подвески молотка

Для определения геометрических параметров молотка в форме параллелепипеда в работе [7] получено условие (1) реализации уравновешенного удара. Принимая геометрические параметры молотка *r*, *a*, и *t*, расстояние *h*, которое должно стремиться к размеру *r*, определяют по формуле

$$h = \frac{(r+a)^2+t^2}{6(r-a)} + \frac{r-a}{2}. \quad (1)$$

Следует отметить, что предлагаемое оборудование позволяет производить отбойку на откосе уступа с углом наклона до 80º. Разрыхленная порода с помощью нории (рисунок 5) перемещается вверх и загружается в накопительный бункер (рисунок 2). После его заполнения с помощью гидроцилиндров производится перегрузка материала в прибывающие автосамосвалы для последующей его доставки на внешние отвалы или обогатительную фабрику.



1 – стрела; 2 – каретка с молотковым ротором; 3 – нория; 4 – отбитая горная масса
Рис. 5. Заборное устройство

Наиболее эффективно использование стругов с молотковым ротором на породах прочностью до 60 – 80 МПа. Появляется возможность увеличить угол наклона бортов карьеров в конечном контуре до 50º, а наклона рабочих бортов карьеров – до 20–30º.

Предлагаемое новое горное оборудование может стать основой при создании эффективных и безопасных технологий и транспортных систем для разработки глубоких горизонтов карьеров, а также увеличения предельной глубины карьеров на заключительных этапах их эксплуатации.

Выводы. Использование стругов с молотковым ротором позволит отказаться от выполнения буровзрывных работ, повысить устойчивость бортов, увеличить углы их наклона и, как следствие, существенно уменьшить затраты на добычу полезных ископаемых.

В предлагаемом оборудовании реализован наименее энергоемкий – ударный способ разрушения горной породы, для отбойки которой используется кинетическая энергия, накопленная вращающимися свободно подвешенными молотками.

Уравновешенный удар, реализуемый в свободно подвешенных молотках, требует значительно меньше затрат энергии на рабочее вращение ротора по сравнению с послойным фрезерованием. Подъем разрушенного материала на верхнюю площадку уступа позволяет сократить расстояние транспортирования.

Библиографический список

1. Ческидов В. И., Бобылский А. С. Технолого-экологические аспекты отвалообразования вскрышных пород на разрезах Кузбасса // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. – 2017. – № 5. – С. 96–104.

2. Формирование рабочей зоны глубоких кимберлитовых карьеров / А. Н. Акишев, И. В. Зырянов, Б. Н. Заровняев и др. – Новосибирск : Наука, 2015. – 204 с.

3. Ржевский В. В., Трубецкой К. Н**.** Задачи горной науки в области открытой разработки месторождений полезных ископаемых // Горн. журн. – 1988. – № 1. – С. 21–23.

4. Маттис А.Р. Безвзрывные технологии открытой добычи твердых полезных ископаемых / А.Р. Маттис, В.И. Ческидов, В.Л. Яковлев и др. – Новосибирск: изд-во СО РАН, 2007. – 337 с.

5. Левенсон С.Я., Ланцевич М.А., Гендлина Л.И. Повышение эффективности разработки глубоких карьеров с использованием инерционно-ударной и вибрационной техники // Интерэкспо Гео-Сибирь. – 2018. – Т. 2. – № 5. – С. 144-148.

6. Патент на изобретение 2618806. МПК E 02 F 3/00 (2006.01). Устройство для отработки откосов уступов / С.Я. Левенсон, В.А. Голдобин, М.А. Ланцевич и др. – № 2016100405; заявл. 11.01.2016; опубл. 11.05.2017, Бюл. № 14.

7. Голдобин В.А, Левенсон С.Я., Ланцевич М.А., Морозов А.В. Обоснование параметров рабочего органа струга для разрушения горных пород // Сборник трудов Всероссийской конференции «Проблемы развития горных наук и горнодобывающей промышленности» – Новосибирск, 2016. – Т.2 – С. 31–37.

УДК 622.271

ВИБРАЦИОННОЕ ОБОРУДОВАНИЕ ДЛЯ ФОРМИРОВАНИЯ МАССИВА СЫПУЧЕГО МАТЕРИАЛА, УПЛОТНЕННОГО В ОГРАНИЧЕННОМ ПРОСТРАНСТВЕ

Морозов А.В., к.т.н. Левенсон С.Я., Усольцев В.М.
Институт горного дела им. Н.А. Чинакала СО РАН, г. Новосибирск, Россия

Аннотация. Представлено техническое решение, позволяющее повысить безопасность работ на автомобильных отвалах. Приведена конструктивная схема вибрационного устройства для формирования устойчивого отвального массива за счет уплотнения слагающих его пород в ограниченном пространстве.

Ключевые слова: автосамосвал, вибровозбудитель, режим вибровоздействия, безопасность, отвалообразователь.

При добыче твердых полезных ископаемых открытым способом используются машины различного назначения, которые обеспечивают единый технологический процесс. Одной из основных технологических операций является отвалообразование, от эффективности и безопасности которого зависит работа всего предприятия [1].

Наибольшее количество горной массы доставляется на отвалы автомобильным транспортом, но при этом не всегда обеспечиваются безопасные условия проведения отвальных работ. Проблема безопасности на автоотвалах особенно актуальна в климатических условиях Сибири, где низкие температуры, большое количество осадков, сезонное промерзание и оттаивание породного массива оказывают отрицательное влияние на устойчивость отвалов. При доставке вскрышных пород на отвал автосамосвалами используют бульдозерный способ отвалообразования, который эффективен, когда разгрузка осуществляется под откос или вблизи бровки отвала, а оставшаяся часть породы сталкивается бульдозером. Во время выполнения работ автосамосвал и бульдозер могут находиться в зоне возможного обрушения откоса отвала, что не обеспечивает безопасных условий эксплуатации тяжелой техники. На разрезах Кузбасса аварийные ситуации вблизи отвальной бровки с участием большегрузных автосамосвалов, а в некоторых случаях и бульдозеров, возникают ежегодно.

Исследования, проведенные в ИГД СО РАН [2 – 5], подтверждают, что перспективным направлением может стать использование на карьерах вибрационной техники. Экспериментально подтверждена целесообразность использования бункеров большой емкости с вибрационным выпуском при погрузке горной массы в средства железнодорожного транспорта экскаватором-драглайном, а также при перегрузке горной массы из автомобильного в железнодорожный транспорт. На карьерах Урала и Кузбасса проводились промышленные испытания вибрационных отвалообразователей для автоотвалов.

Используя результаты ранее выполненных исследований, в ИГД СО РАН был разработан самоходный вибрационный отвалообразователь [6] (рис. 1), который позволяет обеспечить эффективную и безопасную работу современных автосамосвалов большой грузоподъемности при формировании отвалов.

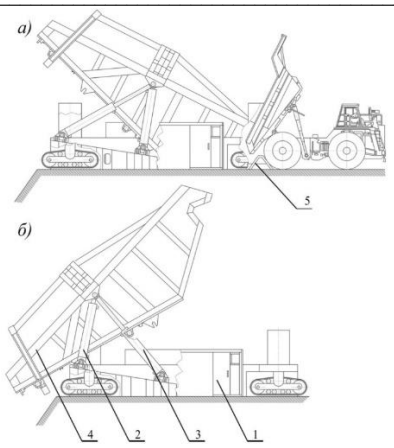


Рис. 1. Самоходный вибрационный отвалообразователь

Отвалообразователь состоит из опорной рамы 1, на которой при помощи силовых гидроцилиндров 2 и 3 установлен грузонесущий орган 4, в днище которого размещены вибрационные транспортирующие устройства.

Технология отвалообразования с использованием предложенного самоходного вибрационного отвалообразователя заключается в следующем. При помощи механизма передвижения он устанавливается у кромки откоса отвального яруса так, чтобы разгрузочный участок грузонесущего органа располагался за кромкой откоса отвального яруса. Автосамосвал задним ходом приближается к нему до контакта колес с упорами 5 (рис. 1 а), которые расположены в грузонесущем органе, и осуществляется выгрузка породы из кузова. После его отхода грузонесущий орган 4 силовыми гидроцилиндрами 2 и 3 переводится в положение разгрузки (рис. 1 б), осуществляется запуск вибрационных транспортирующих устройств, и порода перемещается под откос отвала. Затем грузонесущий орган силовыми гидроцилиндрами переводится в исходное положение, и следующий автосамосвал осуществляет его загрузку. Передвижение вибрационного отвалообразователя к новому месту стоянки выполняется вдоль кромки откоса отвального массива после заполнения пространства под отвальной консолью.

Длина самоходного вибрационного отвалообразователя выбрана такой, чтобы обеспечить размещение места разгрузки автосамосвала за границей призмы возможного обрушения. Расстояние от места разгрузки до кромки откоса отвального яруса принимается в соответствии с требованиями безопасности ведения работ.

В настоящее время изготовлен и прошел испытания на полигоне ИГД СО РАН экспериментальный образец самоходного гидрофицированного вибрационного отвалообразователя для работы с автосамосвалом грузоподъемностью 10 тонн [8]. Испытания подтвердили возможность применения разработанной в Институте конструктивной схемы при проектировании и разработке отвалообразователя для работы с современными автосамосвалами большой грузоподъемности.

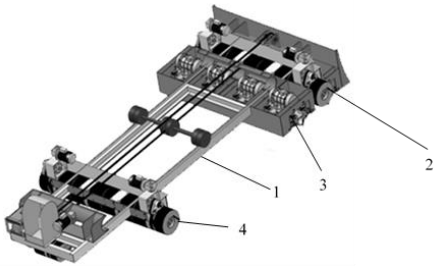
Эффективность применения вибрационных отвалообразователей оценивалась в сравнении с бульдозерным отвалообразованием. Было установлено, что их использование позволяет сократить парк бульдозеров, повысить пропускную способность отвального фронта, сократить число отвалов и ярусов и одновременно повысить безопасность ведения горных работ.

Повысить безопасность работ при отсыпке отвала можно за счет уплотнения слагающих его пород. Имеющийся в Институте опыт создания ударных и вибрационных устройств может служить базой для создания самоходных уплотняющих устройств, использование которых целесообразно на отвалах с неустойчивыми породами и слабым основанием.

Предлагаемая технология отвалообразования заключается в следующем. На поверхности отвала размещается устройство для формирования устойчивого отвального массива, состоящее из рамы 1 (рис. 2), на которой смонтированы блок статической обработки 2, блок динамической обработки 3 массива и механизм передвижения 4.

Устройство с помощью механизма передвижения 1 (рис.3 а), устанавливается на отвальном массиве таким образом, чтобы блок статической обработки 3 оказался вблизи неустойчивой зоны отвального массива 4, а катки механизма передвижения опирались на его уплотненную устойчивую зону 4. При рабочем ходе перемещение устройства осуществляется по стрелке А (рис. 3 а). Порода,

доставленная на отвал автосамосвалами, сталкивается под откос ножами блока статической обработки, а неустойчивая зона отвального массива уплотняется или обрушается за один или несколько циклов. Одновременно производится планировка поверхности отвального массива.



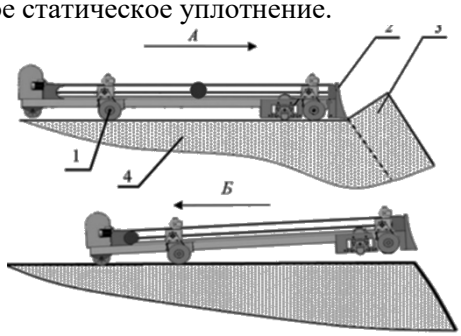
1 –рама, 2 – блок статической обработки, 3 – блок динамической обработки, 4 – механизм передвижения

Рис. 2. Устройство для формирования устойчивого отвального массива

Для перестановки на соседний участок устройство приводится в транспортное положение (рис. 3 б). При перемещении устройства (по стрелке А или Б) повороты или корректировка траектории его движения осуществляются изменением скорости вращения катков механизма передвижения.

При обрушении материал заполняет нижерасположенное пространство отвала, увеличивая, также, как и уплотнение, его устойчивость за счет дополнительного подпора нижних слоев, залегающих в основании.

Конструктивно механизм передвижения и блоки статической и динамической обработки должны располагаться на раме достаточной длины таким образом, чтобы во время воздействия на неустойчивую зону отвального массива блоком динамической обработки, механизм передвижения оставался в области устойчивой зоны отвального массива (за призмой возможного обрушения) и осуществлял ее дополнительное статическое уплотнение.



1 – механизм передвижения, 2 – блок статической обработки, 3 – неустойчивая зона отвального массива, 4 – устойчивая зона отвального массива

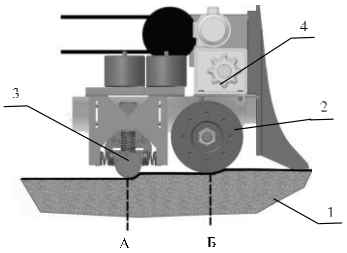
Рис. 3. Схема работы устройства для формирования устойчивого отвального массива

В предложенном вибрационном устройстве для формирования устойчивого отвального массива реализуется метод формирования уплотненного массива в ограниченном пространстве, эффективность которого подтверждена при уплотнении дисперсных материалов. В качестве прототипа использована предложенная В ИГД СО РАН схема вибрационного устройства для уплотнения дисперсных материалов в ограниченном пространстве, новизна которого защищена патентом РФ [8, 9].

Суть метода уплотнения заключается в следующем. В фиксированный момент времени часть материала 1 (рис. 4), находящегося между блоком статической обработки 2 и блоком динамической обработки 3 (на рис. 4 границы отмечены буквами А и Б), оказывается замкнутой в ограниченном объеме. Его выдавливанию препятствуют с одной стороны уже уплотненный материал, с другой – давление, создаваемое катком.

В процессе уплотнения под виброблоком возникает волна сжатия, деформирующая материал, при этом некоторая его часть вытесняется в замкнутую полость, оказывая давление на находящуюся там сыпучую массу. Кроме того, в этой области под действием вибрации и связанных с ней реологических эффектов происходит взаимное перемещение частиц материала, которые стремятся образовать более плотную структуру, то есть осуществляется предварительное динамическое уплотнение. Процесс заканчивается после непосредственного воздействия на уплотняемую среду сжимающих нагрузок, создаваемых виброблоком.

Блок статический обработки может быть дополнительно снабжен вспомогательным механизмом перемещения 4 (рис. 4), что при рабочем ходе устройства позволяет повысить тяговую способность устройства при перемещении сталкиваемой породы под откос отвала и обеспечить движение без пробуксовок.



1 –уплотняемый материал, 2 – блок статической обработки, 3 – блок динамической обработки, 4 – дополнительный механизм перемещения

Рис. 4. Схема процесса уплотнения дисперсного материала

Эффективность предложенного способа уплотнения была подтверждена экспериментальными исследованиями, которые позволили установить, что на плотность материала основное влияние оказывает ускорение колебаний (рис. 5, кривая 1), передаваемых сыпучей среде, причем, доминирующее значение имеет частота. Эффективность действия вибрации резко падает при частотах ниже 30 - 35 Гц, и, как следует из графика, соответствующего частоте колебаний 32 Гц (рис. 5, кривая 2, а), при таком частотном режиме рост силы воздействия не вызывает повышения плотности упаковки. Увеличение частоты вибрационного воздействия до 50 Гц (рис. 5, кривая 2, б) позволило при прочих равных условиях повысить плотность на 5 - 10 %.

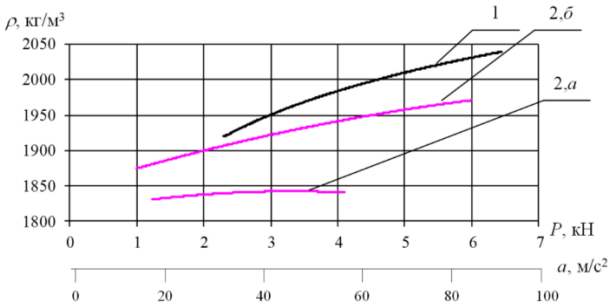
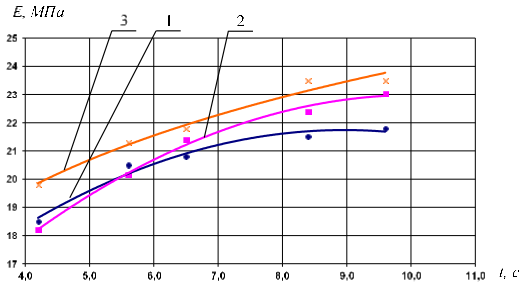


Рис. 5. Зависимости плотности сыпучего материала от: 1 – величины вибрационного ускорения, а; 2 – от силы Р вибрационного воздействия с частотой: 2, а – 32 Гц; 2, б – 50 Гц

Важным параметром, влияющим на ход процесса уплотнения и на конечный результат, является длительность вибрационного воздействия. Ее величина зависит от скорости перемещения устройства и размера уплотняющей площадки виброблока.

Установлено, что увеличение времени воздействия при неизменных параметрах вибрации (ускорение и частота) позволяет повысить плотность. Эксперименты показали, и это следует из приведенных на рис. 6 зависимостей, что режимы вибрационного нагружения материала характеризуются пороговым временем воздействия, дальнейшее повышение которого не приводит к значительному изменению плотности.



1 – частота колебаний f =30 Гц, ускорение, a =40 м/с^2; 2 – частота колебаний f =55 Гц, ускорение, a=60 м/с^2; 3 – частота колебаний f =64 Гц, ускорение, a =88 м/с^2

Рис. 6. Зависимость динамического модуля упругости уплотняемого дисперсного материала от длительности вибрационного воздействия

Выводы. Использование полученных экспериментальных данных даст возможность выбрать режимы вибровоздействия на массив и тем самым повысить его устойчивость, а совместное использование устройства для формирования устойчивого отвального массива и самоходного гидрофицированного вибрационного отвалообразователя позволит формировать более безопасные и эффективные транспортные системы.

При возникновении в процессе работы деформации отвального массива (трещины, закола, оползня) существует опасность повреждения только отвалообразующих вибрационных устройств, которые могут работать в автоматическом режиме. Но учитывая, что их стоимость в несколько раз меньше стоимости автосамосвала, а также конструктивную «живучесть» установок и отсутствие в опасной зоне людей, последствия любой, самой серьёзной аварийной ситуации несравнимы с последствиями аварий автосамосвалов с водителями.

Библиографический список

1. Трубецкой К.Н. Проблемы и перспективы развития угольных энергоресурсов России, безопасных и экологически чистых технологий их освоения / К.Н. Трубецкой, В.А. Чантурия, Ю.Н. Малышев, А.Д. Рубан // Труды научной сессии РАН "Энергетика России: проблемы и перспективы". – М.: "Наука", 2006. – С. 342–346.

2. Яковлев В.Л. Проблемы безопасной эксплуатации автомобильного транспорта на открытых горных работах / В.Л. Яковлев, В.Л. Могилат, М.Н. Ковалев, А.И. Гусев // Горный информационно-аналитический бюллетень – М. – 2004 – № 3 – С. 122–124.

3. . Интенсификация погрузочно-транспортных работ на карьерах / С.Г. Молотилов, Е.И. Васильев, О.Б. Кортелев, В.К. Норри, С.Я. Левенсон, Л.И. Гендлина, А.Я. Тишков // Новосибирск: Издательство СО РАН. 2000.

4. Внешнее отвалообразование на карьерах / О.Б. Кортелев, В.И. Ческидов, С.Г. Молотилов, В.К. Норри // Новосибирск: РИЦ «Золотые слова», 2009.

5. Бауман В.А. Вибрационные машины и процессы в строительстве. – М.: "Высшая школа", 1977. – 255 с.

6. Патент на ПМ № 121800. МПК B 65 G 27/00 (2006.01). Вибрационный отвалообразователь / С.Я. Левенсон, Л.И. Гендлина, В.М. Усольцев, В.А. Голдобин, А.В. Морозов – № 2012124277/03; заявл. 13.06.2012; опубл. 10.11.2012, Бюл. № 31 – 2 с.: ил.

7. Левенсон С.Я. Условия эффективного использования вибрационной техники на автомобильных отвалах / С.Я. Левенсон С.Я., Л.И. Гендлина, А.В. Морозов, М.Ю. Алесик, В.М. Усольцев // Горный информационно-аналитический бюллетень. – М. - 2011 - № 5 – С. 230-235.

8. Патент РФ 2296819. МПК8 C 25 C 3/06, C 25 C 3/08 Способ формирования бесшовных футеровочных слоев в алюминиевых электролизерах и устройство для его осуществления/ А.В. Прошкин, В.В. Пингин, В.С. Тимофеев, С.Я. Левенсон., Л.И. Гендлина, Ю.И. Еременко, В.А. Голдобин. № 20051266100/02; заявл. 17.08.2005; – опубл.10.04.2007, Бюл.№ 10 .

9. Патент РФ № 2553145. МПК8 C 25 C 3/08 Способ футеровки катодного устройства электролизера неформованными материалами и устройство для его осуществления / Прошкин А.В., Левенсон С.Я., Пингин В.В., Морозов А.В. – БИ № 16 от 10 июня 2015 г.

УДК 622.24.051

УВЕЛИЧЕНИЕ СРОКА СЛУЖБЫ ШТЫРЕВЫХ БУРОВЫХ КОРОНОК

к.т.н. Тимонин В.В., Алексеев С.Е., к.т.н. Кокоулин Д.И., к.т.н. Кубанычбек Б.
Институт горного дела им. Н.А. Чинакала СО РАН, г. Новосибирск, Россия

Аннотация. Показана целесообразность ремонта буровых коронок. Рассмотрены наиболее характерные причины выхода коронок из строя. Приведены примеры увеличения срока службы коронок путем заточки изношенных штырей. Предложен принцип наиболее радикального продления срока службы коронок путем замены изношенных штырей. Представлена конструкция буровой коронки, позволяющая осуществлять замену штырей. Показаны коронки данной конструкции. Приведены сведения об использовании этих коронок в промышленных условиях.

Ключевые слова: срок службы, буровая коронка, твердосплавный штырь, износ, заточка, втулка, прессовка.

В качестве бурового инструмента для погружных пневоударников и расширителей скважин широкое распространение получили коронки штыревого типа [1 - 3].

Во многих отраслях промышленности ремонт машин существенно увеличивает срок их службы. В комплекте оборудования для бурения скважин с использованием погружных пневмоударников на один пневмоударник в зависимости от условий эксплуатации приходится 5 – 10 буровых коронок. При износе или поломке деталей пневмоударника осуществляется их замена. Коронки же, как правило, при износе вооружения отправляются в утиль. Следует отметить довольно большую стоимость бурового инструмента.

При работе буровых коронок бывают случаи выпадения твертосплавных штырей, их поломки, разрушения корпуса коронки, но основная причина выхода коронок из строя - это износ твердосплавных штырей.

В мировой практике широко распространена заточка штыревого бурового инструмента. Это является одним из важнейших условий эффективного и производительного бурения. Практика показывает, что применение буровых коронок с затупленными твердосплавными штырями снижает скорость бурения и срок службы коронок до 60%, а также существенно увеличивает износ бурового става и пневмоударника, в то время как своевременная перезаточка значительно увеличивает срок службы буровых коронок и оборудования в целом. Зарубежные компании производят широкий спектр автоматических, полуавтоматических и ручных станков для заточки штыревых и крестовых коронок, долот погружных пневмоударников, а также интегральных буров (рис. 1).

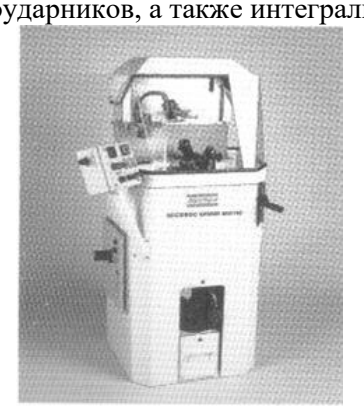


Рис.1. Оборудование для заточки буровых коронок компании Atlas Copco

Наиболее радикальным решением проблемы увеличения срока службы коронок является замена изношенным породоразрушающих вставок (рис.2).

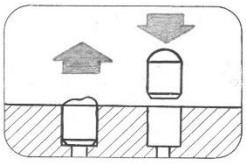


Рис.2. Принцип замены породоразрушающих вставок

В ИГД СО РАН разработана конструкция буровых коронок, позволяющая решать вопрос увеличения срока службы буровых коронок [4] (рис. 3).

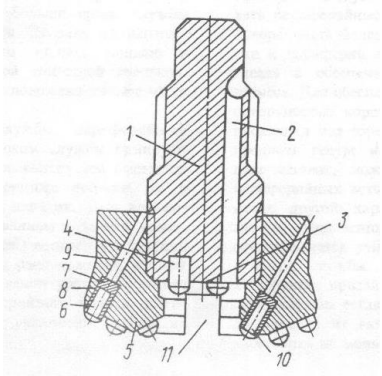


Рис. 3. Буровая коронка со сменными породоразрушающими вставками

Конструкция состоит из хвостовика 1 с каналами 2, с забойным торцом 3, армированным твердосплавными вставками 4, из съемного периферийного кольца 5, армированного твердосплавными вставками 6, заключенными в более мягкие втулки 7 и запрессованные в гнезда 8. В съемном периферийном кольце 5 выполнены отрытые каналы 9, пересекающие поверхность дна гнезда 8. Ряд вставок 10 выдвинут над вставками 4 хвостовика 1. В съемном периферийном кольце 5 выполнены шламоотводные пазы 11.

В рассматриваемой конструкции для выпрессовки изношенных штырей служат каналы 9. Для обеспечения сохранности боковых стенок гнезд 8 при запрессовке и выпрессовке тведосплавные вставки 6 заключаются в более мягкие втулки 7. При этом поверхность гнезда не подвергается смятию и срезанию, сохраняет форму и размеры, близкие к первоначальным, и пригодна к повторному прессованию. Кромка выхода гнезда в процессе эксплутации коронки может быть «завалена». Для повторной запрессовки этот наплыв убирается.

Имея возможность выпрессовывать изношенные породоразрушающие вставки и запрессовывать в эти гнезда вновь, можно проводить следующие работы: выпрессовывать периферийные твердосплавные вставки, поворачивать более сохранной частью головки к периферии и запрессовывать в те же гнезда с обеспечением примерно тех же натягов. Для обеспечения вылета ставки над поверхностью корпуса могут использоваться прокладки под торец вставки. Это позволяет продлить ресурс и самих породоразрушающих вставок; можно осуществлять замену периферийных вставок на внутренние, имеющие другой характер износа; возможна замена изношенных вставок на новые; осуществляется утилизация твердого сплава.

Срок службы вставок забойной части хвостовика призван быть кратно больше срока службы вставок периферийного кольца до момента их замены. Поскольку вставки хвостовика не меняются, продление их срока службы осуществляется расположением их в центральной, керновой части коронки, где их износ значительно меньше.

На хвостовик могут навинчиваться периферийные кольца различного диаметра, обеспечивающие разные диаметры буримых скважин.

Замену породоразрушающих вставок целесообразно сочетать с заточкой штырей.

Была разработана конструкция специальной породоразрушающей вставки, содержащей промежуточную втулку, более мягкую, чем твердосплавный штырь, позволяющую при запрессовке в отверстие коронки избежать его пластической деформации, что способствует увеличению натяга без предъявления высоких требований к точности отверстий, чистоте и твердости его поверхности. При использовании втулки возможен также больший вылет штыря над корпусом коронки, а это позволяет увеличить скорость бурения, продлить срок службы вставки, облегчить заточку [2].

На рис. 4 показана вставка, установленная в отверстие корпуса. Вставка содержит твердосплавный штырь 1 диаметром d_1, предварительно запрессованный во втулку 2 с натягом δ_1. Втулка 2 имеет дно 3 с центральным отверстием 4, в котором собирается сжимаемый при запрессовке воздух. Со стороны торца втулки выполнена проточка 5, которая в процессе запрессовки играет роль направляющей, а после запрессовки исключает натяг у самого торца втулки, предотвращая возникновение пика напряжения в корпусе 6 у дна отверстия. Перед запрессовкой в корпус коронки 6 втулка 2 проточена или прошлифована до диаметра d_2, обеспечивающего натяг δ_2.

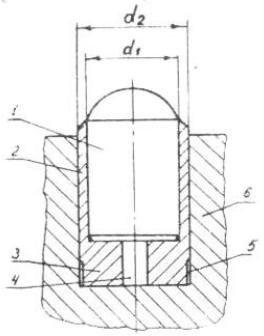


Рис. 4. Породоразрушающая вставка

Прочность закрепления твердосплавного штыря, лимитирующая прочность закрепления всей вставки в корпусе коронки, зависит от геометрических параметров втулки и от натягов, обеспечиваемых при запрессовке [3].

Расчет данного прессового соединения показал, что наибольшее усилие закрепления твердосплавного штыря в корпусе коронки обеспечивается при соблюдении условий [5, 6]:

$$0{,}69 < \frac{d_1}{d_2} < 1;$$

$$0{,}4 \leq \frac{d_1 \cdot \delta_1}{d_2 \cdot \delta_2} \leq 0{,}5\,.$$

Для проверки прочности закрепления вставок новой конструкции были проведены опыты по запрессовке вставок в образце, гнезда которых имели сквозные отверстия, через которые вставки могли быть выпрессованы. По величине усилия выпрессовки, определяемого по манометру гидравлического пресса, на котором проводились опыты, судили о величине закрепляющего усилия. Прессовались также и просто тведосплавные штыри с натягами равными или отличными, чем у опытной конструкции. Исследования показали, что усилие закрепления твердосплавного штыря, заключенного во втулку с рациональными параметрами, в 1,5 раза превосходит наибольшее усилие закрепления твердосплавных штырей, запрессованных непосредственно в гнездо образца.

По рассматриваемой конструктивной схеме буровой коронки были спроектированы и изготовлены коронки К155К (рис. 5) на диаметр скважины 155 мм и коронка К190К (рис. 6) на диаметр скважины 190 мм к погружному пневмоударнику П150С. Оба типа коронок имели один хвостовик.

Рис. 5. Буровые коронки К155К со сменными породоразрушающими вставками

Рис. 6. Буровая коронка К190К со сменными породоразрушающими вставками

Партия этих коронок была отправлена на Норильский горно-металлургический комбинат для эксплуатации. Бурение осуществлялось по породам крепостью f = 14 - 16 по шкале Протодьяконова. Работа велась на станках УБЗС – 2М с использованием сухого воздуха давлением 0,4 - 0,6 МПа. Бурились закладочные, разведочные и технические скважины.

Отмечалась большая прямолинейность буримых скважин. Причиной этого признано наличие глубокой керновой части в коронке [7, 8].

Конструкция коронок дает большие возможности восстановления их работоспособности. Производилась замена съемных головок, замена изношенный породоразрушающих вставок. Стойкость коронок была увеличена в 3 раза в сравнении с коронками КНШ-155С, серийно выпускаемых к этому пневмоударнику.

Использование конструкции коронки со сменными породоразрушающими вставками позволяет создавать эффективный буровой инструмент к современным погружным пневмоударникам [9, 10].

Вывод. Таким образом, конструкция буровой коронки со сменными породоразрушающими вставками позволяет существенно увеличить ресурс коронок и в целом снизить затраты на буровой инструмент.

Библиографический список

1. Арцимович Г.В. Влияние забойных условий и режима бурения на эффективность проходки глубоких скважин. – Новосибирск: Наука, 1974.- 124 с.

2. Арцимович Г.В. Исследование и разработка породоразрушающего инструмента для бурения. – Новосибирск: Наука, 1978. – 182 с.

3. Беляев Н.А. Пневмоударные расширители скважин. – Новосибирск: ИГД СО АН СССР, 1987.- 132 с.

4. Пат. 2086748 РФ: МПК6 Е21В Буровая коронка / Алексеев С.Е., Пятнин Г.А.; ИГД СО РАН. - № 95100214/03, заявл. 10.01.95; опубл. 10.08.97 Бюл. № 22.

5. Алексеев С.Е., Геде А.П. Повышение надежности буровых коронок штыревого типа // Повышение эффективности пневмоударных буровых машин. – Новосибирск: ИГД СО АН, 1987. С. 74 – 80.

6. Гречищев Е.С., Ильяшенко А.А. Соединение с натягом. – М.: Машиностроение, 1981. – С. 5-7.

7. Репин А. А., Алексеев С. Е., Кокоулин Д. И. Бурение глубоких точно-направленных скважин. Научно-практическая конференция «Развитие ресурсосберегающих технологий во взрывном деле». – Екатеринбург, 2011. - С 24-31.

8. 8. 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.

9. Тимонин В.В. Погружные пневмоударники для подземных условий разработки // Горное оборудование и электромеханика. – 2015. - № 2 (111). – С. 13 – 17.

10. Танайно А.С., Липин А.А. Состояние и перспективы ударно-вращательного бурения // ФТПРПИ. – 2004. - № 2. – С. 82 – 93.

УДК 622.646

НЕКОТОРЫЕ РЕЗУЛЬТАТЫ ФИЗИЧЕСКОГО МОДЕЛИРОВАНИЯ ДИНАМИКИ ДВУХПРИВОДНОГО ВИБРАЦИОННОГО УСТРОЙСТВА ДЛЯ ВЫПУСКА И ТРАНСПОРТИРОВАНИЯ СЫПУЧИХ ГЕОМАТЕРИАЛОВ

к.т.н. Куликова Е.Г., Усольцев В.М.
Институт горного дела им. Н. А. Чинакала СО РАН, г. Новосибирск, Россия

Аннотация: Приведено описание особенностей конструкции и работы вибрационного транспортирующего устройства с упругим рабочим органом, разработанного в ИГД СО РАН. Представлены результаты исследования влияния конструктивных характеристик рабочего органа на его динамические параметры и стабильность синхронного режима работы двух инерционных вибровозбудителей, закрепленных на нем.

Ключевые слова: стенд, упругий рабочий орган, дебалансный вибровозбудитель, рассогласование частот, длина волны, амплитуда колебаний, угол сдвига фаз.

Организация работ по добыче полезных ископаемых на карьерах направлена на увеличение производительности выполняемых технологических процессов. С этой целью повышаются мощность и грузоподъемность применяемой горнодобывающей техники, в том числе и автомобильного транспорта, с помощью которого из карьера вывозится до 90% горной массы. В условиях роста глубины разработки горной породы и дальности ее транспортирования целесообразно использование комбинированных транспортных сетей с применением нескольких видов транспорта и перегрузочных пунктов.

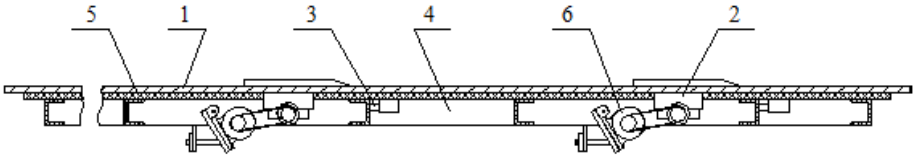
Результаты исследований ИГД СО РАН [1] показали, что в узлах перегрузки наиболее эффективно могут быть применены бункерные эстакады большой емкости с вибрационным выпуском. Это подтверждено результатами испытаний бункерных перегрузочных пунктов на разрезе им. Вахрушева в Кузбассе.

В настоящее время большинство вибрационных питателей, предназначенных для разгрузки накопительных емкостей, выполняется по одномассовой схеме и состоят из жесткого рабочего органа, связанного с рамой с помощью системы упругих элементов, и вибропривода [2 – 4]. В отличие от них вибрационные питатели, разработанные в ИГД СО РАН, системы упругих связей не имеют. Рабочий орган этих машин представляет собой металлический лист малой изгибной жесткости, свободно уложенный на основание и совершающий волновое движение под действием круговой вынуждающей силы инерционного вибровозбудителя. Грузоподъемность таких питателей ограничена лишь механической прочностью основания, что позволяет использовать их под завалом и в условиях динамического воздействия породы, выгружаемой самосвалом на транспортирующую поверхность. Кроме того, питатели с упругим рабочим органом отличаются простотой конструкции и монтажа и возможностью реализации различных режимов виброперемещения.

Однако увеличение длины грузонесущей поверхности, необходимое для работы с бункерами большой емкости, вследствие конструктивных особенностей машины ведет к необходимости снижения затухания колебаний, распространяющихся от участка приложения вынуждающей силы на

загрузочный участок упругого рабочего органа. Эта задача может быть решена за счет использования дополнительного виброисточника и создания условий для синхронизации работы источников колебаний.

В случае установки инерционных вибровозбудителей на подвижном основании и вращении их дебалансов с близкими скоростями возможна их самосинхронизация. Результаты теоретического изучения этого процесса широко представлены в работах И.И. Блехмана, Н.П. Ярошевича и других авторов [5 – 8]. Эти данные и экспериментальные закономерности, полученные на физических моделях в лаборатории вибротехники ИГД СО АН СССР, позволили создать ряд двухприводных вибрационных транспортирующих машин, одной из которых является ВТУ-6 (рис. 1) [9]. Вибровозбудители, входящие в их конструкцию, как правило, имели выносной привод, что усложняло конструкцию опорной рамы, монтаж и эксплуатацию питателя. Частота вынужденных колебаний составляла 25 Гц.

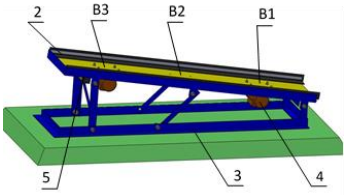


1 – упругий рабочий орган; 2 – вибровозбудитель; 3 – амортизатор;4 – рама;
5 – резинотканевая прокладка; 6 – электродвигатель
Рис.1. Вибрационное транспортирующее устройство ВТУ-6

Появление новых моделей вибровозбудителей дает возможность максимально снизить металлоемкость транспортирующего устройства, а электронные преобразователи частоты – изменить частоту вынуждающей силы и тем самым реализовать различные режимы виброперемещения, повышая эффективность выпуска сыпучих материалов из накопительных емкостей. В связи с этим вопрос об обеспечении стабильности синхронного режима работы двух вибровозбудителей, установленных на протяженном упругом рабочем органе, остается открытым.

В ИГД СО РАН были проведены экспериментальные исследования динамики транспортирующего устройства с двумя вибровозбудителями, частота вращения дебалансов которых варьировалась в диапазоне 15 – 50 Гц. При этом было установлено влияние волнового характера движения рабочего органа на рассогласование парциальных частот, при котором сохраняется устойчивый синхронный режим работы виброисточников, и соответствующий ему угол сдвига фаз.

Эксперименты проводились на физической модели вибрационного устройства (рис. 2). В качестве рабочего органа использовались металлические листы изгибной жесткостью *EI*, равной 154 и 875 Н·м^2. Конструкция рамы позволяла изменять угол его наклона от 0^0 до 15^0. Для ограничения смещения рабочего органа в продольном направлении на раме был закреплен упругий упор 5.



1 – рабочий орган; 2 – упругое основание; 3 – опорная рама;
4, B1, B2, B3 – вибровозбудители и их варианты размещения; 5 – упругий упор
Рис. 2. Вибрационный питатель

В качестве источников колебания применялись два инерционных вибровозбудителя типа RZHF 40 (OLI, Италия). Один из них был установлен на разгрузочном участке (положение B1) рабочего органа, второй закреплялся на его центральном (положение B2) или загрузочном (положение B3) участке. Статический момент дебалансов каждого из вибровозбудителей принимался в пределах 0.005 – 0.020 кг·м. Частота вращения B1 имела фиксированное значение, а на B2 (или B3) изменялась относительно него с помощью электронного преобразователя частоты с шагом 0.1 Гц. Направление вращения всех дебалансов – по часовой стрелке относительно вида на рис. 2.

Были проведены исследования колебаний ненагруженного упругого рабочего органа. Для этого с помощью виброизмерительной аппаратуры в нескольких точках, расположенных вдоль его продольной оси, выполнены одновременные измерения составляющих виброскорости в продольном и нормальном направлении к транспортирующей поверхности устройства. Угол сдвига фаз

определялся по временному сдвигу осциллограмм колебаний транспортирующей поверхности в точках приложения вынуждающих сил.

Для установления влияния параметров вибрации, создаваемой каждым источником в отдельности, на режим их совместной работы эксперимент выполнялся в следующем порядке.

Этап 1. Включался вибровозбудитель В1 (рис. 2);

Этап 2. Через 15 – 20 секунд включался В2, и вибровозбудители работали совместно 40 – 70 секунд;

Этап 3. В1 выключался и В2 работал еще 10 – 15 секунд.

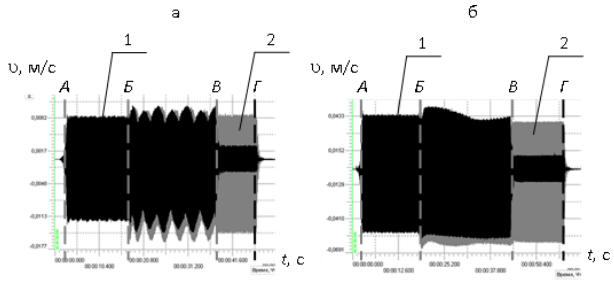
Виброскорость фиксировалась непрерывно в течение всего времени работы устройства.

В результате измерений на этапах 1 и 3 были определены параметры колебаний, передаваемых работающим вибровозбудителем вдоль транспортирующей поверхности к месту крепления неработающего при различных значениях частоты вынуждающей силы, а на этапе 2 – режим колебаний рабочего органа, обеспечиваемый совместным действием виброисточников.

По полученным данным устанавливалось рассогласование парциальных скоростей виброисточников Δf, которое принималось со знаком «+», если превышала частота на вибровозбудителе в положении В1, и со знаком «-» – для положений В2 или В3. Допускаемой Δf считалось максимальное рассогласование, при котором еще сохранялся синхронный режим работы вибровозбудителей.

Степень взаимосвязи виброисточников через подвижное основание при прочих равных условиях зависит от частоты и амплитуды создаваемых ими колебаний, а также от массы вибрирующего основания [5]. В условиях волнового движения рабочего органа малой изгибной жесткости существенное значение приобретает соотношение амплитуды вибрации на участке закрепления работающего виброисточника и величины отклика на участке установки второго источника колебаний. В рассматриваемой колебательной системе в силу разных причин амплитуды колебаний на этих участках транспортирующей поверхности могут на порядок отличаться по величине, и подводимой к вибровозбудителю мощности может не хватать, чтобы изменить частоту вращения дебалансов.

Результаты экспериментов показали, что для рабочего органа с изгибной жесткостью 154 Н·м^2 амплитуды колебаний 0,06 – 0,16 мм недостаточно, чтобы установить взаимосвязь вибровозбудителей, их совместная работа приводит к колебаниям рабочего органа в режиме биений (интервал *Б-В*, рис.3, *а*). Увеличение амплитуды примерно в четыре раза за счет роста суммарного статического момента дебалансов позволило добиться практически синхронного режима (интервал *Б-В*, рис.3, *б*).

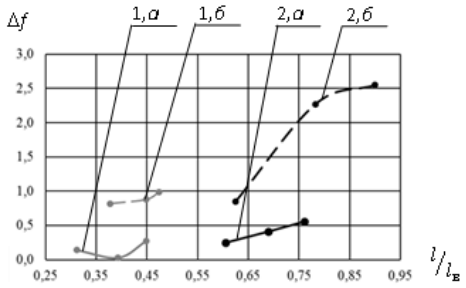


1, 2 –колебания в районе крепления вибровозбудителей В1 и В3 соответственно;
А-Б, В-Г – работает один вибровозбудитель В1 и В3 соответственно,
Б-В – совместная работа виброисточников

Рис. 3. Осциллограммы колебаний рабочего органа жесткостью 154 Н·м^2 с частотой 15 Гц, статический момент дебалансов: *а* – 0,005 кг·м; *б* – 0,020 кг·м

С повышением интенсивности колебаний вибрирующего органа растет допускаемая величина рассогласования частот вибровозбудителей. Характер этой зависимости определяется соотношением расстояния между источниками колебаний l и длиной изгибной волны $l_в$. В свою очередь длина волны зависит от жесткости рабочего органа и амплитуды вибрации [10]. В случае использования более жесткого рабочего органа (E = 875 Н·м^2) она соизмерима сдлиной грузонесущего органа независимо от интенсивности колебаний, поэтому допускаемое Δf изменяется пропорционально увеличению амплитуды. При снижении жесткости до E = 154 Н·м^2 длина волны уменьшается. В этом случае увеличение амплитуды колебаний в два раза приводит к росту Δf почти в пять раз. Причем и расстояние, на котором могут располагаться вибровозбудители, сохраняя степень взаимного влияния, увеличилось в полтора раза.

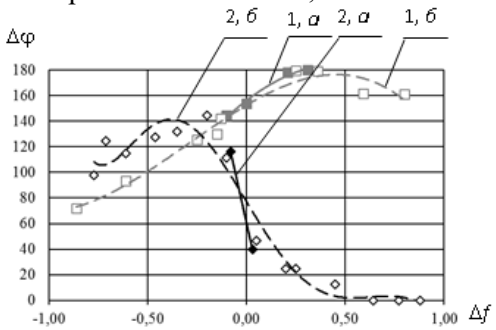
Несмотря на то, что в синхронном режиме работы вибровозбудителейвсе дебалансы вращаются с одной круговой скоростью, фазовый сдвиг между углами их поворота может отличаться от 0° и 180° и зависит от Δ*f*. Экспериментально установлено, что характер этой зависимости определяется отношением $l/l_в$ и тем, какой вибровозбудитель работает с большей частотой (рис. 4).



$l_в$ – длина изгибной волны рабочего органа; l – расстояние между вибровозбудителями; жесткость рабочего органа: 1 – 875 Н·м^2; 2 – 154 Н·м^2; статический момент дебалансов: *а* – 0,005 кг·м; *б* – 0,010 кг·м

Рис. 4. Зависимость величины рассогласования парциальных частот от длины волны, передаваемой от одного вибровозбудителя другому

На рис. 5 представлены графические зависимости, полученные при анализе колебаний рабочего органа жесткостью E = 875 Н·м^2 с частотой вынуждающей силы В1 43 Гц. Результаты измерений показали, что в случае установки вибровозбудителей в позициях В1, В2 (кривые 1,*а* и 1,*б* рис. 5) приближение соотношения $l/l_в$ к 0,22 – 0,25 и увеличение рассогласования частот в положительную сторону до значения 0,45 – 0,55 приводит к работе в противофазе. С удалением виброисточников друг от друга на расстояние, при котором $l/l_в$ = 0,45 – 0,50 (положения В1 иВ3) при тех же прочих равных условиях получен синфазный режим. При остальных же величинах Δ*f*, не превышающих допустимую, фазовый угол принимает значения, отличные от 0 и 180°.



работа вибровозбудителей: 1 – В1 и В2; 2 – В1 и В3; статический момент дебалансов: *а* – 0,005 кг·м; *б* – 0,010 кг·м

Рис. 5. Зависимость угла сдвига фаз от рассогласования частот вибровозбудителей

Таким образом, волновой характер движения упругого рабочего органа оказывает влияние не только на допускаемое рассогласование частот, но и на соответствующее ему значение угла сдвига фаз, что в свою очередь приводит к изменению амплитуды колебания транспортирующей поверхности устройства.

Выводы. При волновом движении упругого рабочего органа возможность и устойчивость синхронного режима работы двух вибровозбудителей определяется соотношением длины волны, формируемой каждым источником колебаний, и расстоянием между ними. Допускаемое рассогласование парциальных частот зависит от соотношения амплитуды на участке крепления каждого из источников колебаний и соответствующего ей отклика на участке крепления второго вибровозбудителя. Степень этого влияния зависит от жесткости рабочего органа. Угол сдвига фаз вибровозбудителей зависит от рассогласования их частот и соотношения $l/l_в$.

Благодарности. Работа выполнена в рамках научного проекта ФНИ № гос. регистрации АААА-А17-117122090003-2.

Библиографический список

1. Интенсификация погрузочно-транспортных работ на карьерах / С. Г. Молотилов, Е. И. Васильев, О. Б. Кортелев и др. – Новосибирск: Из-во СО РАН, 2000. – 208 с.
2. Electric vibrating feeders (vibrating feeders) – Site access mode: http://www.mtspb.com//production_current.php?id=4&id_group=22.
3. 3. Vibrating feeder – Site access mode: http://www.break-day.com/ru/vibrating_feeder.htm.
4. Vibratory Rock Screens / Feeders – Site access mode: http://www.generalkinematics.com/mining/proddesc.cfm/productid/94
5. Блехман И. И. Синхронизация динамических систем – М.: «Наука» – 1971. – 894 с.
6. Блехман И. И., Васильков В. Б., Ярошевич Н. П. О некоторых возможностях совершенствования вибрационных машин с самосинхронизирующимися инерционными вибровозбудителями // Проблемы машиностроения и надежности машин – 2013. – № 3. – с.18–22.
7. Гордеев Б. А., Охулков С. Н., Плехов А. С., Титов Д. Ю. Биения, возникающие при синхронизации двух двигателей, установленных на общем вязкоупругом основании // Труды НГТУ им. Р. Е. Алексеева – 2016. – № 2 (113). – С. 75–85.
8. Ярошевич Т.С., Тимощук В.Н., Ярошевич Н.П. Динамическая синхронизация дебалансных вибровозбудителей с кратными частотами вращения // Вестник СевНТУ. – 2011. – № 120. С 228-233.
9. Протасов С.И., Молотилов С.Г., Левенсон С.Я., Гендлина Л.И. Результаты испытания вибрационного конвейера – Рукопись деп. В ЦНИЭИУголь, №1634. – Кемерово,1979. – 9с.
10. Креймер В.И., Тишков А.Я. Колебания виброленты и их затухание по длине // ФТПРПИ – 1972. – № 3. – С. 111–115.

УДК 621.926

ПРОБЛЕМЫ И СПОСОБ ПОВЫШЕНИЯ КАЧЕСТВА ЩЕКОВЫХ ДРОБИЛОК

[1]д.т.н. Никитин А.Г., [2]к.т.н. Гаряшин В.С., [3]к.т.н. Баженов И.А., [1]Абрамов А.В.
1 - Сибирский государственный индустриальный университет, г. Новокузнецк, Россия
2 – ООО «СпецСвязь Оборудование», г. Новокузнецк, Россия
3 - Уральский федеральный университет имени первого Президента России Б.Н. Ельцина, г. Екатеринбург, Россия

Аннотация. Основным показателем качества дробилок, характеризующих их технический уровень, являются их надежность в условиях эксплуатации, что количественно оценивается числом отказов в процессе работы при получении на машине готовой продукции. Проанализировано влияние зазоров в шарнирах кинематических пар кривошипных машин на возникновение динамических нагрузок и предложены способы их снижения.

Ключевые слова: щековая дробилка, качество, надежность, производительность, динамическая сила, зазор, упругий пневматический элемент.

Научно-технический прогресс в промышленности во многом зависит от уровня развития оборудования. Повышение качества горного оборудования – проблема сложная, многоплановая, связанная с решением зачастую противоречивых задач, не поддающихся однокритериальному выбору параметра оптимизации, требующая дальнейшего развития фундаментальной науки о деформациях и напряжениях с учетом максимального приближения к реальным условиям производства изделий и эксплуатации машин.

Качество технологических машин, являющихся, в свою очередь, изделиями, определяется совокупностью свойств, которые закладываются в процессе научных изысканий, технологических и конструкторских разработок, задаются в процессе производства машины, а выявляются при их эксплуатации, и потому имеют тенденцию к ухудшению за счет физического и морального износа [1].

В современных условиях показатели качества должны иметь не только количественное измерение, но и обязательную ценностную оценку затрат на их достижение и стабильное сохранение численной величины в течении заданного времени.

Многочисленные показатели качества технологических машин, являющиеся динамическими, изменяющимися во времени величинами, делятся на две взаимовлияющие группы.

К первой группе относятся показатели точности получаемой продукции и стабильность этой точности в течение заданного времени или программы производства. Очевидно, что этот показатель зависит не только от выбранного технологического процесса, но и от совершенства применяемых средств обработки (дробилка, сепаратор и т.д.). Взаимосвязь между параметрами точности готовой продукции и конструкции машины проявляется через коэффициент жесткости силовой системы последней.

Однако не лимитированное повышение жесткости вовсе не означает пропорциональное повышение точности получаемой продукции и уменьшения затрат энергии на упругие деформации, а сопряжено с увеличением такого важнейшего показателя машины как материалоемкость, ибо ведет к увеличению сечения деталей силовой системы и динамического воздействия на обрабатываемый материал и окружающую среду (фундамент, здания), в которой трудится человек.

Ко второй группе относятся показатели качества оборудования, характеризующие его производительность, надежность и долговечность, энергоемкость и материалоемкость, комфортность труда, определяемая эргономикой, эстетикой, техникой безопасности и экологией.

Машины для обработки материалов относятся к технологическому оборудованию, обладающему наиболее широкими возможностями для практически неограниченного повышения производительности труда. Однако эти возможности не означают, что качественный показатель производительности может оцениваться только теоретически максимально достигаемой скоростью технологических движений рабочих органов машины и, соответственно, минимально возможным временем обработки.

Ограничительными факторами величины показателя производительности являются стабильно достигаемые показатели надежности и долговечности машин с обязательной оценкой экономических затрат на производство, эксплуатацию машин и ее обслуживание для достижения стабильной надежности и долговечности. Следовательно, показатель производительности должен оцениваться не только количеством продукции в единицу времени, но, главным образом, количеством продукции в единицу времени, отнесенным к материальным затратам на получение этого количества продукции.

Формирование показателей энергоемкости технологических процессов и обрабатывающих средств должно осуществляться с обязательным учетом скорости перемещения рабочих органов и упругих свойств не только обрабатываемого материала, но и силовых элементов машины как единой системы. Упругие деформации системы вместе со скоростью перемещения рабочего органа являются не только источником динамического воздействия на обрабатываемое тело, но и главными факторами, определяющими скорость перемещения рабочего органа во время выполнения технологической операции, а именно эта скорость и является определяющей энергоемкость процесса и машины.

Показатель качества – материалоемкость, может быть отнесен как к качеству технологического процесса, характеризуемого коэффициентом использования материала, так и к качеству машины, определяя ее массу.

Важность ограничения величины этого показателя качества заключается не только во влиянии его на капитальные затраты производства и стоимость машины, но и в зависимости от массы машины и составляющих ее элементов сопутствующих показателей точности получаемой продукции через коэффициент жесткости и показатели несущей способности машин (надежность, прочность, производительность) через параметры виброустойчивости и виброактивности, влияющих не только на надежность работы машины, а следовательно, и ее производительность, но и на показатели комфортности труда (вибрации, шум, безопасность).

Одним из основным показателей качества дробильных машин, характеризующих их технический уровень и конкурентоспособность, является надежность в условиях эксплуатации, которая количественно оценивается отсутствием отказов в процессе работы. Среди многочисленных технических причин относительно кратковременных, но достаточно частых простоев машин с кривошипных приводом в условиях эксплуатации первое место занимают простои, обусловленные выходом из строя элементов шарниров кинематической цепи (подшипников).

Щековые дробилки, широко используемые в металлургическом производстве [2 - 5], служат для измельчения материала, причем к конечному продукту дробления предъявляются различные требования, связанные в основном с точностью размеров и конфигурацией. В щековых дробилках материал измельчается за счет раздавливания, раскалывания и частичного истирания в пространстве между двумя щеками при их периодическом сближении.

Характер движения подвижной щеки, обеспечивающий заданные характеристики качества конечного продукта дробления, зависит от кинематических особенностей механизма щековой дробилки. За время использования щековых дробилок было предложено и осуществлено большое количество самых разнообразных кинематических схем механизма дробилок.

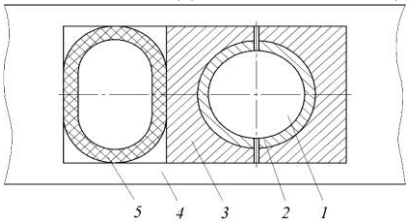
В основу классификации щековых дробилок, предложенной Б.В. Клушанцевым [6], положен характер движения подвижной щеки, так как именно он определяет важнейшие технико-экономические параметры дробилок. При всем многообразии приведенных в классификации кинематических схем механизма качания подвижной щеки следует отметить, что все они реализуются с использованием в конструкции шарниров, которые обеспечивают подвижность деталей машины.

Однако шарниры имеют существенный недостаток, заключающийся в том, что палец в обойме находится с зазором [7, 8]. Это обстоятельство является существенным, так как обуславливает соударение элементов шарнира во время их относительного движения в зазоре при изменении направления движения ведущего звена (перебег зазора) во время работы механизма, и, как следствие, повышенный износ элементов шарнира, а также возникновение дополнительных динамических сил, достигающих значительной величины и снижающих надежность машины в целом.

Таким образом, надежная работа машины во многом зависит от создания условий, обеспечивающих беззазорный контакт сопряженных звеньев. На практике эту задачу традиционно решают применением либо конических сопряженных поверхностей [9], что вызывает сложности при их изготовлении, либо систем с пружинным поджатием полувтулок подшипников скольжения [10, 11], однако стальные пружины обладают малой демпфирующей способностью, их параметры изменяются с течением времени, что требует постоянного контроля за их состоянием, а также пружинными элементами невозможно создать автоматические или автоматизированные системы управления устройствами для выборки зазоров. Вышеизложенное обуславливает необходимость разработки конструктивных мероприятий для создания беззазорного соединения элементов кинематических пар.

Исследования показали, что необходимый эффект можно получить путем применения малогабаритных упругих пневматических элементов (рис. 1), встраиваемых в кинематическую пару [12, 13].

Применение механизмов выборки зазоров в шарнирах кинематической цепи, которые в течение всего цикла работы кривошипно-коромыслового механизма качания подвижной щеки дробилки обеспечивают постоянный контакт поверхностей подвижных звеньев, позволяет предотвращать перебег зазоров и, следовательно, возникновение дополнительных динамических сил.



1 – цапфа; 2 –вкладыш; 3 – подвижная полуопора; 4 – станина; 5 – упругий пневматический элемент

Рис. 1. Схема шарнира с упругим пневматическим элементом

Постоянно воздействуя на подвижный корпус с закрепленным на нем антифрикционный вкладышем, упругий элемент выбирает зазор между цапфой и вкладышем. Устанавливается он со стороны, противоположной действию силы технологического сопротивления на подшипник, что способствует не только выбору зазора в сочленении, но и обеспечивает компенсацию износа вкладыша. Величина избыточного давления внутри упругого элемента задается такой величины, чтобы в результате действия сил упругости, действующих на цапфу после сброса сил технологического сопротивления, не происходило раскрытия зазора в сочленении. Жесткость упругого пневматического элемента, выполненного в виде цилиндра с ограниченной осевой деформацией, определяется соотношением [14]:

$$C = \frac{\pi \cdot l \cdot p_0}{2},$$

где p_0 – величина избыточного давления; l – длина цилиндра.

Эксперименты проводились на исследовательской установке, представляющей собой щековую дробилку. Уровень вибрации оценивался косвенно через значения ускорений станины, в которой установлены акселерометры в горизонтальной и вертикальной плоскостях.

Опыты показали, что при наличии зазоров в подшипниках скольжения уровень ускорений в горизонтальной плоскости (рис. 2 а) составляют при холостых ходах 0,4 ÷ 0,5 м/с^2, под действием сил технологического сопротивления (в процессе однократного дробления) и при их сбросе возникают пики ускорений величиной по модулю до 5 м/с^2, а в вертикальной плоскости (рис. 3 а), соответственно, 0,3 ÷ 0,4 м/с^2 и 1,5 ÷ 2 м/с^2. Если зазоры в опорах выбраны с помощью упругих пневматических устройств, то в горизонтальной плоскости при холостых ходах уровень ускорений уменьшается незначительно и составляет 0,3 ÷ 0,4 м/с^2, а в процессе дробления и при сбросе нагрузки величина ускорений значительно меньше, чем при работе подшипников с зазорами и составляет 2 ÷2,5 м/с^2 (рис. 2 б).

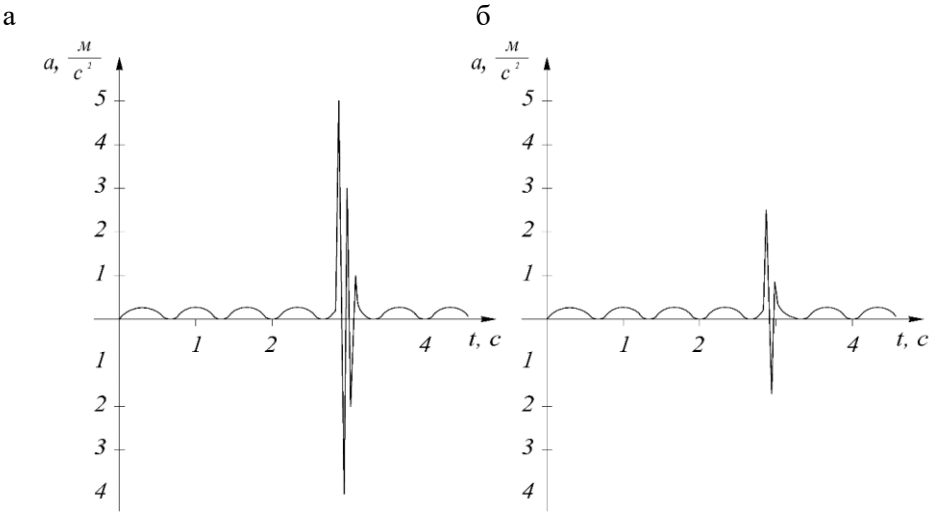


Рис. 2. Осциллограммы ускорений станины в горизонтальной плоскости:
а – при наличии зазоров в опоре; б – при выбранных зазорах

В вертикальной плоскости выборка зазоров практически не влияет на уровень ускорений (рис. 3 б). Очевидно, что чем меньше уровень ускорений, возникающих при работе щековой дробилки, тем меньше уровень вибрации машины.

Следует отметить, что затухание значений ускорений при наличии зазоров в подшипниках при сбросе нагрузки происходит за 3 ÷ 4 периода колебаний, в то время как при использовании устройств для выборки зазоров затухание происходит практически сразу, что свидетельствует о высокой демпфирующей способности упругих пневматических элементов.

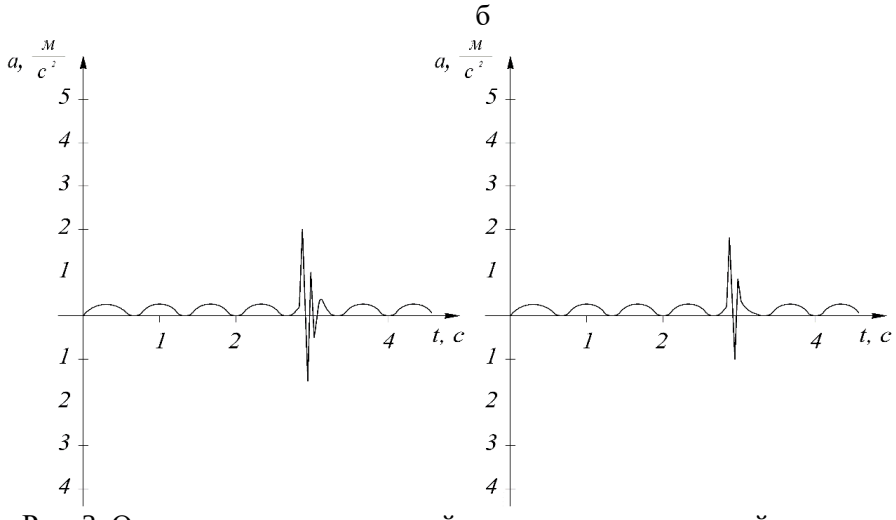


Рис. 3. Осциллограммы ускорений станины в вертикальной плоскости:
а – при наличии зазоров в опоре; б – при выбранных зазорах

Экспериментальные исследования показали, что при использовании упругих пневматических устройств уменьшается износ элементов кинематических пар, образующих шарнир, значительно снижаются динамические нагрузки, и увеличивается межремонтный срок. Таким образом, повышается качество машины и увеличивается ее производительность.

Выводы. Определено влияние вибрационного воздействия, возникающего из-за наличия зазоров в подшипниках скольжения кривошипно-коромыслового механизма качания подвижной щеки, на надежность работы щековых дробилок. Описана конструкция упругого пневматического устройства для выборки зазоров в подшипниках скольжения при работе щековой дробилки и экспериментально доказано снижение уровня вибрации за счет устранения зазоров, что увеличивает межремонтный срок щековой дробилки. Таким образом, повышается качество машины и увеличивается ее производительность.

Библиографический список

1. Бойцов Б.В. Проблемы качества в России / Б.В. Бойцов, Ю.В. Кранев // Кузнечно-штамповочное производство. – 1997. – №12. – С. 2-4.
2. Jack de la Vergne. Hard Rock Miner's Handbook. – Edmonton. Alberta, Canada: Stantec Consulting, 2008. – 330 p.
3. Sandvik. Jaw-crushers. [Электронный ресурс]. Режим доступа: http://mining.sandvik.com/en/products/equipment/crushing-and-screening/jaw-crushers (Дата обращения: 20.02.2015г.).
4. Telsmith. Jaw-crushers. [Электронный ресурс]. – Режим доступа: http://telsmith.com/products/crushing-equipment/jaw-crushers (Дата обращения: 20.02.2015г.).
5. Машины и агрегаты металлургических заводов. В 3-х т. Т. 1. Машины и агрегаты доменных цехов / А.И.Целиков, П.И.Полухин, В.М.Гребеник и др.; под ред. А.И.Целикова. – М.: Металлургия, 1987. – 440 с.
6. Клушанцев Б.В. и др. Дробилки. Конструкции, расчет, особенности эксплуатации / Б.В. Клушанцев и др. – М.: Машиностроение, 1990. – 320 с.
7. Budd C., Dux F. The effect of frequency and clearance variations on single-degree-of-freedom impact oscillator // J. Sound and vibrations. 1995. V.184, №3. Pp.475 – 502.
8. Perera O., Seering W.F. "Prevention of Impact in Bearings of Four-Bar Linkages", ASME Journal of Mechanisms, Transmissions and Automation in Design, Vol.105, №3, Sept.1983, pp.592 – 598.
9. Орлов П.И. Основы конструирования. Т.1 / П.И.Орлов – М.: Машиностроение, 1988. – 560 с.
10. Живов Л.И., Колесник Ф.И., Мищанин В.Г., Булат В.И. Влияние зазоров в кривошипно-ползунном механизме на вибрацию и шум гвоздильного автомата // Кузнечно-штамповочное производство. - 1974. - № 5. - С. 29 – 31.
11. Пат. 9515477 US. Overcurrent protection device, overcurrent protection method and nontransistory medium / Kazuhiko Ueda. Publ. 6.12.16.
12. Пат. 2508941 РФ. Щековая дробилка / А.Г.Никитин, А.В.Витушкин, К.В.Тагильцев-Галета; заявл.25.10.2012; опубл. 10.04.2014. Бюл. № 7.
13. Никитин А.Г., Абрамов А.В., Баженов И.А. Расчет параметров упругого пневматического элемента, выполненного в виде цилиндра с ограниченной радиальной деформацией. – Известия вузов. Черная металлургия. – 2018. - Т.61 - № 8. - С. 620-624.
14. A G Nikitin, A.V. Abramov, I.A. Bazhenov. Elastic Pneumatic Cylinder for Vibration Suppression in Slip Bearings. – Steel in Translation, 2018, Vol. 48, No. 8, pp. 501–504.

УДК 621.926.3

СРАВНЕНИЕ ТИПОВЫХ ЗАКОНОВ РЕГУЛИРОВАНИЯ ДРОБИЛЬНОГО АГРЕГАТА НА ПРИМЕРЕ ЩЕКОВОЙ ДРОБИЛЬНОЙ МАШИНЫ

д.т.н. Никитин А.Г., к.т.н. Тагильцев-Галета К.В., к.ф.-м.н. Лактионов С.А.
Сибирский государственный индустриальный университет, г. Новокузнецк, Россия

Аннотация. Для управления щековой дробилкой в условиях постоянно меняющихся входных воздействий используются различные виды типовых регуляторов. При использовании П-регулятора 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. Параметры регуляторов были приняты по методу Никольса-Циглера. Показано, что каждый из типовых регуляторов имеет свои недостатки, которые могут быть несущественными при эксплуатации.

***Ключевые слова*:** щековая дробилка, предохранитель, регулятор, автоматический контроль.

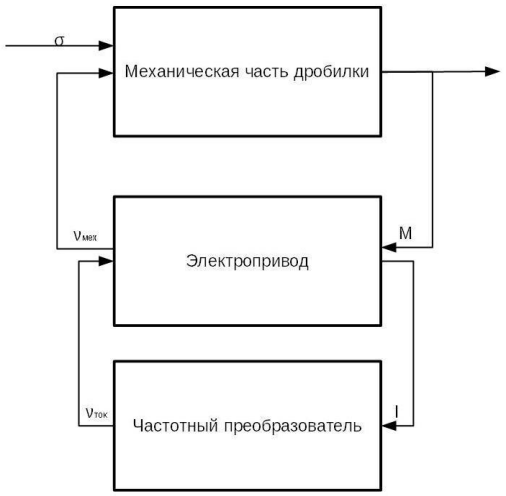
Введение. Многие промышленные производства перерабатывают и используют в больших количествах сыпучие материалы различных классов крупности. В большинстве случаев нужная крупность достигается измельчением более крупных кусков на дробилках.

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.



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

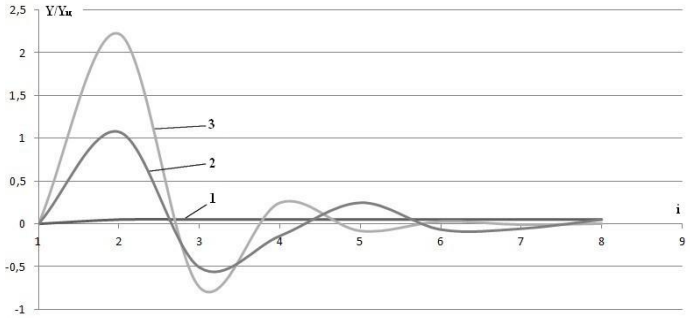
Увеличение необходимого момента приводит к росту значения тока статора электропривода. Изменяя частоту тока с помощью частотного преобразователя, достигается такая частота вращения вала электродвигателя, при которой он развивает необходимый для измельчения материала момент.

Во время переходных процессов, возникающих при изменении технологических параметров (например, при изменении прочности измельчаемого материала) в цепях обратной связи, может возникнуть 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].



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

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.

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..

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.

УДК 621.313.8

СРАВНИТЕЛЬНЫЙ АНАЛИЗ ВЕНТИЛЬНЫХ ЭЛЕКТРИЧЕСКИХ МАШИН С ДВУМЯ РОТОРАМИ С РАДИАЛЬНЫМ ИЛИ АКСИАЛЬНЫМ МАГНИТНЫМ ПОТОКОМ

Малышев А.В.

Сибирский государственный индустриальный университет, г. Новокузнецк, Россия

Аннотация. Статья посвящена сравнению производительности двухроторных вентильными электрических машин с радиальным или аксиальным магнитным потоком, которое включает в себя крутящий момент, потери в обмотках и магнитопроводах, полезную мощность на единицу массы активного материала, потери на единицу площади воздушного зазора.

Ключевые слова: аксиальный магнитный поток, радиальный магнитный поток, крутящий момент, постоянные магниты, КПД.

Введение. Вентильные электрические машины малой и средней мощности широко используются в электроприводах не только общепромышленного назначения, но и для специальных целей (военная продукция, медицина, космос и др.). В настоящее время для этих целей в основном применяются вентильные электрические машины с радиальным магнитным потоком (ВМРП), т.к. у данного типа машин хорошие удельные энергетические показатели, а также существуют отлаженные технологии их производства.

Сравнительно недавно (с 90-х годов XX века) начали активно внедряться вентильные электрические машины с аксиальным магнитным потоком (ВМАП), также называемые дисковыми машинами, которые являются привлекательной альтернативой радиальным машинам из-за своей плоской геометрии, компактной конструкции и высокой плотности энергии. Двигатели с аксиальным магнитным потоком особенно подходят для электромобилей, насосов, вентиляторов, механизмов клапанного распределения, центрифуг, станков, роботов, промышленного оборудования. Ротор большого диаметра с высоким моментом инерции может использоваться в качестве маховика. ВМАП также могут работать как генераторы малой и средней мощности. Поскольку у данного типа машин можно разместить большое количество полюсов, эти машины идеально подходят для применения на низких скоростях, например, для электромеханических тяговых приводов, подъёмно-транспортных механизмов или ветрогенераторов [1].

Уникальный профиль дискового ротора и статора ВМАП позволяет создавать универсальные и взаимозаменяемые модели. ВМАП могут быть спроектированы как машины с одним или несколькими воздушными зазорами. Для данного типа машин ротор выполняется без пазовых обмоток, вместо них применяются постоянные магниты.

В связи с открытием новых материалов, внедрением прогрессивных технологий производства и совершенствованием систем охлаждения становится возможным дальнейшее увеличение удельной мощности (выходная мощность машины к её массе или объёму) электрической машины. Для машин с радиальным магнитным потоком существует ограничение по увеличению удельной мощности из-за следующих факторов [2 - 6]:

– наличие узкой зоны на пути магнитного потока у корня зуба ротора для индукционных или бесщеточных машин с внешними роторами;

– значительная часть сердечника ротора вокруг вала (ярмо ротора) практически не используется в качестве магнитопровода;

– плохой отвод тепла через воздушный зазор между статором и ротором.

Эти ограничения по своей природе связаны с исполнениями машин с радиальным потоком и не могут быть легко устранены, если не будет принята новая конфигурация. ВМАП, обладающая

большей производительностью чем машина ВМРП, является более компактной, чем её аналог с радиальным потоком.

Отличительными особенностями ВМАП от ВМРП являются [6, 7]:

– у ВМАП отношение внешнего диаметра к длине намного больше, чем у ВМРП, что в свою очередь способствует хорошей вентиляции и охлаждению;

– ВМАП имеют плоский воздушный зазор, который можно несколько регулировать;

– возможность иметь более высокую удельную мощность с некоторой экономией материала сердечника;

– конфигурация ВМАП идеально подходит для проектирования агрегатной машины, в которой количество одинаковых агрегатов регулируется в соответствии с требованиями к мощности или крутящему моменту;

– чем больше внешний диаметр сердечника, тем больше число полюсов, которые можно разместить, что делает ВМАП подходящим выбором для высокочастотных или низкоскоростных операций.

Конструкция машин с радиальным или аксиальным магнитным потоком. В этом разделе рассматриваются особенности конструкции двух типов машин. В каждой конфигурации в качестве постоянных магнитов применяются неодимовые (NdFeB) магниты.

Трёхмерная конфигурация ВМРП с двумя роторами, показанная на рис. 1, достигается путём размещения тороидально намотанного статора между двумя роторами, с установленными на них радиально направленными постоянными магнитами. В этой конструкции в качестве обмотки статора используются соединённые последовательно обмотки или кольцевые обмотки. Для создания крутящего момента обмотка располагается на внутренней и внешней поверхностях статора аналогично ВМАП. Поперечное сечение машины показано на рис. 2.

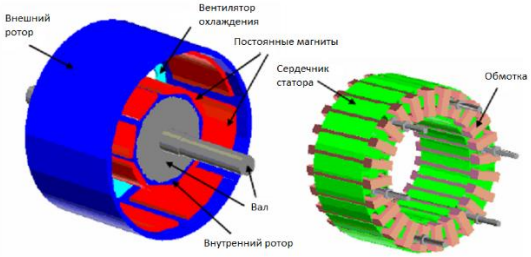


Рис. 1. Конструкция ВМРП с двумя роторами и тороидально-намотанной обмоткой статора

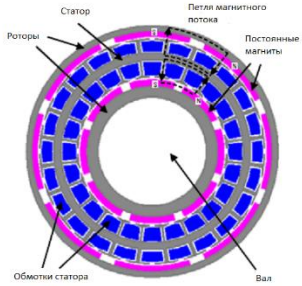


Рис. 2. Поперечное сечение ВМРП с 2 роторами

3D модель ВМАП с двойным ротором показана на рис. 3, а её поперечное сечение, с изображённой петлёй магнитного потока – на рис. 4. На внутренних поверхностях дисковых роторов установлены постоянные магниты. Между двумя роторами располагается статор с тороидальной или кольцевой обмоткой. Аналогично обмотке статора ВМРП, для тороидально намотанной обмотки ВМАП применяются направленные северными полюсами к статору магниты.

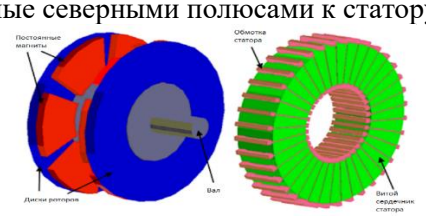


Рис. 3. Конструкция ВМАП с двумя роторами и тороидально-намотанной обмоткой статора

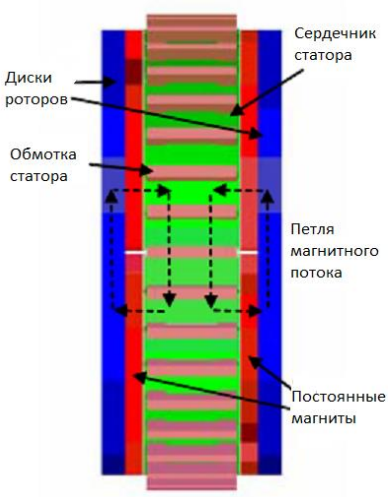


Рис. 4. Поперечное сечение ВМАП с 2 роторами

Основными преимуществами машин обоих типов являются особенности, обусловленные применением тороидальных обмоток и конструктивной особенности (2 воздушных зазора между статором и ротором). Лобовые части тороидальных обмоток довольно короткие, что непременно снижает потери в проводниках и повышает КПД электрической машины. Благодаря применению тороидальных обмоток, в отличии от обычных кольцевых и волновых обмоток, уменьшаются размеры электрической машины и снижаются материальные затраты на изготовление машины [8].

Расчётные параметры. Для сравнения двух типов машин выбрана скорость вращения 1800 об/мин и четыре разных уровня мощности 2,2; 7,4; 18,4; 36,8 кВт. В каждом типе электрических машин применяются неодимовые (NdFeB) магниты. Для оценки влияния числа полюсов на плотность крутящего момента и КПД машины применяются двигатели с 4, 8, 12, 16, 20, 24, 28 полюсами. Сравнительный анализ электрических машин состоит из 6 аспектов:

- масса материалов и их стоимость;
- потери в проводниках и магнитопроводе;
- крутящий момент и мощность на единицу объёма;
- крутящий момент и мощность на единицу массы;
- потери мощности в воздушных зазорах;
- КПД электрической машины.

Для сравнения производительности двух типов машин, определены параметры, которые остаются постоянными (табл. 1).

Таблица 1

Расчётные параметры для сравнения двух типов электрических машин

Параметр	Мощность электрической машины, кВт			
	2,2	7,4	18,4	36,8
Плотность тока, А/мм^2	5,5	5,6	5,7	6,0
Коэрцитивная сила по индукции, кА/м	24,5	28	32,5	45
Механические потери, %	3	2	0,9	0,7
Величина воздушного зазора, мм	1,0			
Скорость вращения, об/мин	1800			
Число фаз	3			
Температура перегрева магнита, ^{0}C	80			
Коэффициент заполнения паза статора	0,95			
Коэффициент заполнения паза по меди	0,45			
Остаточная магнитная индукция при 120 ^{0}C, Тл	1,0			
Относительная диэлектрическая проницаемость магнита	1,03			
Магнитная индукция в воздушном зазоре, Тл	0,65			

Сравнительный анализ. В этом разделе представлен набор результатов проектирования, включающий несколько графиков и таблиц, которые сравниваются и на их основе делаются выводы.

1. Влияния соотношения длины к диаметру у ВМРП и внутреннего диаметра к внешнему у ВМАП.

На рис. 5 а, 6 а, 7а показаны графики соотношения крутящего момента к массе машины, плотности (интенсивности) крутящего момента и КПД в зависимости от соотношения длины к её диаметру машины с радиальным магнитным потоком, а на рис. 5 б, 6 б, 7 б – те же рабочие характеристики для машин с аксиальным магнитным потоком в зависимости от соотношения внутреннего диаметра статора к внешнему. Четыре кривые на каждом графике представляют четыре разных уровня мощности машины. Число полюсов выбирается из практических ограничений для поддержания высокой плотности крутящего момента и высокого КПД машины.

На рис. 5-7 показано, что соотношения длины к диаметру для ВМРП и внутреннего диаметра статора к внешнему для ВМАП являются основными параметрами, подлежащими оптимизации. Для ВМРП максимальная плотность крутящего момента от соотношения длины к диаметру равного 0,5, а КПД и соотношение крутящего момента к массе уменьшаются при соотношении длины к диаметру больше 0,5. Таким образом для ВМРП оптимальное соотношение длины машины к её диаметру равно 0,5. Для ВМАП самые высокие плотности крутящего момента достигаются при соотношении внутреннего диаметра к внешнему равному от 0,5 до 0,6. За пределами этой области плотность крутящего момента резко уменьшается, в тоже время отношение крутящего момента к массе активного материала машины увеличивается из-за более высокого соотношения диаметров.

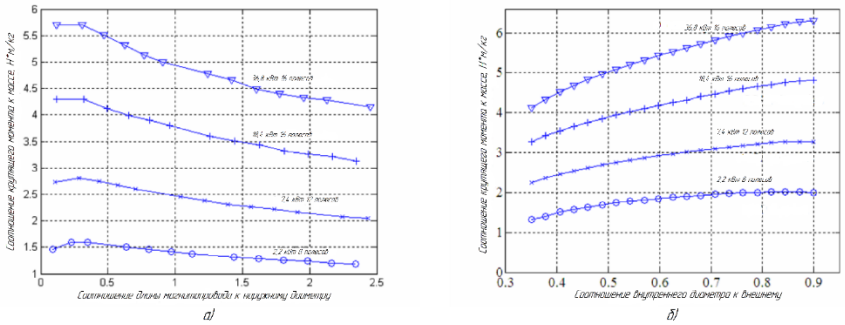


Рис. 5. Зависимость соотношения крутящего момента к массе активного материала от соотношения: а) длины к диаметру ВМРП; б) внутреннего диаметра статора к внешнему ВМАП

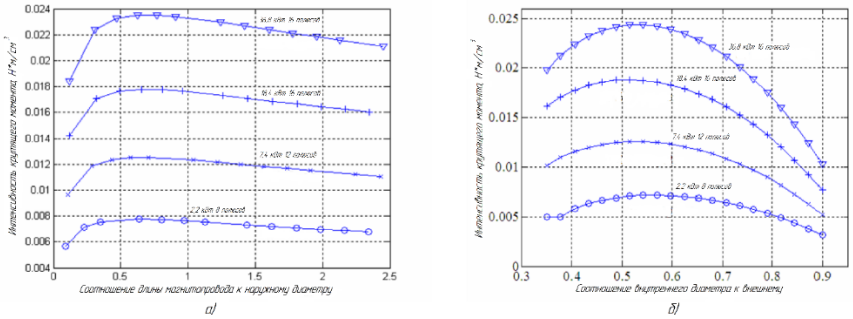


Рис. 6. Зависимость плотности (интенсивности) крутящего момента от соотношения: а) длины к диаметру ВМРП; б) внутреннего диаметра статора к внешнему ВМАП

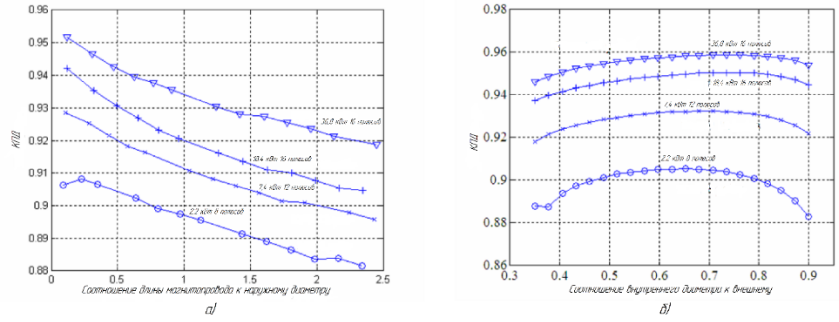


Рис. 7. Зависимость КПД от соотношения: а) длины к диаметру ВМРП; б) внутреннего диаметра статора к внешнему ВМАП

Проводя анализ рис.в 5 а и 5 б, можно обнаружить, что при увеличении номинальной мощности машины соотношение крутящего момента массе активного материала (медь, электротехническая сталь, магниты) увеличивается быстрее для ВМРП, чем для ВМАП при небольших соотношениях сторон и диаметров. Однако при больших соотношениях размеров ВМАП имеют более высокое соотношение крутящего момента к массе, чем ВМРП.

Так как аксиальная длина ВМАП почти постоянна, то с увеличением номинальной мощности увеличивается и диаметр статора. Для ВМРП соотношение длины к диаметру может быть оптимизировано в соответствии со специальными требованиями к форме машины. Кроме того, плотность крутящего момента машины не очень чувствительна к соотношению, как показано на рисунке 6а. Это является преимуществом для ВМРП.

2. Вес, стоимость и плотность крутящего момента.

На основании графиков, изображенных на рисунках 5-7, для сравнения веса и стоимости активных материалов, выбраны соотношение размеров равное 0,5 для ВМРП и 0,55 для ВМАП. Результаты, представленные в табл. 2, показывают, что масса электротехнической стали почти равна для обоих типов машин, но при этом у ВМРП применяется больше меди, а у ВМАП – больше постоянных магнитов. Поскольку стоимость постоянных магнитов выше, чем стоимость меди, то получается, что общая стоимость активных материалов у ВМАП выше, чем у ВМРП.

Таблица 2

Масса активных материалов и их стоимость

Мощность	ВМРП				ВМАП			
кВт (л.с.)	Масса меди, кг	Масса электротехнической стали, кг	Масса постоянных магнитов, кг	Стоимость*, ₽	Масса меди, кг	Масса электротехнической стали, кг	Масса постоянных магнитов, кг	Стоимость*, ₽
2,2 (3)	1,87	5,86	0,55	3 777,59	1,10	4,60	1,10	6 188,95
7,4 (10)	4,10	10,45	1,10	7 543,32	2,16	9,72	2,00	11 414,09
18,4 (25)	7,23	16,55	1,75	12 195,58	3,86	17,71	3,59	20 505,82
36,8 (50)	12,41	24,36	2,23	16 730,60	6,49	26,00	5,54	31 682,38
*Стоимость материалов рассчитывается из среднерыночных цен: неодимовые магниты 4 984,21 ₽/кг; медь 284,81 ₽/кг; электротехническая сталь 85,44 ₽/кг.								

3. Потери мощности и КПД.

Потери мощности в меди, сердечнике, воздушных зазорах и КПД машин сведены в табл. 3. На основе результатов, представленных в данной таблице, можно сделать вывод, что чем больше номинальная мощность машины, тем меньше потери и больше КПД у ВМАП, по сравнению с ВМРП.

Таблица 3

Потери мощности и КПД ВМРП и ВМАП

Мощность	ВМРП				ВМАП			
кВт (л.с.)	Потери в меди, Вт	Потери в сердечнике, Вт	Потери в воздушных зазорах, Вт/см^2	КПД	Потери в меди, Вт	Потери в сердечнике, Вт	Потери в воздушных зазорах, Вт/см^2	КПД
2,2 (3)	92,2	57,1	0,456	0,911	91,4	60	0,37	0,911
7,4 (10)	205	270	0,734	0,922	186,4	189,8	0,42	0,934
18,4 (25)	395	837	1,197	0,930	345,5	480,1	0,55	0,949
36,8 (50)	729	1300	1,546	0,942	643,6	713,5	0,73	0,958

4. Влияние числа полюсов.

Влияние числа полюсов для двух типов машин на плотность крутящего момента и КПД машины показано на рис. 8-9. С увеличением числа полюсов увеличивается и плотность крутящего момента (рис. 8). Но стоит заметить, что с увеличением номинальной мощности электрических машин, плотность крутящего момента ВМАП превосходит ВМРП. На графиках, изображённых на рис. 9, можно сделать вывод, что увеличение числа полюсов уменьшает КПД машин обоих типов. Однако, следует отметить, что КПД у ВМАП менее чувствителен к увеличению полюсов, чем КПД у ВМРП. Кроме того, несмотря на то, что на этих графиках показаны различное количество полюсов в широком диапазоне (от 4 до 28 полюсов) для ВМРП большое число полюсов не может быть использовано вследствие ограничения жёсткости зуба статора. Например, ширина зуба статора 12-полюсной машины мощностью 2,2 кВт составляет 1 мм, что недостаточно для обеспечения достаточной механической жёсткости.

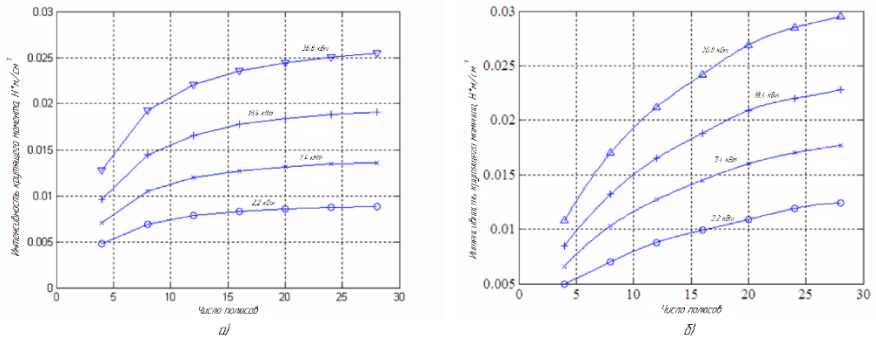


Рис. 8. Плотность крутящего момента в зависимости от числа полюсов: а – у ВМРП; б – у ВМАП

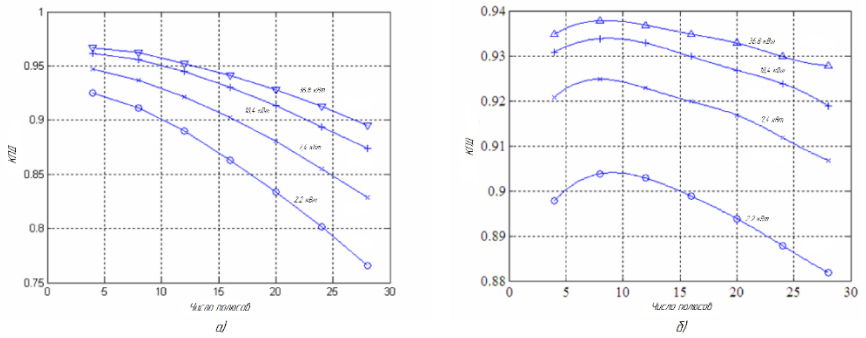


Рис. 9. Зависимость КПД от числа полюсов: а – у ВМРП; б – у ВМАП

Выводы. В данной статье проведён сравнительный анализ двухроторных электрических машин с радиальным или аксиальным магнитным потоком. Сравнение проводилось на 4 уровнях мощности при постоянной номинальной скорости 1800 об/мин. В целом ВМРП и ВМАП имеют схожие характеристики плотности крутящего момента, соотношения крутящего момента к массе активных материалов, потерь и КПД.

Из данных, представленных выше, следует вывод, что машины с аксиальным потоком имеют меньший объем при заданной номинальной мощности, что делает плотность крутящего момента очень высокой. С увеличением номинальной мощности суммарный вес активных материалов машин с аксиальным магнитным потоком уменьшается, по сравнению с машиной с радиальным потоком, что делает активный вес ВМАП более лёгким. Однако стоимость активных материалов ВМАП намного выше, чем у ВМРП из-за большего количества постоянных магнитов, необходимых ВМАП. Тем не менее с ростом номинальной мощности возрастает и КПД применения ВМАП, по сравнению с ВМРП.

Библиографический список

1. Gieras, J.F., Wang R-J, Kamper M.J.: Axial Flux Permanent Magnet Brushless Machines, Springer Science, 2008.

2. Campbell P. (1975). The magnetic circuit of an axial flux DC electrical machine, IEEE Trans. MAG-11(5):1541–1543.

3. Chan C.C. (1987). Axial-field electrical machines: design and application, IEEE Trans. EC-2(2): 294–300.

4. Gieras J.F., and Wing M. (2002). Permanent magnet motor technology: design and applications. 2nd ed., Marcel Dekker, New York.

5. Leung W.S., and Chan C.C. (1980). A new design approach for axial-field electrical machine, IEEE Trans. PAS-99(4):1679–1685.

6. Miti G.K., and Renfrew A.C. (1998). Field weakening performance of the TORUS motor with rectangular current excitation, Int. Conf. on Electr. Machines ICEM'98, Istanbul, Vol. 1, pp. 630–633.

7. Chan C.C. (1982). Axial-field electrical machines with yokeless armature core. PhD Thesis, University of Hong Kong.

8. Ronghai Qu, M. Aydin and T.A. Lipo, "Performance comparison of dual-rotor radial-flux and axial-flux permanent-magnet BLDC machines", IEEE International Electric Machines and Drives Conference, 2003, pp. 1948 – 1954.

УДК 625.143.48

РАЗРАБОТКА ТЕХНОЛОГИИ ИЗГОТОВЛЕНИЯ РЕЛЬСОВЫХ ПЛЕТЕЙ ДЛЯ ПОДЪЕЗДНЫХ ЖЕЛЕЗНОДОРОЖНЫХ ПУТЕЙ ШАХТ

[1]Шевченко Р.А., [1]д.т.н. Козырев Н.А., [2]Кратько С.Н., [1]к.т.н. Крюков Р.Е., [1]Михно А.Р.
1 - Сибирский государственный индустриальный университет, г. Новокузнецк, Россия
2 - ООО «РСП-М», пгт. Промышленная, Россия

Аннотация. Разработана технология контактно-стыковой сварки рельсовых плетей. Изучено влияния режимов сварки с последующей изотермической выдержкой образцов из рельсовой стали. Выбран оптимальный режим изотермической выдержки. Проведены испытания сварных стыков на статический трехточечный изгиб.

Ключевые слова: сварка, электроконтактная сварка, термообработка, зона термического влияния, технология, эксплуатационная стойкость, трехточечный изгиб.

В настоящее время наибольшее распространение получил электроконтактный способ сварки рельсов методом пульсирующего оплавления. Считается, что данный метод 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 ЗТВ. 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 ЗТВ сварного стыка [1, 2]. Выбор теплового режима основан на исключении образования структур закалки (мартенсита и бейнита), вызывающих дополнительные напряжения и трещины, которые приводят к разрушению рельсов [3]. В связи с этим [4] особое значение приобретает разработка таких режимов сварки для железнодорожных рельсов высокоскоростных магистралей, изготовленных из хромистой стали.

Сварные стыки рельсовых плетей после сварки, обязательно подвергаются термической обработке на индукционных установках УИН-001-100/РТ-С и УИН-001-100/РТ-П (далее УИН), производимых предприятием ООО «Магнит М». Ранее для термической обработки использовались установки ИТТ3-250/2,4 с источником питания мощностью 250 кВт, мощность источника питания установок УИН составляет 100 кВт при одинаковой скорости нагрева сварного стыка рельса. Наиболее существенным изменением является замена воздушно-водяной смеси, используемой в качестве закалочной среды на установках ИТТ3-250/2,4 на сжатый воздух в установках нового поколения. Использование сжатого воздуха обеспечило более качественную термическую обработку сварных стыков, что является особо актуальным в связи с расширением применения на отечественных железных дорогах легированных сталей, в том числе легированных хромом. Для этих сталей закалочное охлаждение воздушно-водяной смесью способствует получению структур с наличием мартенсита, что резко снижает сопротивление рельсов усталостному и хрупкому разрушению рельсовой стали [5].

При всех положительных воздействиях термической обработки с применением закалочной среды в виде сжатого воздуха у современных индукционных установок имеется ряд недостатков, которые связаны с: появление новых зон термического влияния при местном нагреве сварных сты-

ков при термической обработке, односторонним охлаждении только со стороны головки, что приводит к ухудшению прямолинейности сварных стыков после охлаждения, недостаточной глубиной прогрева сварных стыков при термической обработке.

Локальная термическая обработка сварного стыка приводит к увеличению и появлению новых зон термического влияния по сравнению с зонами при сварке рельсов контактным способом без термической обработки. Увеличение линейной величины зон после термической обработки в головке рельса на расстоянии порядка 40-47 мм от сварного стыка и в его подошве на расстоянии 70-75 мм приводит к снижению механических свойств сварного стыка [5].

Компанией Shlatter предложено решение данной проблемы с использованием процесса контактной стыковой сварки оплавлением рельсов на оборудовании: стационарной рельсосварочной машине GAA 100. Процесс разделяют на три этапа. Первый этап – разогрев свариваемых поверхностей, второй этап – фактическая сварка, третий этап – охлаждение сварного соединения. Первый этап разогрева, в свою очередь, делят еще на три этапа: 1- «намеренное оплавление», 2- «предварительное нагревание» и 3- «оплавление». Второй этап фактической сварки является осадкой под током. Во время последнего третьего этапа после сварки применяется термообработка подобно предварительному подогреву для снижения скорости охлаждения после сварки – производят пропускание электрического тока через сварной стык несколькими импульсами. Данные импульсы тока предназначены лишь для снижения скорости охлаждения и исключения образования закалочных структур в металле сварного соединения [6].

Разработанный в условиях СибГИУ и защищенный патентом РФ альтернативный способ решения проблемы, который предполагает после осадки и охлаждения сварного стыка в момент достижения необходимой температуры, удерживать заданную температуру путем пропускания импульсов переменного электрического тока через сварной стык. Температура выдержки выбирается исходя из получения более мелкодисперсной структуры металла шва. Время выдержки определяется инкубационным периодом образования необходимой структуры и регулируется количеством импульсов тока [7].

Изучение влияния режимов сварки с последующей изотермической выдержкой образцов из рельсовой стали, производимой путем пропускания импульсов переменного электрического тока после сварки на качественные показатели сварного стыка проводили на машине для контактной стыковой сварки МСР-6301 в условиях рельсосварочного предприятия ООО «РСП-М» (РСП-29). Для исследования вырезались образцы полнопрофильных рельсов типа Р65 категории ДТ350 длинной 600 мм. Сварка рельсов производилась по заданному режиму (табл. 1).

Таблица 1

Режим сварки рельсов Р65

№ уч.	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
S, мм	2	4	3	2,5	2,5	2	1,5	1,5	1,5	1,5
U, %	75	70	55	60	60	65	70	88	88	98
Vв, мм/с	0,6	1,3	0,8	1	1,1	1,2	0,7	0,9	1,1	1,2
Vн, мм/с	0,5	0,6	0,5	0,4	0,4	0,5	0,4	0,3	0,2	
Iкор, А	200	300	200	200	250	250	250	300	400	500
Iост, А	300	450	350	350	400	400	460	500	600	700
Iрев, А	400	500	400	400	450	450	550	600	700	800
Iкз, А	1200	1200	1200	1200	1200	1200	1200	1200	1200	1200
Soc.=14 мм – путь осадки; Voc. = 100 мм/с – скорость осадки; Si = 6 мм – путь осадки под током.										

Режим сварки главным образом заключается в управлении оплавлением при контактной стыковой сварке, что осуществляется корректировкой задаваемой скорости оплавления в зависимости от текущего значения тока. Это осуществляется изменением установок начала коррекций скорости (ток коррекции Iкор), тока Iост, останавливающего подачу, и тока Iрев, дающего команду на реверс. Для этого программируемые значения скорости и тока оплавления, реализующие обратную связь Iкор, Iост, Iрев, подбирают таким образом, чтобы фактическое среднее значение тока на осциллограмме было в 2 раза меньше тока короткого замыкания. Это соответствует максимуму электрической мощности, развиваемой в контакте между оплавляемыми торцами заготовок. Недопустимые

отклонения тока форме скачкообразных изменений его величины исключаются благодаря быстродействующей обратной связи. Эта же обратная связь стабилизирует текущее значение сварочного тока.

Для получения информации о термическом влиянии на структуру металла измерения температур в зоне термического влияния во время сварки производилось с помощью тепловизора HotFind-D. 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. Тепловизор устанавливался на штативе на расстоянии 1 метр от сварного стыка рельсов.

Для поиска оптимальных режимов изотермической выдержки в первой серии экспериментов проведен полный факторный эксперимент $N = 2^k$ (табл. 2). Исследуемыми параметрами являлись: X_1 – время охлаждения после осадки (характеризуется скоростью охлаждения (степень переохлаждения аустенита) и температурой T_1, до которой происходит охлаждение); X_2 – время подогрева (характеризуется температурой T_2, до которой происходит нагрев); X_3 – время охлаждения после подогрева (характеризуется температурой T1, до которой происходит охлаждение); X_4 – количество импульсов подогрева (характеризуется инкубационным периодом превращения аустенита в перлит).

Длительность выдержки (X_1) необходимо подобрать таким образом, чтобы сварной стык остыл до значений температуры, при которой образуется необходимая структура металла шва. Импульсы пропускания тока задавались с определенным интервалом. Длительность импульса (X_2) определяется температурой сварного стыка, которая не должна подниматься выше значений температур, требуемых для образования необходимой структуры. Длительность интервала (X_3) подбирается таким образом, чтобы температура сварного стыка не опускалась ниже значений температур, при которых образуется необходимая структура металла шва. Количеством импульсов (X_4) задается время, в течение которого поддерживается средняя температура сварного стыка, необходимая для формирования требуемой структуры при сварке.

Таблица 2

Матрица планирования экспериментов $N = 2 \cdot 3^k$

№ образцов	Значения факторов		
	X_1, с	X_2, с	X_3, с
1	60	2	30
2	160	2	30
3	60	6	30
4	160	6	30
5	60	2	15
6	160	2	15
7	60	6	15
8	160	6	15
Для сравнения так же была проведена сварка образца № 0 – без изотермической выдержки. Количество импульсов (X_4), для уменьшения количества опытов, задавалось равным 4 на всех режимах изотермической выдержки.			

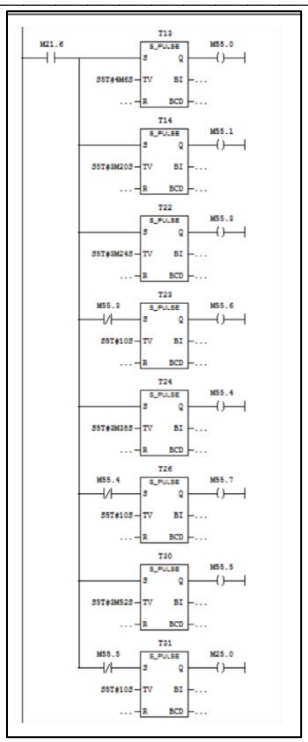
Для сравнения так же была проведена сварка образца № 0 – без изотермической выдержки.

Количество импульсов (X_4), для уменьшения количества опытов, задавалось равным 4 на всех режимах изотермической выдержки.

Управление режимами изотермической выдержки после сварки осуществляется с помощью персонального компьютера, изменяя программу промышленного контроллера SIMATIC S7–300. С помощью программного обеспечения Simatic Step 7 была написана программа, позволяющая управлять режимами изотермической выдержки. Для задания необходимых временных параметров были использованы таймеры (рис. 1 а). Для включения сварочного трансформатора использовался триггер, к которому на входы S и R подключены последовательно и параллельно контакты, включающиеся по таймерам (рис. 1б).

В дальнейшем проводили испытание термообработанных стыков на трехточечный статический изгиб согласно СТО РЖД 1.08.002-2009 «Рельсы железнодорожные, сваренные электроконтактным способом».

а



б

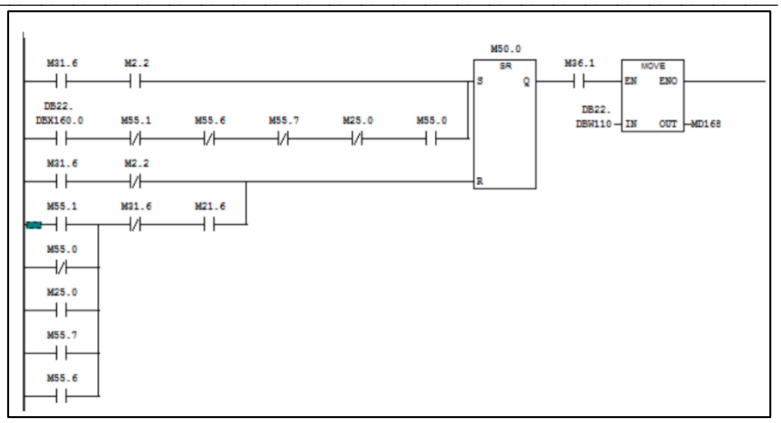


Рис. 1. Программа, отвечающая за изотермическую выдержки

Испытания на статический изгиб проводили на прессе типа ПМС-320. Контрольные образцы испытывались после сварки и удаления грата без дополнительной обработки стыков. При испытаниях на статический поперечный изгиб контрольный образец имел длину не менее 1200 мм со сварным стыком по середине. Нагрузку прикладывали в середине пролета контрольного образца в месте сварного стыка с расстоянием между опорами 1 м. Испытание контрольного образца производили с приложением нагрузки на головку (рис. 2).

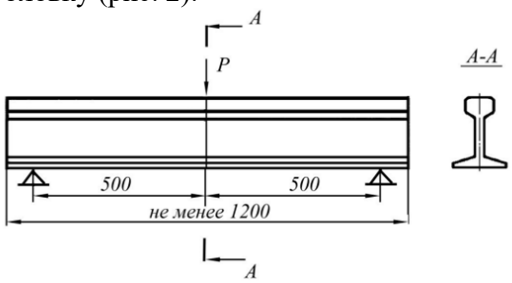


Рис. 2. Схема испытания на статический поперечный изгиб

Результатами испытания являются значения усилия, возникающего при изгибе Ризг, кН и значения стрелы прогиба fпр, мм, при которых происходит разрушение контрольного образца, либо максимальные значения данных показателей, если образец не разрушился во время испытаний. В табл. 3 приведены результаты испытаний.

Таблица 3

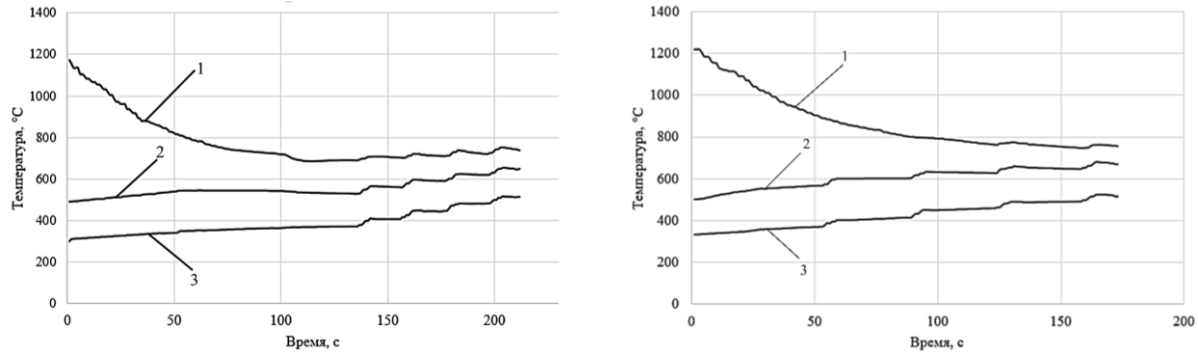
Результаты испытаний на статический трехточечный изгиб

№ образцов	Значения факторов	
	$Р_{изг}$, кН	$f_{пр}$, мм
1	2002	17,4
2	1882	17,9
3	2364	35,4
4	1970	20,1
5	2107	23,4
6	1616	11
7	2059	20,9
8	2244	31,2
0	2179	24,4

В результате эксперимента образцы 3 ($P_{изг}$ = 2364 кН, $f_{пр}$ = 35,4 мм) и 8 ($P_{изг}$ = 2244 кН, $f_{пр}$ = 31,2 мм) имеют значения показателей испытаний выше ($P_{изг}$ = 2000 кН, $f_{пр}$ = 27 мм) требований СТО РЖД 1.08.002-2009. Согласно данным, были получены регрессионные модели для выходных параметров усилия при изгибе и срелы прогиба: $P_{изг}$ = 1926,5 – 2,05 X1 + 64,38 X2 + 3,2 X3; R2 = 0,61, $f_{пр}$ = 15,72 – 0,04 X1+ 2,37 X2 + 0,07 X3; R2 = 0,51.

При этом рассмотрев процесс охлаждения наилучших результатов (рис. 4), можно сделать вывод о том, что формирование благоприятных механических свойств сварного соединения произошло в некоторой степени из-за замедления скорости охлаждения, т. к. в полной мере не были реализованы режимы изотермической выдержки.

а б



1 – центр шва, 2 – 20 мм от центра шва; 3 – 28 мм от центра шва

Рис. 4. График охлаждения после сварки: а - образца 9; б – образца 10

Для подтверждения результатов проведена вторая серия экспериментов, где повторно проведена сварка на режимах наилучшими результатами испытаний, а также выбран режим изотермической выдержки, полностью удовлетворяющий температурным режимам. Режимы и результаты повторной серии экспериментов приведены в табл. 4.

Таблица 4

Результаты второй серии экспериментов

№ образцов	Значения факторов			Результаты испытаний на статический изгиб	
	X_1, с	X_2, с	X_3, с	$P_{изг}$, кН	$f_{пр}$, мм
9 (8) *	160	6	15	1962	21,5
10 (3) *	60	6	30	2276	34,2
11	200	4	10	2493	40,2
Количество импульсов (X_4), для уменьшения количества опытов, задавалось равным 4 на всех режимах изотермической выдержки. * за скобками указан порядковый номер образца, в скобках номер повторяемого					

Результаты второй серии экспериментов подтвердили воспроизводимость параллельных опытов. В случае с образцом 9 (8) сыграла роль нестабильности работы рельсосварочной машины, т. к. данный образец варили первым после долгого простоя оборудования. Одним из факторов, оказывавших влияние на нестабильность, это недостаточный прогрев гидравлической жидкости, что на прямую влияет на параметры сварочного процесса (скорость передвижения подвижной станины во время оплавления и осадки).

Проведенные эксперименты позволили разработать, защищенный патентом РФ, способ контактной стыковой сварки [8], позволяющий получать сварное соединение изделий из рельсовой стали с необходимым и превосходящими технические требования СТО РЖД 1.08.002-2009 по механическим свойствам сварные соединения рельсов типа Р65 категории ДТ350.

Выводы. Путем проведения экспериментов были подобраны оптимальные режимы сварки с последующей изотермической выдержкой. Были получены сварные стыки обеспечивающие требуемы механические свойства.

Проведенные эксперименты позволили разработать, защищенный патентом РФ, способ контактной стыковой сварки [8], позволяющий получать сварное соединение изделий из рельсовой стали с необходимым и превосходящими технические требования СТО РЖД 1.08.002-2009 по механическим свойствам сварные соединения рельсов типа Р65 категории ДТ350.

Библиографический список

1. Mitsuru F. Rail flash-butt welding technology/ F. Mitsuru, N. Hiroaki, N. Kiyoshi// JFE Technical Report. – 2015. – № 20. – P. 159 – 163.
2. 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.
3. Козырев Н.А. Железнодорожные рельсы из электростали [Текст]/ Н.А. Козырев, В.В. Павлов, Л.А. Годик, В.П. Дементьев. – Новокузнецк: ЕвразХолдинг, Новокузнецкий металлургический комбинат, 2006. – 388 с.
4. Шур Е.А. Комплексный метод контактной сварки рельсов: [Текст] / Е.А. Шур, В.А. Резанов// Вестник ВНИИЖТ. – 2012. – № 3. – С. 20 – 22.
5. Резанов В.А. Комплексный метод контактной сварки рельсов: [Текст] / В.А. Резанов, В.М. Федин, А.В. Башлыков, А.И. Фимкин, С.К. Земан // Вестник ВНИИЖТ. – 2013. – № 2. – С. 28 – 34.
6. Temperature field evolution during flash-butt welding of railway rails/ L. Weingrill, J. Krutzler , N. Enzinger // Materials Science Forum, Volume 879, pp 2088-2093, May 2016 || doi:10.4028/www.scientific.net/MSF.879.2088
7. Козырев Н.А., Шевченко Р.А., Крюков Р.Е., Усольцев А.А. Разработка новой технологии сварки рельсов для высокоскоростного движения // Черная металлургия. Бюллетень научно-технической и экономической информации. 2018. Вып. 8(1424). С. 50 – 57.
8. Пат. 2641586 РФ, МПК В 23 К 11/04. Способ контактной стыковой сварки рельсов / Е.В. Протопопов, Н.А. Козырев, Р.А. Шевченко, Р.Е. Крюков, С.В. Фейлер, А.А. Усольцев // Заявл. 07.12.2016; опубл. 18.01.18. Бюл. № 2.

УДК 519.237: 669.018.25

ЭКСПЛУАТАЦИОННЫЕ ПОКАЗАТЕЛИ НОВЫХ ПОРОШКОВЫХ ПРОВОЛОК СИСТЕМЫ Fe–C–Si–Mn–Cr–Ni–Mo ДЛЯ НАПЛАВКИ ЗАЩИТНЫХ ПЛАСТИН ШНЕКОВ ОЧИСТНЫХ КОМБАЙНОВ

д.т.н. Козырев Н.А., к.т.н. Усольцев А.А., к.т.н. Крюков Р.Е., Гусев А.И., Осетковский И.В.
Сибирский государственный индустриальный университет, г. Новокузнецк, Россия

Аннотация. Оценка совместного влияния химического состава порошковых проволок на износ и твердость наплавленного слоя проводилась с помощью математико-статистических методов, позволяющих выявить влияние химического состава порошковых проволок на эксплуатационные показатели наплавленного слоя на горношахтное оборудование. 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-Ni-Mo. Полученные зависимости использованы для прогнозирования твердости наплавленного слоя и его износостойкости при изменении химического состава наплавленного металла. Разработаны новые, защищенные патентами РФ порошковые проволоки системы Fe-C-Si-Mn-Cr-Ni-Mo для наплавки горношахтного оборудования.

Ключевые слова: износ, твердость, наплавка, порошковая проволока.

Введение. Для повышения износостойкой наплавки горношахтного оборудования основными порошковыми проволоками в Российской Федерации являются проволоки системы Fe–C–Si–Mn–Cr–Ni–Mo типа А и В по классификации МИС[1], причем для этих целей широко используются отечественные проволоки типа 40 ГМФР и 40Х3Г2МФ [2-4], а так же импортные проволоки фирмы DRATEC (Германия) марки DT-SG 600 F и порошковые проволоки фирмы ESAB марок OK Tubrodur 15.52, OK Tubrodur 58 O/G M, основанные на тех же принципах легирования [5-8].

В работах [9-23], проведенных в условиях ФГБОУ ВО «Сибирский государственный индустриальный университет», определялось влияние введение различных элементов в порошковую проволоку системы Fe–C–Si–Mn–Cr–Ni–Mo на эксплуатационную стойкость полученного при наплавке слоя металла. В данной работе приводится изучение изменения концентрации различных элементов в разработанных проволоках в системе Fe–C–Si–Mn–Cr–Ni–Mo на износ и твердость наплавленного металла.

Методы исследования. Наплавку осуществляли сварочным трактором ASAW-1250 с использованием изготовленной порошковой проволоки на пластины из стали 09Г2С. Изготовление проволоки проводилось на лабораторной машине. Диаметр изготовленной проволоки 6 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. В состав ряда образцов проволоки взамен аморфного углерода вводилась пыль газоочистки алюминиевого производства, 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.

Химический состав наплавленного металла определяли рентгенофлюоресцентным методом на спектрометре XRF-1800 и атомно-эмиссионным методом на спектрометре ДФС -71. Измерение твердости исследуемых образцов выполняли по методу Роквелла в соответствии с требованиями ГОСТ 9013-59. 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. 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 со следующими параметрами: диапазон измерения частоты вращения вала нижнего образца (диапазон А) 75 –750 мин $^{-1}$; диапазон измерения момента трения (диапазон I) 1 – 10 Н·м.

Результаты и всестороннее рассмотрение вопроса. Для исследования были отобраны 2 серии образцов с близким химическим составом и величиной зерна аустенита, но с различным содержанием хрома (табл. 1) первая серия (образцы А5-А24) с содержанием более 3% хрома (3,94- 7,1%) и вторая серия (образцы И1-И16) менее 2% хрома (1,32 – 1,83%), причем с одинаковой структурой - мартенсит (табл. 2).

Таблица 1

Химический состав наплавленного металла

№ образца	C, %	Si, %	Mn, %	S, %	P, %	Co, %	Cu, %	W, %	Cr, %	Mo, %	Ni, %	V, %
А5	0,4	0,72	0,84	0,037	0,025	0,1	0,07	0,02	5,26	0,52	0,42	0,05
А6	0,45	0,8	0,77	0,044	0,023	0,11	0,07	0,02	4,98	0,5	0,56	0,04
А7	0,27	0,78	0,77	0,042	0,019	0,08	0,1	0,02	5,5	0,48	0,61	0,04
А8	0,38	0,62	0,8	0,038	0,020	0,09	0,07	0,02	4,98	0,47	0,82	0,04
А9	0,19	0,77	0,61	0,054	0,024	0,051	0,07	0,02	4,17	0,38	0,34	0,02
А10	0,19	0,63	0,65	0,056	0,019	0,056	0,08	0,02	4,06	0,38	0,3	0,03
А11	0,2	0,59	0,61	0,049	0,019	0,121	0,06	0,02	4,12	0,38	0,3	0,02
А12	0,2	0,64	0,6	0,058	0,021	0,199	0,08	0,02	4,03	0,39	0,3	0,03
А13	0,26	0,78	1,49	0,033	0,009	0,003	0,07	0,02	7,1	0,39	0,32	0,02
А14	0,22	0,73	1,38	0,029	0,014	0,003	0,09	0,02	5,95	0,32	0,29	0,03
А15	0,26	0,75	1,23	0,034	0,012	0,003	0,09	0,02	6,3	0,32	0,3	0,02
А16	0,26	0,75	1,16	0,033	0,016	0,003	0,09	0,02	6,06	0,34	0,3	0,04
А17	0,13	0,56	0,91	0,033	0,017	0,003	0,08	0,03	3,94	0,25	0,26	0,006
А18	0,17	0,61	1,2	0,033	0,015	0,002	0,1	0,025	6	0,37	0,39	0,006
А20	0,1	0,49	0,92	0,033	0,017	0,004	0,09	0,025	4,15	0,23	0,25	0,03
А21	0,19	0,54	1,15	0,031	0,015	0,002	0,09	0,025	6,21	0,38	0,4	0,04
А22	0,23	0,67	0,94	0,029	0,015	0,013	0,07	0,04	4,18	0,4	0,27	0,005
А24	0,205	0,78	1,01	0,030	0,015	0,19	0,07	0,08	4,12	0,37	0,26	0,008
Среднее содержание элемента в первой серии	0,24	0,68	0,95	0,038	0,02	0,06	0,08	0,03	5,06	0,38	0,37	0,03
И1	0,24	0,19	0,93	0,036	0,017	0,001	0,87	0,02	1,83	0,69	0,14	0,6
И2	0,25	0,27	0,96	0,033	0,01	0,001	0,09	0,08	1,65	0,68	0,33	0,6
И3	0,25	0,28	0,93	0,029	0,014	0,001	0,06	0,02	1,67	0,57	0,54	0,58
И4	0,29	0,15	0,92	0,034	0,012	0,001	0,06	0,05	1,65	0,6	0,65	0,59
И5	0,23	0,12	0,85	0,033	0,017	0,08	0,05	0,001	1,45	0,51	0,53	0,68
И6	0,21	0,23	0,89	0,031	0,015	0,03	0,07	0,001	1,45	0,55	0,54	0,54
И7	0,17	0,18	0,85	0,029	0,016	0,05	0,06	0,001	1,4	0,54	0,52	0,63
И8	0,17	0,28	0,91	0,032	0,015	0,06	0,06	0,001	1,32	0,46	0,45	0,59
И13	0,22	0,18	0,64	0,031	0,017	0,001	0,09	0,003	1,59	0,08	0,46	0,48
И14	0,21	0,23	0,73	0,033	0,017	0,001	0,09	0,001	1,73	0,23	0,53	0,55
И15	0,22	0,2	0,84	0,035	0,016	0,001	0,08	0,001	1,7	0,52	0,58	0,63
И16	0,21	0,19	0,79	0,033	0,02	0,001	0,09	0,001	1,62	0,77	0,59	0,61
Среднее содержание элемента во второй серии	0,22	0,21	0,85	0,03	0,02	0,02	0,14	0,02	1,59	0,52	0,49	0,59

Для оценки совместного влияния химического состава порошковых проволок на износ и твердость наплавленного слоя использовались математико-статистическими методы, которые позволяют выявить закономерности изменения результирующего показателя в зависимости от поведения различных факторов по известным методикам [24-26].

Таблица 2

Характеристики структуры, величины зерна, износ и твердости наплавленных образцов

№ образца	Структура	Величина зерна аустенита	HRC	Износ, г/об
А5	Мартенсит	7	49	0,000014
А6	Мартенсит	6,5	52	0,0000056
А7	Мартенсит	6	50	0,000071
А8	Мартенсит	6,5	52	0,000014
А9	Мартенсит	6,5	44,5	0,000071
А10	Мартенсит	6,5	42,5	0,000039
А11	Мартенсит	6,5	42,5	0,000044
А12	Мартенсит	6,5	37	0,000073
А13	Мартенсит	7	55	0,000028
А14	Мартенсит	7	41	0,000055
А15	Мартенсит	7	45	0,0000074
А16	Мартенсит	7	45	0,000034
А17	Мартенсит	6,5	40	0,000028
А18	Мартенсит	6	45	0,000054
А20	Мартенсит	6,5	38	0,000142
А21	Мартенсит	6	48	0,000055
А22	Мартенсит	6	43	0,000033
А24	Мартенсит	6,5	42	0,00003
средние		6,53	45,08	0,00004433
И1	Мартенсит	6,5	41	0,000029
И2	Мартенсит	6,5	40	0,000037
И3	Мартенсит	5,6	40	0,0000358
И4	Мартенсит	5,6	41	0,0000359
И5	Мартенсит	6,5	25	0,000136
И6	Мартенсит	6	21	0,000165
И7	Мартенсит	5,6	21	0,000115
И8	Мартенсит	5,6	21	0,0000888
И13	Мартенсит	6,5	20	0,00015
И14	Мартенсит	6	25	0,000134
И15	Мартенсит	6	29	0,00015
И16	Мартенсит	6	28	0,000092
средние		6,03	29,33	0,000097

На рис. 1-9 приведено влияние различных элементов в наплавленном слое с использованием рассматриваемых порошковых проволок на твердость и износ отдельно для каждой из серий и общее для данных серий. Полученные графики указывают, что степень влияния различных химических элементов на твердость наплавленного слоя и износ образцов различная. В исследуемых пределах, (как для каждой из серий, так и на общем графике) углерод, кремний, марганец, хром и молибден одновременно повышают твердость наплавленного слоя и уменьшают износ образцов, ванадий имеет такую же тенденцию для каждой из серий. Никель повышает твердость и износ.

При выборе оптимального химического состава для наплавки в состав порошковой проволоки осуществлялось введение вольфрама и кобальта. Поэтому в полученных сериях присутствуют данные элементы.

а б

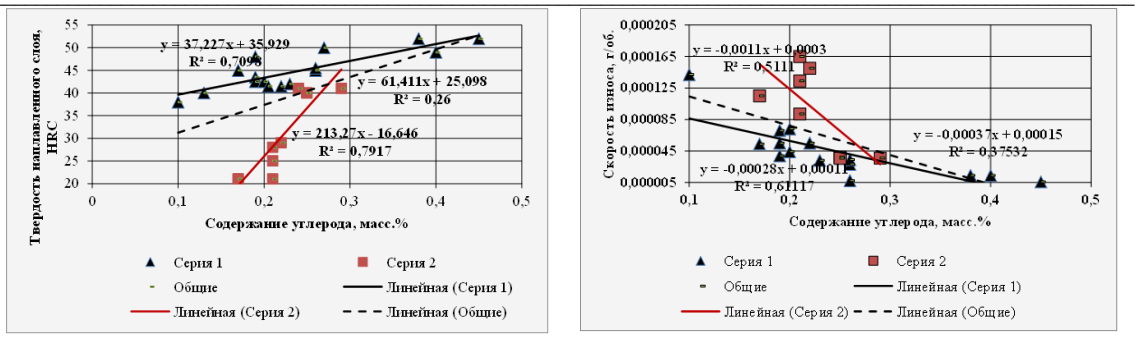


Рис. 1. Влияние содержания углерода на твердость (а) и износ (б)

а б

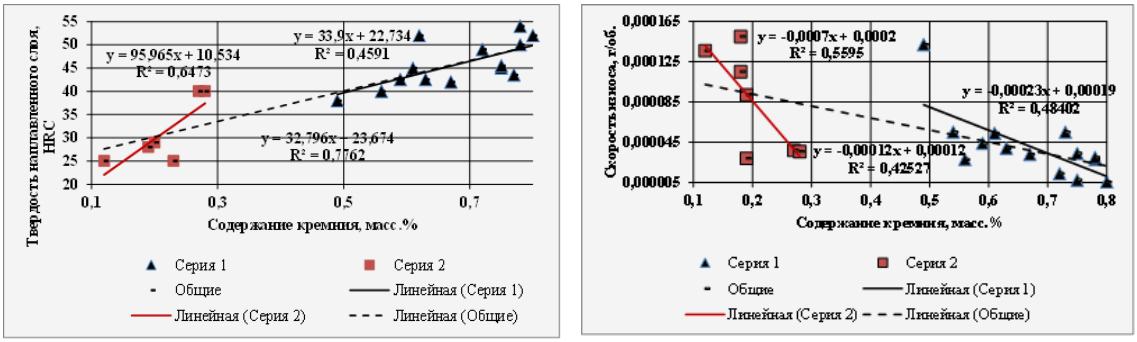


Рис. 2. Влияние содержания кремния на твердость (а) и износ (б)

а б

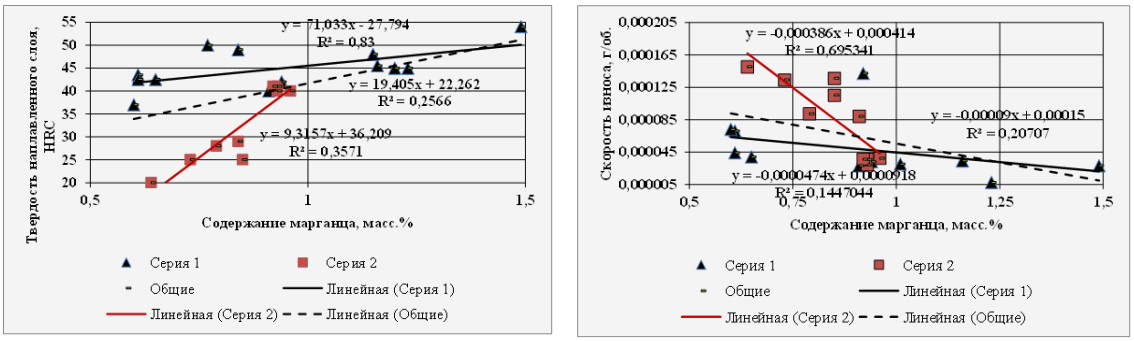


Рис. 3. Влияние содержания марганца на твердость (а) и износ (а)

а б

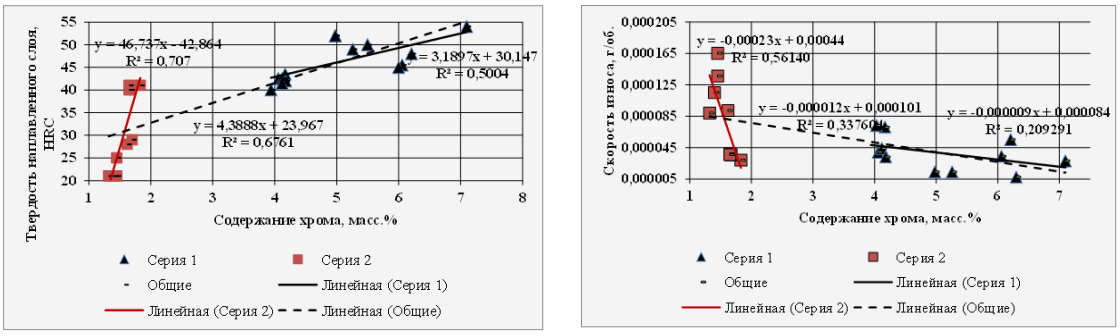


Рис. 4. Влияние содержания хрома на твердость (а) и износ (б)

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. Кобальт же снижает и твердость, и износ. Это, по-видимому, связано с высокопрочной твердой мартенситной матрицей, в которую «вмонтированы» более твердые карбиды вольфрама.

а б

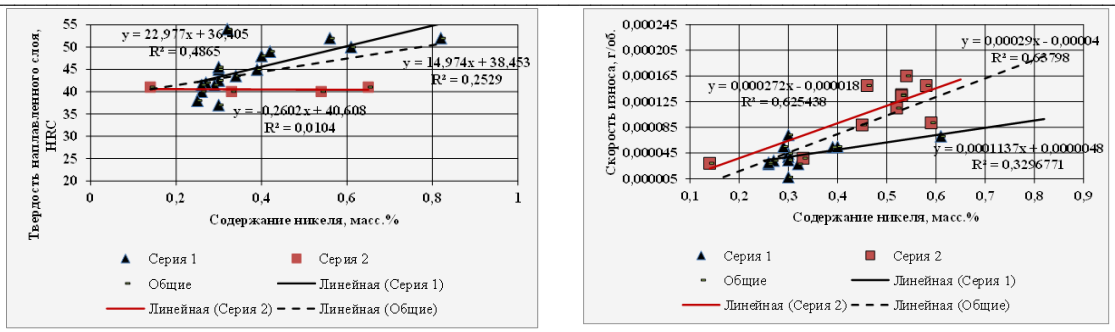


Рис. 5 Влияние содержания никеля на твердость (а) и износ (б)

а б

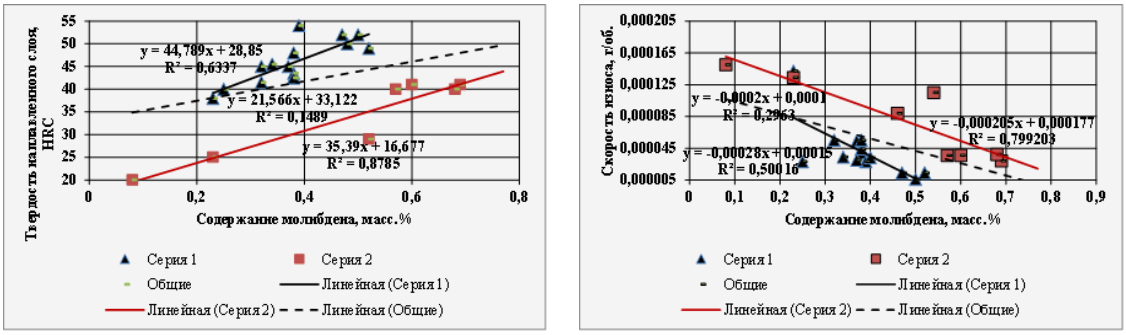


Рис. 6. Влияние содержания молибдена на твердость (а) и износ (б)

а б

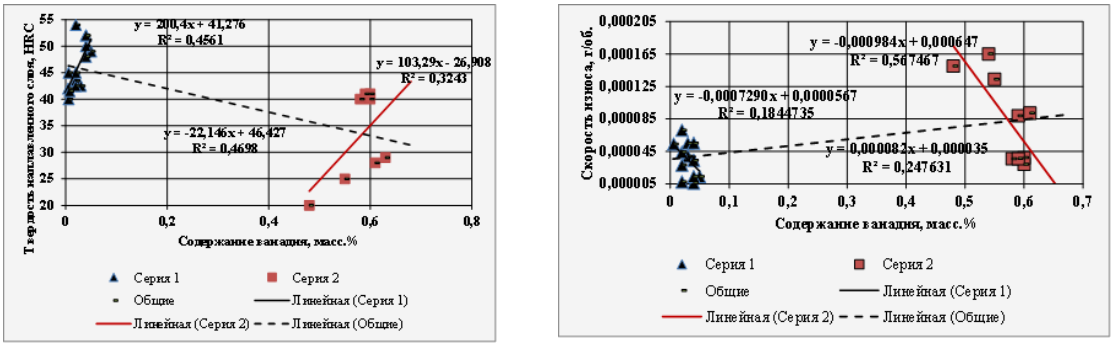


Рис. 7. Влияние содержания ванадия на твердость (а) и износ (б)

а б

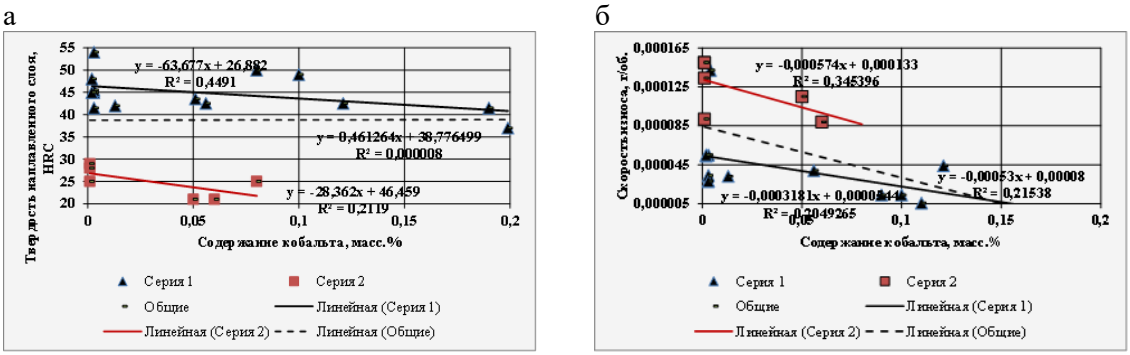


Рис. 8. Влияние содержания кобальта на твердость (а) и износ (б)

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, по-видимому, связано с получением более вязкой, но менее твердой матрицы. В случае от-

сутствия твердых частиц карбидов, вмонтированных в матрицу, эффект от введения кобальта отрицательный. Опыты указали на нецелесообразность введения в состав шихты разработанных проволок в исследованных пределах вольфрама и кобальта.

а б

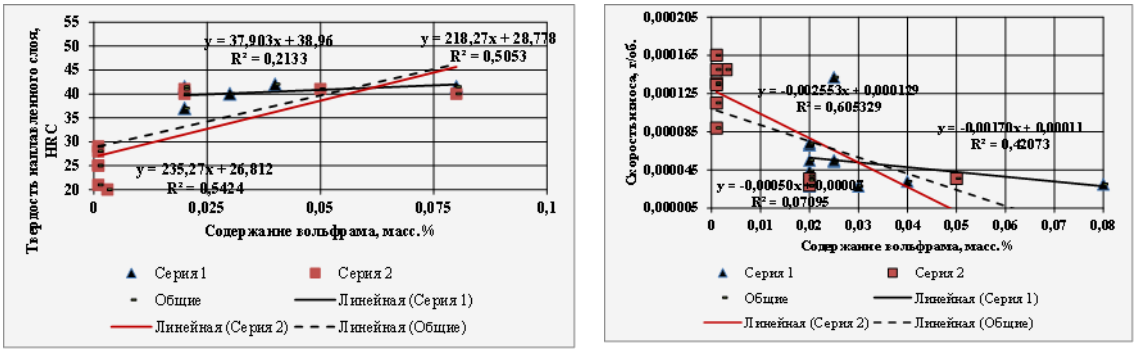


Рис. 9. Влияние содержания вольфрама на твердость (а) и износ (б)

Отдельно следует остановиться на влиянии хрома. При сравнении первой и второй серий плавок определено, что повышение концентрации хрома в наплавляемом слое в три раза, позволяет увеличить твердость в среднем в 1,5 раза и снизить износ на 45%.

Для проведения анализа были определены факторы, которые оказывают воздействие на изучаемый показатель, и отобраны наиболее существенные из них (см. табл. 1, 2). После этого выполнена проверка исходной информации на достоверность, однородность, соответствие закону нормального распределения. Далее была построена математическая модель многофакторной системы. Поскольку в приведенных системах имеют место независимые факторные признаки, используется детерминированный факторный анализ.

По результатам вычислений получены зависимости, адекватность которых фактическим значениям проверялась по показателю средней ошибки аппроксимации.

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 в результате проведенного анализа:

Твердость наплавленного слоя:

$HRC = 17,03 + 19,49 \cdot C - 2,27 \cdot Si - 9,43 \cdot Mn + 4,25 \cdot Cr + 15,67 \cdot Mo + 8,35 \cdot Ni - 33,56 \cdot Co + 12,41 \cdot Cu + 191,12 \cdot W - 10,69V - 22,45 \cdot S + 46,16 \cdot P$ (ошибка аппроксимации составляет 1,09%);

Скорость износа наплавленного слоя образцов:

$И = 0,000106 - 0,000268 \cdot C + 0,0000179 \cdot Si - 0,0000447 \cdot Mn + 0,0000108 \cdot Cr - 0,0000984 \cdot Mo + 0,000036 \cdot Ni + 0,000121 \cdot Co - 0,0000362 \cdot Cu - 0,000647 \cdot W + 0,000186 \cdot V - 0,000229 \cdot S + 0,000722 \cdot P$ (ошибка аппроксимации составляет 2,94 %).

Анализ полученных данных лег в основу разработки химического состава новых порошковых проволок, защищенных патентами РФ [27, 28].

Следует особо отметить, что выбор порошковой проволоки для процесса должен осуществляться исходя из экономических предпосылок, в частности эксплуатационного периода работы оборудования.

Выводы. Разработаны новые, защищенные патентами РФ, порошковые проволоки системы Fe-C-Si-Mn-Cr-Ni-Mo для наплавки горношахтного оборудования.

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-Ni-Mo. Полученные зависимости использованы для прогнозирования твердости наплавленного слоя и его износостойкости при изменении химического состава наплавленного металла.

Апробация на шахтах Кемеровской области защитных пластин шнеков очистного комбайна JOY4LS20, наплавленных разработанной порошковой проволокой (патент РФ 2641590), показало увеличение стойкости на 19,3%., по сравнению с аналогичными пластинами, наплавленными проволокой DRATEK. При этом наработка шнеков с наплавкой разработанной проволокой за период испытания составила 253 654 тонн угля, а с использованием пластин, наплавленных проволокой DRATEK, 204 698,7 тонн угля.

Список литературы

1. Технология электрической сварки металлов и сплавов плавлением / под ред. Б.Е. Патона. – М.: Металлургия, 1974 – 768с.

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. Influence of Filler Metals in Welding Wires on the Phase and Chemical Composition of Weld Metal/N A Kozyrev, I V Osetkovskiy, O A Kozyreva, E A Zernin and D S Kartsev//IOP Conference Series: Materials Science and Engineering, Volume 125(2016) - pages 1-7: All-Russia Scientific and Practical Conference on Materials Treatment: Current Problems and Solutions 26–28 November 2015, Yurga, Russia|doi:10.1088/1757-899X/125/1/01/012027.

10. Осетковский И.В., Козырев Н.А., Кибко Н.В., Попова М.В., Крюков Р.Е./Изучение влияния кобальта на структуру и свойства наплавленного порошковой проволокой системы Fe-C-Si-Mn-Cr-Ni - Mo-V металла // Актуальные проблемы в машиностроении. – 2017. - Т.4.– № 2 . - С. 100-106.

11. Influence of the cobalt additive on the flux cored wire of system Fe-C-Si-Mn-Cr-Ni-Mo-V/ I.V Osetkovskiy., N.A.Kozyrev,A.I.Gusev, O.AKozyreva, R.A. Gizatulin, D.V. Valuev// Key engineering materials- 2017- Vol. 736, -pp 63doi:10.4028/www.scientific.net/KEM.736.63.

12. Abrasive Wear Resistance Comparative Analysis of the Metal Surfaced by Flux Cored Wires Systems Fe-C-Si-Mn-Ni-Mo-W-V and Fe-C-Si-Mn-Cr-Ni-Mo-V / I.V. Osetkovskiy, N.A. Kozyrev, R.E. Kryukov // Materials and processing Technology. Materials science forum, 2017, Vol. 906, pp. 1-7 ||doi:10.428/www/scientific.net/MSF.906.1.

13. Studying the Influence of Tungsten and Chromium Additives in Flux Cored Wire System Fe-C-Si-Mn-Mo-Ni-V-Co on Surfaced Metal Properties/ I.V. Osetkovskiy, N.A. Kozyrev, R.E. Kryukov // Materials and processing Technology. Materials science forum, 2017, Vol. 906, pp. 107-113 ||doi:10.428/www/scientific.net/MSF.906.107.

14. Гусев А.И., Козырев Н.А., Кибко Н.В., Попова М.В., Крюков Р.Е. Изучение структуры и свойств металла, наплавленного порошковой проволокой системы Fe-C-Si-Mn-Cr-Mo-Ni-V-Co// Актуальные проблемы в машиностроении. – 2017. Т.4.– № 2 . - С. 113-119.

15. 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.

16. Study of the properties of flux cored wire of Fe-C-Si-Mn-Cr-Mo-Ni-V-Co system for the strengthening of nodes and parts of equipment used in the mineral mining /A I Gusev, N A Kozyrev, A A Usoltsev, R E Kryukov, I V Osetkovsky//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. 1-5 ||https://doi.org/10.1088/1755-1315/84/1/012018 References.

17. Quality of Metal Deposited Flux Cored Wire With the System Fe-C-Si-Mn-Cr-Mo-Ni-V-Co / A I Gusev, N A Kozyrev, I V Osetkovskiy, R E Kryukov, O A Kozyreva // 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 , vol253 pp. 1-7 ||doi:10.1088/1757-899X/253/1/012008.

18. Износостойкость металла, наплавленного порошковыми проволоками системFe-C-Si-Mn- Ni- Mo- W-ViFe-C-Si-Mn- Cr- Ni- Mo-V /И.В. Осетковский, Н.А. Козырев, А.И. Гусев,Р.Е. Крюков, М.В. Попова//Вестник Сибирского государственного индустриального университета. – 2017. – № 4 (22) – С.21 – 24.

19. Разработка новых порошковых проволок для наплавки деталей, работающих в условиях ударно-абразивного износа / Н.А. Козырев, А.И. Гусев, Р.Е. Крюков, А.А. Усольцев, Л.П. Бащенко // Черная металлургия. Бюллетень научно-технической и экономической информации. – 2018.– Вып.7(1423). - С.70-77.

20. Developing New Powder Wire for Surfacing Details Which Works in the Wear Resistace Conditions / A.I. Gusev , N.A. Kozyrev , I.V. Osetkovskiy, A.A. Usoltsev // Materials and processing Technology. Materials science forum, 2018, Vol. 927, pp 126-133||doi:10.4028/www.scientific.net/MSF.927.126.

21. Development of a flux-cored wire for surfacing mining equipment operating in the conditions of shock-abrasive wear / A I Gusev, N A Kozyrev, A A Usoltsev, R E Kryukov, A R Mikhno // IOP Conf. Series: Earth and Environmental Science 206 (2018) 012034.-P. 1-6|| doi :10.1088/1755-1315/206/1/012034.

22. Разработка порошковой проволоки для наплавки деталей, работающих в условиях износа / Гусев А.И., Усольцев А.А., Козырев Н.А., Кибко Н.В., Бащенко Л.П.// Известия вузов. Черная металлургия. – 2018. –– т. 61. № 11. – С. 898-906.

23. Разработка порошковой проволоки для наплавки деталей, работающих в условиях износа /А.И. Гусев, Н.А. Козырев, В.Е. Хомичева, А.А. Усольцев, Р.Е. Крюков / Вестник РАЕН (Западно-Сибирское отделение) -2018.- вып.21. -С. 109-123.

24. Вентцель Е.С. Теория вероятностей / Е.С. Вентцель. – М.: Высшая школа, 1999. – 576 с.

25. Вентцель Е.С. Теория вероятностей и ее инженерные приложения / Е.С. Вентцель, Л.А. Овчаров. – М.: Издательский центр «Академия», 2003. – 464 с.

26. Гмурман В.Е. Теория вероятности и математическая статистика / В.Е. Гмурман. – М.: Высшая школа, 2003. – 479 с.

27. 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.

28. Пат. 2632505 РФ, МПК[8]B23 K35/36 B 23P6/00 Порошковая проволока/ Козырев Н.А., Осетковский И.В., Галевский Г.В., Крюков Р.Е., Гусев А.И., Козырева О.Е., Усольцев А.А; ФГБОУ ВО «Сибирский государственный индустриальный университет».- № 2016125086/02(039293), Заявл. 22.06.2016.

УДК 625.143.48

ИЗУЧЕНИЕ ВЛИЯНИЯ ВЫСОКИХ ТЕМПЕРАТУР НА УДЕЛЬНОЕ ЭЛЕКТРОСОПРОТИВЛЕНИЕ РЕЛЬСОВОЙ СТАЛИ С ЦЕЛЬЮ СОЗДАНИЯ БЕЗОПАСНЫХ УСЛОВИЙ ЭКСПЛУАТАЦИИ ПОДЪЕЗДНЫХ ПУТЕЙ ШАХТНЫХ РАЗРЕЗОВ

к.т.н. Кузнецов В.А., д.т.н. Козырев Н.А., Шевченко Р.А., к.т.н. Усольцев А.А., Патрушев А.О.

Сибирский государственный индустриальный университет, г. Новокузнецк, Россия

Аннотация. В настоящей работе было исследовалось влияние высоких температур на электросопротивление рельсовой стали. Построена регрессионная модель влияния температуры на удельное электрическое сопротивление рельсовой стали Э76ХФ. Использование данной регрессионной модели позволит оптимизировать технологию контактной стыковой сварки рельсов оплавлением.

Ключевые слова: рельсы, контактная сварка, удельное электрическое сопротивление, температура.

Введение. Для моделирования процесса контактной стыковой сварки рельсов оплавлением необходимо знать удельное электросопротивление свариваемого материала. При этом необходимо понимать, что протекание электрического тока происходит не по всему сечению сварного стыка [1

– 6]. При контактной сварке рельсов важной характеристикой процесса является электрическое сопротивление рельсовой стали. Для ее решения необходимы данные о значениях удельного сопротивления материалов свариваемых деталей в зависимости от их химического состава и температуры нагрева.

Процесс оплавление - разновидность способа нагрева металлов сопротивлением, при котором тепло выделяется в контакте между деталями при пропускании по ним тока. Напряжение подается на свариваемые детали в момент, когда они разведены, после чего начинается их медленное сближение. При соприкосновении даже ровно обрезанных торцов деталей первые контакты между ними возникают в отдельных местах, по имеющимся микронеровностям. В отличие от других способов нагрева сопротивлением контакты в данном случае доводятся до расплавления. Для этого подводимое напряжение и плотность тока в контактах должны быть достаточно велики, чтобы контакты успели разрушиться раньше, чем их площадь успеет существенно увеличиться в процессе сближения деталей. После взрыва контактов на их месте образуются кратера, и форма поверхности постепенно становится неровной. Поэтому контакты в каждой точке на поверхности торцов возникают через определенные промежутки, а места контактирования непрерывно изменяются. В любой момент общая площадь, занимаемая контактами, значительно меньше площади поперечного сечения свариваемых деталей. На большей части поверхности оплавления между торцами имеется зазор, величина которого неодинакова по сечению деталей [7].

При этом нагрев и расплавление микроконтакты между торцами свариваемых деталей происходит за счёт тепла, выделяемого по закону Джоуля-Ленца:

$$Q = I^2Rt, \text{Дж}. \quad (1)$$

Знание количества выделившейся теплоты позволит корректировать тепловложения при сварке, протяжённость зоны термического влияния (ЗТВ), формирование структуры шва и заранее предсказать получившееся качество сварного соединения, а также предостеречь о возможном образовании дефектов в рельсовой стали. Количество выделяемой теплоты за определённый промежуток времени зависит от площади контактируемых поверхностей и от удельного электросопротивления свариваемого материала.

Удельное электрическое сопротивление рассчитывается по формуле:

$$\rho = \frac{R \cdot S}{l}, \text{Ом} \cdot \text{м}. \quad (2)$$

Электрическое сопротивление сплава всегда выше, чем сопротивление любого его компонента. Характер изменения электропроводности сплава зависит от фаз и структур в сплаве, что определяется диаграммой состояния. При нагревании стали образуется неравновесная структура с большими искажениями кристаллической решетки и внутренними напряжениями. Плотность дефектов по всему объему кристалла резко возрастает, что приводит к значительному росту удельного сопротивления [8, 9]. Так же при нагревании рельсовой стали (эвтектический сплав) выше 727°С происходит превращение перлитной структуры в аустенитную структуру.

Методы исследования. Для замера электрического сопротивления рельсовой стали применяли прибор MI 3250 MicroOhm 10A – компактный микроомметр с испытательным током 10А, предназначенный для измерения сопротивлений сварных соединений, соединений рельсовых путей, обмоток двигателей и генераторов и т.п. Во время измерения использовались электроды специальной формы позволяющие проникать через образовавшуюся при высоких температурах оксидную плёнку.

Для нагрева образца использовалась муфельная печь ЭКПС 50. Печь нагревали до 950°С устанавливали образцы и производили выдержку в течении 10 минут. Образцы вынимали из печи при 900°С, устанавливали на платформу из металла, производили замер температуры и электросопротивления.

Температуру измеряли тепловизором HotFind-D, он 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.

Результаты и всестороннее рассмотрение вопроса. Авторами производилось исследование влияние химического состава рельсовой стали на удельное электрическое сопротивление [10]. В настоящей работе было проведено измерение электросопротивления рельсовой стали в интервале температур от 0 до 700°С. Образцы имели размеры 90×30×10мм. В табл. 1 представлены химический состав рельсовой стали, используемой при исследовании электросопротивления.

Таблица 1

Химический состав образцов

Химический состав рельсовой стали													
C	Mn	Si	P	S	Cr	V	Cu	Mo	Al	Ni	Nb	Sn	Sb
0,76	0,77	0,53	0,009	0,005	0,37	0,04	0,11	0,005	0,003	0,07	0,001	0,005	0,002

В табл. 2 представлены результаты замера электросопротивления в мкОм образца при различной температуре.

Таблица 2

Зависимость электросопротивления от температуры образцов

№1		№2	
T, °C	R, Ом·10^{-6}	T, °C	R, Ом·10^{-6}
253	93,4	235	85,9
294	100,4	254	90,1
370	113,1	260	91,1
390	117,2	282	95,7
440	130	285	91,6
490	140	290	97,6
540	150	347	102,3
606	180	352	108,6
		402	117,6
		404	117,6
		410	119
		420	120,9
		425	122,5
		505	138,2
		518	135,4
		530	142,6
		537	145,5
		610	166,8

Удельное электросопротивление, вычисленное по формуле (2) и представлено на рис. 1.

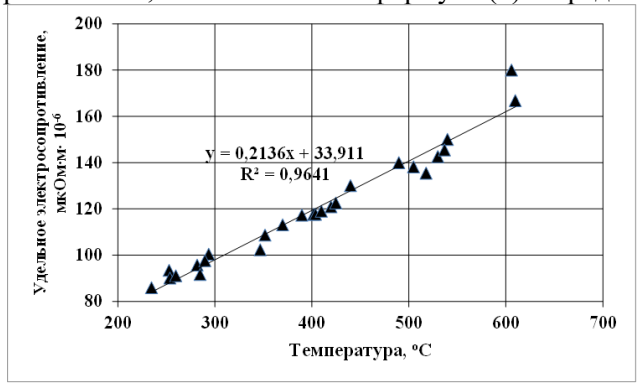


Рис. 1. Зависимость удельного электросопротивления от температуры образцов

Выводы. Построена регрессионная модель влияния температуры на удельное электрическое сопротивление рельсовой стали Э76ХФ. Использование данной регрессионной модели позволит оптимизировать технологию контактной стыковой сварки рельсов оплавлением.

Библиографический список

1. Temperature field evolution during flash-butt welding of railway rails/ L. Weingrill, J. Krutzler , N. Enzinger // Materials Science Forum, Volume 879, pp 2088-2093, May 2016 || doi:10.4028/www.scientific.net/MSF.879.2088

2. Исследование токового режима сварочной машины К1000 при сварке рельсов / Р. А. Шевченко, В. И. Базайкин, С. Н. Кратько, Н. А. Козырев, П. Е. Шишкин // Вестник Российской Академии

естественных наук. Западно-Сибирское отделение. – Новокузнецк, 2017. – Вып. 20. - С. 106-111. – Библиогр.: с. 111

3. Анализ токового режима работы сварочной машины К 1100 при сварке рельсов на этапе оплавления / Р. А. Шевченко, В. И. Базайкин, С. Н. Кратько, Н. А. Козырев, А. О. Патрушев // Вестник горно-металлургической секции Российской академии естественных наук. Отделение металлургии: сборник научных трудов. – Москва; Новокузнецк: Изд. центр СибГИУ, 2017. – Вып. 38. - С. 81-87. – Библиогр.: с. 87

4. Расчет оптимальных режимов электроконтактной сварки железнодорожных рельсов / Р. А. Шевченко, Н. А. Козырев, П. Е. Шишкин, Р. Е. Крюков, А. А. Усольцев // Вестник горно-металлургической секции Российской академии естественных наук. Отделение металлургии: сборник научных трудов. – Москва; Новокузнецк: Изд. центр СибГИУ, 2016. – Вып. 37. - С. 175-180. – Библиогр.: с. 180

5. Статистическая модель управления процессами контактной сварки рельсов / Р. А. Шевченко, Н. А. Козырев, А. А. Усольцев, А. О. Патрушев, П. Е. Шишкин // Вестник Сибирского государственного индустриального университета. – 2017. – № 1 (19). - С. 4-8. – Библиогр.: с. 8

6. Шевченко Р. А. Расчет оптимальных режимов электроконтактной сварки железнодорожных рельсов / Р. А. Шевченко, П. Е. Шишкин, А. О. Патрушев ; науч. рук.: Н. А. Козырев // Наука и молодежь: проблемы, поиски, решения : труды Всероссийской научной конференции студентов, аспирантов и молодых ученых, 16-18 мая 2017 г. – Новокузнецк : Изд. центр СибГИУ, 2017. – Вып. 21. – Ч. 2: Естественные и технические науки. – С. 225-229. – Библиогр.: с. 229

7. Кучук-Яценко С.И. Контактная стыковая сварка непрерывным оплавлением / С.И. Кучук-Яценко, В.К. Лебедев. – Киев: Наукова думка, 1976. – 213 с.: ил. – (АН УССР. Ин-т электросварки им. Е.О. Патона).

8. Электротехническое материаловедение: учебное пособие / Е. Е. Привалов. – М.-Берлин: Директ-Медиа, 2015. – 234 с.

9. Петрова Л.Г., Потапов М.А., Чудина О.В. Электротехнические материалы: Учебное пособие / МАДИ (ГТУ). – М., 2008. - 198 с.

10. Методика определения электрического сопротивления рельсовой стали / В. А. Кузнецов, Р. А. Шевченко, А. А. Усольцев, Н. А. Козырев, Р. Е. Крюков // Вестник горно-металлургической секции Российской академии естественных наук. Отделение металлургии: сборник научных трудов. – Москва; Новокузнецк: Изд. центр СибГИУ, 2018. – Вып. 40. - С. 111-117. – Библиогр.: с. 117

УДК 621.762.04: [624.567.1:669]

ИЗУЧЕНИЕ СВОЙСТВ ПОРОШКОВОЙ ПРОВОЛОКИ НА ОСНОВЕ ПЫЛИ ГАЗООЧИСТКИ ФЕРРОХРОМА ДЛЯ НАПЛАВКИ НА РЕЖУЩИЕ ОРГАНЫ ПРОХОДЧЕСКИХ КОМБАЙНОВ

д.т.н. Козырев Н.А., к.т.н. Усольцев А.А., к.т.н. Крюков Р.Е., Белов Д.Е., Симонова Д.Е.
Сибирский государственный индустриальный университет, г. Новокузнецк, Россия

Аннотация. Изучена возможность изготовления порошковых проволок на основе пыли газоочистки алюминиевого производства, порошков кремния и алюминия (в качестве восстановителя) и пыли газоочистки производства феррохрома (в качестве восстанавливаемого компонента - оксида хрома). В лабораторных условиях изготовлены образцы порошковых проволок, произведена наплавка, измерение твердости, скорости истирания, а также металлографические исследования.

Ключевые слова: сварка, флюс, порошковая проволока, наплавка, износостойкость, микроструктура, модель.

Введение. Повышение работоспособности режущих органов проходческих комбайнов, работающих в тяжелых условиях, является важным фактором в увеличении объема производства продукции, а также экономии срока службы оборудования и уменьшения экономических затрат. Разработка новых материалов, которые могут повысить износостойкость таких деталей и использование технологий их восстановления, является очень важной задачей. В данной работе рассмотрена возможность изготовления порошковых проволок на основе пыли газоочистки алюминиевого производства, порошков кремния и алюминия (в качестве восстановителя) и пыли газоочистки производства феррохрома (в качестве восстанавливаемого компонента - оксида хрома).

Методы исследования. Изготовление проволоки проводили на лабораторной установке по изготовлению порошковых проволок по технологии с пропусканием через фильеры.

В качестве восстанавливаемого вещества использовали пыль газоочистки феррохрома с химическим составом, мас. % Cr_2O_3 = 22,5; SiO_2 = 15,5; CaO=0,4; MgO=31,1; Al_2O_3 = 5,4; FeO_2 = 6,0; C= 6,2; S=1,2, в качестве восстановителя использовали порошки: кремния КР-1 по ГОСТ 2169-69, мас. %: Si = 98, 00; Fe = 0,7; Al = 0,7, Ca = 0,6%; алюминия ПАП-1 по ГОСТ 5494-9, мас. % Fe = 0,5; Si = 0,4; Cu = 0,05; Mn = 0,01; а также 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; SiO_2 = 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 в качестве углеродосодержащего материала. Дисперсность такого материала позволяет проводить хорошее смешение с металлической составляющей шихты порошковой проволоки. Изготовление проволоки проводилось на лабораторной машине. Диаметр получаемой проволоки составляет 5 мм, оболочка выполнена из ленты Ст3. Наплавку проводили на сварочном тракторе ASAW – 1250. Удовлетворительное качество наплавляемого валика было получено при следующих режимах наплавки: для проволок с добавлением пыли газоочистки производства алюминия (углерода) - сила тока 620 А, напряжение 32 В, скорость сварки 28 м/ч; для проволок с использованием кремния - сила тока 620 А, напряжение 32 В, скорость наплавки 25 м/ч; для проволок с алюминием - сила тока 550 А, напряжение 28, скорость наплавки 12 м/ч.

Химический состав наплавленного металла и полученных шлаковых корок определяли рентгенофлюоресцентным методом на спектрометре XRF-1800 по ГОСТ 28033 – 89 и атомно-эмиссионным методом на спектрометре ДФС-71 по ГОСТ РИСО 14284-2009.

Изучение микроструктуры проводилось с помощью оптического микроскопа OLYMPUS GX-51 после травления поверхности образцов в 2 %-ном растворе азотной кислоты.

Результаты и всестороннее рассмотрение вопроса. Химический состав наплавленного слоя металла и шлаковых корок представлен в табл. 1 и 2.

Таблица 1

Химический состав наплавленного слоя металла

№ обра-зца	C	Si	Mn	P	S	Cr	Ni	Cu	Mo	V	Al	Co	Nb	Ti
50	0,12	0,43	1,1	0,012	0,05	0,43	0,064	0,06	0,006	0,006	0,006	0,015	0,009	0,005
51	0,17	0,57	1,35	0,012	0,09	0,48	0,07	0,05	0,01	0,004	0,004	0,02	0,003	0,004
52	0,2	0,5	1	0,014	0,09	0,42	0,07	0,05	0,01	0,004	0,01	0,02	0,004	0,004
53	0,26	0,6	1,17	0,016	0,10	0,37	0,07	0,06	0,01	0,01	0,01	0,02	0,003	0,004
54	0,12	0,9	1,28	0,018	0,11	0,71	0,07	0,1	0,01	0,01	0,002	0,02	0,002	0,004
55	0,1	1,04	1,31	0,02	0,09	0,53	0,07	0,07	0,01	0,02	0,006	0,02	0,001	0,004
56	0,1	1,15	1,25	0,017	0,10	0,6	0,06	0,06	0,01	0,01	0,01	0,02	0,001	0,005
57	0,09	1,34	1,11	0,019	0,08	0,53	0,07	0,07	0,01	0,02	0,01	0,02	0,002	0,004
58	0,08	0,76	1,79	0,014	0,08	0,43	0,08	0,05	0,01	0,004	0,01	0,02	0,002	0,004
59	0,12	0,67	1,42	0,014	0,10	0,49	0,07	0,05	0,01	0,004	0,02	0,02	0,001	0,004
60	0,1	0,61	1,14	0,013	0,08	0,4	0,07	0,05	0,01	0,004	0,03	0,02	0,01	0,004
61	0,12	0,83	1,66	0,018	0,07	0,43	0,07	0,07	0,01	0,02	0,07	0,02	0,001	0,004

Таблица 2

Химический состав шлаковых корок

№	FeO	MnO	CaO	SiO_2	Al_2O_3	MgO	Na_2O	K_2O	S	P	F	Cr_2O_3
50	2,05	6,99	28,71	44,02	6,97	9,01	0,39	Отс,	0,16	0,01	0,54	0,72
51	2,41	6,79	27,05	45,61	9,07	5,34	0,65	0,41	0,27	0,011	0,63	0,74
52	2,28	6,67	26,7	44,29	9,16	5,01	0,66	0,37	0,27	0,011	0,82	0,67
53	2,12	6,74	27,17	45,9	9,74	4,39	0,67	0,39	0,28	0,011	0,82	0,49
54	1,83	6,82	27,31	46,21	9,42	5,19	0,58	0,41	0,27	0,011	0,43	0,77
55	1,58	6,58	26,96	44,73	9,83	5,8	0,57	0,39	0,27	0,011	0,39	0,8

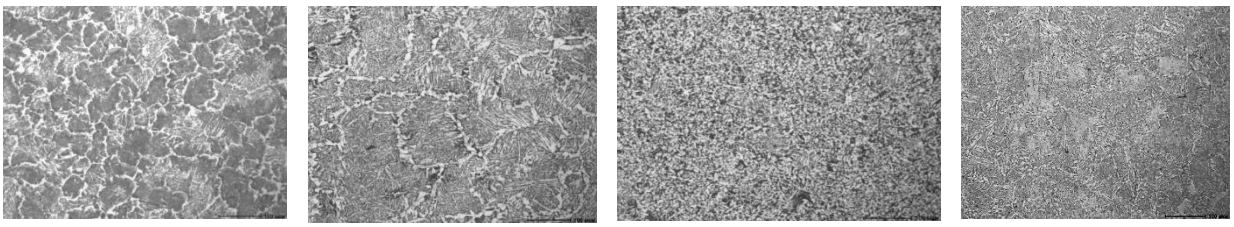
56	1,52	6,58	26,75	44,31	9,99	5,15	0,55	0,38	0,26	0,011	0,4	0,72
57	1,25	6,63	25,97	45,1	10,52	4,89	0,55	0,39	0,28	0,011	0,42	0,56
58	1,94	6,71	25,69	45,68	8,47	6,07	0,62	0,4	0,28	0,011	0,44	1,06
59	2,12	6,59	25,45	45,69	8,28	6	0,6	0,4	0,27	0,011	0,39	1,16
60	1,93	6,65	26,14	46,27	8,51	5,48	0,6	0,43	0,28	0,011	0,5	0,99
61	1,91	6,45	26,46	47,37	8,65	6,21	0,63	0,43	0,29	0,012	0,48	1,07

Использование в процессах наплавки в качестве восстановителя углерода приводит, наряду с увеличением содержания хрома в наплавленном металле, к повышению содержания углерода, чем объясняется снижение в структуре объемной доли феррита. Кроме того, значительно уменьшается размер мартенситных игл до величины 8-15 мкм и первичный размер аустенитного зерна (рис. 1, образец 51).

Использование в качестве восстановителя порошка кремния в наплавочной проволоке практически не изменяет микроструктуру наплавленного металла с повышением его концентрации от 11,12 до 27,27 %. В этом случае микроструктура наплавленного слоя характеризуется грубоигольчатым мартенситом, находящимся внутри бывших зерен аустенита, и грубыми выделениями феррита по границам этих зерен (рис. 2). Кроме того, при использовании порошка кремния для проведения восстановительных процессов хрома из его оксидов в структуре наплавки наблюдается большее количество неметаллических включений, представляющих собой силикаты и точечные оксиды, чем при наплавке с другими восстановителями.

При повышении концентрации восстановительного порошка алюминия от 7,78 до 27,27 % в проволоке микроструктура в наплавленном слое изменяется в сторону измельчения структурных составляющих: мартенсита, феррита. Так, для максимального содержания алюминия в порошковой проволоке (27,27%) отмечается наличие в структуре наплавленного металла мелкоигольчатого мартенсита с размером игл до 10 мкм и тонких прослоек феррита (4-7 мкм) по границам бывших зерен аустенита (рис. 3).

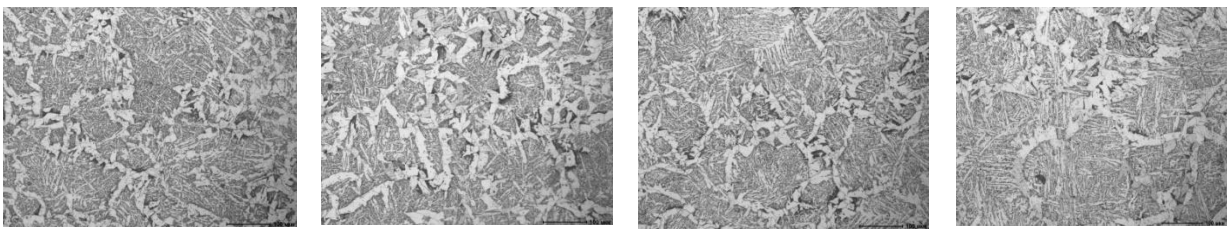
а б в г



а - образец 50; б - образец 51; в - образец 52; г - образец 53

Рис. 1. Микроструктура наплавленного металла в зависимости от содержания восстановителя (углерода) в порошковой проволоке, × 200

а б в г



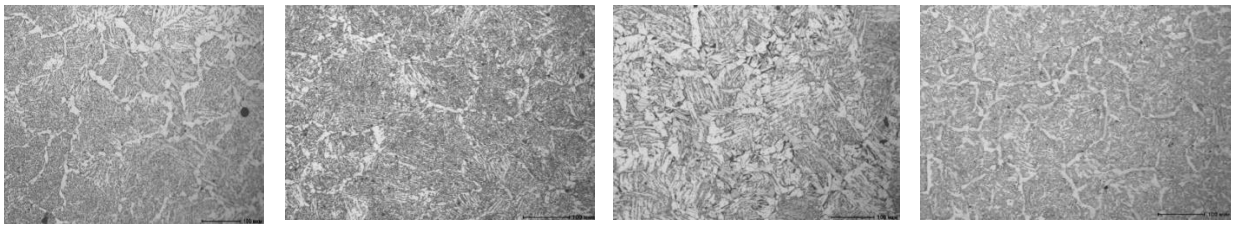
а - образец 54; б - образец 55; в - образец 56; г - образец 57

Рис. 2. Микроструктура наплавленного металла в зависимости от содержания восстановителя (кремния) в порошковой проволоке, × 200

При рассмотрении влияния наплавленного слоя металла с использованием различного вида восстановителей – углерода, кремния (порошок Кр-1) и алюминия (порошок ПАП-1), при их содержании в шихте 27-28 % (образцы 51, 57, 61) можно констатировать, что для всех трех наплавленных образцов, изготовленных с использованием опытных порошковых проволок с различными восстановителями, характерна мартенситно-трооститная структура с выделением свободного феррита по границам первичных зерен аустенита. Наиболее неоднородная структура наплавленного металла с большим размером кристаллов игольчатого мартенсита соответствует наплавке с использованием в

качестве восстановителя порошкообразного кремния. Максимальный размер мартенситных игл может достигать 25 мкм, а прослойки феррита, имеющие морфологию видманштетта, – 25-30 мкм.

а б в г



а - образец 58; б - образец 59; в - образец 60; г - образец 61

Рис. 3. Микроструктура наплавленного металла в зависимости от содержания восстановителя (алюминий) в порошковой проволоке, × 200

Введение в состав опытных порошковых проволок алюминия способствует получению наиболее мелкозернистой структуры наплавленного слоя, в том числе мелкоигольчатого мартенсита (до 10 мкм), первичного зерна аустенита (20-60 мкм), прослоек феррита по границам аустенитного зерна (рис. 3, образец 61).

С учетом результатов металлографического анализа и определения твердости наплавленных слоев (табл. 3) с использованием опытных порошковых проволок предпочтительнее использовать при наплавке составы с порошковыми восстановителями – углерод и алюминий.

Таблица 3

Твердость и износ образцов

№	масса до истирания, г	масса после истирания, г	потеря массы, г	Количество оборотов	Износ, г/об	НВ
50	78,8	78,48	0,32	3574	0,000090	175,11
51	92	91,58	0,42	3300	0,000127	158,89
52	106,08	105,6	0,48	3240	0,000148	169,11
53	53,54	53,18	0,36	3580	0,000101	167,11
54	73,27	72,88	0,39	3730	0,000105	171,67
55	39,23	38,92	0,31	3530	0,000088	140,67
56	81,98	81,7	0,28	3814	0,000073	164,78
57	56,25	55,75	0,5	3370	0,000148	152,36
58	98,25	97,77	0,48	3805	0,000126	133,22
59	102,05	101,65	0,4	3800	0,000105	147,78
60	86,33	85,81	0,52	3530	0,000147	132,11
61	56,1	55,48	0,62	3800	0,000163	164,89

Таким образом, анализ микроструктуры наплавленных слоев позволяет рекомендовать для получения износостойких покрытий на стальных изделиях опытные порошковые проволоки, в состав которых входят порошкообразный углеродный восстановитель или порошок алюминия в количестве не менее 27 %.

Оценка влияния химического состава порошковой проволоки с использованием пыли газоочистки производства феррохрома и пыли газоочистки алюминиевого производства на степень износа и твердость наплавленного слоя проводилась средствами корреляционного анализа. Для проведения анализа были определены факторы, которые оказывают воздействие на изучаемый показатель, и отобраны наиболее существенные из них. Проведенные исследования показали, что при прочих равных условиях, усвоение хрома зависит от коэффициента заполнения порошковой проволоки (рис. 4). Твердость всегда коррелирует с износом (рис. 5-7), а с повышением концентрации хрома снижается износ поверхности (рис. 7).

По результатам вычислений получены зависимости, адекватность которых фактическим значениям проверялась по показателю средней ошибки аппроксимации:

$$\bar{\varepsilon} = \frac{1}{m}\sum_{i=1}^{m}\left|\frac{Y_i - \tilde{Y}_i}{Y_i}\right| \cdot 100, \quad (1)$$

где m – количество наблюдений; $\tilde{Y}_i$ – вычисленное значение результирующего показателя; Y_i– фактическое значение результирующего показателя.

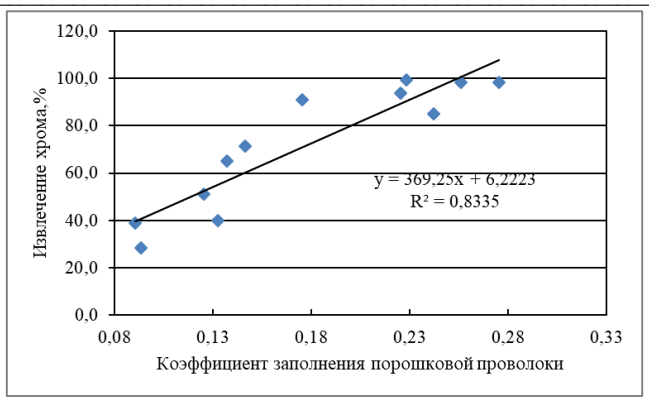


Рис. 4. Зависимость усвоения хрома от коэффициента заполнения порошковой проволоки

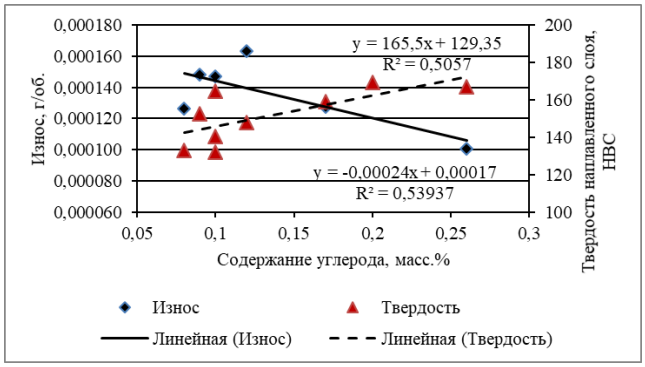


Рис. 5. Влияние содержания углерода на твердость и износ

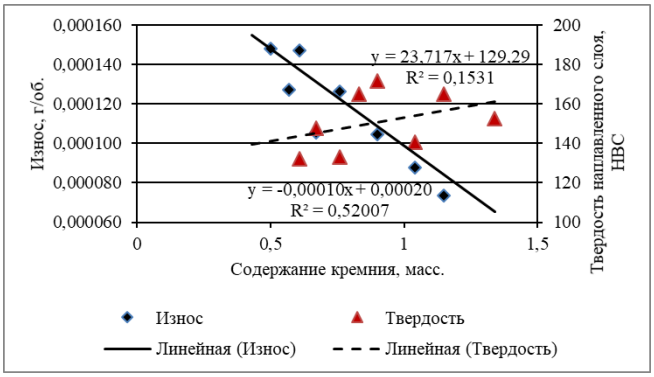


Рис. 6. Влияние содержания кремния на твердость и износ

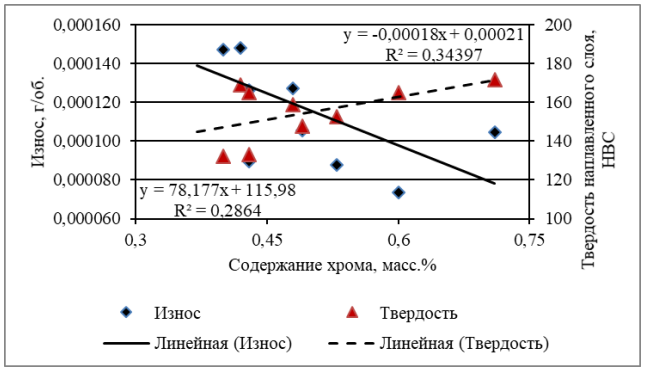


Рис. 7. Влияние содержания хрома на твердость и износ

Зависимости твердости наплавленного слоя и его износостойкости от массовой доли элементов, входящих в состав порошковых проволок, полученные в результате проведенного анализа:

HB=368,504 + 283,917·C + 58,821·Si - 27,909·Mn - 1407,34·S - 95,985·Cr - 1899,96·Ni + 1566,943·Cu - 4454,3·V + 222,375·Al - 5200,13·Nb (ошибка аппроксимации 0,64%)

Потеря массы при износе - скорость износа = -0,000509 + 0,000648·C + 0,000101·Si - 0,000099·Mn + 0,000099·P - 0,001911·S + 0,000496·Cr + 0,008647·Ni - 0,0017087·Cu -0,002118·V + 0,0021128·Al + 0,0022335·Nb (ошибка аппроксимации 0,21)

Выводы. Усвоение хрома в наплавленном слое полностью зависит от коэффициента заполнения порошковой проволоки.

По результатам проведенного многофакторного корреляционного анализа были определены зависимости твердости наплавленного слоя и его износостойкости от массовой доли элементов, входящих в состав порошковой проволоки. Полученные зависимости могут быть использованы для прогнозирования твердости наплавленного слоя и его износостойкости при изменении химического состава наплавленного металла.

Анализ микроструктуры наплавленных слоев позволяет рекомендовать для получения износостойких покрытий на стальных изделиях опытные порошковые проволоки, в состав которых входят порошкообразный углеродный восстановитель (пыль газоочистки алюминиевого производства) или порошок алюминия в количестве не менее 27 %.

Библиографический список

1. Козырев Н.А., Кибко Н.В., Уманский А.А., Титов Д.А., Никитин А.Г. / Исследование и разработка новых составов порошковой проволоки системы C – Si – Mn – Cr – V – Mo для наплавки прокатных валков// Известия вузов. Черная металлургия. – 2016. – т. 59. – № 10. – С. 727-733.

2. Козырев Н.А., Кибко Н.В., Уманский А.А., Титов Д.А., Бащенко Л.П. / Совершенствование состава порошковых проволок системы C – Si – Mn – Cr – W – V с целью повышения качества и эксплуатационных характеристик наплавленного слоя// Известия вузов. Черная металлургия. – 2016. – т. 59. № 11. – С. 806-813.

3. Composition of C–Si–Mn–Cr–W–V Powder Wire and Quality of Surfacing / N. A. Kozyrev, N. V. Kibko, A. A. Umanskii, D. A. Titov, L. P. Bashchenko //Steel in Translation, 2016, Vol. 46, No. 11, pp. 781–787.

4. Гусев А.И., Козырев Н.А., Кибко Н.В., Попова М.В., Крюков Р.Е. Изучение структуры и свойств металла, наплавленного порошковой проволокой системы Fe-C-Si-Mn-Cr-Mo-Ni-V-Co // Актуальные проблемы в машиностроении. – 2017. Т.4.– № 2 . - С. 113-119.

УДК 621.791.01:669.27

РАЗРАБОТКА НОВЫХ ПОРОШКОВЫХ ПРОВОЛОК НА ОСНОВЕ ОКСИДА ВОЛЬФРАМА ДЛЯ ПОВЫШЕНИЯ ИЗНОСОСТОЙКОСТИ БУРОВЫХ КОРОНОК

д.т.н. Горюшкин В.Ф., к.т.н. Бендре Ю.В., д.т.н. Козырев Н.А., к.т.н. Крюков Р.Е., Шурупов В.М.

Сибирский государственный индустриальный университет, г. Новокузнецк, Россия

Аннотация. Разработана новая порошковая проволока для износостойкой наплавки деталей машин горно-металлургической отрасли, в которой в качестве наполнителей используются оксид вольфрама WO_3 и вещества, содержащие восстановители: углерод и кремний.

Ключевые слова: порошковая проволока, износостойкая наплавка, оксид вольфрама, восстановление.

Рациональное использование вольфрама при производстве стали и сплавов является одной из актуальных задач сегодняшнего дня. Для практического применения представляет интерес технология так называемого прямого восстановления вольфрама из оксидного сырья, минуя процесс получения восстановленного вольфрама и его производных. Такой процесс рационально организуется при дуговом разряде в процессе наплавки порошковой проволокой, в которой в качестве наполнителя используются: оксид вольфрама и различные восстановители.

Широкое распространение для наплавки сталей, обладающих наивысшей износостойкостью, получили порошковые проволоки с вольфрамом, в которых в качестве наполнителей служат восстановленный вольфрам в виде ферросплавов, лигатур и металлического порошка различной степени чистоты. Кроме того, для придания определенных служебных свойств могут использоваться силициды и карбиды вольфрама. Поэтому возможность замены восстановленного вольфрама на оксидное вольфрамсодержащее сырье как минимум снижает стоимость порошковой проволоки.

Сравнительная термодинамическая оценка процессов восстановления оксида вольфрама WO_3 углеродом и кремнием при дуговом разряде при наплавке порошковой проволокой указывает на перспективность прямого восстановления.

Проведена термодинамическая оценка вероятности протекания следующих реакций:

$2/3WO_3 + 2C = 2/3W + 2CO;$ (1)

$2/3WO_3 + C = 2/3W + CO_2;$ (2)

$1/3WO_3 + CO = 1/3W + CO_2;$ (3)

$2/3W + 2/3C = 2/3WC;$ (4)

$2/3W + 1/3C = 1/3W_2C;$ (5)

$2/3WO_3 + 5/3C = 2/3WC + CO_2;$ (6)

$2/3WO_3 + 4/3C = 1/3W_2C + CO_2;$ (7)

$1/4WO_3 + 5/4CO = 1/4WC + CO_2;$ (8)

$2/7WO_3 + 8/7CO = 1/7W_2C + CO_2;$ (9)

$2/3WO_3 + 8/3C = 2/3WC + 2CO;$ (10)

$2/3WO_3 + 7/3C = 1/3W_2C + 2CO;$ (11)

$2/3WO_3 + Si = SiO_2 + 2/3W;$ (12)

$2/3WO_3 + 7/3Si = SiO_2 + 2/3WSi_2;$ (13)

$2/3WO_3 + 21/15Si = SiO_2 + 2/15W_5Si_3;$ (14)

$2/3W + 4/3Si = 2/3WSi_2;$ (15)

$2/3W + 2/5Si = 2/15W_5Si_3;$ (16)

$2/3WO_{3(тв,ж)} + 2Si = 2SiO + 2/3W;$ (17)

$2/3WO_3 + 10/3Si = 2SiO + 2/3WSi_2;$ (18)

$2/3WO_3 + 36/15Si = 2SiO + 2/15W_5Si_3;$ (19)

$WO_{3(пар)} + 3C = W + 3CO;$ (1a)

$2/3WO_{3(г)} + 2Si = 2SiO + 2/3W.$ (17a)

Все реакции по характеру химического взаимодействия между компонентами можно условно разделить на три типа: (3), (8), (9) – реакции косвенного восстановления оксида вольфрама WO_3 углеродом; (4), (5) и (15), (16) – реакции соединения вольфрама с углеродом и с кремнием; все остальные – реакции прямого восстановления WO_3 углеродом и кремнием. Реакции восстановления оксида записывали на 1 моль кислорода O_2, а реакции соединения вольфрама с углеродом и кремнием – на 2/3 моль вольфрама W. Вероятность протекания реакций (1) – (19) оценивали по стандартной энергии Гиббса реакций.

Необходимые для оценки восстановительных свойств углерода и кремния по отношению к оксиду вольфрама WO_3 термодинамические характеристики реакций (1) – (19) в стандартных условиях [$\Delta_r H°(T)$, $\Delta_r S°(T)$, а затем $\Delta_r G°(T)$] рассчитывали известными методами [1] в интервале температур 1500 – 3500 К по термодинамическим свойствам [[$H°(T)$ – H°(298,15 K)], $S°(T)$, $\Delta_f H°$(298,15 K)] реагентов WO_3, W, C, CO, CO_2, Si, SiO, SiO_2 [2] и WSi_2, W_5Si_3 [3, 4].

Термодинамические свойства карбидов вольфрама WC и W_2C в зависимости от температуры в форме таблиц, принятых в работах [2, 3], рассчитывали дополнительно с использованием необходимых для этого исходных данных из справочников [4, 5]. В качестве стандартных для веществ-реагентов в интервале 1500 – 3500 К были выбраны состояния: $W_{(тв)}$, $WO_{3(тв,ж)}$ с фазовым переходом при 1745 K, $WC_{(тв)}$, $W_2C_{(тв)}$, $C_{(тв)}$, $CO_{(г)}$, $CO_{2(г)}$, $WSi_{2(тв,ж)}$ с фазовым переходом при 2433 K, $W_5Si_{3(тв,ж)}$ с фазовым переходом при 2623 K, $Si_{(тв,ж)}$ с фазовым переходом при 1690 K, $SiO_{(г)}$, $SiO_{2(тв,ж)}$ с фазовым переходом при 1996 K.

Для оценки степени влияния на термодинамические свойства реакций возможного испарения оксида вольфрама WO_3 в дуге рассчитывали термодинамические характеристики двух реакций, в которых в качестве стандартного во всём интервале температур для оксида вольфрама выбрано состояние $WO_{3(г)}$:

$2/3WO_{3(г)} + 2C = 2/3W + 2CO;$ (1a)

$2/3WO_{3(г)} + 2Si = 2/3W + 2SiO.$ (17a)

Химический состав и температуры плавления соединений вольфрама с кремнием определяли из диаграммы плавкости системы W – Si согласно данным [6 - 8].

Стандартные энергии Гиббса рассматриваемых реакций (1) – (19) приведены в табл. 1 и на рис. 1. Начиная с температуры 2500 К и выше, графики группируются по трем секторам. Первый сектор – наиболее вероятных реакций (11), (10), (1a), (1), (18), (17a), (19), (17) (в порядке уменьшения вероятности их протекания). Это реакции прямого восстановления WO_3 углеродом до металла и карбидов с образованием газа CO, реакции прямого восстановления WO_3 кремнием до металла и

силицидов с образованием газа SiO. Сразу же отметим, что испарение WO_3 увеличивает термодинамическую вероятность протекания реакций восстановления (графики термодинамических свойств реакций (1а), (17а) находятся в этом секторе).

Второй сектор составляют графики $\Delta_r G° = f(T)$ реакций со средней вероятностью протекания (13), (6), (7), (2), (14), (15), (12). Это реакции прямого восстановления WO_3 углеродом и кремнием с образованием вольфрама, карбидов и силицидов вольфрама и высших оксидов восстановителей (CO_2, SiO_2) и реакция (15) образования силицида WSi_2 соединением вольфрама и кремния.

Третий сектор – маловероятные реакции (5), (4), (16), (3), (9), (8). Это реакции соединения вольфрама с кремнием и углеродом с образованием известных карбидов вольфрама и силицида W_5Si_3, а также реакции косвенного восстановления WO_3 оксидом углерода (II). Можно отметить, что в случае оценки термодинамической вероятности протекания реакций (3), (9), (8), косвенного восстановления оксида вольфрама углеродом – по энергии Гиббса реакций $\Delta_r G$, вычисляемой по уравнению изотермы Вант-Гоффа с учетом равновесных парциальных давлений CO и CO_2 согласно реакции газификации углерода $C + CO_2 = 2CO$, графики $\Delta_r G = f(T)$ этих реакций перемещаются во второй сектор.

Таблица 1

Стандартные энергии Гиббса реакций (1) – (19) в зависимости от температуры

Реакция	$\Delta_r G°(T)$, кДж, при T, К				
	1500	2000	2500	3000	3500
1	–172,230	–326,830	–469,260	–607,390	–742,270
1а	–347,580	–449,500	–545,970	–644,870	–746,810
2	–81,040	–151,090	–210,610	–267,200	–321,740
3	5,080	12,320	24,020	36,490	49,400
4	–31,840	–36,647	–42,38	–48,893	
5	–23,407	–31,847	–41,200	–51,247	
6	–112,880	–187,740	–252,990	–316,100	
7	–104,450	–182,940	–251,810	–318,450	
8	14,660	39,430	66,790	94,080	
9	7,350	22,020	39,880	57,920	
10	–204,070	–363,480	–511,640	–656,290	
11	–195,640	–358,680	–510,460	–658,640	
12	–328,433	–305,668	–270,556	–234,836	–198,978
13	–435,490	–414,301	–377,616		
14	–361,281	–337,117	–298,786		
15	–107,057	–108,633	–107,060	–127,994	–149,732
16	–32,848	–31,449	–28,230		
17	–139,948	–268,310	–373,169	–473,615	–570,770
17а	–315,291	–392,631	–457,241	–520,749	–583,703
18	–247,005	–376,943	–480,229	–601,610	–720,502
19	–172,796	–299,759	-401,399	–505,911	–609,540

С понижением температуры происходит совмещение температурных зависимостей $\Delta_r G° = f(T)$ в одну область, в которой наблюдается существенное изменение их относительного расположения. Например, при $T < 1500$ К наиболее вероятными становятся реакции (13), (14), (12) восстановления WO_3 кремнием с образованием высшего оксида восстановителя SiO_2.

Для повышения качества термодинамической оценки следует учесть, что образующийся по реакциям (1), (1а), (2), (3), (17), (17а) вольфрам, а также вольфрам в качестве исходного вещества для реакций (4), (5), (15), (16) повидимому будет находиться в состоянии растворённого компонента наплавочной ванны при температуре Т. Термодинамическая оценка влияния такого состояния на свойства реакции производится по уравнению изотермы Вант-Гоффа:

$$\Delta_r G = \Delta_r G^o \pm \nu RT \ln \alpha_{[W]}, \qquad (20)$$

где $\alpha_{[W]}$ –активность вольфрама в наплавочном металлическом растворе относительно стандартного состояния «чистый твёрдый вольфрам при температуре расплава Т»; ν – стехиометрический коэффициент перед вольфрамом в уравнении реакции. Знак «+» соответствует реакциям, в которых вольфрам – продукт, а знак « – » соответствует реакцям, в которых вольфрам – исходное вещество.

Для оценки тенденции вычислялось второе слагаемое в уравнении (20) при ν = 2/3 и постоянной температуре 2500K (средняя температура интервала), определяющее степень влияния при различных вероятных активностях (табл. 2). Оценка тенденции показывает, что растворение вольфрама увеличивает термодинамическую вероятность протекания реакций, идущих с его образованием: $\Delta_r G$ становится более отрицательным, чем $\Delta_r G^o$. И, наоборот, ещё больше понизит вероятность протекания реакций (4), (5), (15), (16). В большей степени изменение $\Delta_r G$ по сравнению с $\Delta_r G^o$ происходит при минимальных значениях активности вольфрама (≈ ± 96 кДж).

Вместе с тем анализ графиков на рис. 1 показывает, что учёт растворения вольфрама в расплаве не оказывает существенного влияния на их относительное расположение. Каждая из реакций останется в своём секторе, о которых сказано выше. Лишь реакция (2) приблизится к границе сектора наиболее вероятных реакций.

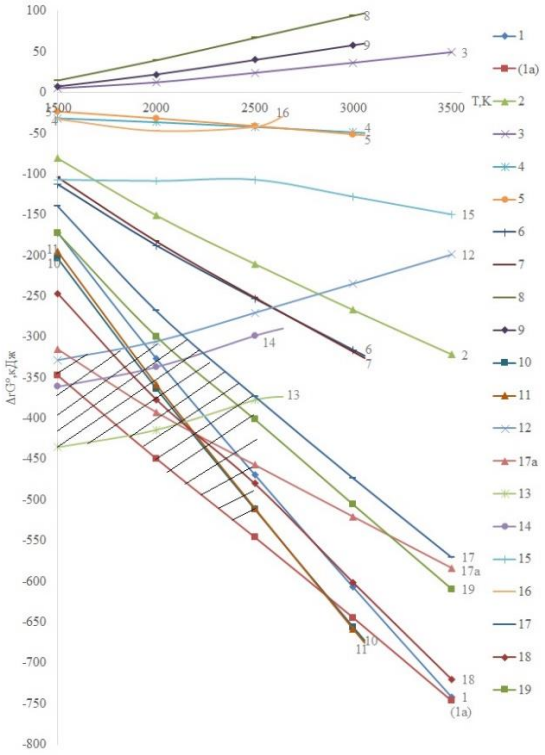


Рис. 1. Стандартные энергии Гиббса реакций (1) – (19) в зависимости от температуры

Таким образом, можно сделать вывод, что температура расплава и дуги при наплавке наряду с составом порошковой проволоки являются факторами, способными повлиять на состав, а, следовательно, и на служебные свойства наплавленного слоя. В рассматриваемой системе при высоких (> 2500 K) температурах расплава вероятно образование вольфрама [реакции (1), (1а), (17), (17а)], силицидов вольфрама [реакции (18), (19)], карбидов вольфрама [реакции (10), (11)]. Протекание реакций существенно изменяет состав газовой фазы, но не шлаковую фазу. При температурах менее 1500 K наиболее вероятно образование силицидов вольфрама [реакции (13), (14)] и вольфрама [реакция (12)] за счет восстановления WO_3 кремнием. При этом шлаковая фаза становится более кислой за счет образующегося SiO_2. Следует, однако, отметить, что эта область температуры находится ниже температуры плавления WO_3 (1745 K). В интервале температуры 1500 – 2500 K (заштрихованная зона на рисунке) протекает целый ряд конкурирующих реакций, приводящих к образованию в металлическом расплаве как вольфрама, так и его силицидов и карбидов.

Проведенный термодинамический анализ показывает, что присутствие в порошковой проволоке, используемой для наплавки, наряду с оксидом вольфрама WO_3 восстановителей углерода и кремния обязательно приведет к образованию силицидов и карбидов вольфрама, а возможно, и самого вольфрама. Карбиды могут не образоваться только при низких (менее 1500 K) температурах. При проведении процесса наплавки при низких температурах вероятно увеличение кислотности шлаковой фазы [9].

На основании выполненных расчетов проведены лабораторные исследования новой порошковой проволоки. В качестве восстанавливаемого материала использовали вольфрамовый концентрат марки КШ-4 по ГОСТ 213-83 производства ОАО "Горнорудная компания “АИР” с содержанием 54% WO_3. В качестве углеродистого восстановителя использовали углеродфторсодержащую

пыль газоочистки алюминиевого производства, мас.%: Al_2O_3 =21 - 43,27; F =18-27; Na_2O = 8-13; K_2O =0,4 – 6%, CaO= 0,7- 2,1; SiO_2 = 0,5-2,48; Fe_2O_3 = 2,1-2,3; $C_{общ}$ = 12, 5-28,2, MnO = 0,03-0,9 , MgO = 0,04-0,9 , S= 0,09-0,46, P=0,1-0,18. Выбор данного материала был осуществлен на основании результатов ранее проведенных исследований, в которых [10] было показано, что данные углерод-фторсодержащие пылевидные отходы металлургического производства позволяют: 1) проводить удаление водорода за счет фторсодержащих соединений (типа Na_3AlF_6, CF_x ($1 \geq x > 0$) и т.д.) с образованием газообразного соединения HF; 2) осуществлять раскисление сварочной ванны углеродом за счет CO и CO_2, образующихся при взаимодействии фтористого углерода CF_x ($1 \geq x > 0$) с растворенным в стали кислородом; 3) повышать устойчивость горения дуги за счет элементов, облегчающих ионизацию в столбе дуги - калия и натрия. В качестве кремниевого восстановителя-наполнителя порошковой проволоки использовали порошок кремния КР-1 по ГОСТ 2169-69 Si ≥ 98%.

Наплавку проводили под флюсом, произведенного из шлака производства силикомарганца, следующего химического состава, мас., %: Al_2O_3 6,91-9,62%, CaO 22,85-31,70 %, SiO2 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 0,62 %,S 0,15-0,17 %,P 0,01 %. Для наплавки использовали трактор ASAW 1250. Режимы наплавки $I_н$ = 430- 490 А, $U_д$ =30-32В, $V_н$ = 26-28м/ч. Количество наплавленных слоев-5.

Химический состав наплавленного металла определяли рентгенофлюоресцентном методом на спектрометре XRF-1800 и атомно-эмиссионным методом на спектрометре ДФС-71. Металлографическое исследование микрошлифов проводилось с помощью оптического микроскопа OLYMPUS GX-51 в светлом поле при различных увеличениях. Шлифовка образцов проводилась согласно ГОСТ 23505-79. Образцы полировались с применением шлифовального станка FORCIPOL2 с использованием шлифовальной шкурки и войлочного покрытия, обрабатываемого хромосодержащим 2% раствором. Методика травления проводилась по ГОСТ 25336-82. Травление выполнялось в 2% растворе азотной кислоты (HNO_3). Время травления 0,5 мин. Промывка в холодной проточной воде. Балл зерна (величина зерна) определяется по шкале ГОСТ 5639-82. Оценка неметаллических включений производилась согласно ГОСТ 1778-70.

В табл. 2 приведены исследуемые составы шихт порошковых проволок с использованием углеродфторсодержащей пыли газоочистки алюминиевого производства, а также коэффициенты заполнения изготовленных проволок. Выбранное соотношение принято исходя из стехиометрических расчетов с учетом различной степени восстановления углеродом и кремнием.

Таблица 2

Характеристики проволок

№ проволоки	Компонент*, масс. %					Коэффициент заполнения проволоки, %	Степень извлечения вольфрама, %	HRC
	1	2	3	4	5			
11	75,76	24,24	-	-		13,21	49,05	28,6
111	48,54	51,46	-	-		12,37	100,0	27,2
112	31,85	68,15	-	-		9,36	100,0	19,2
331	66,67	33,33	-	-		12,86	96,31	30,4
441	25	75	-	-		10,76	99,99	26,2
551	-	50	50	-		8,72	25	21,6
661	-	50	-	50		10,95	15	22,1
2	90,65				9,34	16,8	100,0	23,8

*1 - концентрат WO_3; 2 - углеродфторсодержащие пылевидные отходы металлургического производства; 3 - вольфрамовая руда; 4 - « хвосты» после обогащения вольфрамовых руд; 5 – порошок кремния КР-1

Соотношение в проволоках выбрано при восстановлении углеродом: образцы 551, 661- по стехиометрическому расчету для руды и «хвостов» после обогащения, образцы: 11,111,112, 331, 441 – для концентрата при различном соотношении углерода.

Химический состав наплавленного металла приведены в табл. 3, химический состав шлака, полученного после операции наплавки, приведен в табл. 4.

Металлографический анализ наплавленного металла выявил следующее. Структура образца №11 перлито-ферритная (пластинчатый перлит), величина зерна – 3 (рис. 2 а). Наблюдаются вклю-

чения типа глобулярных оксидов и одиночных глобулярных оксидов (группы D и DS соответственно). Данные неметаллические включения представляют собой точечные (3-4 балла) и строчечные оксиды (1 балл). Образец 111 (рис.2 б) - ярко выраженная видманштеттова структура с тонкими иглами, отходящими от ферритной сетки, расположенной по границам исходных аустенитных зёрен. Размер зёрен соответствует 3 - 4 балла.

Таблица 3

Химический состав наплавленного металла

№	Массовая доля элементов, %										
	C	Si	Mn	Cr	Ni	Cu	Ti	W	V	Mo	Co
11	0,05	0,02	0,16	0,04	0,03	0,08	0,001	1,04	0,001	0,002	0,006
111	0,29	0,25	0,50	0,07	0,12	0,12	0,001	1,29	0	0,002	0,006
112	0,35	0,31	0,49	0,07	0,12	0,13	0,001	0,67	0,008	0,005	0,007
331	0,13	0,15	0,43	0,06	0,12	0,11	0,001	1,90	0,01	0,03	0,007
441	0,26	0,31	0,43	0,06	0,12	0,10	0,002	0,58	0,01	0,03	0,006
551	0,11	0,34	0,38	0,05	0,12	0,09	0,001	0,02	0,01	0,03	0,005
661	0,23	0,46	0,33	0,05	0,12	0,08	0,001	0,01	0,01	0,02	0,005
2	0,05	0,19	0,36	0,02	0,06	0,08	0,001	5,47	0,01	0,02	0,003

Таблица 4

Химический состав шлаков

№	Массовая доля элементов, %												
	FeO	MnO	CaO	SiO_2	AlO_3	MgO	Na_2O	K_2O	F	C	S	P	WO_3
111	2,82	3,64	14,24	28,40	18,86	18,29	0,62	0,09	11,37	<0,1	0,047	0,018	0
112	2,97	3,41	14,48	28,95	19,42	18,92	0,63	0	11,86	<0,1	0,048	0,017	0
331	3,39	4,03	13,63	27,44	18,11	17,80	0,67	0,01	11,71	<0,12	0,05	0,02	0,07
441	2,76	3,31	14,04	27,33	18,26	17,92	0,65	0	11,67	<0,12	0,05	0,02	0
551	2,22	3,00	13,77	26,90	16,87	16,46	0,52	0,04	10,39	<0,12	0,03	0,02	0,001
661	3,02	2,87	13,02	31,21	19,30	17,04	1,11	0,20	11,67	<0,12	0,07	0,02	0,001

Образец 112 (рис. 2 в) - видманштеттова структура с тонкими иглами, отходящими от ферритной сетки, расположенной по границам исходных аустенитных зёрен. Размер зёрен соответствует 4 балла. Образец 331 (рис. 2 г) - зернистая феррито-карбидная структура. Размеры карбидов находятся в пределах 1-5 мкм. Образец 441 (рис. 2 д) -видманштеттова структура со значительным количеством тонких игл, внутри зерен. Размер зёрен соответствует 3 балла. Образец 551 (рис. 2 е) - структура, состоящая главным образом из феррита с небольшими участками перлита. Образец 661 (рис. 2 ж) - видманштеттова структура с массивными иглами и толстой ферритной сеткой. Размер зёрен соответствует 3 балла.

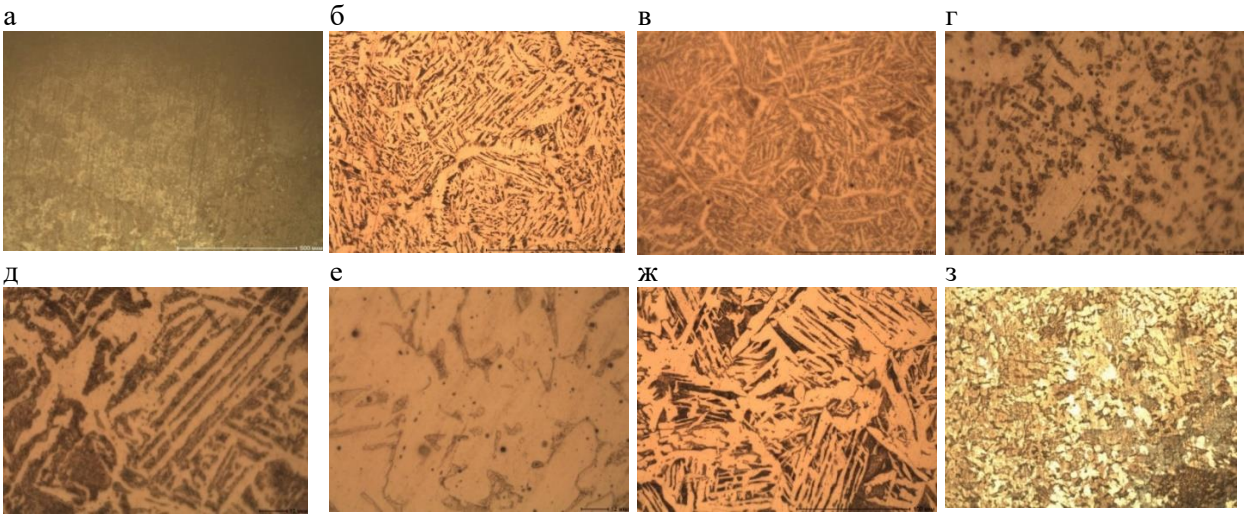


Рис.2. Образец 11 (а); образец 111 (б); образец 112 (в); образец 331 (г); образец 441(д); образец 551 (е); образец 661 (ж); образец 2 (з)

Таким образом, исследования показали принципиальную возможность восстановления оксидов вольфрама из руд углеродсодержащим восстановителем и получения в наплавляемом слое карбидов вольфрама с размерами в пределах 1-5 мкм.

При введении кремния в состав проволоки (образец 2, табл. 3) и восстановлении кремнием получены следующие результаты: величина зерна 3-2. В образце наблюдаются включения типа глобулярных оксидов и одиночных глобулярных оксидов (группы D и DS соответственно), Данные неметаллические включения представляют собой точечные (4-5 балла) и строчечные оксиды (1 балл). Структура данного образца после травления перлито -ферритная (пластинчатый перлит, рис. 2 з).

Дальнейшие исследования были продолжены в направлении замены восстановленных вольфрамсодержащих составляющих в порошковых проволоках на вольфрамсодержащие оксидные концентраты. В лабораторных условиях были изготовлены порошковые проволоки (табл. 5, 6), причем проволока 721 изготовлена из пыли газоочистки производства алюминия и порошков: кремния КР-1 по ГОСТ 2169-69, марганца МР-0 по ГОСТ 6008—82, хрома ПХА-1М по ТУ 14-1-1474-75, ванадия ВЭЛ-1 по ТУ 48-0533-71, никеля ПНК-1л5 по ГОСТ 9722-97, алюминия ПАП-1 по ГОСТ 5494-95, вольфрама ПВТ по ТУ 48-19-72-92, железного порошка ПЖВ-1 по ГОСТ 9849-86; в проволоке 722 взамен порошка вольфрама использован вольфрамовый концентрат марки КШ-4 по ГОСТ 213-83 производства ОАО "Горнорудная компания “АИР”

Таблица 5

Характеристики проволок

№ проволоки	Коэффициент заполнения проволоки,%	Степень извлечения вольфрама,%	HRC
721	19,307	72,24	42
722	13,568	97,93	42

Таблица 6

Химический состав наплавленного металла

№	Массовая доля элементов, %										
	C	Si	Mn	Cr	Ni	Cu	Ti	W	V	Mo	Al
721	0,10	0,69	0,67	5,14	0,25	0,06	0,007	3,41	0,17	0,01	0,041
722	0,09	0,39	0,55	3,99	0,21	0,07	0,002	3,32	0,09	отс.	0,021

Металлографический анализ проб 721,722 выявил следующее. В образце № 721 обнаружены силикаты недеформирующиеся в основном балла 1б, 2б, 2а редко; оксиды точечные балла 1а. В образце № 722 обнаружены силикаты недеформирующиеся в основном балла 2б, 1б, 2а редко; оксиды точечные балла 1а. Структура образца № 721 представляет собой крупноигольчатый мартенсит (балл 8) и аустенит остаточный. Величина зерна аустенита по шкале зернистости №5 (рис. 3 а). Структура образца № 722 представляет собой крупноигольчатый мартенсит (балл 7, 8) и аустенит остаточный (рис. 3 б). Величина зерна аустенита по шкале зернистости №5, 6.

а б

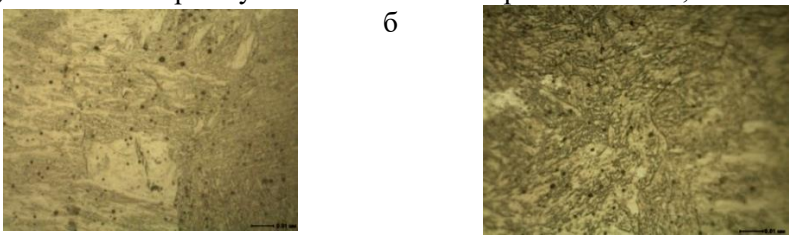


Рис. 3. Микроструктура образца 721 (а); образца 722 (б)

Выводы. Таким образом, проведенные термодинамические расчеты и лабораторные исследования легли в основу разработанных порошковых проволок из шихты с использованием оксида вольфрама, предназначенных для износостойкой наплавки деталей машин угольно-металлургической отрасли, в частности буровых коронок. Шихтовый состав порошковых проволок защищен патентами РФ [11, 12].

Библиографический список

1. Термодинамические свойства индивидуальных веществ. Справочник. Т. 1. Кн. 1 / Под ред. В.П. Глушко, Л.В. Гурвича и др. – М.: Наука, 1978. С. 22.

2. NIST-JANAF Thermochemical Tables 1985. Version 1.0. Data compiled and evaluated by M.W. Chase, Jr., C.A. Davies, J.R. Dawney, Jr., D.J. Frurip, R.A. Mc Donald, and A.N. Syvernd. [Электронный ресурс]. – Режим доступа: http://kinetics.nist.gov/janaf.

3. Barin I., Knacke O., Kubaschewski O. Thermochemical Properties of Inorganic Substances. – Berlin: Springer-Verlag, 1977.

4. Термические константы веществ. Справочник. Вып. 7 / Под ред. В.П. Глушко, В.А. Медведева и др. – М.: Наука, 1978. – 343 с.

5. Рузинов Л.П., Гуляницкий Б. С. Равновесные превращения металлургических реакций. – М.: Металлургия, 1975. – 416 с.

6. Hansen M., Anderko K. Constitution of binary alloys. 2nd ed. – McGraw Hill, New York. 1958. – 1287 p.

7. Massalski T.B. Binary Alloy Phase Diagrams. American Society for Metals. Metals Park. Ohio. 1986. 1987. V.1,2. 2224p.

8. Диаграммы состояния двойных металлических систем. Справочник: В 3т. : Т. 1 / Под общ. ред. Н. П. Лякишева. – М. Машиностроение, 1996. - 992с.

9. Козырев Н.А., Бендре Ю.В., Горюшкин В.Ф., Шурупов В.М., Козырева О.Е. Термодинамика реакций восстановления WO_3 углеродом // Вестник СибГИУ. 2016. № 2 (16). С. 15 – 18.

10. Влияние углеродфторсодержащих добавок для сварочных флюсов на свойства сварных швов/ Козырев Н.А., Игушев В.Ф., Старовацкая С.Н., Крюков Р.Е., Голдун З.В.// Изв. вузов. Чер. металлургия. – 2012. – № 6. – С. 26 – 29.

11. Пат. 2623981 РФ, МПК[8] B23 K35/36 B 23K35/368 Шихта порошковой проволоки/ Козырев Н.А., Галевский Г.В., Шурупов В.М., Крюков Р.Е., Козырева О.Е., Бендре Ю.В., Оршанская Е.Г.; ФГБОУ ВО «Сибирский государственный индустриальный университет».- № 2015152933/02(081567), Заявл. 09.12.2015, опубл. 29.06.2017 Бюл. № 19.

12. Пат.2579328 РФ, МПК[8] B23 K35/36, B23 K35/368 Шихта порошковой проволоки/ Козырев Н.А., Галевский Г.В., Шурупов В.М., Вострецов Г.Н., Осколкова Т.Н., Крюков Р.Е., Козырева О.Е., Осетковский И.В.; ФГБОУ ВПО «Сибирский государственный индустриальный университет».- № 2014143046/02(069517), Заявл. 24.10.2014, опубл. 10.04.2016 Бюл. № 10.

УДК 621.791:624

ПОРОШКОВАЯ ПРОВОЛОКА НА ОСНОВЕ ПЫЛИ ГАЗООЧИСТКИ СИЛИКОМАРГАНЦА ДЛЯ ПОВЫШЕНИЯ ИЗНОСОСТОЙКОСТИ РЕШТАКОВ СКРЕБКОВЫХ КОНВЕЙЕРОВ

д.т.н. Козырев Н.А., к.т.н. Крюков Р.Е., Михно А.Р., к.т.н. Усольцев А.А., д.т.н. Попова М.В.
Сибирский государственный индустриальный университет, г. Новокузнецк, Россия

***Аннотация*.** Разработана новая порошковая проволока на основе пыли газоочистки силикомарганца для наплавки решетаков скребковых конвейеров. Изучены механические свойства, а также проведен микроструктурный анализ наплавленных образцов. Рассчитаны коэффициенты усвоения марганца при различных соотношениях компонентов.

Ключевые слова: наплавка, порошковая проволока, техногенные отходы, шлак силикомарганца, неметаллические включения, твердость, микроструктура.

Введение. Ремонт решетаков скребковых конвейеров требует значительных затрат на их замену или восстановление. Одним из наиболее эффективных методов упрочнения и восстановления таких деталей является электродуговая наплавка порошковыми проволоками [1 - 7]. Так же для этих целей ведётся разработка и изготовление специальных наплавочных материалов, которые благодаря оптимально подобранному химическому составу способствуют обладанию высокой твердости, а также абразивной и ударно-абразивной износостойкости [8 - 15].

Методы исследования. Наплавка образцов проводилась с помощью сварочного трактора ASAW-1250. Химический состав исследуемых сварных образцов определяли по ГОСТ 10543–98 рентгенофлуоресцентным методом на спектрометре XRF-1800 и атомноэмиссионным методом на спектрометре ДФС-71. Испытания на износ образцов производили на машине 2070 СМТ–1. Твёрдость наплавленных слоев измеряли с помощью твердомера МЕТ-ДУ. Оценка неметаллических включений проведена по ГОСТ 1778-70 с помощью оптического микроскопа OLYMPUS GX-51.

Результаты и всестороннее рассмотрение вопроса. Изготовление порошковой проволоки на основе пыли газоочистки силикомарганца проводили на лабораторной установке по изготовлению порошковых проволок по технологии, приведенной в работах [1 - 7]. В качестве наполнителя использовались 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; а также 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; SiO_2 = 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 Компонентные составы исследуемых порошковых проволок и полученные коэффициенты заполнения приведены в табл. 1.

Таблица 1

Состав исследуемых порошковых проволок

№ проволоки	Пыль газоочистки силикомарганца, %	Пыль газоочистки алюминиевого производства, %	Коэффициент заполнения, %
1	89,89	10,11	7,217
2	81,63	18,37	7,258
3	74,77	25,23	6,535
4	68,96	31,04	5,172
5	59,70	40,3	5,794
6	50	50	6,928

После изготовления порошковых проволок проводилась наплавка образцов на стальные пластины толщиной 16 мм размером 100х500 мм из стали 09Г2С с помощью сварочного трактора ASAW-1250 с использованием сварочного флюса на основе шлака производства силикомарганца производства Западно - Сибирского электрометаллургического 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 =8,01-8,4, F= 0,28-0,7, Na_2O= 0,26-0,36, K_2O = 0,62, S=0,15-0,17, P= 0,01. На режиме наплавки $I_{св}$ - 520А, $U_д$ = 28В; $V_{св}$= 18 м/ч. Химический состав шлаковых корок и наплавленных образцов приведены в табл. 2, 3.

Таблица 2

Химический состав шлаковых корок

№ проволоки	Массовая доля элементов, %														
	FeO	MnO	CaO	SiO_2	Al_2O_3	MgO	Na_2O	K_2O	TiO_2	Cr_2O_2	P	ZnO	F	P	S
1	1,80	8,37	29,95	43,65	7,27	5,30	0,39	0,16	0,07	0,048	0,010	0,040	0,63	0,010	0,17
2	2,25	8,16	30,05	44,45	7,70	5,47	0,39	0,13	0,06	0,059	0,012	0,038	0,62	0,012	0,14
3	1,77	8,13	30,17	43,84	7,51	5,17	0,37	0,07	0,08	0,050	0,011	0,014	0,62	0,011	0,17
4	2,75	7,52	31,62	43,12	7,56	5,33	0,30	0,09	0,08	0,053	0,011	0,012	0,47	0,011	0,15
5	2,11	7,93	30,57	42,95	8,41	5,58	0,46	0,08	0,07	0,043	0,011	0,016	0,77	0,011	0,18
6	2,11	7,75	30,30	42,47	8,47	5,42	0,46	0,05	0,07	0,036	0,011	0,011	0,83	0,011	0,17

Таблица 3

Химический состав наплавленных образцов и усвоение марганца

№ проволоки	Массовая доля элементов, %										
	C	S	P	Si	Mn	Cr	Ni	Cu	Al	Nb	Усвоение марганца, %
1	0,08	0,079	0,017	0,38	1,31	0,03	0,08	0,11	0,001	0,006	73
2	0,08	0,074	0,014	0,57	1,35	0,05	0,06	0,19	0,052	0,012	82
3	0,08	0,063	0,015	0,40	1,19	0,04	0,07	0,010	0,011	0,009	88
4	0,09	0,076	0,017	0,49	1,25	0,03	0,08	0,09	0,011	0,006	126
5	0,16	0,073	0,016	0,46	1,19	0,02	0,07	0,07	0,011	0,006	124
6	0,22	0,083	0,014	0,50	1,19	0,03	0,07	0,07	0,006	0,006	124

Усвоение марганца зависит от коэффициента заполнения порошковой проволоки (табл. 1), а также от концентрации в составе шихты углеродсодержащего материала (пыли газоочистки алюминиевого производства) и, соответственно, концентрации углерода в наплавленном металле (табл. 3). Усвоение марганца так же связано с повышением основности (отношением CaO/ SiO2).

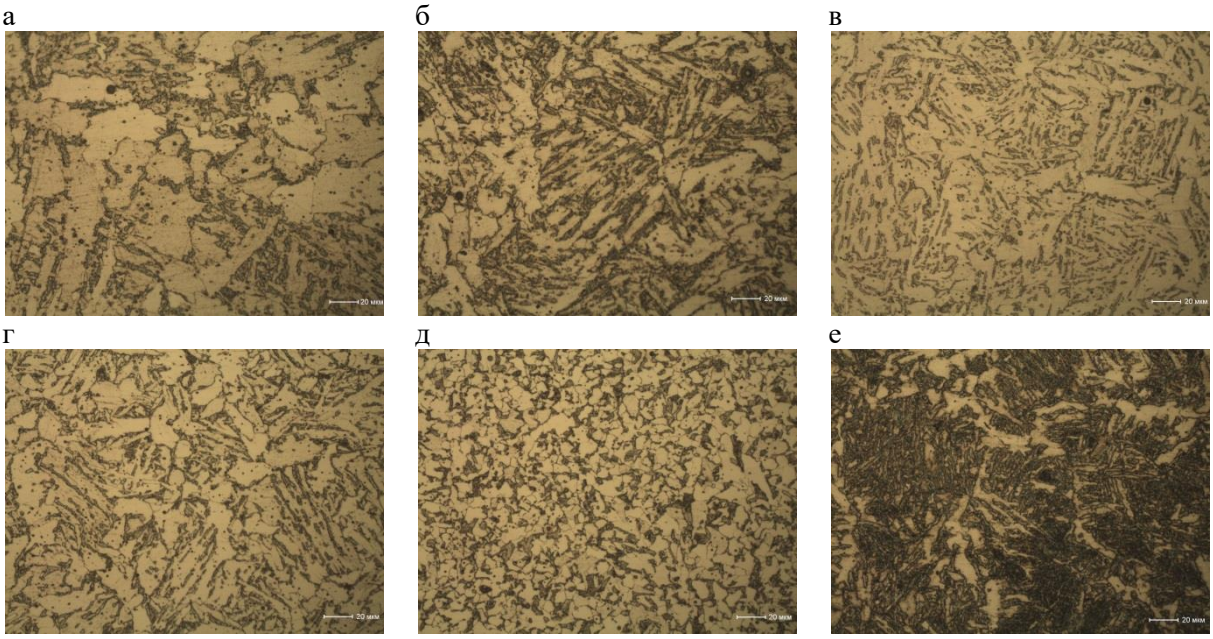
Оценка неметаллических включений проводилась согласно ГОСТ 1778-70 на микрошлифах без травления с помощью оптического микроскопа OLYMPUS GX-51 при увеличении ×100 (табл. 4). Микроструктура изучалась в диапазоне увеличений х500 после травления поверхности образцов в 2 %-ном растворе азотной кислоты (рис. 1).

Таблица 4

Оценка неметаллических включений наплавленных образцов

№ проволоки	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

Оценка неметаллических включений наплавленных образцов указывает на низкий уровень загрязненности металла оксидными неметаллическими включениями.



Образцы: а) 1; б) 2; в) 3; г) 4; д) 5; е) 6

Рис. 1. Микроструктура образцов после травления, х500

Получена после травления микроструктура наплавленных образцов феррито-перлитная структура. Образец №1 содержит крупнозернистые зерна феррита с областями перлита, на образце №2 участки перлита имеют зубчатые границы и грубоигольчатое строение, которые расположены цепочкой внутри феррита, на образце №3 видны зерна феррита и мелкоигольчатый перлит, на образце №4 зерна феррита имеют округлую форму и окружены сеткой перлита, на образце №5 - неоднородная мелкозернистая структура феррита с небольшими областями перлита, на образце №6 преобладают колонии перлита крупного строения, а феррит присутствует в виде параллельных игл между перлитными областями. Все образцы характеризуются равномерным распределением структурных составляющих, однако в структуре образцов №2 и 6 более четко выявляются границы бывших зерен аустенита и перлит имеет игольчатое строение. Появление игольчатых структур говорит о снижении пластичности и вязкости, при этом твердость возрастает. Поэтому в двух группах образцов с близким содержанием углерода (0,008–0,009%С и 0,16-0,22%) образцы №2 и №6 имеют наиболее высокую твердость.

Изучение твердости и результаты испытания наплавленных образцов приведены в табл. 5. При этом в результате расчетов по влиянию химического состава на твердость и износ получены уравнения, описывающие:

твердость: HB= -288,88+336,15C+294,98Mn+112,86Si+136,75Al-377,73Cu,

и износ: Изн= -0,001176+0,000291C+0,000981Mn+0,000262Si-0,000766Cu

Таблица 5

Твердость и износ наплавленных образцов

№ проволоки	Износ, г/об.	Твердость, НВ
1	0,000146	126
2	0,000132	136
3	0,000102	132
4	0,000126	133
5	0,000095	143
6	0,000127	167

Выводы. Проведенные исследования показывают возможность использования порошковой проволоки на основе пыли газоочистки силикомарганца для наплавки решетаков скребковых конвейеров.

С использованием принципов прямого легирования на основе пыли газоочистки производства силикомарганца и пыли газоочистки алюминиевого производства разработана новая порошковая проволока для износостойкой наплавки.

Определены оптимальные технологические режимы наплавки, изучены качественные показатели и рассчитано усвоение марганца при различных соотношениях компонентов.

Библиографический список

1. Козырев, Н. А. Порошкообразная проволока системы C-Si-Mn-Cr-V-Mo с углеродфторсодержащей добавкой / Н. А. Козырев, Д. А. Титов, О. Е. Козырева // Инновационные технологии и экономика в машиностроении : сборник трудов V Международной научно-практической конференции, Юрга, 22–23 мая 2014 г. – Томск : ТПУ, 2014. – Т. 1. – С. 42–43. – URL: http://library.sibsiu.ru.

2. Разработка новой порошковой проволоки на основе пыли газоочистки феррохрома / Н.А. Козырев, Р.Е. Крюков, А.Р. Михно, Д.Е. Белов, Д.Е. Симонова // Вестник горно-металлургической секции Российской академии естественных наук. Отделение металлургии: Сборник научных трудов.-2018 - Вып. 41 -С. 116-121

3. Козырев, Н. А. Влияние введения в шихту порошковой проволоки системы C-Si-Mn-Cr-W-V углеродфторсодержащей добавкой / Н. А. Козырев, Д. А. Титов, В. М. Шурупов // Инновационные технологии и экономика в машиностроении : сборник трудов V Международной научно-практической конференции, Юрга, 22–23 мая 2014 г. – Томск : ТПУ, 2014. – Т. 1. – С. 43–45. – URL: http://library.sibsiu.ru.

4. Разработка новых порошковых проволок для ремонта прокатных валков / Н. А. Козырев, Д. А. Титов, О. Е. Козырева, В. М. Шурупов, П. Д. Соколов // Научно-технический прогресс в черной металлургии : материалы II Международной научно-технической конференции, 7-9 октября 2015 г. – Череповец, 2015. – С. 175-177. – URL: http://library.sibsiu.ru.

5. Новые порошковые проволоки для наплавки прокатных валков / Н. А. Козырев, Д. А. Титов, О. Е. Козырева, В. М. Шурупов, П. Д. Соколов // Современные проблемы электрометаллургии стали : материалы XVI Международной конференции. – Челябинск, 2015. – Ч. 2. - С. 127-132. – URL: http://library.sibsiu.ru.

6. Наплавка порошковой проволокой деталей металлургического оборудования : учебное пособие / Н. А. Козырев, Г. Н. Вострецов, Р. Е. Крюков, Д. А. Титов ; Сиб. гос. индустр. ун-т. – Новокузнецк : Издательский центр СибГИУ, 2017. – URL: http://library.sibsiu.ru.

7. 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. – № 1 (1417). - С. 77-86. – URL: http://library.sibsiu.ru.

8. Исследование и разработка новых составов порошковой проволоки для наплавки прокатных валков, обеспечивающих повышение эксплуатационных характеристик наплавленного металла/ Уманский А.А., Козырев Н.А., Титов Д.А.// Производство проката -2016.- № 5. -С. 43-47.

9. Экспериментальные исследования влияния состава порошковых проволок систем легирования C-Si-Mn-Cr-V-Mo и C-Si-Mn-Cr-W-V/ Уманский А.А., Козырев Н.А., Титов Д.А.// Бюллетень «Черная металлургия» -2016.- № 4. -С. 74-78.

10. Изучение влияния введения в шихту для производства порошковой проволоки системы C-Si-Mn-Cr-W- V углеродфторсодержащей добавки и никеля / Козырев Н.А., Титов Д.А., Старовацкая С.Н., Шурупов В.М., Горюшкин В.Ф.// Изв. вузов. Чер. металлургия. – 2014. – №6. – С. 31-33.

11. Влияние введения в шихту для производства порошковой проволоки системы C-Si-Mn-Cr-V-Моуглеродфторсодержащей добавки и никеля / Козырев Н.А., Титов Д.А., Старовацкая С.Н., Козырева О.Е., Шурупов В.М. // Изв. вузов. Чер. металлургия. – 2014. – №4. – С. 34-37.

12. Пат. 2665859 МПК8 B23 K35/36 B 23 K35/368 Шихта порошковой проволоки/ Гусев А.И., Козырев Н.А., Уманский А.А., Думова Л.В., Козырева О.А.; ФГБОУ ВО «Сибирский государственный индустриальный университет».- № 2017136123/02(063003), Заявл. 11.10.2017.

13. Пат. 2661126 МПК8 B23 K35/36 B 23 K35/368 Шихта порошковой проволоки/ Козырев Н.А., Уманский А.А., Крюков Р.Е., Думова Л.В., Козырева О.А., Непомнящих А.С., Федотов Е.Е.; ФГБОУ ВО «Сибирский государственный индустриальный университет».- № 2017121945/02(038002), Заявл. 21.06.2017.

14. Разработка порошковой проволоки для наплавки деталей, работающих в условиях износа / Гусев А.И., Усольцев А.А., Козырев Н.А., Кибко Н.В., Бащенко Л.П.// Известия вузов. Черная металлургия. – 2018. — т. 61. № 11. – С. 898-906.

15. Development of a flux-cored wire for surfacing mining equipment operating in the conditions of shock-abrasive wear / A I Gusev, N A Kozyrev, A A Usoltsev, R E Kryukov, A R Mikhno // IOP Conf. Series: Earth and Envi-ronmental Science 206 (2018) 012034.-P. 1-6|| doi :10.1088/1755-1315/206/1/012034.

УДК 656.073:519.8

УПРАВЛЕНИЕ ТРАНСПОРТНО-ЛОГИСТИЧЕСКИМ ТЕРМИНАЛОМ: МОДЕЛИ, ПОКАЗАТЕЛИ И ОПТИМИЗАЦИЯ

Рымкевич А.А., д.т.н. Новичихин А.В.
Сибирский государственный индустриальный университет, г. Новокузнецк, Россия

Аннотация. Представлен инструментарий управления транспортно-логистическим терминалом, в виде трехуровневой модели управления, обеспечивающий разработку стратегий его функционирования с использованием распределения потоков по различных видам транспорта. Определены показатели эффективности 10 стратегий функционирования транспортно-логистического терминала, произведен отбор оптимальных решений методом Парето-оптимизации.

Ключевые слова: трехуровневая модель управления, транспортно-логистический терминал, показатели эффективности, оптимизация.

Существует тесная взаимосвязь между развитием транспортной инфраструктуры и приоритетными направлениями развития социально-экономической системы общества [2]. За последние годы активное продвижение инноваций происходит в направлении организации терминальных технологий. Создается множество терминалов, одна транспортная компания, в зависимости от объемов перевозок, может иметь несколько терминалов, охватывающих различные территории, что делает вопрос о создании управляющей системы наиболее актуальным [4]. Для обеспечения эффективного функционирования одного транспортно-логистического терминала (ТЛТ) либо их сети необходимо разработать качественный инструментарий для управления распределением транспортных потоков.

Эффективным инструментарием управления ТЛТ являются математические модели, обеспечивающие разработку стратегий их функционирования с использованием распределения потоков по различных видам транспорта. Существует два подхода к распределению транспортных потоков:

двухуровневый и мультиуровневый [3]. На рис. 1 представлена мультиуровневая модель, а именно – трехуровневая модель управления ТЛТ.

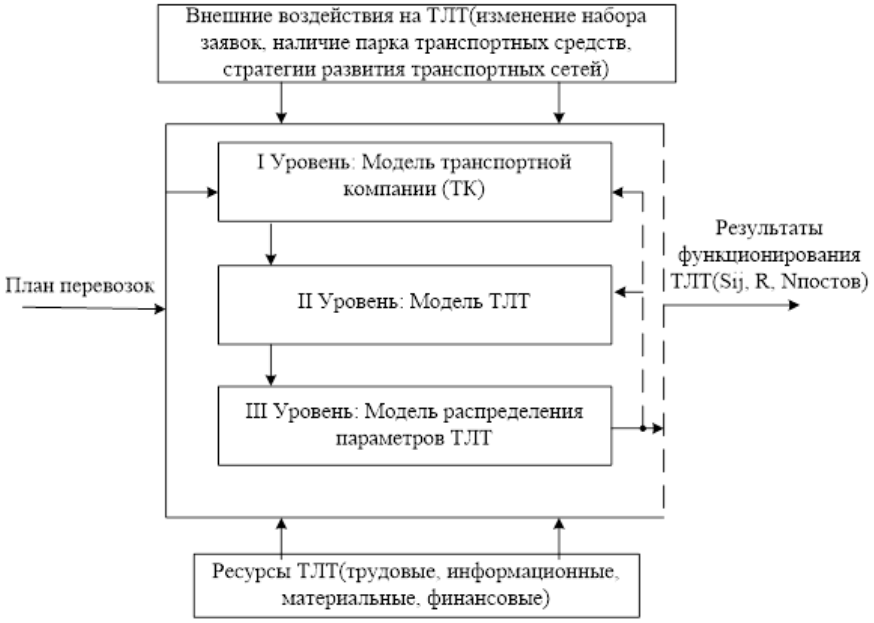


Рис. 1. Трёхуровневая модель управления ТЛТ

На I уровне находится модель транспортной компании, которая определяет основные аспекты ее функционирования, такие как распределение подвижного состава и совершенствование структуры парка и его пространственной дислокации.

На II уровне находится модель ТЛТ, особенность которой заключается в определении и оперативном изменении параметров функционирования ТЛТ, структуры и расположения ТЛТ.

На III уровне представлена модель распределения транспортных потоков, функция которой заключается в гибком изменении стратегии управления в зависимости от внутренних изменений и внешних воздействий, перераспределения транспортных потоков.

В качестве показателей эффективности ТЛТ предлагается следующий набор:

1. Затраты на переработку грузов:

$$S = \sum_i \sum_j ((S_{ij}^{пер} + S_{ij}^{хран}) + S_{ij}^{штраф} + S_{ij}^{простой})), \quad (1)$$

где $S_{ij}^{пер}$ – затраты на переработку i-го рода груза посредством j-го подвижного состава; $S_{ij}^{хран}$ – затраты на хранение i-го рода груза, привезенного j-м подвижным составом; $S_{ij}^{штраф}$ – затраты на хранение i-го рода груза сверх срока привезенного j-м подвижным составом; $S_{ij}^{простой}$ – затраты за простой j-го подвижного состава под погрузкой/разгрузкой i-го рода груза.

2. Резерв грузооборота склада:

$$R = \sum_i \sum_j (Г_{ij}^{макс} - Г_{ij}^{тек}), \quad (2)$$

где $Г_{ij}^{макс}$ – максимальная величина грузооборота ТЛТ; $Г_{ij}^{тек}$ – величина текущего грузооборота ТЛТ.

3. Количество задействованных постов:

$$N_{пост} = \frac{\sum_i \sum_j (Г_{ij}^{вх} + Г_{ij}^{пп})}{B_{см}}, \quad (3)$$

где $Г_{ij}^{вх}$ – входящий грузооборот; $Г_{ij}^{пп}$ – грузооборот, переработанный по прямому варианту (минуя склад); $B_{см}$ – норма выработки обслуживающего механизма на постах погрузки/разгрузки.

В качестве примера рассмотрим ТЛТ с вместимостью $Q = 10$ тыс. т, имеющий железнодорожные и автодорожные подъездные пути. Для определения наиболее рационального варианта функционирования ТЛТ разработаны 10 стратегий с использованием различного сочетания видов транспорта при распределении потоков тарно-упаковочных грузов.

В табл. 1 представлены показатели эффективности ТЛТ для 10 стратегий. Необходимо отметить, что потоки могут быть распределены между двумя видами транспорта – автомобильным и железнодорожным.

Таблица 1

Показатели эффективности ТЛТ для стратегий функционирования

N страт.	Входящий поток	Выходящий поток	*S*, у.е	*R*, т	$N_{пост}$, ед.
1.	автомобильный транспорт (100%)	автомобильный транспорт (100%)	522501	500	4,38
2.	автомобильный транспорт (100%)	автомобильный транспорт (40%), железнодорожный транспорт (60%)	582500	500	4,12
3.	железнодорожный транспорт (100%)	железнодорожный транспорт (100%)	637001	200	6,5
4.	железнодорожный транспорт (100%) по прямому варианту	автомобильный транспорт (100%)	600003	0	2,35
5.	железнодорожный транспорт (100%)	автомобильный транспорт (20%), железнодорожный транспорт (80%)	617401	200	6,6
6.	автомобильный транспорт (100%) по прямому варианту	железнодорожный транспорт (100%)	500003	0	2,35
7.	автомобильный транспорт (100%)	автомобильный транспорт (20%), железнодорожный транспорт (80%)	567001	1000	3,87
8.	автомобильный транспорт (100%)	автомобильный транспорт (50%), железнодорожный транспорт (50%)	594001	100	4,3
9.	железнодорожный транспорт (100%)	автомобильный транспорт (70%), железнодорожный транспорт (30%)	568400	200	3,9
10.	автомобильный транспорт (100%)	автомобильный транспорт (90%), железнодорожный транспорт (10%)	520801	700	4,1

Для отбора оптимальных решений предлагается использовать метод Парето-оптимизации [6]. Постановку задачи можно представить следующим образом [1].

Задача. Пусть *R* – набор *h* решений:

$$R = \{R_h,\ h \in [1, H]\}. \quad (4)$$

Функционирование ТЛТ определяется набором следующих характеристик:

$$F(R) = \{f_k(R),\ k \in [1,K]\}, \quad (5)$$

где *k* – количество критериев (в нашем случае *K*=3).

Критериями оптимальности сценариев развития СЭС ТСР являются: затраты на переработку грузов – f_1, резерв грузооборота склада – f_2, количество задействованных постов – f_3.

Требуется выбрать из множества допустимых значений *R* такие, которые соответствуют оптимальным значениям всех целевых характеристик $\{f_k\}$:

$$f_k(R) \to max, \text{ при } k \in [1, K]. \quad (6)$$

Решение. R_1, удовлетворяющее условиям (1)-(3), оптимально по Парето, если не существует другого – R_h, имеющего лучшие оценки, причем, хотя бы по одной из них, выполняется строгое неравенство:

$$f_k(R_h) \geq f_k(R_1), \text{ при } k \in [1, K]. \quad (7)$$

Решение данной задачи предлагается следующим образом [1]:

Шаг 1. Ранжируются и отбираются решения по заданному диапазону затрат на переработку грузов f_1.

Шаг 2. Графическим способом отбираются Парето-оптимальные решения по критериям f_2 и f_3.

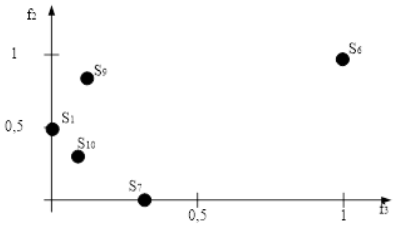


Рис. 2. Парето-оптимальные решения по критериям f_2 и f_3 для разработанных стратегий работы ТЛТ

Рассмотрим подробно решение поставленной задачи:

Шаг 1. Производим отбор решений по затратам на переработку грузов f_1 , по табл.1. отбираем стратегии при которых затраты на переработку грузов были бы не более 570 тыс. у.е., этому условию соответствуют стратегии S_1, S_6, S_7, S_9, S_{10}.

Шаг 2. Для решения задачи Парето-оптимизации нормализуем показатели стратегий S_1, S_6, S_7, S_9, S_{10}. Производим полную нормализацию показателей, а для отыскания решения в условиях поставленной задачи необходимо их отнять от 1. Таким образом, стратегия S_6, удовлетворяющая условиям f_2 и f_3, оптимальна по Парето.

Выводы. Разработанная трехуровневая модель управления, обеспечивает разработку стратегий функционирования ТЛТ с использованием распределения потоков по разным видам транспорта. Представленный способ оптимизации показателей эффективности функционирования ТЛТ позволит оперативно и гибко распределять транспортные потоки, а также принимать управляющие решения для повышения эффективности товародвижения.

Библиографический список

1. Новичихин, А.В. Управление транспортно-логистическим терминалом на основе теории систем массового обслуживания / А.В. Новичихин, А.А. Рымкевич, И.А. Серебряков // Экономика и менеджмент систем управления. – 2018. – № 2.2 (28). – С. 283-288.

2. Федотенков, Д.Г. Развитие транспортно-логистических систем в условиях глобализации мировой экономики / Д.Г. Федотенков // Инновационная экономика: материалы международной научной конференции. – 2014.- Казань: Бук. – С. 222-226.

3. Кравчик, О.Н. К оптимизации работы экскаваторно-автомобильных комплексов разрезов /О.Н. Кравчик, А.В. Новичихин // Наука и молодежь: проблемы, поиски, решения: труды Всероссийской научной конференции студентов, аспирантов и молодых ученых; под общ. ред. М. В. Темлянцева. – Ч. III. Технические науки. – Новокузнецк, 2018. – С. 360-363.

4. Маликов О.Б. Склады и грузовые терминалы. – СПб.: Бизнес-Пресса, 2005. – 648 с.

5. Вентцель Е.С. Исследование операций: задачи, принципы, методология. – 2-е изд., стер. – М.: Наука. Гл. ред. физ.-мат. лит., 1988. – 208 с.

6. Ногин В.Д. Принятие решений в многокритериальной среде: количественный анализ. – 2-е изд., испр. и доп. – М.: ФИЗМАТЛИТ, 2004. – 176 с.

УДК 625.7:004.942

АЛГОРИТМ ВЫБОРА ПРОЕКТОВ ГОСУДАРСТВЕННО-ЧАСТНОГО ПАРТНЕРСТВА ПРИ ПЛАНИРОВАНИИ РАСПРЕДЕЛЕНИЯ РЕСУРСОВ В АВТОДОРОЖНОМ КОМПЛЕКСЕ

Буйвис В.А., д.т.н. Новичихин А.В.
Сибирский государственный индустриальный университет, г. Новокузнецк, Россия

Аннотация. Определены особенности реализации проектов в автодорожном комплексе. Вычленены этапы выбора проектов государственно-частного партнерства. Предложен дополнительный набор индикаторов для оценивания проектов государственно-частного партнерства в автодорожном комплексе. Разработан

алгоритм выбора проектов, реализуемых в автодорожном комплексе с применением механизмов государственно-частного партнерства.

Ключевые слова: автодорожный комплекс, проект государственно-частного партнерства, этапы выбора проектов государственно-частного партнерства, алгоритм выбора проектов.

В настоящее время существует несколько сформулированных и закрепленных в правовых документах определений термина государственно-частное партнерство, которые в различной степени отражают суть и содержание рассматриваемого объекта [1 - 3].

Под термином государственно-частное партнерство понимается инвестиционное соглашение, заключаемое в соответствии с юридическими нормами ФЗ-224 и ФЗ-115 между частным (-ми) партнерами с одной стороны и публичным партнером с другой на установленный соглашением о государственно-частном партнерстве срок с целью распределения ресурсов и рисков, стимулирования увеличения частных инвестиций в экономику, сокращения доли государства в проектах которые эффективнее реализуются бизнесом.

В период с 2010 по 2018 годы финансирование автодорожного хозяйства в Российской Федерации осуществлялось нестабильно и в большей степени за счет бюджетных средств (рис. 1), что привело к недофинансированию или нарушению графика восстановления фонда автомобильных дорог. В результате на январь 2019 года доля дорог, соответствующих нормативным требованиям, составляет 80 % [4].

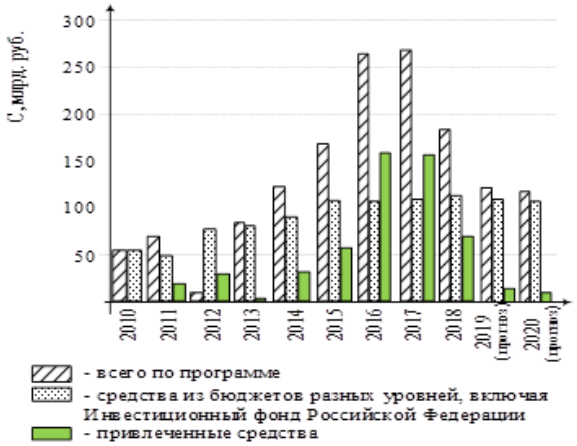


Рис. 1. Объем и источники финансирования организации строительства и реконструкции, автомобильных дорог в Российской Федерации за период 2010-2020 гг [1]

Одним из инструментов увеличения объемов финансирования является привлечения частных инвестиций в инфраструктурные проекты с помощью механизмов ГЧП. Практика реализация инфраструктурных проектов с привлечением механизмов ГЧП в Российскую Федерацию заимствована из мирового опыта, который насчитывает семь основных форм соглашений [5].

В Российской Федерации в сфере строительства и реконструкции автомобильных дорог законодательно регулируются три модели ГЧП [2, 3]:

– операторский контракт, при котором частный партнер на основании договора аренды осуществляет эксплуатацию автомобильной дороги;

– концессионное соглашение, частный партнер осуществляет за вознаграждение строительство и эксплуатацию дорожного объекта, принадлежащего публичному партнеру за вознаграждение;

– контракт жизненного цикла, частный партнер за счет собственных или заемных средств осуществляет финансирование проведение работ по проектированию, строительству, текущему содержанию и ремонту дорожного объекта.

Наибольшее распространение в проектах ГЧП, реализуемых ГК «Автодор» в период с 2010 по 2019 гг получили концессия с прямым сбором платы и концессия с платой концедента [4]. На будущие периоды «Дорожной картой» по реализации «Стратегии развития автомобильного транспорта на период до 2030 года» планируется наращивание объемов финансирования инфраструктурных проектов за счет механизмов ГЧП, например, строительство в 2019-2022 годах сети транспортно-логистических терминалов на основных направлениях грузовых автомобильных перевозок и т.д. [1].

В связи с возрастанием в финансировании инфраструктурных проектов доли привлеченных средств, за счет механизмов ГЧП, становятся актуальными вопросы совершенствования алгоритма выбора проектов государственно-частного партнерства при планировании распределения ресурсов в автодорожном комплексе.

Существующие международные и российские подходы к методике выбора проектов государственно-частного партнерства при планировании распределения ресурсов в автодорожном комплексе позволяют разделить процесс на два этапа:

– первичный отбор проектов ГЧП;

– комплексное оценивание.

При прохождении первичного отбора проектов ГЧП целесообразно в качестве критериев отбора использовать индикаторы, утвержденные приказом Министерства экономического развития Российской Федерации №894 от 30 ноября 2015 года «Методики оценки эффективности проекта государственно-частного партнерства, проекта муниципально-частного партнерства и определения их сравнительного преимущества» [6]:

– объем участия публичного партнера в инфраструктурных проектах, реализуемых с помощью механизмов ГЧП, (PRV), руб.;

– объем чистых дисконтированных расходов средств бюджетов бюджетной системы Российской Федерации в реализации инфраструктурных проектов с помощью механизмов ГЧП (PBV), руб.

Больший приоритет, на этапе первичного отбора проектов с применением механизма ГЧП получат проекты, которые набирают наибольшее число баллов, определенных методом экспертных оценок.

На этапе комплексного оценивания рекомендуется осуществлять процедуру выбора проектов рекомендуется производить после расчета следующих индикаторов [7 - 9]:

– чистая приведенная стоимость проекта (NPVpp);

– коэффициент покрытия выплат по обслуживанию долга денежным потоком (DSCR);

– внутренняя норма доходности по проекту (IRR);

– индекс прибыльности (PI).

Приоритет на данном этапе получают проекты, реализуемые с привлечением механизмов ГЧП, у которых вышеперечисленные индикаторы имеют более высокие значения.

В данной работе, как дополнительный инструментарий обоснования выбора проектов государственно-частного партнерства предлагается следующий набор индикаторов функционирования и распределения ресурсов автодорожного комплекса [10]:

- 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;

– экономический индикатор Ind_5 – характеризует эффективность инвестиций, направленных в систему автодорожного комплекса, в качестве индикатора предлагается использовать чистый дисконтированный доход.

Представленный выше набор индикаторов, имеет область применения в случаях, когда процедура формирования проектов базируется на количественных данных. Ранжирование проектов с применением механизма ГЧП в зависимости от значимости индикаторов производится методом экспертных оценок.

Выбор проекта, реализуемого с привлечением механизмов ГЧП, предполагает выполнение следующих условий:

$$Ind_1(t+1) \le Ind_1(t), t \in [0,T] \quad (1)$$

$$Ind_2(t+1) \le Ind_2(t), t \in [0,T] \quad (2)$$

$$Ind_3(t+1) \le Ind_3(t), t \in [0,T] \quad (3)$$

$$Ind_4(t+1) \le Ind_4(t), t \in [0,T] \quad (4)$$

$$Ind_5(t+1) \ge Ind_5(t), t \in [0,T] \quad (5)$$

где t – расчетный период, лет; T – продолжительность реализации проекта, лет.

Для проектов, в которых процедура формирования базируется на нечеткой форме представления первичных и промежуточных данных предлагаются в качестве инструментария обоснования выбора оценки состояние системы распределения ресурсов автодорожного комплекса (на качественном уровне) [11], для их оценивания и выбора предлагается выполнение следующего условия (6):

$$SSRR(t+1) \geq \mathrm{SSRR}(t)\,, t \in [0, T] \quad (6)$$

где SSRR – оценка состояния системы распределения ресурсов автодорожного комплекса

Алгоритм выбора проектов строительства автомобильных дорог с применением механизмов ГЧП на количественном и качественном уровне приведен на рис. 2.

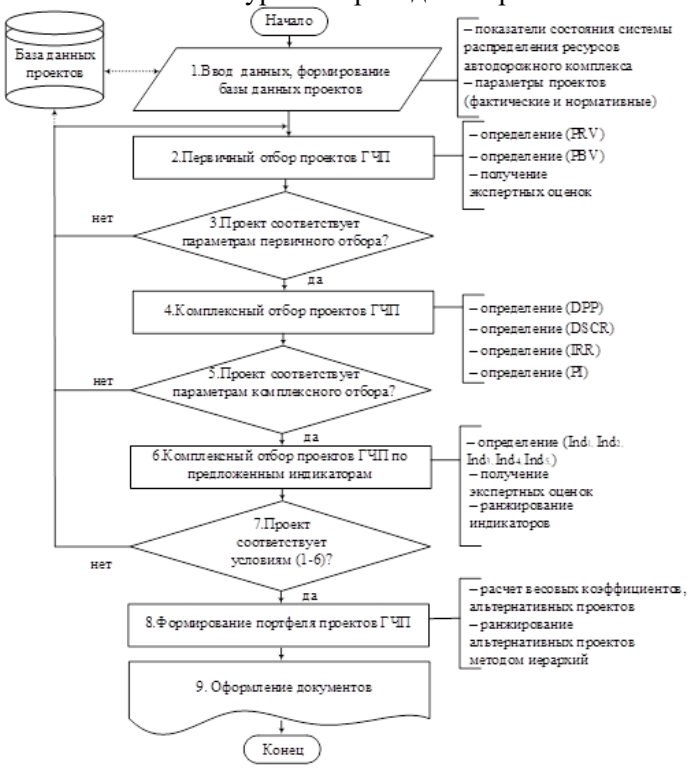


Рис. 2 Алгоритм выбора проектов строительства автомобильных дорог с применением механизмов ГЧП на количественном и качественном уровне

Завершающим этапом является ранжирование проектов методом анализа иерархий. Проекты, прошедшие описанную выше процедуру оценивания и выбора, включаются в портфель и подготавливаются к реализации.

Задачу наиболее предпочтительного выбора проекта из множества возможных вариантов можно сформулировать следующим образом:

Пусть A_j– множество альтернативных вариантов проектов строительства автомобильной дороги. Необходимо выбрать наиболее предпочтительный вариант строительства автомобильной дороги по наибольшему приоритету эффективности V_{A_j}, который обеспечивает максимальную удовлетворенность заказчика, путем максимизации локальных критериев Ind_1, Ind_2, Ind_3, Ind_4, Ind_5, являющихся, индикаторами функционирования и распределения ресурсов автодорожного комплекса.

Требуется определить для реализации один из множества проектов, имеющий наибольший приоритет эффективности из множества альтернатив принимаемого решения:

$$V_{A_j} = max\left\{v_{A_j}\right\}.j = \overline{1,n}, \quad (7)$$

где V_{A_j} – наибольший приоритет эффективности; v_{A_j} – весовой коэффициент каждого отдельно взятого альтернативного проекта; A_j– альтернативные варианты проектов.

Весовой коэффициент каждой отдельно взятого альтернативного варианта вычисляется по следующей формуле:

$$v_{A_j} = \sum_{i=1}^{m} v_{Ind_i} \times v_{Ind(A_j)}, \quad (8)$$

где v_{Ind_i} – вектора приоритета частных критериев; $v_{ind(A_j)}$ – вектора приоритета рассматриваемых

альтернативных проектов; $\mathrm{Ind_i}$ – локальные критерии, характеризующие требования к рассматриваемым альтернативным проектам.

$$Ind_i = \{Ind_1,\ Ind_2,\ Ind_3,\ Ind_4,\ Ind_5\}, \quad (9)$$

где $Ind_1,\ Ind_2,\ Ind_3,\ Ind_4,\ Ind_5$ – набор индикаторов функционирования и распределения ресурсов автодорожного комплекса.

Задачу выбора альтернативных проектов строительства автомобильной дороги реализуемых с привлечением механизмов ГЧП, прошедших первичный и комплексный отбор, предлагается решить методом иерархий [13] на следующем примере, имеются три альтернативных проекта строительства автомобильной дороги:

– альтернативный проект 1 (A_1): автомобильная дорога проложена по земельным участкам, принадлежащим муниципальному образованию. Дорога имеет две полосы движения шириной 3,5 м. Радиусы кривых составляют 600-22000 м. Соотношение криволинейных участков трассы к прямым составляет 65%;

– альтернативный проект 2 (A_2): автомобильная дорога проложена по земельным участкам, принадлежащим муниципальному образованию и угледобывающему предприятию в соотношении 60х40. Дорога имеет две полосы движения шириной 3,5 м. Радиусы кривых составляют 2000-3000 м. Соотношение криволинейных участков трассы к прямым составляет 40%;

– альтернативный проект 3 (A_3): автомобильная дорога проложена по земельному участку, принадлежащему угледобывающему предприятию. Дорога имеет две полосы движения шириной 3,0 м. Радиусы кривых составляют 5000-2000 м. Соотношение криволинейных участков трассы к прямым составляет 15%.

Для выявления проекта, имеющего наибольший приоритет эффективности, требуется совершить следующую последовательность шагов:

Шаг 1. Проводится оценивание относительной значимости индикаторов по отношению к вышестоящему уровню иерархии, при этом значимость интерпретируется как вклад в достижение общей цели. Оценка проводится с помощью сравнения пар альтернатив определенного уровня с другими элементами этого же уровня. Для проведения парных сравнений, как правило, используется шкала относительной предпочтительности.

Шаг 2 Построение иерархической структуры задачи выбора проекта строительства автомобильной дороги. В рассматриваемом примере структура иерархии будет трехуровневой, как показано на рис. 3.

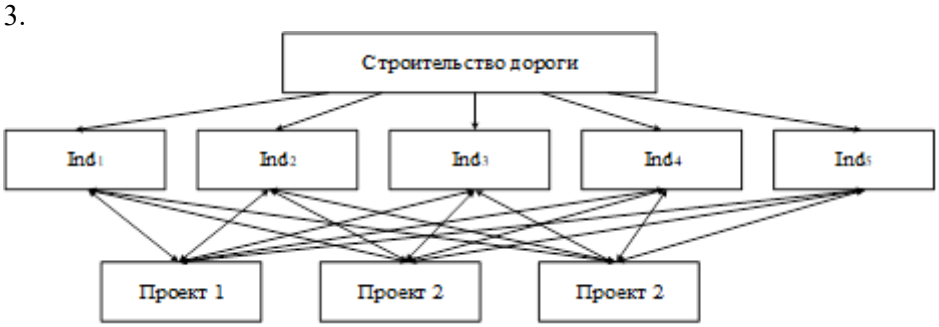


Рис. 3 Иерархическая структура индикаторов и проектов

Шаг 3. Составление матрицы попарных сравнений. Опираясь на шкалу оценивания (табл. 1) преобразуем мнения экспертов о сопоставимости различных факторов в количественные показатели (табл. 2) и составляем матрицу попарных сравнений (табл. 3).

Таблица 1

Шкала относительной значимости [13]

Значение шкалы оценивания	Интерпретация значимости элемента иерархической структуры
1	одинаково, равно
2	компромисс между важностью 1 и 3
3(1/3)	немного лучше (хуже) – 3(1/3)
4	компромисс между важностью 3 и 5
5 (1/5)	лучше (хуже)
6	компромисс между важностью 5 и 7
7	значительно лучше (хуже)
8	компромисс между важностью 7 и 9
9	очень сильное превосходство (отставание) – 9 (1/9)

Таблица 2

Исходная матрица попарных сравнений альтернативных проектов по индикаторам

индикаторы	Ind 1	Ind 2	Ind 3	Ind 4	Ind 5
Ind 1	1	3	1	0,5	5
Ind 2	0,333333	1	2	5	2
Ind 3	1	0,5	1	8	6
Ind 4	2	0,2	0,125	1	8
Ind 5	0,2	0,5	0,166667	0,125	1
∑	4,533333	5,2	4,291667	14,625	22

Таблица 3

Матрица вычисления векторов приоритета альтернативных проектов по индикаторам

индикаторы	Ind 1	Ind 2	Ind 3	Ind 4	Ind 5	вектор приоритетов
Ind 1	0,220588	0,576923	0,23301	0,034188	0,227273	0,258396
Ind 2	0,073529	0,192308	0,466019	0,34188	0,090909	0,232929
Ind 3	0,220588	0,096154	0,23301	0,547009	0,272727	0,273898
Ind 4	0,441176	0,038462	0,029126	0,068376	0,363636	0,188155
Ind 5	0,044118	0,096154	0,038835	0,008547	0,045455	0,046622

С точки зрения достижения цели выбора наиболее предпочтительного варианта строительства автомобильной дороги наиболее значимым является эксплуатационный индикатор Ind_3 (27,4%), далее следует инфраструктурный индикатор Ind_1 (25,8%), следующий индикатор транспортной работы Ind_2 (23,3%). Социальный индикатор Ind_4 и экономический индикатор Ind_5 имеют наименьшие весовые коэффициенты (18,8 % и 4,7% соответственно).

Шаг 4. Составление матриц попарных сравнений по каждому индикатору (табл. 4 - 13)

Таблица 4

Исходная матрица попарных сравнений элементов инфраструктурного индикатора Ind_1

Ind 1	проект 1	проект2	проект 3
проект 1	1	4	0,5
проект 2	0,25	1	0,2
проект 3	2	5	1
∑	3,25	10	1,7

Таблица 5

Матрица попарных сравнений элементов инфраструктурного индикатора Ind_1

Инфраструктурный индикатор Ind 1	проект 1	проект 2	проект 3	вектор приоритетов
проект 1	0,307692	0,4	0,294118	0,333937
проект 2	0,076923	0,1	0,117647	0,09819
проект 3	0,615385	0,5	0,588235	0,567873

Таблица 6

Исходная матрица попарных сравнений элементов инфраструктурного индикатора Ind_2

Ind 2	проект 1	проект2	проект 3
проект 1	1	0,5	3
проект 2	2	1	4
проект 3	0,333333	0,25	1
∑	3,333333	1,75	8

Таблица 7

Матрица попарных сравнений элементов индикатора транспортной работы Ind_2

Индикатор транспортной работы Ind 2	проект 1	проект 2	проект 3	вектор приоритетов
проект 1	0,3	0,285714	0,375	0,320238
проект 2	0,6	0,571429	0,5	0,557143
проект 3	0,1	0,142857	0,125	0,122619

Таблица 8

Исходная матрица попарных сравнений элементов инфраструктурного индикатора Ind_3

Ind 3	проект 1	проект2	проект 3
проект 1	1	1	2
проект 2	1	1	3
проект 3	0,5	0,333333	1
∑	2,5	2,333333	6

Таблица 9

Матрица попарных сравнений элементов эксплуатационного индикатора Ind_3

Эксплуатационный индикатор Ind_3	проект 1	проект 2	проект 3	вектор приоритетов
проект 1	0,4	0,428571	0,333333	0,387302
проект 2	0,4	0,428571	0,5	0,442857
проект 3	0,2	0,142857	0,166667	0,169841

Таблица 10

Исходная матрица попарных сравнений элементов инфраструктурного индикатора Ind_4

Ind 4	проект 1	проект2	проект 3
проект 1	1	0,333333	4
проект 2	3	1	5
проект 3	0,25	0,2	1
сумма	4,25	1,533333	10

Таблица 11

Матрица попарных сравнений элементов социального индикатора Ind_4

Социальный индикатор Ind_4	проект 1	проект 2	проект 3	вектор приоритетов
проект 1	0,235294	0,217391	0,4	0,284228
проект 2	0,705882	0,652174	0,5	0,619352
проект 3	0,058824	0,130435	0,1	0,096419

Таблица 12

Исходная матрица попарных сравнений элементов инфраструктурного индикатора Ind_5

Ind 4	проект 1	проект2	проект 3
проект 1	1	0,333333	4
проект 2	3	1	5
проект 3	0,25	0,2	1
сумма	4,25	1,533333	10

Таблица 13

Матрица попарных сравнений элементов экономического индикатора Ind_5

Экономический индикатор Ind_5	проект 1	проект 2	проект 3	вектор приоритетов
проект 1	0,153846	0,222222	0,146341	0,174137
проект 2	0,076923	0,111111	0,121951	0,103328
проект 3	0,769231	0,666667	0,731707	0,722535

Шаг 5. Определение наибольшего приоритета эффективности альтернативных проектов (формула 7). Наибольшим приоритетом эффективности будет максимальное значение из весовых коэффициентов, полученных в результате произведения матрицы приоритетов частных критериев (столбцы 5 табл. 5, 7, 9, 11,13) и матрицы векторов приоритета рассматриваемых альтернативных проектов (столбец 7 табл. 3).

$$\begin{pmatrix} 0{,}333937 & 0{,}320238 & 0{,}387302 & 0{,}284228 & 0{,}174137 \\ 0{,}098190 & 0{,}557143 & 0{,}442857 & 0{,}619352 & 0{,}103328 \\ 0{,}567873 & 0{,}122619 & 0{,}169841 & 0{,}096419 & 0{,}722535 \end{pmatrix} \times \begin{pmatrix} 0{,}258396 \\ 0{,}232929 \\ 0{,}273898 \\ 0{,}188155 \\ 0{,}046622 \end{pmatrix} = \begin{pmatrix} 0{,}328559 \\ 0{,}397796 \\ 0{,}273645 \end{pmatrix}$$

В результате расчетов получаем, наибольший приоритет эффективности проектов строительства автомобильной дороги (табл. 14).

Таблица 14

Наибольший приоритет эффективности проектов

Наименование проектов	Наибольший приоритет эффективности в долях	Наибольший приоритет эффективности в %
проект 1	0,328559	32,86
проект 2	***0,397796***	***39,79***
проект 3	0,273645	27,36

Согласно данным табл. 14 наиболее привлекательным для достижения заданной цели (строительство автомобильной дороги) является проект 2, наименее привлекательным – проект 3, компромиссным – проект 1.

Выводы. Предложенный алгоритм выбора проектов государственно-частного партнерства при планировании распределения ресурсов в автодорожном комплексе, содержащий дополнительный инструментарий в виде набора индикаторов функционирования и распределения ресурсов автодорожного комплекса позволяет использовать его в решении задачи многокритериального оптимизационного выбора варианта проекта, максимально удовлетворяющего всем требованиям, заявленным заказчиком с учетом уровня инвестиционных возможностей.

Библиографический список

1. Распоряжение Правительства Российской Федерации «Об утверждении Транспортной стратегии Российской Федерации на период до 2030 года N 1734-р от 22 ноября 2008 г - URL: http://docs.cntd.ru/document/902132678 (дата об ращения: 06.05.2019)

2. Федеральный закон «О государственно-частном партнерстве, муниципально-частном партнерстве в Российской Федерации и внесении изменений в отдельные законодательные акты Российской Федерации» (с изменениями и дополнениями) № 224-ФЗ от 13 июля 2015 г. - URL: https://base.garant.ru/71129190/ (дата об ращения: 06.05.2019)

3. Федеральный закон «О концессионных соглашениях» № 115-ФЗ от 21 июля 2005 г. (с изменениями и дополнениями) - URL:http://ivo.garant.ru/#/document/12141176/paragraph/34955:1 (дата об ращения: 06.05.2019)

4. Министерство экономического развития Российской. Рекомендации по реализации проектов государственно-частного партнерства. Лучшие практики. Москва. 2018 г. - URL: http://economy.gov.ru/wps/wcm/connect/82489feb-7ce4-41bd-8830-

be47cf70063c/metodic2612.pdf?MOD=AJPERES&CACHEID=82489feb-7ce4-41bd-8830-be47cf70063c (дата об ращения: 06.05.2019)

5. Колосов, А.С. Компаративный анализ зарубежной практики организации государственно-частного партнерства/ А.С. Колосов, И.Е. Рисин, Е.Ф. Сысоева. // Известия ЮгоЗападного государственного университета. – 2012. – № 1 (40). – Ч. 2. – С. 117-124.

6. Приказ Минэкономразвития России «Об утверждении Методики оценки эффективности проекта государственно-частного партнерства, проекта муниципально-частного партнерства и определения их сравнительного преимущества» №894 от 30 ноября 2015 г. - URL: http://docs.cntd.ru/document/420321343 (дата об ращения: 06.05.2019)

7. Габдуллина, Э.И. Оценка эффективности ГЧП как механизма взаимодействии власти и бизнеса // Современные проблемы науки и образования. – 2012. – № 2. – С. 54-58.

8. Прокопович, С.Ю. Государственно-частное партнерство в системе привлечения инвестиций как механизм реализации стратегии социально-экономического развития: аспект эффективности и рисков // Современные проблемы науки и образования. – 2013. – № 3. – С. 23-30.

9. Лаврентьев, П.А. Методика выбора проектов ГЧП при обслуживании и ремонте автомобильных дорог для внебюджетного финансирования [Текст] – [Электронный ресурс]: П.А Лаврентьев, А.И. Солодкий // Управление экономическими системами. – 2015. – № 11(83) - URL:http://uecs.ru/index.php?option=com_flexicontent&view=items&id=3790:2015-11-06-06-12-44 (дата об ращения: 06.05.2019)

10. Буйвис, В.А. Функционирование и распределение ресурсов автодорожного комплекса: индикаторы, модели и сценарии / В.А. Буйвис, А.В. Новичихин // Экономика и менеджмент систем управления. – 2018. – № 2.2 (28). – С. 296-303.

11. Буйвис, В.А. Модели функционирования и распределения ресурсов автодорожного комплекса / В.А. Буйвис, А.В. Новичихин // Наукоемкие технологии разработки и использования минеральных ресурсов: материалы международной научно-практической конференции. – Новокузнецк, 2018. – №4. – С. 292-295.

12. Захарова, А.А. Математическое и программное обеспечение систем поддержки принятия стратегических решений на основе экспертных знаний: монография / А.А. Захарова; Юргинский технологический институт. – Томск: Изд-во Томского политехнического университета, 2018. – 206 с.

13. Саати, Т. Л. Принятие решений. Метод анализа иерархий. Пер. с англ./ Т.Л. Саати. – : Радио и связь, 1989. – 316 с.

УДК 622.273;539.3

ИССЛЕДОВАНИЕ ДВУХСТАДИЙНОГО ВЫПУСКА УГЛЯ В КРЕПИ УСТУПНОЙ ФОРМЫ

[1, 2]чл.-корр. РАН Клишин В.И., [3]Николаев А.Н., [4]к.т.н. Клишин С.В.

1 – Федеральный исследовательский центр угля и углехимии СО РАН, Кемерово, Россия

2 - Кузбасский государственный технический университет им Т.Ф. Горбачева, Кемерово, Россия

3 - ООО «Шахта «Есаульская», Кемерово, Россия

4 - Институт горного дела им. Н.А. Чинакала, Новосибирск, Россия

Аннотация. Предлагается механизированная крепь уступной формы, обеспечивающая эффективную добычу, безопасность и полноту выемки угля из мощных пластов системами с выпуском на завальный конвейер. Разработан экспериментальный стенд, проведены лабораторные исследования процесса выпуска угля. Представлены результаты физического и численного моделирования процесса двухстадийного выпуска подкровельной толщи угля.

Ключевые слова: подземная разработка, мощный угольный пласт, механизированная крепь уступной формы, лабораторный эксперимент, численное моделирование, метод дискретных элементов.

Введение. Подземная разработка мощных пологих угольных пластов ведется во многих странах мира, таких как Китай, Россия, Казахстан, Австралия, Польша, Индия и другие. Большинство шахт в России, разрабатывающих мощные пологие пласты, имеют небольшую производственную

мощность. Этому способствует множество объективных и субъективных причин. Несмотря на богатейший производственный опыт и положительные результаты исследовательских работ, проблема повышения эффективности и безопасности отработки мощных пологих пластов до сих пор остается актуальной.

В последние годы все большее распространение получили технологии, предложенные в бывшем Советском Союзе и Франции и использующие эффект разрушения угля в подкровельной толщи силами горного давления с последующим выпуском его на забойный или завальный конвейер [1–9]. Это позволяет снизить объём проведения подготовительных выработок и затраты на оборудование очистных забоев. Таким образом, механизированные комплексы получили дополнительные функции, связанные с управлением и выпуском угля.

С другой стороны, реализация данной технологии сдерживается требованиям полноты выпуска и механизации работ по его осуществлению, а также обеспечению безопасности и эффективности работы очистного забоя. Потери угля в обрушенном пространстве лавы приводят к его самовозгоранию, а при выпуске происходит перемешивание угля с обрушенными породами кровли и повышение его зольности.

В этой связи актуальным является обоснование и разработка технических требований к принципиально новым механизированным крепям и вспомогательным средствам, позволяющим эффективно отрабатывать запасы угля, увеличивать нагрузку на очистной забой, снижать потери угля в недрах и, соответственно, существенно повышать уровень промышленной безопасности в части вероятности возникновения эндогенных пожаров.

В настоящей работе представлен новый тип механизированной крепи с перекрытием уступной формы для эффективного разупрочнения, дробления и выпуска угля на завальный конвейер [10, 11].

Секция механизированной крепи уступной формы. Секция механизированной крепи для выемки мощных пологих пластов с выпуском угля (рис. 1) состоит из: 1) связанных между собой поддерживающей и выпускной частями, состоящими из основания П-образной формы; 2) гидростоек, на верхней части корпуса которых крепится пенал, представляющий собой направляющие конструкции для корректировки положения перекрытия выпускной части; 3) перекрытия поддерживающей части секции, представляющего собой жесткую раму, имеющую внутри направляющие полости забойного скалывателя и завального выдвижного щита, которые управляются гидродомкратами; 4) разрыхляющих ножей, расположенных на перекрытии сверху. Выпускная часть состоит из основания Т-образной формы, которое соединяется с основанием поддерживающей части гидродомкратом по оси симметрии; гидростоек; дугообразного перекрытия, которое передним краем всегда прилегает на направляющие пенала. В перекрытии имеется окно (люк) для выпуска угля.

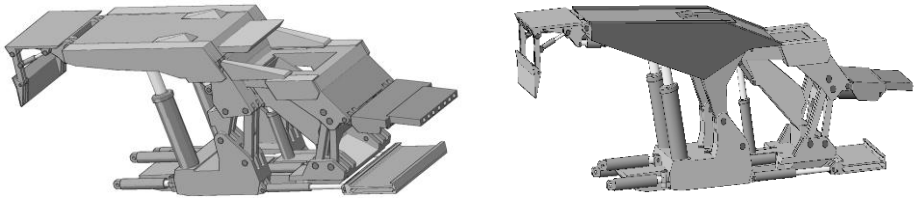


Рис. 1. 3D-модель секции механизированной крепи уступной формы

Мощный угольный пласт, состоящий из подсечного слоя и подкровельной (межслоевой) толщи, отрабатывают одним слоем с выпуском вышележащей толщи. Очистной забой подсечного слоя располагают у почвы пласта и оборудуют секционной механизированной крепью, выемочным комбайном, забойным, а также завальным конвейерами. Вначале комбайном вынимают полосу угля из призабойного массива по всей длине и ширине подсечного слоя, при этом выпуск угля не производят. Вслед за комбайном на ширину вынутой полосы передвигают к плоскости забоя поддерживающую часть секции крепи. При этом разрыхляющие ножи врезаются в подкровельную (межслоевую) угольную толщу, придавая тем самым большую устойчивость крепи, а также разупрочняя вышележащую толщу. Выпускная часть секции не передвигается. Задний (завальный) выдвижной щит втягивается домкратом в перекрытие поддерживающей части секции. С помощью гидродомкрата открывается затвор основного люка и часть угля подкровельной или межслоевой толщи выпускается по телескопическому желобу на завальный конвейер. За счет возвратно-поступательных движений заднего выдвижного щита производится дополнительное дробление кусков угля выпускаемой толщи и выдавливание их в выпускной люк. По окончанию выпуска угля основной люк

перекрывается, производится передвижка выпускной части секции и далее следует выпуск угля непосредственно на завальный конвейер из окна, которое образуется втягиванием шибера подвижной части ограждения. После полного выпуска вновь вынимается полоса угля и цикл повторяется (рис. 2). В процессе эксплуатации крепи в определенных горно-геологических условиях такие параметры очистного забоя как мощность подсечного слоя, мощность подкровель-ной или межслоевой толщи, а также шаг выпуска, могут корректироваться.

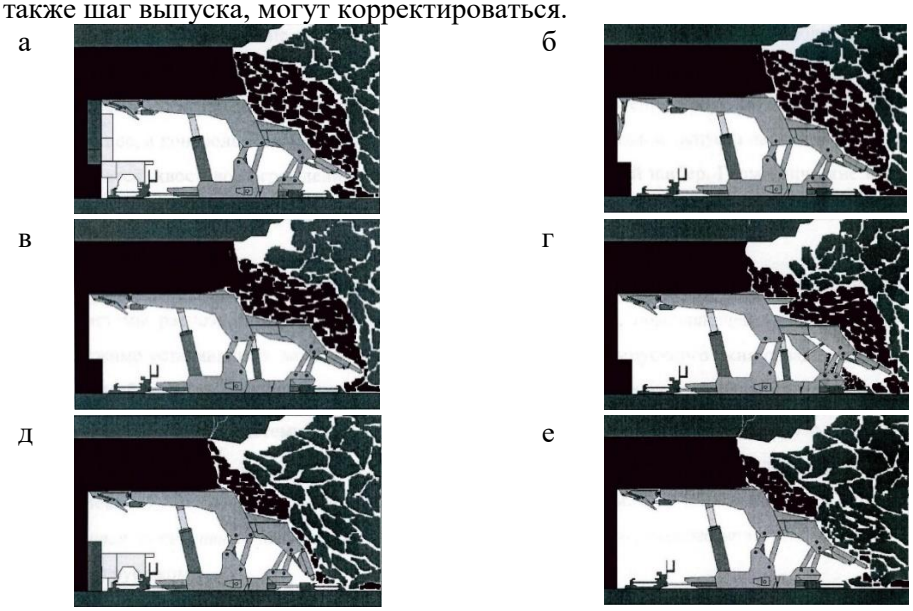


Рис. 2. Схема процесса комбайновой выемки и выпуска угля в очистном забое: выемка угля комбайном на всю мощность подсечного слоя (а); выдвигание скалывателей и противоотжимных щитов (б); передвижка поддерживающей части крепи, корректировка положения скалывателей (в); выпуск угля через люк, дробление угольных негабаритов (г); передвижка выпускной части крепи, выпуск угля за ограждением (д); передвижка забойного и завального конвейеров, окончательный выпуск угля (е).

Таким образом, предлагаемая секция крепи для выемки мощных пологих пластов с выпуском угля дает возможность весьма активно воздействовать на вышележащую угольную толщу за счет нетрадиционных конструктивных особенностей крепи, а также энергии горного давления. Также она обеспечивает безопасность работ по выпуску угля за счет самовыдвижных щитков, которые при передвижке поддерживающей части секции выдвигаются из направляющих полостей дугообразного ограждения выпускной части секции и перекрывают межсекционные зазоры.

Отличительной особенностью данного способа является возможность выпуска из двух окон одновременно или с временным промежутком в рамках выемочного цикла, в зависимости от принятой схемы. Кроме того, имеется возможность отработки пластов как средней мощности, так и мощных с помощью только передней части секции по традиционной схеме.

В системах с выпуском большую роль играют параметры потока выпускаемого угля. Оптимизация потока угля при выпуске подкровельной толщи в подсечной слой мощного пологого пласта может быть реализована:

– созданием над крепью зоны обрушения и дробления угольных негабаритов;

– увеличением размеров и количества выпускных окон;

– созданием условий беспрепятственного прохождения потока угольной массы через выпускные окна;

– наличием дополнительных средств механизации процесса дробления угля подкровельной толщи и кровли.

При моделировании отработки мощного пологого пласта по простиранию:

– наиболее полного выпуска угля подкровельной толщи, обрушенной на перекрытие задней части крепи можно добиться многократным ее распором;

– по мере продвижения крепи от монтажной камеры потери угля по мощности снижаются;

– после установившегося режима обрушения непосредственной кровли вывалы в призабойное пространство прекращаются, передвижка крепи становится значительно легче;

– влияние опорного давления отчетливо видно после 4-5 циклов – подкровельная толща деформируется впереди линии очистного забоя;

– после зависания и последующего обрушения пород основной кровли возможны вывалы (прорывы) породы в люк при выпуске угля. Чтобы избежать этого в данной ситуации, не следует стремиться к максимальному выпуску угля через люк. Соотношение объемов выпускаемого угля через люк и через шибер должно быть около 1:1;

– имели место вывалы угля из кровли подсечного слоя (подкровельной толщи) в призабойное пространство, поэтому крепь должна иметь активный выдвижной козырек;

– выемка очередной полосы (стружки) угля комбайном может способствовать разрушению угольной толщи над крепью;

– распор не до конца задвинутой передней секции с последующей полной ее задвижкой дает положительный эффект в части порционности дробления угля подкровельной толщи.

На рис. 3–6 представлены результаты физического моделирования процесса выпуска подкровельной толщи с различными параметрами системы. При отработке по падению отжима угля из забоя не наблюдалось, уголь из выработанного пространства попадал на завальный конвейер под действием силы тяжести. В модели крепи не имелось подвижного хвостового ограждения – конструкция была жесткой. Данный факт в значительной степени вносит погрешность в изучение параметров потока при выпуске в процессе физического моделирования.

Качественному разупрочнению и выпуску подкровельной толщи способствуют следующие факторы: многократные знакопеременные нагрузки при передвижке и распоре секции; воздействие разрыхляющими элементами; обрушение угля на перекрытие задней части; дробление угольных негабаритов завальным скалывателем; стимулирование обрушения верхних пачек пласта и образование пустот; обрушение на хвостовое ограждение; этапный выпуск угля; значительное удаление выпускных окон от линии забоя.

В сопоставимых горнотехнических условиях в модели №1 обрушение пород непосредственной кровли более хаотично, а основной – более упорядоченно, по сравнению с моделью №2. В модели №1 по сравнению с моделью №2 уровень потерь угля по мощности сравнительно ниже. При наличии ложной кровли в модели №1 весьма возможно разубоживание горной массы при выпуске; в модели №2 ложной кровли нет – разубоживание отсутствует.

Рис. 3. Физическая модель №1 отработки мощного пологого пласта по простиранию с легкообрушаемой кровлей

Рис. 4. Физическая модель №2 отработки мощного пологого пласта по простиранию с труднообрушаемой кровлей

В сопоставимых горно-геологических условиях в модели №3 более эффективный выпуск наблюдался через выпускное окно, в модели №4 – через задний шибер. В модели №4 наблюдалась сравнительная легкость передвижки секции крепи. Уровень потерь и разубоживания в моделях №3 и №4 существенно не отличается.

Рис. 5. Физическая модель №3 отработки мощного пологого пласта по простиранию с труднообрушаемой кровлей

Рис. 6. Физическая модель №4 отработки мощного пологого пласта по падению (~5°) с труднообрушаемой кровлей

При проведении лабораторных исследований на моделях было подтверждено, что потери угля уменьшаются при движении очистного забоя в сторону падения кливажных трещин массива.

Численное моделирование выпуска угля из мощного пологого пласта методом дискретных элементов в двумерной постановке. Несмотря на значительные достижения в экспериментальных и натурных исследованиях процесса выпуска горной массы, актуальным остается выбор наиболее адекватного теоретического описания поведения сыпучего материала при решении задач устойчивости раздробленных пород, а также их деформирования в технологиях с выпуском. Удовлетворительной и наиболее близкой по результатам к экспериментам является модель метода дискретных элементов [12, 13]. На основе данного метода проведено численное исследование процесса выпуска угля из мощного пологого пласта. Деформированное состояние исследуемой среды в фиксированные моменты времени, соответствующие этапам выпуска, описанным выше (при передвижке крепи, открытии и закрытии верхнего выпускного отверстия, а также окончательной передвижке) показано на рис. 7. Здесь темным цветом окрашены частицы угля, светлым – пустой породы. Конструктивные элементы крепи, взаимодействующие с углем и породой, показаны отрезками.

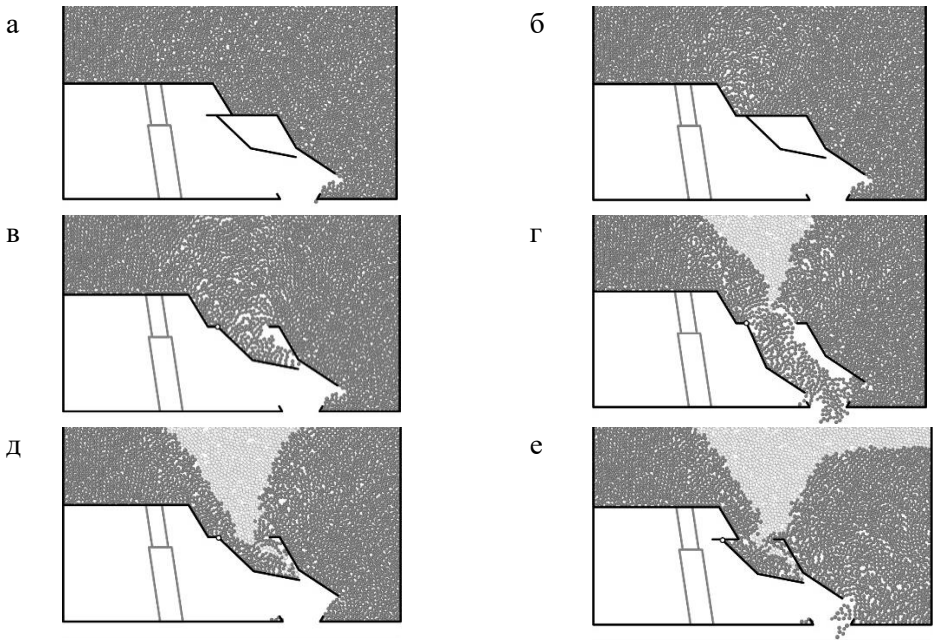


Рис. 7. Деформированное состояние горной массы в фиксированные моменты времени при выпуске угля из мощного пологого пласта: начальное состояние (*а*); передвижка поддерживающей части крепи (*б*); открытие верхнего выпускного люка (*в*); поворот желоба и выпуск угля через верхний люк (*г*); закрытие люка (*д*); передвижка выпускной части крепи (*е*)

Выводы. В результате экспериментальных и теоретических исследований установлены зависимости изменения уровня эксплуатационных потерь позволяющие, определить оптимальные параметры технологии выемки мощных пологих пластов с управляемым двухэтапным выпуском угля для механизированной крепи с перекрытием уступной формы. Решение этих задач имеет существенное значение для угольной промышленности и экономики страны.

Наличие перекрытия уступной формы обеспечивает двухэтапность обрушения угольной потолочины над перекрытием крепи, дробление угольных негабаритов, предварительный и окончательный выпуск горной массы на завальный конвейер. Двухэтапный выпуск обуславливает воронку

выпуска больших размеров в сравнении с традиционными механизированными крепями с выпуском.

В ходе стендовых испытаний установлено, что соотношение объемов выпускаемого угля через люк и через шибер подвижного ограждения должно быть близким 1:1. При такой пропорции обеспечивается разрушающее воздействие на выпускаемую угольную толщу обрушенными породами кровли при этом не допускается попадания породы в воронку выпуска на предварительном этапе выпуска.

Показано, что двухстадийный выпуск угля, зависящий от функциональных узлов разгрузочно-выпускной системы крепи, мощности выпускаемой толщи угля, схемы формирования обрушенных пород за крепью, позволяет минимизировать потери и риск самовозгорания угля в выработанном пространстве.

На основе метода дискретных элементов разработана плоская численная модель выпуска угля под обрушенными налегающими породами с учетом передвижки секции механизированной крепи. Продемонстрирован процесс разубоживания угля при открытии верхнего выпускного люка.

Благодарности. Работа выполнена 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 от 26.09.2017г.).

Библиографический список

1. Гапанович Л.Н., Савченко П.Ф., Бернацкий В.А. Развитие механизированных крепей и технологии с выпуском угля // Уголь. – 1986. – № 11.
2. Сагинов А.С., Жетесов С.С. Совершенствование технологии выемки мощных пологих угольных пластов. – Алма-Ата: Казахстан, 1981.
3. Сагинов А.С., Жетесов С.С. Двухзабойная выемка угля на мощных пологих пластах. – Алма-Ата: Наука, 1982.
4. 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.
5. 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.
6. 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.
7. 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.
8. 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.
9. 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.
10. Николаев А.В. Моделирование и лабораторные испытания конструкции механизированной крепи для одностадийной отработки мощных пологих пластов угля с выпуском подкровельной толщи // Уголь. – 2007. – №7. – С. 50–51.
11. Клишин В.И., Николаев А.В., Егоров А.П., Фрянов В.Н. Перспективные технические решения отработки мощных пологих угольных пластов с выпуском // Уголь. – 2011. – №12. – С. 6–10.
12. Клишин С.В., Клишин В.И. Разработка математической модели гравитационного движения горной массы в технологии с выпуском подкровельной толщи // Наукоемкие технологии разработки и использования минеральных ресурсов: науч. журнал / Сиб. гос. индустр. ун-т; под общей ред. В.Н. Фрянова. – Новокузнецк, 2018. – №4. С.85–92.
13. Клишин В.И., Клишин С.В. Состояние и направление развития технологии разработки мощных угольных пластов механизированными комплексами с выпуском // Известия Тульского государственного университета. Науки о Земле. – Тула: Изд-во ТулГУ. – 2019. Вып. 1. – С. 162–174.

РОБОТИЗАЦИЯ И АВТОМАТИЗАЦИЯ ПРОЦЕССОВ ГОРНОГО ПРОИЗВОДСТВА

УДК 622.272

ADVANCED TECHNOLOGIES BASED ON THE BCI, HMI AND IOT FOR EFFICIENCY AND SAFETY OF UNDERGROUND MINING

[1]Biswarup Neogi – B.E.M. Tech., PhD, [2]Paromita Mitra, [3]Dipesu Banerjee, [4]Abhijit Das, [5]Shivam Sarkar, [6] Sagnik Ghosh, [7]Mikhail Nikitenko – PhD
1 - Associate Professor JIS CE (JIS University group, India)
2 - Executive Engineer, Jinnovation Pvt. Ltd., India
3 - Teaching Assistant JIS CE (JIS University group, India)
4- Undergraduate Student (BCA) "Techno India", Hooghly, India
5 - Director, Jinnovation Pvt. Ltd., India
6 - Executive Engineer, Jinnovation Pvt. Ltd., India
7 - Research fellow of FRC CCC SB RAS, Kemerovo, Russia

Abstract. The project focuses on converting the steeply inclined seams mining to automated robotics complex systems based on robotic module of walking roof support so as to increase the safety proportion. The mines have proved them to be one of the most hazardous industries of all times. With the increase of technology, it seems necessary to introduce new and improved processes and aids which can serve for the betterment of the society as a whole. The Project provides a complex and complete mine solution making it completely atomized as per modern technology besides increasing the safety quotient. It comprises of different sections and different parts with each part aiming towards the better extraction of coal, ensuring quality of coal, ensuring safety of the people working in mine and many other related topics. Mining is one of the major industries which makes the base of society and merging it with other unrelated branches like electronics will make it a more developed and comfort based industries of all times.

Key words: walking roof support module, robotic mining complex, walking support, technological process, automated process control system, NeuroNet, brain-computer interface, augmented reality, simulation, debugging, testing.

Introduction. The project focuses on converting the steeply inclined seams mining to automated robotics complex systems based on robotic module of walking roof support so as to increase the safety proportion. The mines have proved them to be one of the most hazardous industries of all times. The Project provides a complex and complete mine solution making it completely atomized as per modern technology besides increasing the safety quotient. It comprises of different sections and different parts with each part aiming towards the better extraction of coal, ensuring quality of coal, ensuring safety of the people working in mine and many other related topics. The project has the potential to convert the industry which is considered as one of the most hazardous industries to one which will be among the safest industries. The readily available and rich mineral deposit of the mining complex in Russia and India is now exhausted. Reserves that are characterized by complex mining and geological conditions are involved in development - stratification depth increases, occurrence is noted in steeply inclined thick seams.

Many problems encountered in underground mining of steeply inclined coal seams yet remain to be solved, namely, high injury rate, manual work, accident risk, low performance indicators, complicated ground control. For instance, rates of accidents and injuries are 4–8 times higher in steeply inclined coal mining than in flat coal seams.

Research objective. The joint project is a pioneering step in the field of research and development for both the countries (India-Russia) which will result in betterment of both the countries.

The project introduces recent technological trends like IoT, BCI, HMI and other to the traditional trade of world that is mining. This would enable mining to improve scientifically with added safety quotient.

The safety measures developed and conceptualised in this project will help to transform miming industry from a hazardous industry to a safe one.

The project will serve as a gate way for technology transfer and knowledge transfer. The visits that will be conducted regarding this project will allow both the counter parts to understand the conditions and requirements of both the countries and thus opening ways to make the project beneficial for both the countries.

The work is based on automation achievable in the field of mining and technology. Mining is one of the prominent industries in world and is equally important to both the countries. The introduction of modern techniques to the concern industry will result in betterment of both the countries and will also lead betterment to the economy of governments.

Moreover, this project leading to knowledge and technology transfer will strengthen the relationship between the concern countries.

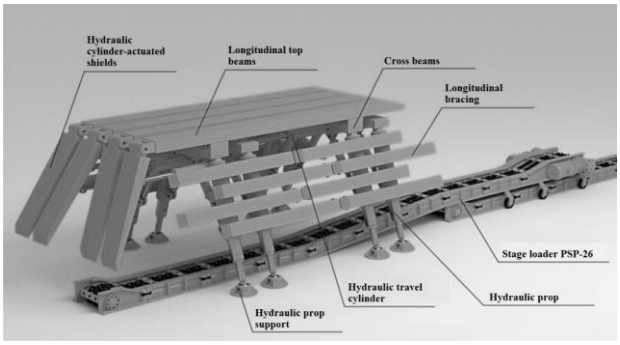


Figure 1 – The unit of travelling powered roof shield support. (walking support)

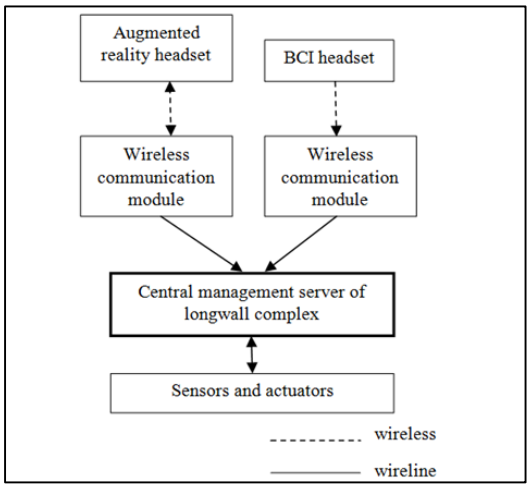


Figure 2 – General diagram of the walking support control devices

Methodology. The current state of scientific research in accordance with the theme of the project will be briefly reviewed in the following areas:

- mining technologies for working off the steep-seam layers;
- automation and robotization of mining equipment;
- methods for modelling the production environment for the adjustment and testing of technological processes.

In the world market, there are many companies that develop modern systems for automated control of individual mining equipment for a wide range of purposes. The companies for the development and supply of complex solutions for automated equipment management are an order of magnitude smaller. The most advanced and well-known are: Elgór + Hansen S.A. (Poland), FAMUR Group (Poland), Ilma (Russia), Marco System analyse und Entwicklung GmbH (Germany), EEP Elektro-Elektronik Pranjic GmbH (Germany), TIANDI Science & Technology Co., LTD (China), Caterpillar (USA), TIEFENBACH Control Systems GmbH (Germany), Komatsu (Japan). Some of these companies present on the sites mining complexes and related equipment for working off powerful seams with release, however they are gentle, not covered and inclined, such as Caterpillar, Tiandi. At the same time, the system of intellectual management of release means is not considered as a separate subsystem, but realized through free (reserve) channels on the basis of produced automated electrohydraulic control systems. Thus, the system for automated control of the caving process is implemented on the basis of integrated management systems for treatment plants; hydraulic control of the technical means that ensure the output is made by additional (free) channels of electrohydraulic control. From the point of view of objects for the organization of the process of automation and robotics of the process of release of coal under the roofing layer during the mining of powerful coal seams by cleaning complexes, the technical means are considered as separate devices, since their functions are not included in the typical automated control system (ACS) by the creping sections of the mining complex. Study of the dissertational research protected and approved by the Higher Attestation Commission of the Russian Federation on the specialty 05.02.05. - «Robots, mechatronics and robotic systems», in the direction of research of control systems for the last 5 years allowed to draw the following conclusions:

1. The issue of robotization of technical facilities for production of powerful steep and steeply-inclined coal seams with the release of coal under the roof of the earth is poorly described in the scientific literature.

2. The development trend of domestic robotics is aimed at the development of adaptive control systems for robots and mechatronic systems in nondeterministic conditions. Namely, to create sets of mechatronic and robotic systems aimed at solving a single task of management, taking into account the changing external environment and target criteria of efficiency and reliability due to the intellectualization of control systems.

The project plan contains the below mentioned modules or sections concentrating upon different problem areas:

- Sensor Module;
- Router based Connection of Equipment;
- Hand Gesture Coal Excavation Module;
- Land Slide proof trolley;
- Automatic Fault detection.

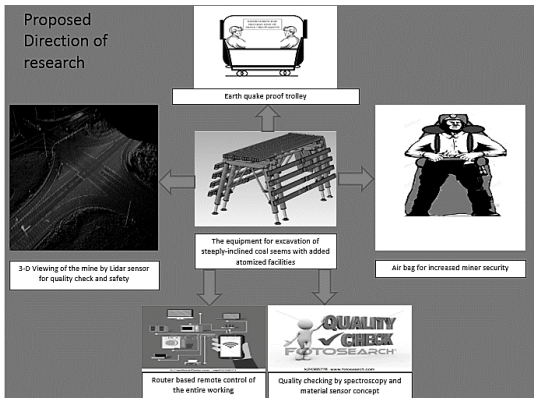


Figure 3 – The proposed work with the depiction of all the modules

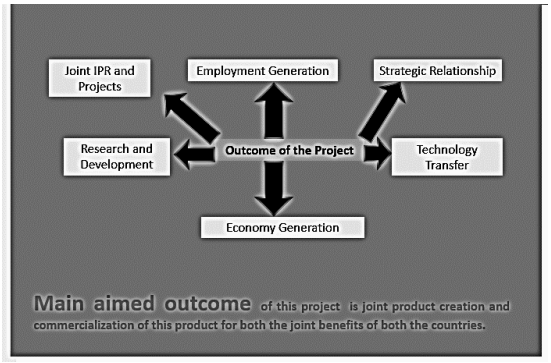


Figure 4 – Main aimed outcome

Results discussion. The above figure shows the possible ways of outcomes from the above project. The project can have contributed considerably as joint intellectual property between two sides which eventually can be used in technology transfer to other organization with prior knowledge. with technology transfer it will help in economic benefits apart from that also in proving strategic relationships, creating more jobs. In this way the research and development will also be improved with economic benefits.

Conclusion. Creation of the basis of a robotic module for the efficient and safe development of powerful, steeply-inclined coal seams and ore deposits on the basis of the walking support section and development of the concept of its automation and control system using human-machine interface technologies and the Internet of things.

The scientific novelty of the research is the interdisciplinary combination of the applied technologies and methods aimed at solving the scientific problem. The synergetic effect consists in combining the advanced technologies of mining engineering, geo-mechanics, control systems, robotics and modeling.

For control systems in the mining industry, the novelty consists in the integration of equipment based on the human-machine interface (HMI, BCI), computer vision (Ultrasonic detection, LIDAR, etc.) of the Internet of things (IoT), ash sensors, seismic, etc. into systems electrohydraulic control and automated process control system for underground mining of mineral deposits. From the point of view of methods for

modeling the production environment, the application of the method of experiment planning, the implementation of the function of monitoring the time parameters of signals in order to increase the stability of the operation of control systems for hazardous industrial facilities, the possibility of using several approaches to testing management programs is of novel application. As a result, it will be possible to support the full life cycle of developing application software for the creation of process control systems (design, programming and configuration, debugging, testing, commissioning and pilot operation). This makes it possible to reduce the laboriousness of the development of tests of the application software of the automated process control system.

Acknowledgement. This research was partially supported by FRC CCC SB RAS, Kemerovo, Russia and funded by RFBR according to the research project № 18-37-00356. We thank our colleagues from JIS College of Engineering, West Bengal, India who provided insight and expertise that greatly assisted the research. We thank Dr. Biswarup Neogi for assistance with Electronics and automation part, and all other members of the team for comments that greatly improved the manuscript. We would also like to show our gratitude to the Mikhail Nikitenko for sharing their pearls of wisdom with us during the course of this research.

References

[1] 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

[2] 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

[3] 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 Conf. Series: Earth and Environmental Science. 84 (2017) 012002.

[4] Kizilov S. A., Nikitenko M. S., Neogi B. Concept of mobile operator position based on neurocomputer 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

[5] Nikitenko M. S., Kizilov S. A., Nikolaev P. I., Kuznetsov I. S. 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. C. 012014. doi:10.1088/1757-899X/354/1/012014

[6] Nikitenko M S, Zhuravlev S S, Rudometov S V, Neogi B and Belyi A M. Walking support control system algorithms testing with brain-computer interface (BCI) and augmented reality (AR) technology integration. IOP Conf. Series: Earth and Environmental Science 206 (2018) 012043 doi :10.1088/1755-1315/206/1/012043

[7] Nikitenko Mikhail, Kizilov Sergei, Nikolaev Peter, Kuznetsov Igor, Neogi Biswarup, Banerjee Dipesu, Mitra Paromita. Concept of Automatic Control Evolution on Mining Thick Seams introducing Long Wall Top Coal Caving Technology. Conference Proceedings of 1st International Conference on Emerging Trends on Engineering and Science (ETES 2018), 23-24 March; 2018: Asansol Engineering College, Asansol, West Bengal, India. p.77

УДК 622.271.6:[622.272.2:621.865.8]

НАУЧНОЕ ОБОСНОВАНИЕ ТЕХНОЛОГИЧЕСКОЙ СХЕМЫ РОБОТИЗИРОВАННОЙ ШАХТЫ С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ ОБОРУДОВАНИЯ ПОДЗЕМНОЙ ГИДРОДОБЫЧИ

д.т.н. Фрянов В.Н., д.т.н. Павлова Л.Д.
Сибирский государственный индустриальный университет, г. Новокузнецк, Россия

Аннотация. В настоящей статье проведены анализ и оценка возможности совершенствования технологий подземной угледобычи с учётом достижений фундаментальных наук, робототехники и цифровых технологий в последние десятилетия. По результатам анализа установлено, что наиболее адаптивной к безлюдной выемке является гидравлическая технология. Обоснованы технические средства для конструирования технологической схемы гидрошахты нового уровня с безлюдной выемкой угля.

Ключевые слова: безлюдная выемка, гидравлическая технология, гидрошахта, гидромонитор, тонкоструйный агрегат.

Введение. В условиях жёсткой рыночной конкуренции энергоносителей роль угля остаётся неоднозначной. Тенденция постепенного снижения доли угля в топливно-энергетическом балансе России и ведущих зарубежных стран привела к роли угля как замыкающего вида топливно-энергетических ресурсов. По последним сведениям, в странах Западной Европы в 2019 году ликвидированы все убыточные шахты. Роль угля рассматривается в конкуренции его с другими топливно-энергетическими ресурсами. Прогнозируется снижения потребления каменного угля почти во всех странах мира в 2035 г. до 6,6 млрд. т по сравнению с 7,2 млрд. т в 2013 г. [1]. Тенденции снижения объёмов использования угля в энергетическом комплексе планируется и в России. Однако в конкурентной борьбе энергоносителей не учитываются перспективы развития традиционных технологий в рамках цифровой экономики с использованием современных достижений науки. Существующие традиционные способы открытой и подземной разработки угольных месторождений практически исчерпали ресурсы для повышения рентабельности, стабилизации вредного влияния на экологическое состояние природной и техногенной среды, безопасность ведения горных работ.

Открытый способ добычи угля, особенно в Кузбассе, зарекомендовал себя как экономически выгодный вариант для недропользователей, но привёл к резкому ухудшению экологической ситуации в регионе. В обзорной статье И.Г. Таразанова [2] отмечается, что в 2017 году в России объём добычи угля увеличился на 6,4%, в том числе открытым способом на 7,8%, а на шахтах на один процент. Доля добытого угля подземным способом составила 25,7%. Эти данные подтверждают, что в ближайшие годы экологическая ситуация в угледобывающих районах, вследствие увеличения доли добычи угля открытым способом, будет ухудшаться.

Уже сейчас в Прокопьевско-Киселёвском, Ерунаковском и других районах Кузбасса создалась критическая ситуация, так как границы угольных разрезов расположены вблизи городов и сельских поселений. Например, в окрестности города Новокузнецка в Бунгуро-Чумышском районе [3] повышенная интенсивность горных работ привела к высокому уровню антропогенной нагрузки на природные комплексы и население. Происходит деградация рельефа местности, ликвидация почвы, изменение и уничтожение растительных сообществ. По результатам анализа в статье [4] в настоящее время почти полностью освоены промышленностью запасы угольных пластов, пригодных для открытого способа добычи.

Одним из направлений увеличения объёма добычи угля при сохранении экологического равновесия в угледобывающих районах является постепенная замена открытого способа угледобычи подземным. Однако возможность расширения области применения подземного способа в Кузбассе ограничена проявлением следующих факторов, характеризующих нетехнологичность запасов полезных ископаемых для длинных комплексно-механизированных забоев [4 - 6]:

- увеличение глубины разработки до 700 м;

-ограниченная возможность подготовки в пределах шахтных полей выемочных участков с оптимальными параметрами для систем разработки длинными забоями: длина выемочного столба больше 2 км и длина лавы 300-350 м, так как остаточные запасы располагаются на участках шахтного поля неправильной геометрической формы;

- наличие непереходимых длинными комплексно-механизированными забоями геологических нарушений разрывного типа;

- высокая метаноносность угольных пластов;

- угол падения пластов больше 25^{o};

- повышенная геодинамическая активность в угледобывающих районах.

Указанные негативные факторы при применении традиционных технологий снижают до 0,4-0,7 коэффициент извлечения балансовых запасов угля в пределах шахтного поля.

Для повышения полноты излечения недр посредством отработки запасов участков угольных пластов нетехнологичных для длинных комплексно-механизированных забоев разработаны и предлагаются для внедрения на действующих шахтах следующие оригинальные технологии угледобычи [4-8]:

-гидравлический способ добычи;

- струговая технология выемки тонких угольных пластов;

-бурошнековая технология;

- отработка угольных пластов короткими лавами;

- отработка угольных пластов камерно-столбовыми и камерными системами разработки;

- технология отработки мощных угольных пластов механизированными комплексами с выпуском подкровельной толщи;

- скважинная гидродобыча.

Методы исследований. В соответствии со стратегией «Индустрия 4.0» необходима замена рутинного и опасного труда шахтёров с повторяющимися операциями в опасной среде. Управление горными процессами должно осуществляться дистанционно в режиме мониторинга с максимальным использованием цифровизации и беспроводной связи при отсутствии человека в опасной зоне. По результатам анализа установлено, что наиболее адаптивной к новациям является гидравлическая технология по критериям, указанным в табл. 1 (максимальная оценка значимости фактора 10).

Таблица 1

Критерии оценки адаптивности технологий подземной угледобычи к горно-геологическим и горнотехническим условиям ведения горных работ на действующих шахтах Кузбасса

Критерии	Традиционные технологии			Гидравлическая безлюдная с выемкой роботами
	длинные комплексно-механизированные забои	короткие лавы	короткие забои с комбайновой выемкой	
Доля запасов угля в шахтном поле, геометрически благоприятных для технологии, 100% соответствует 10 баллам	7	8	9	9
Дизъюнктивные геологические нарушения	3	5	9	9
Угол падения пласта, градус:				
0-7	10	10	10	0
8-25	9	9	7	10
26-90	1	3	1	8
Транспорт горной массы	5	4	3	10
Проветривание	5	4	2	8
Дегазация	5	5	6	10
Безопасность	5	4	3	8
Взрыв угольной пыли	3	5	5	10
Всего	53	57	55	82

Как следует из результатов экспертной оценки технологий подземной разработки угольных пластов возможность применения гидродобычи ограничена только углом падения пласта меньше 7°, необходимого для самотечного гидротранспорта горной массы. По остальным критериям преимущество гидротехнологии оценивается почти в 1,5 раза выше по сравнению с традиционными вариантами подземного способа разработки угольных месторождений.

Высокая эффективность гидравлической технологии с показателями, близкими к показателям лучших шахт с традиционной технологией, была доказана на практике в 80-е годы прошлого столетия (табл. 2).

Таблица 2

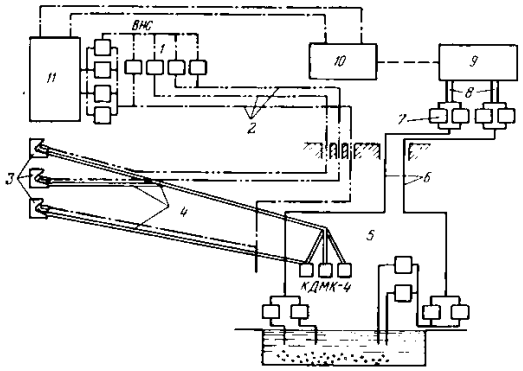
Основные технико-экономические показатели шахт Кузбасса в 1988 году

Шахта	Технология угледобычи	Годовая добыча, тыс. т	Среднесуточная добыча, т	Производительность труда рабочего по добыче, т/мес.	Себестоимость добычи 1 т угля, руб. (цены 1988г.)
«Юбилейная»	Гидродобыча	1644,5	4583	79,7	15,44
«Новая»	Традиционная	1648,6	4590	97,1	11,69
«Инская №2»	Гидродобыча	441,7	1225	72,4	12,98
Имени Ленина	Традиционная	2417,5	6712	81,1	12,55
«Тырганская»	Гидродобыча	1189,0	3317	52,9	18,61
«Зенковская»	Традиционная	1222,7	3406	47,7	19,54
«Красногорская»	Гидродобыча	724,8	2023	69,6	21,08

Основная система разработки угольных пластов гидравлическим способом была камерно-столбовая с шириной междукамерных целиков до 12 м. При увеличении глубины разработки более

200 м в виду отсутствия решений по профилактике горных ударов в междукамерных угольных целиках, повышения затрат на поддержание камер объёмы добычи гидравлическим способом резко сократились [7]. Научные исследования по устранению указанных несоответствий систем разработки с короткими забоями в России и в развитых угледобывающих странах проводятся в последние 30 лет в ограниченном объёме. Если учесть, что за последние десятилетия новая техника и технология подземной разработки угольных пластов длинными комплексно-механизированными и частично автоматизированными очистными забоями обеспечили прирост суточной добычи в 2-3 раза по сравнению с показателями шахт в 1988 г, то при исследовании и внедрении инноваций в гидротехнологию, может быть достигнут экономический и социальный эффект по критериям, указанным в табл. 1.

Разработку технологической схемы гидрошахты с безлюдной выемкой угля предлагается осуществлять посредством совершенствования элементов технологической схемы гидрошахты уровня 90-х годов прошлого столетия, разработанной под руководством В.С. Мучника и А.А. Атрушкевича [9]. Общий вид этой технологической схемы представлен на рис. 1.



1 – высоконапорная насосная станция; 2 – высоконапорные водоводы; 3 – забои гидрошахты; 4 – система самотечного гидротранспорта; 5 – центральная камера гидроподъема; 6 – пульпопроводы; 7 – перекачная станция на поверхности; 8 – магистральные пульпопроводы; 9 – обезвоживающая фабрика; 10 – станция возврата технической воды; 1 1 - резервуар технической воды

Рис. 1. Технологическая схема гидрошахты [9]

При отработке угольных пластов по этой схеме в условиях Кузбасса были достигнуты показатели, близкие по уровню к соответствующим показателям лучших шахт с традиционной технологией (табл. 2).

Научное обоснование технологической схемы роботизированной шахты с безлюдной выемкой угля на базе технологической схемы, указанной на рис. 1, осуществлялось посредством сравнительного анализа всех элементов гидрошахты и шахт с традиционной технологией, оценки возможности совершенствования и применения отдельных элементов и синтеза шахты с безлюдной выемкой.

Результаты и всестороннее расмотрение вопроса. Принципиально предлагаемый вариант технологической схемы гидрошахты нового уровня с безлюдной выемкой угля по количеству элементов и функциональному их назначению существенно не отличается от представленного на рис. 1. Наиболее подробно обоснована необходимость создания нового типа оборудования и технологических решений, обеспечивающих роботизированную безлюдную выемку угля и технологические процессы [10 - 12].

Анализ применяемых на гидрошахтах выемочных машин показал, что для разработки технологических требований и изготовления выемочных роботов можно использовать конструктивные решения следующего оборудования [13].

Дистанционно управляемые гидромониторы типа 12ГД2, ГМДЦ4, 16ГД (рис.2), ГДМС 12-10, ГДВС с рабочим давлением воды 12 - 16 МПа, предназначенные для разрушения угля с коэффициентом крепости по шкале проф. М.М. Протодьяконова 1,2 - 1,3, расстояние от пульта дистанционного управления до гидромонитора 14 м, длина рабочей части струи 1 - 15 м. Диаметры насадок 14 - 20 мм принимаются в соответствии пределом прочности угля при сжатии.

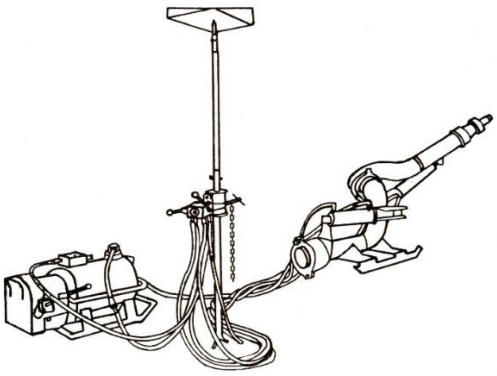


Рис. 2. Гидромонитор ГМДЦ4 [13]

Дистанционно управляемые тонкоструйные агрегаты [13 - 15], предназначенные для формирования высоконапорной струи с рабочим давлением до 10 МПа, включают струеформирующие коробки, исполнительный орган в виде системы тонкоструйных насадков диаметром 1-10 мм, устройства для передвижения и распора, гибкий водовод, распределитель (рис. 3). Существенным отличием тонкоструйных агрегатов и гидрорезаков по сравнению с гидромониторами является необходимость приближения насадков к поверхности пласта на расстояние 50-100 мм, перемещения и качания гидрорезака со скоростью 1,0-2,5 м/с.

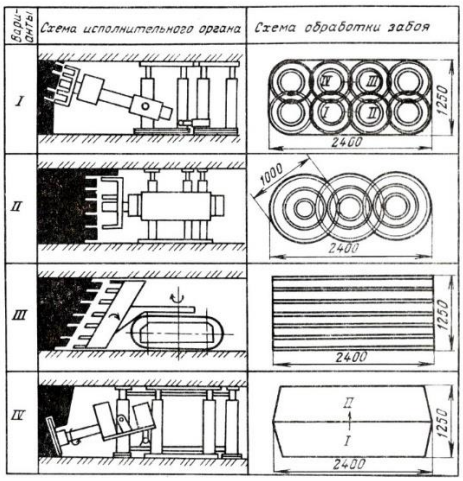


Рис. 3. Тонкоструйные выемочные агрегаты [15]

Проходческие комбайны К-56МГ и КПА предназначены для проведения подготовительных выработок и выемки угля в коротких забоях с самотечным гидротранспортом горной массы. Комбайн КПА (рис. 4) наиболее приспособлен для безлюдной выемки угля и состоит из исполнительного органа с резцовой коронкой, секций перекрытия пород кровли, буровой установки. Комбайн оснащён опорно-гидравлической ходовой частью, выдвижными лыжами с шипами, передним и задним лемехами, управляемыми гидродомкратами.

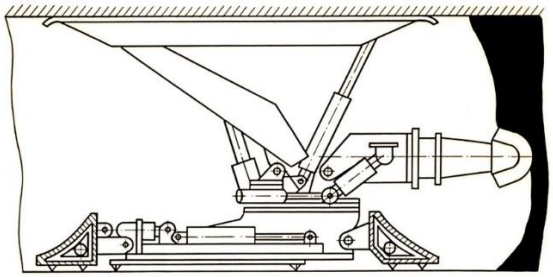


Рис. 4. Проходческий комбайн КПА [9]

Для обеспечения безлюдной выемки с помощью робота необходимо провести модернизацию гидромониторов, тонкоструйного агрегата и проходческого комбайна КПА по следующим конструктивным направлениям:

- разработать комплекс датчиков, программное обеспечение и технические средства передачи оперативной информации о состоянии и форме очистного забоя, о количестве добытого угля, устойчивости пород кровли;

- разработать систему дистанционного управления пространственным положением выемочного робота в соответствии с геомеханическими условиями в очистном забое и оптимизацией режимов выемки угля по минимуму энергозатрат и давления технологической воды;

- разработать систему пространственного позиционирования положения выемочного робота относительно горных выработок и границ блоков, горного обвода;

- разработать технические устройства и систему дистанционного управления передвижкой выемочного робота;

- разработать технические устройства и систему дистанционного распознавания контакта уголь-порода для управления траекторий движения исполнительного органа выемочной машины;

- разработать систему управления оптимальным расстоянием от исполнительного органа да поверхности разрушаемого пласта в забое с целью минимизации обнажений пород кровли.

Выводы. Для решения поставленных научно-практических задач необходимо провести комплексные исследования, разработать проектно-конструкторскую документацию и программное обеспечение, изготовить технические средства роботизированной безлюдной выемки угля в рамках создаваемой цифровой шахты. Подобный перечень работ предложен в качестве одного из ключевых направлений в программу деятельности научно-образовательного центра Кузбасса.

Библиографический список

1. Плакиткина, Л.С. Анализ и прогноз потребления каменного угля в основных регионах и странах мира и России в период 2000-2035 гг. / Л.С. Плакиткина, Ю.А. Плакиткина К.И. Дьяченко // Уголь. - 2017. -№2.- С.34-40.

2. Таразанов, И.Г. Итоги работы угольной промышленности России за январь-декабрь 2017 года/ И.Г. Таразанов // Уголь. - 2018. - № 3. - С. 58-72.

3. Мониторинг состояния природной среды угледобывающих районов Кузбасса/В.А. Ковалёв, В.П. Потапов, Е.Л. Счастливцев. - Новосибирск: Изд-во СО РАН, 2013. – 312с.

4. Шаклеин, С.В. Обоснование необходимости перехода на интенсивный путь развития угольной базы Кузнецкого бассейна // С.В. Шаклеин, М.В. Писаренко // ГИАБ. Отдельный выпуск. - 2013. -№6.- С.186-193.

5. Опыт проектных решений при доработке оставшихся запасов разреза Инаглинский камерно-столбовой системой разработки / А.М. Никольский, А.А. Ордин, А.Ю. Цивка, А.А. Неверов, С.А. Неверов //Наукоёмкие технологии разработки и использования минеральных ресурсов. Сб. научных статей. - Новокузнецк, СибГИУ. – 2013. –С. 33–43.

6. Fryanov V. N. Geomechanical justification based on the results of numerical modeling of combined technology parameters of working areas development with the use of robotized means of underground mining / V N Fryanov, L D Pavlova, A A Cherepov // IOP Conference Series: Earth and Environmental Science. – 2018. – Vol. 206. - P. 1-7 (012037). – Режим доступа: http://iopscience.iop.org/article/10.1088/1755-1315/206/1/012037/pdf

7. Мельник, В.В. Анализ исследований и состояния гидравлической технологии и процессов добычи угля/ В.В. Мельник, В.В. Козлов // Уголь. - 2017. -№2.- С.16-17.

8. Технология разработки запасов мощных пологих пластов с выпуском угля [Текст] / В.И. Клишин, И.А. Шундулиди, А.Ю. Ермаков, А.С. Соловьёв. – Новосибирск: Наука, 2013. – 248с.

9. Мучник В.С. Подземная гидравлическая добыча угля / В.С. Мучник, Э.Б. Голланд, М.Н. Маркус. – М.: Недра, 1986. – 223с.

10. 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://iopscience.iop.org/issue/1755-1315/84/1

11. Fryanov V. N. Simulation modeling and tracing optimal trajectory of robotic mining machine effector / V. N. Fryanov, L. D. Pavlova // IOP Conference Series: Earth and Environmental Science. – 2017. – Vol. 53. - P. 1-7 (012028). – Режим доступа: http://iopscience.iop.org/issue/1755-1315/53/1

12. Pavlova L. D. Geomechanical evaluation of deep-level robotic coal mining by the results of numerical modeling / L.D. Pavlova, V.N. Fryanov // Gornyi Zhurnal / - 2018. - №2. - DOI: 10.17580/gzh.2018.02.07. - Режим доступа: http://www.rudmet.ru/journal/1700/article/29193/?language=en

13. Оборудование и технологические схемы для подземной гидравлической добычи угля. Каталог. М.: ВНИИгидроуголь, 1990. – 72с.

14. Мерзляков В.Г. Разрушение угля высокоскоростной струёй воды и дисковой шарошкой/ В.Г. Мерзляков– М.: Недра, 1997. – 288 с.

15. Никонов Г.П. Исследование разрушения угля тонкими высоконапорными струями и создание нарезной машины / Г.П. Никонов, Ю.А. Гольдин//Вопросы гидравлической добычи угля. Труды НИИГидроугля.- Вып. XII. – Новокузнецк: 1968. –С. 74 – 83.

УДК 519.876.5:622.23.05 + 519.686

МОДЕЛИРОВАНИЕ КОМПЛЕКСА «ТЕХНОЛОГИЧЕСКОЕ ОБОРУДОВАНИЕ И СИСТЕМА УПРАВЛЕНИЯ» ШАГАЮЩЕЙ КРЕПИ ДЛЯ РЕШЕНИЯ ЗАДАЧИ ОТЛАДКИ И ТЕСТИРОВАНИЯ АЛГОРИТМОВ УПРАВЛЕНИЯ

[1]Журавлев С.С., [2]к.т.н. Никитенко М.С., [2]Малахов Ю.В., [1]к.ф.-м.н. Шакиров С.Р.
1 - Институт вычислительных технологий СО РАН, г. Новосибирск, Россия
2 - Федеральный исследовательский центр угля и углехимии СО РАН, г. Кемерово, Россия

Аннотация: В работе рассмотрен способ верификации алгоритмов управления прикладного программного обеспечения АСУ ТП с помощью имитационного комплекса, обеспечивающий контроль корректности: выполнения команд управления, идентификации состояния технологического оборудования, формирования управляющих воздействий и др.

Ключевые слова: шагающая крепь, автоматизированная система управления технологическими процессами, тестирование алгоритмов, имитационное моделирование.

Введение. Современная разработка новых образцов технологического оборудования сопряжена с созданием соответствующих средств автоматизации, обеспечивающих требуемые функциональные возможности этого оборудования.

Алгоритмы управления автоматизированных систем управления технологическими процессами (АСУ ТП) обеспечивают функции контроля и управления промышленным оборудованием. Надежность функционирования этих алгоритмов влияет на безопасность процессов производства. Ошибки, допущенные на этапе разработки АСУ ТП, могут привести к выходу из строя оборудования, нарушению технологического процесса и даже к человеческим жертвам. Верификация алгоритмов управления на предприятии изготовителе позволяет обеспечить контроль надежности функционирования алгоритмов АСУ ТП.

В работе применен метод модельно-ориентированного проектирования (англ. model based design approach), основанный на использовании моделей проектируемой системы и модели контролируемого процесса [1, 2].

Модель технологического оборудования (МТО). В статье [3] предложена структура модели технологического оборудования, изображенная на рис. 1. Эта модель отличается от существующих тем, что позволяет обеспечить формирование сигналов датчиков, управляющих воздействий и команд управления, реализует имитацию функционирования прикладного программного обеспечения.

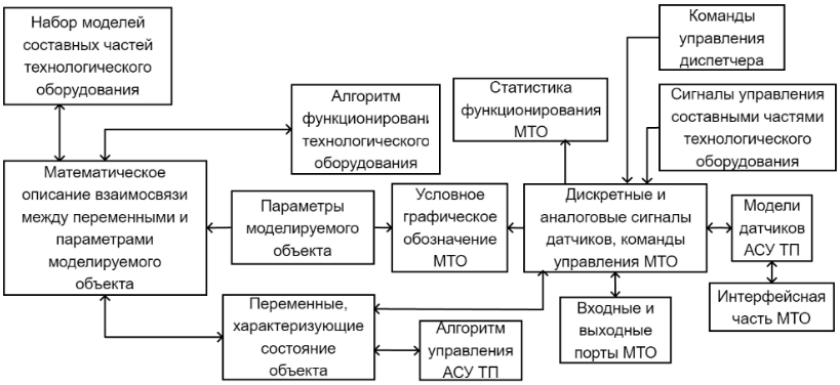


Рис. 1. Структура модели технологического оборудования

В рамках задачи исследования данный подход был адаптирован для разработки имитационной модели модуля шагающей крепи, обеспечивающей имитацию функционирования технологического оборудования и прикладного программного обеспечения [4]. Эта модель позволяет выполнить согласованную генерацию сигналов и команд АСУ ТП, выполнить визуализацию трехмерной модели модуля крепи.

Модель алгоритма управления прикладного программного обеспечения АСУ ТП. Модель программы управления представляет собой управляющий автомат, который удобно разрабатывать с использованием подхода автоматного программирования, предложенного Шалыто А.А. [5]. Разработка модели заключается в подготовке спецификации сигналов и команд управления АСУ ТП и разработке конечного автомата, имитирующего функционирование прикладного программного обеспечения. Конечный автомат можно формализовать в виде формулы:

$$FSM = \{S, S_0, A, Y, g, F\}, \quad (1)$$

где FSM – конечный автомат, описывающий функционирование прикладного программного обеспечения, S – состояния имитационной модели, S_0 – начальное состояние, задаваемое при запуске имитации, A – входной алфавит автомата (состояния сигналов датчиков и входные команды управления); Y – выходной алфавит (управляющие воздействия на технологическое оборудование); g – функция переходов; F – конечные состояния.

Структура имитационного комплекса. Предложенная структура имитационного комплекса изображена на рис. 2 (пунктирной линией выделена опциональная связь). Она реализована с учетом применения в качестве среды моделирования MATLAB [6, 7] и пакетов ее расширения: Simulink в базовой конфигурации, Simulink Stateflow, Simulink Animation 3D, и OPC Toolbox. Для взаимодействия с внешним программным и аппаратным обеспечением комплекса используется технология OPC (аббр. от англ. Open Platform Communications) [8].

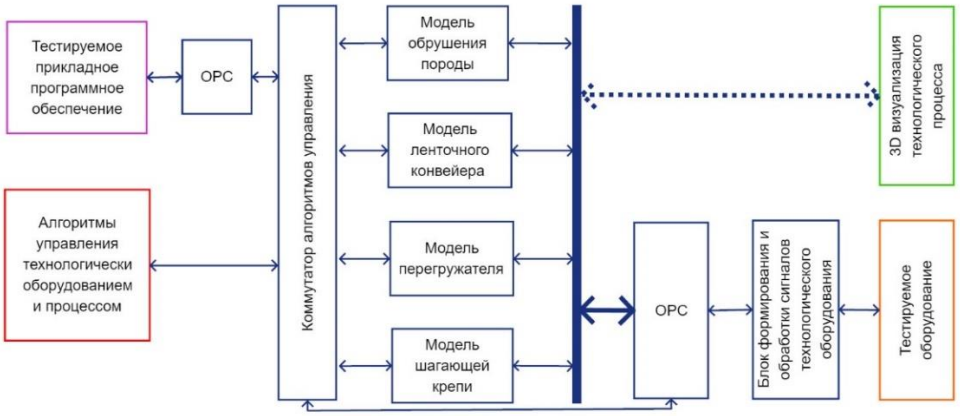


Рис. 2. Структура имитационного комплекса

Имитационный комплекс предназначен для моделирования технологического процесса добычи угля по технологии отработки подэтажными штреками и обеспечивающего её технологического оборудования, типа «крепь-штрек», перемещаемого по мере подсечки подэтажной толщи, по подэтажному штреку по простиранию пласта [9 - 11]. В качестве одного из вариантов крепления выработки типа «крепь-штрек» для создания эффективного отечественного очистного комплекса и отработки крутых пластов подэтажами с выпуском является шагающая крепь [12, 13].

Функционирование имитационного комплекса задается моделями алгоритмов управления технологического процесса и оборудования. На вход структурной схемы поступают управляющие воздействия от реального или модельного прикладного программного обеспечения и сигналы датчиков от физического макета модуля шагающей крепи. На выходе структурной схемы формируются данные для визуальной демонстрации виртуального аналога модуля шагающей крепи и данные для управления макетом модуля шагающей крепи.

С помощью имитационного комплекса возможно выполнить:

– сравнение сформированных команд управления от модели и реального прикладного программного обеспечения АСУ ТП, сформированных на основе модельных сигналов датчиков;

– контроль идентичности реальных и модельных сигналов датчиков, при идентичных командах управления.

Дополнительно выполняется проверка корректности алгоритмов управления при наблюдении трехмерной визуальной анимации модели модуля шагающей крепи. Интегрированная модель модуля шагающей крепи создана с использование системы автоматизированного проектирования КОМПАС [14].

Управление состоянием МТО осуществляется подачей команд управления в режимах – ручном или сценарном режимах. Дополнительно, для диагностики работы комплекса, добавлен режим управления исполнительными механизмами в ручном режиме.

Выводы. Разработанная структура имитационного комплекса, созданная использованием подхода модельно-ориентированного проектирования, позволит выполнить разработку, отладку и тестирование алгоритмов управления прикладного программного обеспечения перспективной АСУ ТП модуля шагающей крепи.

Благодарности. Исследование выполнено при финансовой поддержке РФФИ в рамках научного проекта № 18-37-00356.

Библиографический список

1. Деменков Н.П. Модельно-ориентированное проектирование систем управления // Промышленные АСУ и контроллеры, 2008. № 11. – С.66-69.
2. Erkkinen T., Conrad M. Verication, Validation, and Test with Model-Based Design. 2008. URL: https://www.mathworks.com/tagteam/53246_COMVEC%2008%20-%20VVnT%20with%20MBD .pdf (Дата обращения: 17.03.18). DOI: 10.4271/2008-01-2709.
3. Журавлев С.С., Рудометов С.В., Окольнишников В.В., Шакиров С.Р. Применение модельно-ориентированного проектирования к созданию АСУ ТП опасных промышленных объектов // Вестн. НГУ. Серия: Информационные технологии. 2018. Т. 16, № 4. - С. 56–67.
4. Разработка имитационной модели шагающей крепи с интеграцией алгоритмов управления для визуализации технологических процессов / Никитенко М.С., Журавлев С.С., Малахов Ю.В., Абабков Н.В. // Вестник Кузбасского государственного технического университета. - 2019, № 1. - С.49-58. DOI: 10.26730/1999-4125-2019-1-49-58.
5. Шалыто А.А. Алгоритмизация и программирование задач логического управления. СПб.: СПбГУ ИТМО. 1998. - 56с.
6. Mathworks MATLAB. URL: https://www.mathworks.com (Дата доступа 10.04.2019).
7. Продукты и сервисы Mathworks MATLAB. URL: https://matlab.ru/products/ (Дата доступа 10.04.2019).
8. Швецов Д. Новые технологии работы с данными OPC // СТА. 2007. № 1. — С. 66–69.
9. Klishin V. Longwall top coal caving (LTCC) mining technologies with roof softening by hydraulic fracturing method / V. Klishin, S. Nikitenko, G. Opruk // IOP Conference Series: Materials Science and Engineering. 2018. С. 012015.
10. Клишин В.И. Экологические аспекты прогрессивных технологий отработки мощных угольных пластов с выпуском подкровельной толщи / В.И. Клишин, С.М. Никитенко, Е.С. Пфаргер // Экология и безопасность техносфере: современные проблемы и пути решения : Сборник трудов / ЮТИ ТПУ. 2017. – С. 217–220.
11. Разработка и научное обоснование технологии подэтажной выемки угля и параметров выпускного механизированного комплекса «крепь-штрек» / Л.П. Томашевский, В.П. Левочко, П.А. Боровиков, Ю.С. Блинов, Г.С. Кузин, О.Ф. Калугин / Совершенствование технологии разработки крутых пластов Кузбасса : Сб. научн. тр. №25. – Прокопьевск: КузНИУИ, 1974 г. – С. 55–67.
12. Пат. РФ RU160742U1, МПК E 21D/00 (2006/01). Крепь для отработки мощных крутых пластов угля подэтажной выемкой / В. И. Клишин, Д. И. Кокоулин. Опубл. 20.03.2016, бюл. № 8.
13. ГОСТ Р 54976-2012 Оборудование горно-шахтное. Термины и определения [текст]. – введ. 2013-07-01. – Москва: Стандартинформ, 2014. – 28 с.
14. САПР КОМПАС. URL: https://kompas.ru (Дата доступа 10.04.2019).

УДК 622+519.876.5

ИССЛЕДОВАНИЕ РЕЖИМОВ ВЫПУСКА УГЛЯ ПОДКРОВЕЛЬНОЙ ТОЛЩИ НА ИМИТАЦИОННОЙ МОДЕЛИ

[1, 2]к.т.н. Стародубов А.Н., [1, 2]к.т.н. Зиновьев В.В., [1, 2]чл.-корр. РАН Клишин В.И.
1 - Федеральный исследовательский центр угля и углехимии СО РАН, г. Кемерово, Россия
2 - Кузбасский государственный технический университет им. Т. Ф. Горбачёва, г. Кемерово, Россия

Аннотация: Представлена разработанная имитационная модель технологии эффективного освоения угольных месторождений роботизированным комплексом с управляемым выпуском подкровельной толщи. Для визуального отображения роботизированного комплекса и результатов моделирования разработано и показано его анимационное представление, управляемое имитационной моделью. Дана оценка технологии и определены её рациональные параметры, при которых использование оборудования будет наиболее эффективным. С использованием разработанных средств проведено исследование различных режимов выпуска угля подкровельной толщи: индивидуального, волнового, группового и площадного.

Ключевые слова: уголь, роботизированный комплекс с выпуском, имитационное моделирование, анимация, исследование на моделях.

Значительная часть мировых запасов высококачественного угля сосредоточена в мощных (более 5 м) пластах. Способ подземной разработки таких пластов длинными очистными забоями в настоящее время является самым производительным. Из множества технологий отработки мощных пластов [1 - 4] наиболее эффективной и безопасной является их выемка на всю мощность с выпуском угля из подкровельной или межслоевой толщи в подсечной слой. Институтом угля ФИЦ УУХ СО РАН для реализации такой технологии предложена новая конструкция механизированной крепи с регулируемым управляемым выпуском. В основу конструкции положено использование регулируемых по производительности питателей в секциях крепи, установленных в специальные окна в поддерживающей части, что обеспечивает управляемый выпуск по длине лавы [5 - 7].

Управление выпуском осуществляется с помощью последовательного открывания выпускных окон в ограждениях секций крепи (рис. 1).

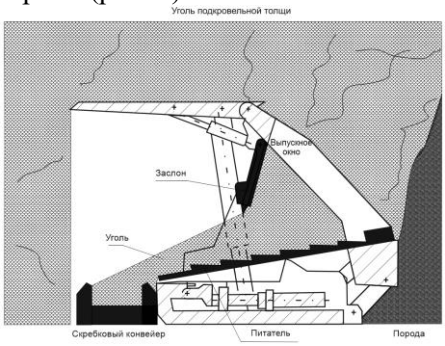


Рис. 1. Принцип выпуска угля подкровельной толщи

Выпуск угля может производится в режимах, схематично показанных на рис. 2:

– индивидуальном: питатели включаются поочередно на каждой секции (рис. 2 а);
– волновом: питатели включаются последовательно на каждой секции, но с некоторой временной задержкой (рис. 2 б);
– групповом: питатели включаются поочередно в группах из нескольких секций (рис. 2 в);
– площадном: питатели работают одновременно на всех секциях (рис. 2 г).

При всех режимах питатель находится в открытом или частично открытом положении до появления границы порода/уголь в выпускном окне, после этого питатели отключаются и выпуск угля прекращается.

Возникает задача исследования различных режимов выпуска угля и определения рационального режима. Решение этой задачи осложняется высокой динамичностью, нестабильностью и стохастичностью процесса выпуска угля из-за непостоянного объема и скорости выпуска угля, движения лавного конвейера, работы питателей секций крепи, открывающихся и закрывающихся выпускных окон питателей, различных скоростей выпуска угля из каждого питателя, различной последовательности открывания и количества одновременно открываемых выпускных окон питателей. Все

это приводит к необходимости разработки математического и программного обеспечения для решения поставленной задачи. Динамичность и множество случайных аспектов технологии затрудняют использование аналитических моделей. Предлагается для исследования и выбора режима выпуска угля применить имитационный подход [8 - 16], при котором отсутствует явное аналитическое описание процессов и который успешно применяется при исследовании динамически изменяющихся систем, в том числе и при ведении горных работ.

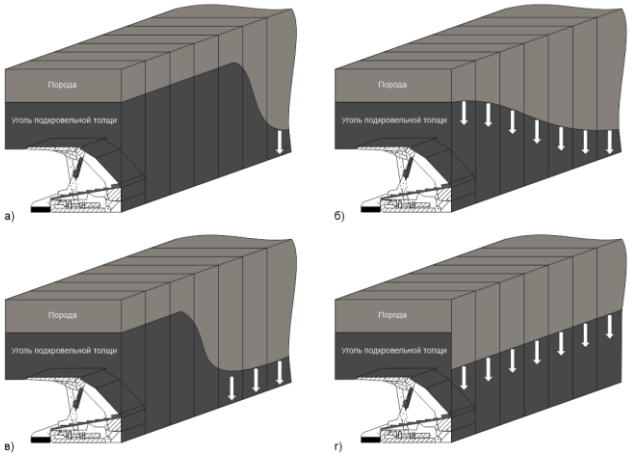


Рис. 2. Схемы режимов выпуска угля подкровельной толщи

Для имитационного моделирования в качестве средства программной реализации модели роботизированного механизированного комплекса применена среда имитационного моделирования GPSS World, основанная на теории очередей и позволяющая моделировать процессы, случайно изменяющиеся во времени и пространстве. Язык GPSS и его версии является одним из самых эффективных и распространенных программных средств моделирования сложных дискретных систем на ЭВМ, которые успешно используются для моделирования горных работ [17 - 18].

Основными объектами в GPSS-модели являются транзакты и блоки. Транзактами в модели представлены дискретные объемы угля. Перемещаясь от блока к блоку, транзакты имитируют выпуск угля и его движение по конвейеру. Блоки, отображающие питатели и участки конвейера, задают логику функционирования модели системы и определяют пути движения транзактов по ней.

Программно реализованная в среде GPSS-World модель имеет вид, показанный на рис. 3.

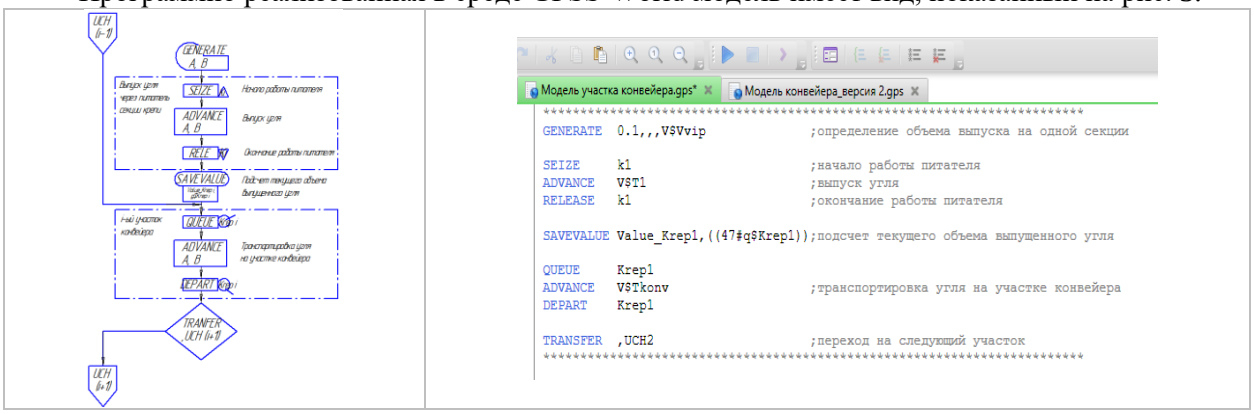


Рис. 3. Блок-схема модели участка конвейера и её программная реализация

Для обеспечения гибкости и оперативности проведения экспериментов при изменении входных параметров в модели разработан сегмент ввода данных (рис. 4).

```
Tkonv VARIABLE    2                          ; время прохода конвейером участка одной секции крепи (2 м), сек.

T1    VARIABLE    1                          ; время выпуска порции угля через питатель на первой секции крепи, сек.

T2_2  VARIABLE    1                          ; поправочный коэффициент для питателя секции 2
T3_2  VARIABLE    1                          ; поправочный коэффициент для питателя секции 3
T4_2  VARIABLE    1                          ; поправочный коэффициент для питателя секции 4
T5_2  VARIABLE    1.5                        ; поправочный коэффициент для питателя секции 5
T6_2  VARIABLE    1.8                        ; поправочный коэффициент для питателя секции 6
T7_2  VARIABLE    2                          ; поправочный коэффициент для питателя секции 7

T2    VARIABLE    V$T1#V$T4_2                ; выпуск со 2 крепи, сек.
T3    VARIABLE    V$T1#V$T3_2                ; выпуск с 3 крепи, сек.
T4    VARIABLE    V$T1#V$T4_2                ; выпуск с 4 крепи, сек.
T5    VARIABLE    V$T1#V$T5_2                ; выпуск с 5 крепи, сек.
T6    VARIABLE    V$T1#V$T6_2                ; выпуск с 6 крепи, сек.
T7    VARIABLE    V$T1#V$T7_2                ; выпуск с 7 крепи, сек.

Vvip  VARIABLE    36                         ; объем выпуска (кол-во порций угля)
Mpu   VARIABLE    60                         ; масса порции угля, кг.
```

Рис. 4. Сегмент ввода данных

Синтез сегментов ввода данных, завершения моделирования и моделей всех операций позволяет разработать имитационную модель всего роботизированного комплекса.

Для наглядного отображения динамики выпуска угля через секции крепей и его транспортировки конвейером, а также оценки результатов моделирования в среде Proof Animation создана анимация, работающая под управлением указанной выше имитационной модели (рис. 5).

Рис. 5. Фрагмент анимации выпуска угля

На анимации отображены статические и динамические элементы: уголь подкровельной толщи, секции крепи, конвейер. Кроме этого, для отображения текущих параметров создана таблица, в которую выводятся текущие данные для каждого участка: расход угля при выпуске и суммарная масса угля на конвейере с учётом предшествующих участков. Величина текущего массового расхода угля выводится на анимации в соответствии с заданными входными данными имитационной модели. При запуске анимации, в зависимости от выбранного режима выпуска уголь из подкровельной толщи поступает через питатель работающей (или работающих) секции крепи на конвейер. При этом в столбце «Текущее количество угля на участке конвейера» отображается, число, соответствующее общей массе угля на указанном участке (с учётом всех вышележащих) в данный момент времени. Информация об общей массе угля, поступающего из комплекса, выводится в одноименном сообщении внизу. При изменении параметров системы и/или режимов выпуска данные, выводимые на анимации, будут корректироваться имитационной моделью.

Модели позволяют проводить исследования выпуска угля при любых режимах, различных скоростях выпуска угля из каждого питателя, различной последовательности открывания и количестве одновременно открываемых выпускных окон питателей. С использованием разработанных моделей проведены исследования указанных выше режимов выпуска угля подкровельной толщи. На рисунке 5 представлены зависимости объема угля на участке конвейера. Входные данные модели: ширина секции – 2м, ширина окна питателя – 1 м, массовый расход угля при выпуске - 47 кг/с, масса угля, выпускаемого одной секцией, - 2 193 кг [19], скорость скребкового конвейера - 0,65 м/с, моделируются участки по семь секций, длиной по два метра. При индивидуальном режиме питатели включаются поочередно на каждой секции сразу после достижения на предыдущем питателе границы порода/уголь. При волновом – питатели включаются последовательно на каждой секции с временной задержкой в 20 секунд. При групповом режиме питатели включаются поочередно в группах из 3 и 4 секций. При площадном – питатели работают одновременно и равной скоростью выпуска на всех секциях. Реальные условия подземных горных работ обусловят нестабильность и стохастичность процесса выпуска угля вследствие непостоянного объема и скорости выпуска угля. Использование разработанных имитационных моделей позволяет оценить рассмотренные выше режимы с учётом неравномерности скорости и объемов выпуска на каждой секции. При исследованиях учитывалось, что объем выпуска не дискретен, а имеет отклонение в 15%.

По результатам моделирования (рис. 6) установлено, что при индивидуальном режиме выпуска весь объем угля был выпущен за 5 минут 17 секунд. При этом на участке конвейера было 140 кг с апериодическими провалами и скоплениям различного объема угля на конвейере. При волновом режиме время выпуска составило 2 минуты 40 секунд. На конвейере наблюдалось более стабильное и полное наполнение углем в 423 кг с кратковременным снижением до 280 кг. Групповой и площадной режимы обеспечивают бóльшую скорость выпуска за 1 минуту 35 секунд и 1 минуту соответственно. Однако при этом отсутствует равномерность загрузки и наблюдается значительное наполнение участка конвейера массой угля до 1 т на 2 метрах.

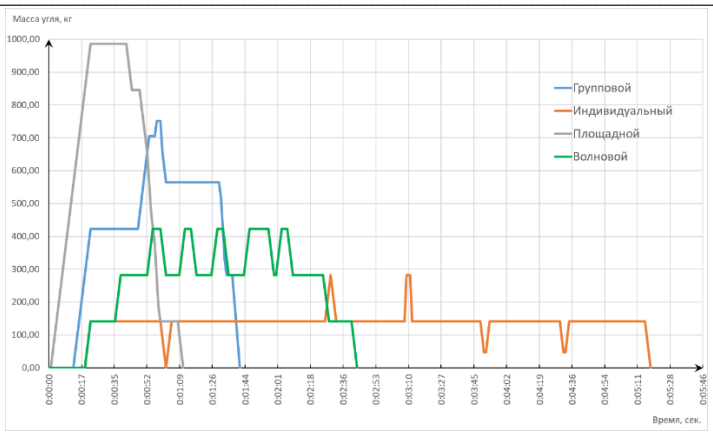


Рис. 6. Масса угля на участке конвейера при различных режимах с учётом неравномерности выпуска

Экспериментами установлено, что волновой режим обеспечивает более стабильное, равномерное и полное заполнение конвейера по сравнению с другими режимами. Данный вывод подтвержден физическими экспериментами на лабораторной установке по исследованию этих же режимов выпуска [20 - 21]. Таким образом, применение волнового режима выпуска является наиболее перспективным при разработке технологии эффективного освоения угольных месторождений роботизированным комплексом с управляемым выпуском подкровельной толщи.

Выводы. Разработанный метод позволяет на стадии проектирования разрабатывать цифровые модели роботизированного комплекса для конкретных горно-геологических условий применения и определённых параметров оборудования. Использование моделей даёт возможность определять режимы автоматического управления выпуском и крепями, скорость выпуска на каждой секции, последовательность и оптимальное количество работающих питателей, что обеспечит равномерную, постоянную и максимальную загрузку оборудования.

Благодарности. Статья подготовлена при финансовой поддержке Министерства науки и высшего образования Российской Федерации в рамках Федеральной целевой программы «Исследования и разработки по приоритетным направлениям развития научно-технологического комплекса России на 2014-2020 годы»; проект «Разработка технологии эффективного освоения угольных месторождений комплексом с роботизированным управляемым выпуском подкровельной толщи» (Соглашение №14.604.21.0173, Уникальный идентификатор Соглашения RFMEFI60417X0173).

Библиографический список

1. 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. P. 102 – 109.
2. Underground mining of thick coal seams / R. Kumar, A.K. Singh, A.K. Mishra and R. Singh // International Journal of Mining Science and Technology. 2015. Vol. 25. Issue 6. P. 885 – 896.
3. 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.
4. Hanging Wall Pressure Relief Mechanism of Horizontal Section Top-Coal Caving Face and Its Application / J. Guo, L. Ma, Ye Wang, F. Wang // A Case Study of the Urumqi Coalfield, China. Energies. 2017. 10 (9). P. 1371.
5. Клишин В.И. Технология разработки запасов мощных пологих пластов с выпуском угля / В.И Клишин, И.А. Шундулиди, А.Ю. Ермаков, А.С. Соловьев. - Новосибирск: Наука, 2013. - 248 с.
6. Клишин В.И. Обеспечение безопасной подземной угледобычи / В.И. Клишин // Промышленная безопасность предприятий минерально-сырьевого комплекса в XXI веке. Том 2: Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2017. №4 (специальный выпуск 5-2). - С.68-79.
7. Клишин В.И. Роль и место Института угля Федерального центра угля и углехимии СО РАН в научном обеспечении Кузбасса / В.И. Клишин // Горная промышленность. – 2018. №4 (140). - С. 80-87.
8. Кельтон В. Имитационное моделирование. Классика CS : книга / Кельтон, В., Лоу, А. – 3-е изд. – СПб. : Питер; Киев : Издательская группа BHV, 2004. – 847 с.

9. Конюх, В.Л. Дискретно-событийное моделирование подземных горных работ / В.Л. Конюх, В.В. Зиновьев. - Новосибирск: Изд-во СО РАН, 2011. – 243 с.

10. Зиновьев В.В., Гречишкин П.В. Практическое применение программных средств имитационного моделирования // Сб. докладов III Всероссийск. научн.-практич. конф. Имитационное моделирование. Теория и практика (ИММОД-2007). Санкт-Петербург, 2007. - С. 78-82.

11. Гречишкин П.В. Имитационное моделирование технологических схем очистных работ// Сборник докладов первой Всероссийской научно-практической конференции «Опыт практического применения языков и программных систем имитационного моделирования в промышленности и прикладных разработках» (23-24 октября 2003, С.-Петербург). - С.-Петербург, 2003. - С. 38-43.

12. W. Aalst, C. Stahl, Modeling Business Processes: A Petri Net-Oriented Approach, MA, Cambridge : MIT Press, 2011.

13. Методология и технология имитационных исследований сложных систем: современное состояние и перспективы развития: монография / В.В. Девятков - М.: Вузовский учебник: ИНФРА-М, 2013. - 448 с.

14. Павлова Л.Д. Моделирование геомеханических процессов в разрушаемом углепородном массиве: монография / Л.Д. Павлова; Сиб. гос. ун-т. Новокузнецк: СибГИУ, 2005. - 239 с.

15. Фрянов В.Н. Теоретические подходы к проектированию роботизированных угольных шахт на основе современных технологий моделирования / В.Н. Фрянов, Л.Д. Павлова, М.В. Темлянцев // Наукоемкие технологии разработки и использования минеральных ресурсов: науч. журнал. Сиб. гос. индустр. ун-т; под общей ред. В.Н. Фрянова. – Новокузнецк, 2017. - № 3. С. 15-21.

16. Оганесян А.С. Алгоритм модульного синтеза технологических схем угольных / А.С. Оганесян, В.В. Агафонов // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). – М.: «Горная книга», 2013. - №12. - С. 18-27.

17. Vasiliy V. Sinoviev, Aleksey N. Starodubov, Mihail U. Dorofeev, Victor V. Okolnishnikov. Simulation Application for Evaluating of Efficiency of Mining Systems Automatization // WSEAS Transactions on Systems, ISSN / E-ISSN: 1109-2777 / 2224-2678, Volume 14, 2015, Art. #24, pp. 261-267.

18. Стародубов А.Н., Система имитационного моделирования горнопроходческих работ / А.Н. Стародубов, В.В. Зиновьев, М.В. Береснев, А.Е. Майоров // Ежемесячный научно-технический и производственно-экономический журнал «Уголь». -2016. № 2. – С. 20-24.

19. Клишин В.И., Клишин С.В. Состояние и направление развития технологии разработки мощных угольных пластов механизированными крепями с выпуском Известия ТулГУ. Науки о Земле. - 2019. - Вып. 1 С. 162-174.

20. Клишин В.И., Варфоломеев Е.Л., Борисов И.Л., Клишин С.В. Исследование выпуска угля на макетных образцах секции механизированной крепи при различных режимах управления //Научный журнал «Фундаментальные и прикладные вопросы горных наук» гл. ред. ак. Курленя М.В. / ИГД им. Н.А. Чинакала СО РАН. - Новосибирск, - 2018. -Том 5 -№ 1. – С. 66-71.

21. Клишин В.И., Опрук Г.Ю., Варфоломеев Е.Л., Борисов И.Л. Взаимодействие механизированных крепей с межслоевой толщей в системах с выпуском угля // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). – 2018. – №. S48. – С. 87-94

УДК [681.52+654.9]:622.2

ТЕХНИКО-ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ ПЛАТФОРМЫ ДЛЯ СОЗДАНИЯ РОБОТИЗИРОВАННЫХ КОМПЛЕКСОВ ПО РАЗРАБОТКЕ МОЩНЫХ ПЛАСТОВЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

к.т.н. Никитенко М. С., Кизилов С. А.

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

Аннотация: В статье представлены технико-технологические решения для разработки мощных пластовых месторождений, рассмотренные, как платформы для проектирования роботизированных очистных комплексов. В качестве платформ представлены оградительно-поддерживающая механизированная крепь с управляемым выпуском на забойный конвейер в лавном исполнении и исполнении «крепь-штрек», а также механизированная комплектная поддерживающе-оградительная шагающая крепь. Для каждой платформы, с учетом конструктивных отличий, систематизированы устройства и процессы автоматизации и роботизации в рамках задач определения границы «порода-уголь», оценки загрузки конвейера и инициирования выпуска. Указаны перспективы интеграции нейрокомпьютерного интерфейса в систему управления для решения задач диспетчеризации.

Ключевые слова: роботизированный очистной комплекс, механизированная крепь, крепь-штрек, шагающая крепь, отработка с выпуском из вышележащей толщи, выпуск на забойный конвейер, подэтажная выемка, умная шахта, мобильное место оператора.

Введение. Современное состояние горнодобывающего комплекса в России характеризуется накоплением факторов природного и техногенного характера, усложняющих процесс добычи. В связи с исчерпанием легкодоступных и богатых месторождений в настоящее время в разработку вовлекаются запасы, характеризующиеся сложными горно-геологическими условиями разработки – возрастает глубина, залегание отмечается в мощных крутых и крутонаклонных пластах, возрастает их газоносность. Данные условия в современных реалиях требуют соответствующих передовых наукоемких технических и технологических решений, чтобы угледобыча оставалась безопасной и эффективной. Важность внедрения и готовность перехода угольной промышленности на цифровые – автоматизированные и роботизированные технологии отмечается на всех уровнях. Правительством и президентом обозначена актуальность преобразования приоритетных отраслей, в т.ч. промышленности посредством внедрения цифровых технологий и платформенных решений [1]. Региональные издания, со ссылками на Департамент угольной промышленности Администрации Кемеровской области, АО «Информационно-вычислительный центр», портал Eruda.ru, проект «Стратегии социально-экономического развития Кемеровской области до 2035 года» и т.д. однозначно заявляют о готовности самой отрасли к цифровой трансформации [2]. Крупнейшие добывающие компании в ходе эволюционного развития цифровых технологий стали автоматизировать производственные процессы и логистику, внедряя ERP-системы и т.д. [3].

По данным опроса представителей угледобывающих компаний, среди цифровых технологий, имеющих наибольший уровень внедрения на предприятиях, или планируемых к внедрению в 2018-2020 годах «Система диспетчеризации горных работ на базе Промышленного интернета вещей (датчики и оборудование на производстве объединены в одну сеть иерархической структурой и подчинены единой системе управления производством)» выделены одним из первых (внедрено или внедряется в 2018 году у 71% респондентов, ещё у 25% — планируется к внедрению в 2019-2020 гг.) [2].

Постановка задачи. Известно, что из большого числа апробированных технологий разработки мощных крутых угольных пластов наиболее эффективной и безопасной является система с гравитационным выпуском полезных ископаемых из подэтажной вышележащей пачки, предварительно подготовленной к выпуску. В качестве научной основы технологии заложен один из важнейших физических эффектов – механизм разрушения толщи, основанный на использовании сил горного давления. Такие технологии позволяют комплексно механизировать процессы добычи, улучшают проветривание очистного забоя, обеспечивают безопасность работ, снижают потери и разубоживание полезного ископаемого. По данным причинам, технические решения, обеспечивающие технологии разработки с выпуском являются перспективными платформами для создания роботизированных комплексов нового поколения для эффективной и безопасной подземной добычи с выпуском полезного ископаемого из вышележащей толщи и безвзрывными способами разупрочнения массива. К таким решениям относятся разрабатываемые в ФИЦ УУХ СО РАН оградительно-поддерживающая механизированная крепь с управляемым выпуском (КУВ) на забойный конвейер (рис. 1 а) и механизированная комплектная поддерживающе-оградительная шагающая крепь (рис. 1 б) [4 – 7].

а б

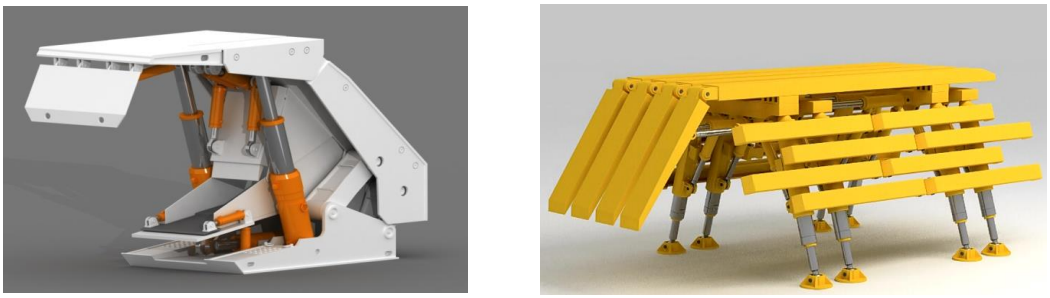


Рис. 1. Платформы для создания роботизированных комплексов:
а – оградительно-поддерживающая механизированная крепь с управляемым выпуском КУВ на забойный конвейер, б – комплектная поддерживающе-оградительная шагающая крепь

Гидрофицированная механизированная комплектная поддерживающе-оградительная шагающая крепь (рис. 1б) разработана для крепления кровли и поддержания горных выработок в процессе

отработки подэтажными штреками. Крепь состоит из двух секций, взаимосвязанных друг с другом гидроцилиндрами передвижения. Каждая секция оборудована продольными верхняками и поперечными балками, жестко закрепленными друг к другу и опирается через гидростойки и опоры на почву выработки. На задней части каждой секции установлена пара гидрофицированных поворотных балок – козырьков для управления выпуском. Шагающая крепь предназначена для отработки подэтажами 6–10 метровых мощных крутых и крутонаклонных пластов с углами наклона 45–60 градусов. Технология отработки подэтажами с применением шагающего модуля имеет расчетную производительность до 800 тонн угля с лавы в сутки.

Оградительно-поддерживающая механизированная крепь с управляемым выпуском на забойный конвейер (рис. 1а) снабжена выпускным окном и плунжерным питателем, предназначенным для интенсификации выпуска угля и погрузки его на забойный конвейер [4, 8]. Питатель равномерно выпускает горную массу по всей площади выпускного окна, его производительность регулируется в широком диапазоне в зависимости от режима работы группы питателей [9, 10]. Секция крепи с устройством регулируемого выпуска угля на забойный конвейер разработана с учетом геомеханических процессов, происходящих в угольном пласте и породах кровли, поэтому она открывает новый взгляд на направление развития наукоемких технологий сплошной разработки мощных угольных пластов.

В зависимости от условий залегания угольных пластов конструкция секции крепи имеет два исполнения (рис. 2). Для пологих мощных пластов в лавном исполнении с прямыми бортами питателя для погрузки угля на забойный конвейер (рис. 1 б, 2 а) и выемкой по технологии с выпуском. Предлагаемая технология обеспечивает выемку угольного пласта мощностью 8,0 – 10,0 м за один проход очистного комбайна с коэффициентом извлечения угля не менее 0,8 и плановой нагрузкой на очистной забой до 15000,0 т/сутки. Второй вариант для подэтажной выемки угольных пластов мощностью 8–14 метров с углами залегания 60 – 90° с расчетной производительностью на забой до 1000 т/сутки – исполнение типа «крепь-штрек» с симметрично повернутыми бортами питателей и откидными щитами, перекрывающими зону выпуска между секциями на ограждениях, как показано на рис. 2 б. Элементами крепления, перекрывающими пространство между перекрытиями секций являются выдвижные козырьки.

а б

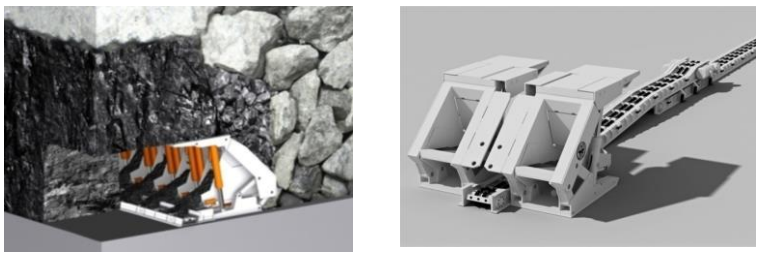


Рис. 2. Механизированная крепь очистного забоя с выпуском на забойный конвейер:
а – в лавном исполнении, б – в исполнении крепь-штрек для подэтажной выемки мощных крутых пластовых и рассыпных месторождений

Автоматизированное управление механизированных комплексов в лаве у крупных добывающих компаний уже развито на достаточно высоком уровне, в большей степени реализовано и строится, как правило, на основе электрогидравлических систем управления. По данной причине, схемы управления дополнительно включенного технологического процесса выпуска рассматриваются, как элементы систем управления, в перспективе интегрируемые в применяемое оборудование электрогидравлического управления очистных комплексов. При этом в статье описываются исключительно устройства и процессы, не относящиеся к типовым элементам электрогидравлического управления, таких как устройства передвижки, распора и пр.

Методология. На уровне технических устройств и датчиков технологии отработки при разных условиях залегания имеют некоторые отличия, однако основные задачи автоматизации и роботизации для всех вышеуказанных крепей аналогичны. По данной причине, подходы к проектированию систем управления в значительной степени схожи.

К основным задачам автоматизации и роботизации в рамках технологического процесса выпуска отнесены:

- определение границы «порода-уголь»;
- оценка загрузки конвейера;
- инициирование выпуска при зависании кровли, образовании куполов, заторов и пр.

В качестве примера в [11, 12], с применением системно-функционального подхода в виде методологии IDEF0 [13, 14] детально описан объект автоматизации для лавного исполнения крепи КУВ с управляемым выпуском на забойный конвейер в рамках задачи определения границы «порода-уголь». Техническими устройствами, обеспечивающими выпуск угля на забойный конвейер, являются заслон и питатель. В рабочем режиме, в процессе отработки нижней пачки угля очистным комбайном заслон перекрывает выпускное окно. После этого начинается процесс выпуска, при котором положение заслона и угол наклона питателя регулируют поток и погрузку горной массы конвейер. Продолжительность выпуска угля подкровельной толщи предлагается определять в режиме реального времени в момент превышения порогового значения доли породы в выпускаемой массе. Для этого предложено использовать различную способность угля и пород отражать и пропускать через себя ионизирующее излучение и рентгеновские лучи [15] и рассматривать золомер в качестве устройства оценки состава горной массы в выпускном окне и на питателе. Для обеспечения полноты выпуска при определении зольности предложена установка нескольких устройств каскадом. Это позволит контролировать подход большого массива породы и закрывать впускное окно до момента ее падения на конвейер. Также, каскад излучателей позволит снизить вероятность преждевременного закрытия выпускного окна и остановки питателя при прохождении единичного фрагмента породы в рабочей зоне золомера.

На уровне диспетчеризации на основе предложенной IDEF0 модели разработаны структурная и функциональная схемы адаптивной системы с элементом роботизации, направленные на решение задачи управления техническими устройствами выпуска с учетом изменяющихся параметров технологической среды. В схемы интегрированы элементы управления в рамках концепции мобильного места оператора для решения задач диспетчеризации [16]. Основная идея – совмещение технологий нейрокомпьютерного интерфейса (BCI), электромиографии (EMG) и дополненной реальности (AR) для системы управления технологическими процессами подземной разработки месторождений полезных ископаемых.

Основная цель – организация работы диспетчера автоматизированной системы управления технологическими процессами 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. Появляется возможность лучше обустроить эргономику рабочего места оператора и снизить его утомляемость. Оператор получает возможность производить управляющие манипуляции находясь в любой точке диспетчерской комнаты.

Также мониторинг психоэмоционального состояния оператора при усложнении системы управления имеет большое значение при формировании обратной связи в рамках взаимодействия человека и интерфейса. Произведен анализ отечественных и зарубежных методов и подходов для комплексной оценки функционального состояния (ФС) человека и изучены зависимости ФС на изменение основных частотных ритмов головного мозга и их соотношений. Предложена методика исследования влияния ФС оператора на качество генерации и восприятия управляющего сигнала. Методика основана на комплексной оценке физиологических, психологических и эмоциональных параметрах оператора на основе полиграфологических и электроэнцефалографических методов.

Результаты и обсуждение. Текущие результаты пошаговой проработки платформенных решений для роботизации технологических процессов разработки мощных пластовых месторождений относятся как к уровню технических устройств, так и к уровню диспетчеризации.

Для задач диспетчеризации, в целях создания взаимосвязи человека и машины, интеграции нейрокомпьютерного интерфейса в систему управления, оператора пульта необходимо обеспечить интерактивным и информативным образом используемой технической платформы на мониторе для вывода эксплуатационных параметров и формирования визуальных стимулов восприятия. Так для создания виртуального трехмерного образа технологического процесса безлюдной выемки углеводородов разработана имитационная модель модуля шагающей крепи с интегрированными алгоритмами управления и анимацией движения элементов конструкции [17]. Алгоритм функционирования гидроприводов имитируется конечным автоматом, который интерпретирует команды управления от модели программы управления модулем шагающей крепи. С использованием созданной модели кинематики реализовано преобразование сгенерированных имитационной моделью данных в пространственные координаты для трехмерной анимации модели шагающей крепи.

На схемах рис. 3 –5 для каждой из предложенных платформ, в зависимости от задач систематизированы основные данные, необходимые для проектирования элементов автоматизации и роботизации на уровне технических устройств.

На схеме (рис. 3) систематизированы устройства и процессы автоматизации и роботизации в рамках задачи определения границы «порода-уголь».

Рис. 3 Систематизация устройств и процессов автоматизации и роботизации в рамках задачи определения границы «порода-уголь»

Различия организации процесса выпуска для исполнения крепи КПВ типа «крепь-штрек» от лавного исполнения заключаются в необходимости дополнительно производить оценку состава горной массы над погрузочным устройством и соответственно менять положение откидных щитов на ограждениях (рис. 2) для управления и остановки процеса выпуска между двумя секциями.

В конструкции шагающей крепи техническими устройствами, обеспечивающими выпуск угля на погрузочное устройство, являются поворотные балки – козырьки. При помощи них производится регулирование потока горной массы и остановка процесса выпуска.

Работа программно-аппаратных средств, обеспечивающих выпуск должна быть увязана с загруженностью конвейера и в значительно большей степени это важно при лавном исполнении крепи КПВ, поскольку забойный конвейер предназначен для транспортировки угля как от забоя при работе комбайна, так и от питателей секций по всей длине лавы. Для начала выпуска конвейер не должен быть заполнен ни углем от забоя, ни углем, выпущенным предыдущей по ходу движения конвейера секцией или группой секций. По данной причине задача оценки загрузки конвейера выделена в качестве одной из основных при разработке средств автоматизации и роботизации процесса выпуска (рис. 4).

Рис. 4. Систематизация устройств и процессов автоматизации и роботизации в рамках задачи оценки загрузки конвейера

Задача инициирования выпуска возникает в случае возникновения затора крупным фрагментом угля, несмотря на предварительное разупрочнение пласта, или в случае образования купола при зависании кровли в зоне над одним или несколькими выпускными окнами. Технические устройства для инициирования выпуска описаны в [18]. Оба варианта ситуации определяются по результатам

оценки (сканирования) зоны выпуска и питателя (для шагающей крепи – погрузочного устройства). Отсутствие горной массы в выпускном окне или уменьшение объема горной массы на питателе или погрузочном устройстве свидетельствуют о необходимости изменения положения заслонов, козырьков, щитов, в качестве первого шага к интенсификации. Отсутствие положительно эффекта говорит о необходимости задействовать инициирующие устройства (рис. 5).

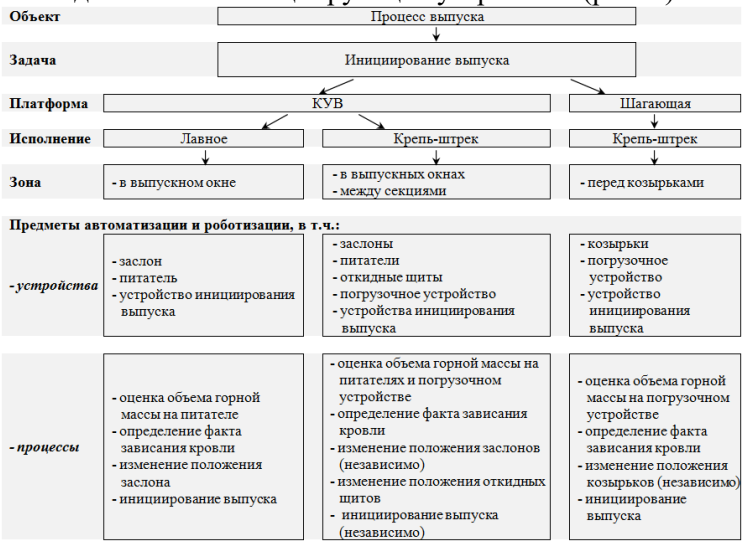


Рис. 5. Систематизация устройств и процессов автоматизации и роботизации в рамках задачи инициирования выпуска

Выводы. Указанные технологические решения позволяют обеспечить переход к более эффективным системам добычи полезных ископаемых и исключить использование буровзрывных работ для подготовки массива к выпуску.

Технические решения, заложенные в конструкцию платформ, позволяют проектировать элементы систем управления, в перспективе интегрируемые в применяемое оборудование электрогидравлического управления очистных комплексов.

Автоматизация и роботизации технологического процесса выпуска для всех указанных платформ основана на задачах определения границ «порода-уголь», оценки загрузки конвейера и инициирования выпуска. Для каждой из предложенных платформ, в зависимости от задач систематизированы основные данные, необходимые для проектирования элементов автоматизации и роботизации на уровне технических устройств.

Выводы. Предлагаемые решения и концепция мобильного места оператора по созданию высокотехнологичного пространства диспетчерского поста направлены на повышение уровня безопасности и улучшение условий труда, снижение влияния «человеческого фактора». Схемы автоматизации и роботизации технологического процесса выпуска призваны обеспечить полноту выпуска угля подкровельной толщи, предотвратить разубоживание угля и перегрузки конвейера, а также разгрузить обслуживающий персонал очистного комплекса, находящийся в забое.

Благодарности. Статья подготовлена при частичной 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. Указ Президента Российской Федерации № 204 "О национальных целях и стратегических задачах развития Российской Федерации на период до 2024 года" от 07.05.2018 г.

2. Готовность к цифровой трансформации // Кузбасс бизнес журнал URL: http://kuzbass.business-magazine.online/fn_28040.html (дата обращения: 24.04.2019).

3. Пестун В. Главные плюсы от цифровизации в угольной промышленности лежат в логистике // JETINFO. 2019 №5-6. 08.04.2019. Ст. http://www.jetinfo.ru/stati/glavnye-plyusy-ot-tsifrovizatsii-v-ugolnoj-promyshlennosti-lezhat-v-logistike. (дата обращения: 28.04.2019).

4. Клишин В.И. Обоснование технологий разработки мощных пологих и крутых угольных пластов с выпуском угля // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). - 2013. - № S6. - С. 36-47.

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 техносфере: современные проблемы и пути решения: сб. тр. всерос. науч.-практ. конф. молодых ученых, аспирантов и студентов / Юргинский технологический институт. – 2017.- С. 217-220.

6. Клишин В.И., Никитенко С.М. Эффективные технологии отработки мощных угольных пластов // Системы автоматизации в образовании, науке и производстве: тр. XI всерос. науч.-практ. конф. / Сибирский государственный индустриальный университет. 2017. - С. 251-254.

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

8. 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): сб. тр. междунар. науч.-практ. конф. - 2017. - С. 57-63.

9. 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. 69-81.

10. Клишин С.В., Клишин В.И., Опрук Г.Ю. Математическое моделирование гравитационного движения разупрочненнной горной массы в технологии с выпуском подкровельной толщи // Наукоемкие технологии разработки и использования минеральных ресурсов. - 2018. - № 4. - С. 80-85.

11. 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. 76

12. 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: тр. XI всерос. науч.-практ. конф. / Сибирский государственный индустриальный университет. - 2017. - С. 237-240.

13. Николаев П. И., Зиновьев В. В. Методика обоснования подземных роботизированных геотехнологий без постоянного присутствия людей в забоях // Вестник Кузбасского государственного технического университета. – 2016. – №4. – с. 26-33.

14. Широбокова С. Н. Использование инструментальных средств поддержки реинжиниринга бизнес-процессов / Южно-Российский государственный политехнический университет (НПИ) имени М. И. Платова. – 2014. – 194 с.

15. Физические методы контроля зольности угля. М.: Недра, 1978, с. 53-56

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: тр. XI всерос. науч.-практ. конф. / Сибирский государственный индустриальный университет. - 2017. - С. 44-47.

17. Никитенко М.С., Журавлев С.С., Малахов Ю.В., Абабков Н.В. Разработка имитационной модели шагающей крепи с интеграцией алгоритмов управления для визуализации технологических процессов / Вестник Кузбасского государственного технического университета. - 2019. - № 1. - С.49-58. DOI: 10.26730/1999-4125-2019-1-49-58

18. Секция механизированной крепи очистного забоя мощного пласта с принудительным выпуском угля. Клишин В.И., Кокоулин Д.И., Анферов Б.А., Кузнецова Л.В. патент на изобретение RUS 2513952 26.12.2012

УДК 539.3

ЧИСЛЕННОЕ МОДЕЛИРОВАНИЕ ПЛОЩАДНОГО ВЫПУСКА ГОРНОЙ МАССЫ В ТЕХНОЛОГИИ С САМООБРУШЕНИЕМ

к.т.н. Клишин С.В., д.ф.-м.н. Лавриков С.В.
Институт горного дела им. Н.А. Чинакала СО РАН, г. Новосибирск, Россия

Аннотация. На основе метода дискретных элементов в плоской постановке выполнено численное моделирование процесса площадного выпуска угля при подземной разработке мощных угольных пластов в технологии самообрушения. Приведены кинематические картины течения, продемонстрировано изменение показателей извлечения угля в зависимости от количества выпускных отверстий. Определены зоны взаимного влияния выпускных окон. Показана эволюция напряженного состояния сыпучей среды в процессе выпуска.

Ключевые слова: подземная разработка месторождений, площадный выпуск, горная масса, сыпучий материал, численное моделирование, метод дискретных элементов.

Введение. Высокая интенсивность отработки месторождений полезных ископаемых подземным способом обусловлена внедрением новых технических решений. Системы с самообрушением всегда вызывали особый интерес при подземной разработке мощных угольных и рудных месторождений из-за низкой себестоимости добычи и относительной простоты реализации. При этом после отработки запасов месторождений открытым способом создается возможность их эффективной подземной доработки. При отработке мощных рудных залежей в настоящее время наиболее эффективной системой является этажное принудительное обрушение с массовым площадным, торцевым и площадно-торцевым выпуском руды под обрушенными породами [1]. Системы разработки мощных угольных пластов с самообрушением характеризуются высокой производительностью, низким удельным объемом проведения подготовительных выработок, а также возможностью управления качеством горной массы [2, 3].

Одним из распространенных способов гравитационного выпуска горной массы является площадный выпуск под обрушенными породами. При применении данной технологии выпуск осуществляется из выработок (или секций механизированных крепей), расположенных по всей площади в основании очистного блока. Основным достоинством площадного выпуска под обрушенными породами является возможность регулирования (при правильном выборе режима) оседания контакта «отбитая руда – порода» и управления показателями качества и полноты извлечения запасов. Основными источниками потерь для данной системы являются потери в выработанном пространстве, оставленные в виде гребней вне зоны влияния выпускных отверстий, а также потери полезного ископаемого, перемешанного с обрушенными породами и оставленного в блоке после прекращения выпуска. Кроме этих видов присутствуют потери целиках днища из-за наклонных контактов между телом и подстилающими породами. Основными источниками разубоживания являются обрушенные пустые породы, смешивающиеся с полезным ископаемым при выпуске [4, 5].

Поэтому проведение исследований по изучению основных зависимостей и закономерностей, определяющих рациональные параметры выпуска горной массы, является весьма важным как в практическом, так и фундаментальном плане. Как было показано промышленными опытами, большое значение в таких технологиях имеет порядок и очередность выпуска [6, 7]. Данное положение выходит за рамки представленной работы. В настоящей работе представлено исследование выпуска горной массы одновременно по всей площади в основании очистного блока.

Несмотря на значительные достижения в экспериментальных и натурных исследованиях процесса выпуска сыпучих материалов, актуальным остается выбор наиболее адекватного теоретического описания поведения горной массы при решении краевых и начальных задач устойчивости пород, их деформирования и течения в технологии с самообрушением. Удовлетворительной и наиболее близкой по результатам к экспериментам является модель метода дискретных элементов [8–12]. Суть метода состоит в том, что реальная среда заменяется некоторой упаковкой сферических дискретных частиц, между которыми вводятся определенные законы взаимодействия. В рамках данного метода не возникает дополнительных трудностей при решении задач с большими (конечными) деформациями и поворотами. Таким образом, этот метод 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

Численное моделирование площадного выпуска угля под обрушенными породами методом дискретных элементов в двумерной постановке. Рассмотрим следующую двумерную постановку задачи (рис. 1). Пусть на плоскости *Oxz* задана прямоугольная область, длина которой l = 30 м. Горная масса представлена угольным пластом *1* мощностью h_1 = 5 м и вышележащим блоком обрушенной пустой породы *2* высотой h_2 = 5 м. Вектор силы тяжести направлен вдоль оси *Oz* вертикально вниз и равен по модулю 9.81 м/с^2.

Заполнение области дискретными элементами осуществляется 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 действием силы тяжести в заданной ограниченной области, после чего находится их равновесное состояние с учетом контактного взаимодействия друг с другом и границей.

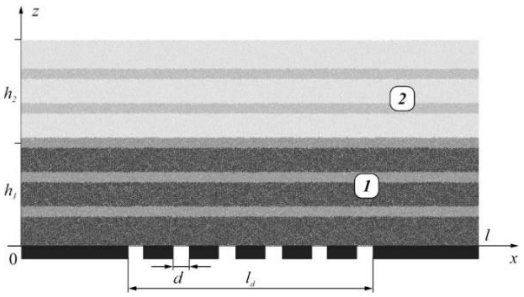


Рис. 1. Схема численного эксперимента

Уголь и пустая порода имеют следующие физические характеристики. Модуль упругости $E_1 = 5.4 \cdot 10^3$ МПа, $E_2 = 1.5 \cdot 10^4$ МПа; коэффициент Пуассона $\nu_1 = 0.16$, $\nu_2 = 0.21$; плотность $\rho_1 = 1350$ кг/м^3, $\rho_2 = 2500$ кг/м^3. Диаметры частиц выбираются из равномерного распределения на отрезке от 0.06 до 0.08 м. При расчете сил, действующих на контактах между элементами, учитываются сухое трение, сопротивление качению и вязкость. Во всех численных экспериментах угол внешнего сухого трения между частицами, а также между частицами и границами фиксирован и составляет 30°. Угол сопротивления качению также фиксирован и равен 10°. Коэффициент восстановления скорости принят равным 0.5.

Выпускные отверстия шириной d = 1 м расположены равномерно по нижней границе z = 0 таким образом, что расстояние между крайними окнами l_d = 16 м. При этом расстояние от крайних отверстий до боковых границ составляет 7 м. Данное положение исключает влияние боковых границ x = 0 и $x = l$ на формирование зон потока. По окончанию создания равновесной упаковки горная масса представлена совокупностью из 67 000 дискретных элементов общей массой частиц угля 8 367 кг, породы — 13 932 кг. Для визуализации кинематических картин выпуска дискретные элементы раскрашены. В процессе выпуска частицы, координата центра тяжести которых удовлетворяла условию $z < -1.0$, удалялись. Тем самым рассчитывался массовый расход угля и пустой породы — производительность системы с выпуском.

Деформированное состояние исследуемой среды в фиксированные моменты времени при одновременно открытых двух, трех, четырех и шести выпускных отверстий приведено на рис. 2. Видно, что при наличии только двух выпускных окон, расположенных на расстоянии 14 м друг от друга (рис. 2*а*), зоны потока индивидуальны и не пересекаются. С увеличением количества отверстий зоны потока пересекаются и в системе реализуется площадный одновременный выпуск (рис. 2*б–г*).

Эффект формирования зон потока хорошо проявляется при рассмотрении угловых скоростей вращения дискретных элементов. На рис. 3 представлено распределение абсолютных величин векторов угловых скоростей каждой частицы в фиксированный момент времени: светлым цветом показаны частицы с малой скоростью вращения (около нуля), темным — порядка 20 град/сек. Видно, что в случае двух окон в материале образуются характерные эллипсоиды выпуска, а в случае трех и более выпускных отверстий в сыпучей среде формируются ярко выраженные блоки в форме трапеций.

Для оценки производительности системы с самообрушением определим коэффициент разубоживания K_d в виде отношения количества примешанной пустой породы W к общему количеству добытой массы R:

$$K_d = \frac{W}{R} \cdot 100\%,$$

а коэффициент извлечения K_p как

$$K_p = \frac{C_p}{C_t} \cdot 100\%,$$

где C_p — количество добытого угля; C_t — его общие запасы. Графики изменения параметров K_d и K_p в процессе выпуска представлены на рис. 4*а* и рис. 4*б* соответственно. Здесь сплошными линиями показаны коэффициенты при трех, четырех, пяти и шести открытых выпускных отверстиях, а пунктиром — при двух.

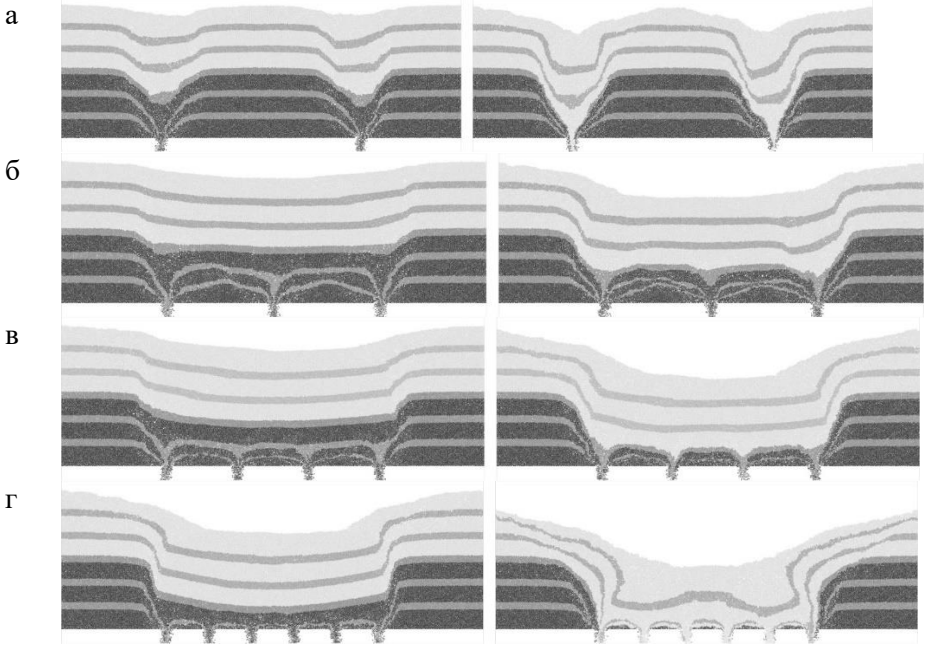


Рис. 2. Деформированное состояние среды при одновременном выпуске под обрушенными породами для случая двух (*а*), трех (*б*), четырех (*в*) и шести (*г*) выпускных окон в моменты времени t = 4 с (слева); t = 8 с (справа)

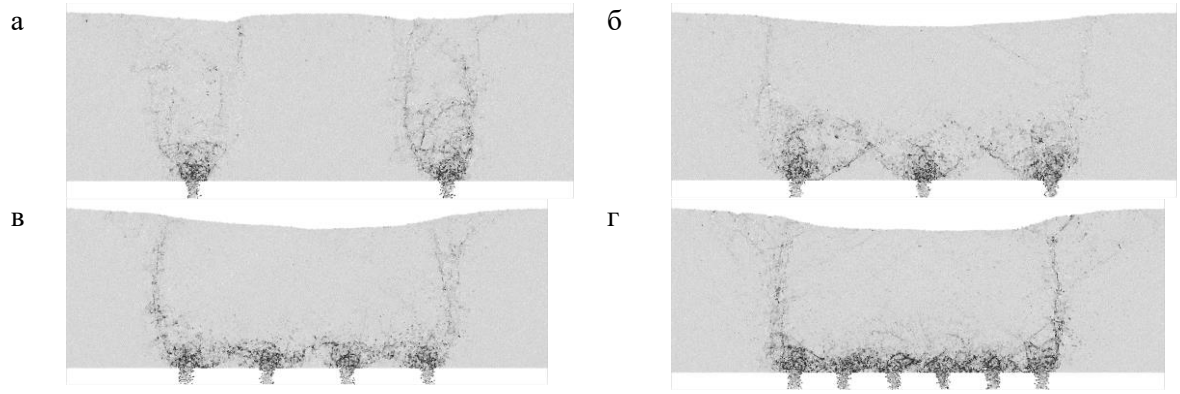


Рис. 3. Распределение угловых скоростей в частицах в фиксированный момент времени t = 3 с при различном количестве выпускных отверстий: 2 (*а*); 3(*б*); 4 (*в*) и 6 (*г*)

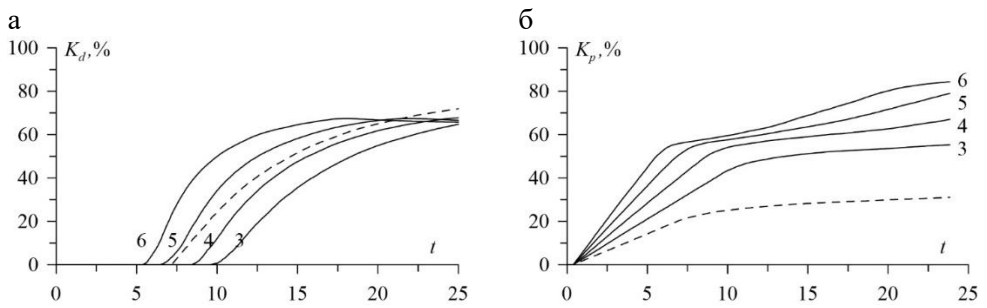


Рис. 4. Изменение коэффициента разубоживания K_d (*а*) и коэффициента извлечения K_p (*б*) в процессе площадного одновременного выпуска; количество выпускных отверстий обозначено цифрами, пунктирная линия соответствует двум выпускным отверстиям

Напряженное состояние горной массы при площадном выпуске. Вопросы, связанные с измерением напряжений в сыпучей среде, являются весьма трудными. Экспериментаторам, работающим в этой области, хорошо известно, что проблема измерения напряжений на моделях (и тем более в натуре) — это весьма сложная и в настоящее время нерешенная задача. Здесь еще не разработано достаточно универсальных и признанных способов измерения как в плане методики, так и в плане аппаратной реализации. В работах [13, 14] предложен способ измерения напряжений в сыпучей среде при проведении лабораторных экспериментов по выпуску сыпучего материала из сходящегося канала, а также представлены конструкции датчиков нормальных и касательных напряжений.

В представленном исследовании использование численного метода дискретных элементов позволяет фиксировать как суммарные силовые нагрузки, действующие со стороны сыпучего материала на жесткие недеформируемые части границы, ограничивающие область деформирования, так и напряжения, действующие в каждой частице, на всем протяжении расчета. На рис. 5 показано распределение вертикальных напряжений σ_{zz} в частицах — силовых цепочек в деформируемой среде в начальном состоянии и в фиксированные моменты времени t = 2, 4 и 6 с при одновременном площадном выпуске из четырех отверстий. Здесь темным цветом отмечены частицы с высокими вертикальными сжимающими напряжениями, светлым — с напряжениями, близкими к нулю. Из рисунка видно перераспределение первоначально однородного напряженного состояния над выпускными окнами.

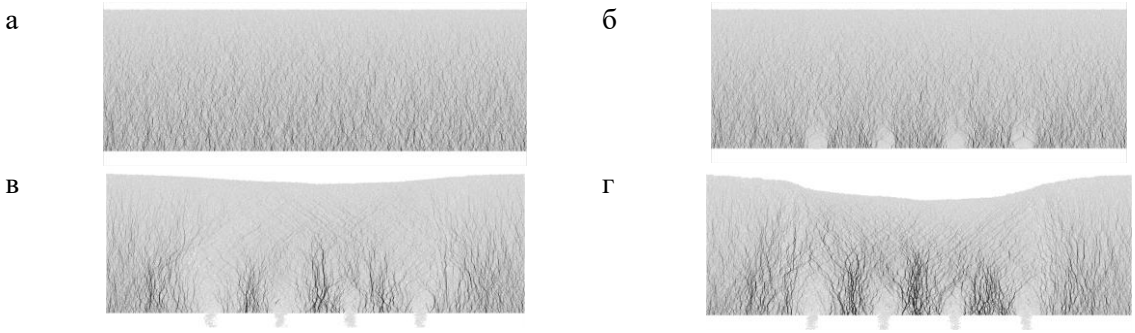


Рис. 5. Распределение вертикальных напряжений σ_{zz} в частицах в начальном состоянии (*а*) и в фиксированные моменты времени t = 2 (*б*); 4 (*в*) и 6 с (*г*) при одновременном выпуске из четырех отверстий

Выводы. Представлена плоская модель одновременного площадного выпуска угля под обрушенными налегающими породами. Продемонстрировано возникновение локализованных режимов деформирования выпускаемой горной массы, а также перераспределение напряжений в сыпучей среде в процессе выпуска. Показан характер изменения показателей извлечения угля.

Благодарности. Работа выполнена в рамках проекта фундаментальных научных исследований; № государственной регистрации АААА-А17-117122090002-5.

Библиографический список

1. Кузьмин Е.В., Узбекова А.Р. Самообрушение руды при подземной добыче. М.: Изд. МГГУ, 2006. – 283 с.

2. 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). Сб. тр. междунар. научн.-практ. конф. – 2017. – С. 57–63.

3. Клишин В.И. Обоснование технологий разработки мощных пологих и крутых угольных пластов с выпуском угля // Горн. информ.-аналит. бюл, отдельный выпуск. М.: МГГУ, 2013. – №6. – С. 36–47.

4. Лебедева Е.В. Прогнозирование показателей извлечения полезного ископаемого при отработке вкрапленных руд системой этажного принудительного обрушения с торцевым выпуском // Горн. информ.-аналит. бюл. М.: МГГУ, 2008. – №5. – С. 270–274.

5. Фрейдин А.М., Неверов С.А. Моделирование площадно-торцовой технологии выпуска руды под обрушенными породами // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. – 2005. – № 5. - С. 50–61.

6. 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.

7. Власов В.Н., Клишин В.И. Способы разработки месторождений с обрушением и одновременным дозированным выбровыпуском руды под покрывающими породами // Горн. информ.-аналит. бюл. – М.: МГГУ, 2004. – №7. – С. 248–254.

8. Клишин С.В., Клишин В.И. Разработка математической модели гравитационного движения горной массы в технологии с выпуском подкровельной толщи // Наукоемкие технологии разработки и использования минеральных ресурсов. – 2018. – №4. – С. 85–92.

9. Клишин С.В., Ревуженко А.Ф. Пространственный дискретно-элементный анализ задачи об опорном давлении в пологом угольном пласте // Наукоемкие технологии разработки и использования минеральных ресурсов. – 2017. – №3. – С. 41–47.

10. Xu S. et al. A study of gravity flow principles of sublevel caving method in dipping narrow veins // Granular Matter. – 2017. – Т. 19. – № 4. – С. 82.

11. Rayo J.D., Mercado J.M., Encina V. Simulation of block caving operation using a discrete element method (DEM) // Conference Paper of Mining. – 2016.

12. Lapčević V. et al. Influence of boundary conditions in DEM models of sublevel caving on dilution and recovery // Podzemni radovi. – 2018. – №33. – С. 1–15.

13. Бобряков А.П., Клишин С.В., Косых В.П., Лавриков С.В., Микенина О.А., Ревуженко А.Ф. PIV-методика для определения поля деформаций при выпуске сыпучих материалов // Наукоемкие технологии разработки и использования минеральных ресурсов. – 2018. – №4. – С. 343–347.

14. Бобряков А.П., Клишин С.В., Косых В.П., Ревуженко А.Ф. О проблеме измерения и расчета напряжений при выпуске сыпучих материалов // Фундаментальные и прикладные вопросы горных наук. – 2017. – Том 4. – №3. – С. 32–37.

УДК 624.131.21+539.3

ЭКСПЕРИМЕНТАЛЬНОЕ И ТЕОРЕТИЧЕСКОЕ ИССЛЕДОВАНИЕ ПРОЦЕССА ЛОКАЛИЗАЦИИ ДЕФОРМАЦИЙ В СЫПУЧЕЙ СРЕДЕ

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

Аннотация. Проведено экспериментальное исследование процесса деформирования сыпучего материала при циклическом нагружении поворачивающейся подпорной стенкой. Продемонстрировано изменение относительного объема среды в процессе нагружения. На основе метода дискретных элементов выполнено численное моделирование деформирования образца сыпучего материала за поворачивающейся подпорной стенкой. Рассчитано изменение суммарной силовой нагрузки, оказываемой материалом на подвижную стенку.

Ключевые слова: сыпучий материал, лабораторный эксперимент, подпорная стенка, циклическое деформирование, численная модель, метод дискретных элементов.

Введение. В механике грунтов отдельной задачей выделяется оценка давления грунта на различного рода подпорные стенки. Такими объектами могут выступать разделительные стенки примыкания грунтовых плотин к бетонным зданиям ГЭС, стенки шлюзов, устои мостов, набережные, причалы и др. Данному вопросу посвящено большое количество работ [1, 2].

В инженерной практике при расчете устойчивости откосов, определении давления на подпорные стенки и в ряде других задач широко используется теория предельного равновесия [3, 4], согласно которой смещение (или поворот) стенки приводит к образованию в материале поверхности скольжения. Многочисленные эксперименты и натурные наблюдения подтверждают это предположение. Необходимо отметить, что при таком подходе не учитываются деформации, предшествующие предельному состоянию. В реальной ситуации данное состояние возникает при достижении некоторого уровня деформаций, зависящего от напряженного состояния и плотности материала, а образование поверхностей скольжения происходит при достижении критической пористости [5]. С другой стороны, в континуальных постановках, основанных на методах теории упругости и пластичности, потребность в гипотезах инженерной схемы отпадает [6, 7]. Однако при этом возникает

необходимость в формулировке замкнутых систем уравнений. В настоящее время общепризнанные уравнения в этой области еще не построены.

Экспериментальное исследование изменения плотности сыпучего материала при циклическом нагружении. На величину давления на подпорную стенку оказывает влияние множество факторов, один из них – это перемещение сооружений под влиянием переменных внешних нагрузок, например, усилий на устои арочного моста или давления воды на плотину. Это связано с тем, что грунт при циклических нагрузках меняет свои свойства, в частности в сухих песках образуются зоны разуплотнения и т.п. Экспериментальные исследования процесса изменения относительной плотности кварцевого песка при циклическом нагружении поворачивающейся подпорной стенкой показали, что с ростом числа циклов очаг деформации материала увеличивается, а средняя плотность в нем уменьшается [8–10]. Было установлено, что при допредельном деформировании в зоне деформации возникают регулярные области уплотнения и разрыхления материала.

Эксперименты проводились на стенде, образованном двумя параллельными стеклами, в зазор между которыми установлены дно и боковые стенки: одна неподвижная, а другая шарнирно соединялась с дном и имела возможность поворота на угол α от вертикали (рис. 1). В качестве испытуемого материала использовался сухой кварцевый песок со средним размером частиц 0.3 мм. Нагружение образца осуществлялось медленным поворотом подвижной стенки от начального положения α_0 до заданного конечного.

Были проведены серии из двух экспериментов, различающихся начальным положением подвижной стенки. В первом опыте (рис. 1*а–в*) исходному состоянию соответствовал начальный угол $\alpha_0 = 12°$, а поворот стенки происходил до вертикального положения $\alpha = 0$ и обратно до $\alpha = \alpha_0$. Во втором (рис. 1*г–е*) исходный образец формировался при вертикальном положении стенки ($\alpha_0 = 0$), а нагружение осуществлялось отклонением вправо до $\alpha = 12°$ и затем влево до вертикали ($\alpha = \alpha_0$).

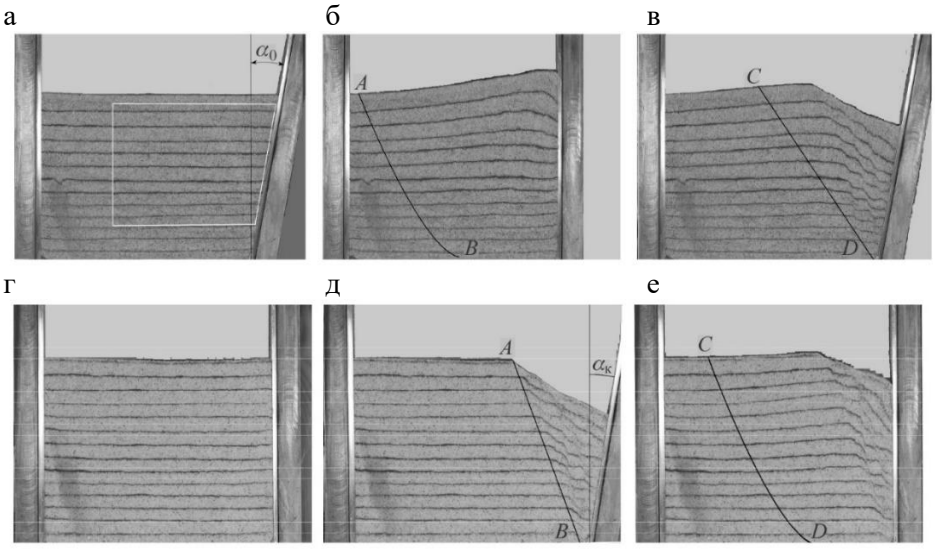


Рис. 1. Фотографии боковой поверхности образцов для первого (а – в) и второго (г – е) опытов:
а, г – исходное состояние; б, д – половина первого цикла деформирования;
в, е — окончание первого цикла деформирования

Относительный объем сыпучего материала θ вычисляется следующим образом:

$$\theta = \frac{V(t)-V_0}{V_0},$$

где V_0 – объем, занятый недеформированным (исходным) образцом; $V(t)$ – его текущее значение; t – время. Поскольку прозрачные стенки в стенде параллельны друг другу, то объем, занятый материалом, пропорционален измеряемой площади. Величины V_0 и V определяются по имеющимся изображениям (фотографиям), полученным в ходе экспериментов.

Изменение θ в зависимости от угла поворота α продемонстрировано на рис. 2. Здесь стрелками показано направление деформирования. Видно, что в течение первой половины цикла (первый опыт, рис. 2*а*) происходит монотонное разрыхление материала с переменной скоростью. При обратном повороте стенки кривая изменения объема немонотонна. Вначале наблюдается уплотнение песка, а затем – разрыхление.

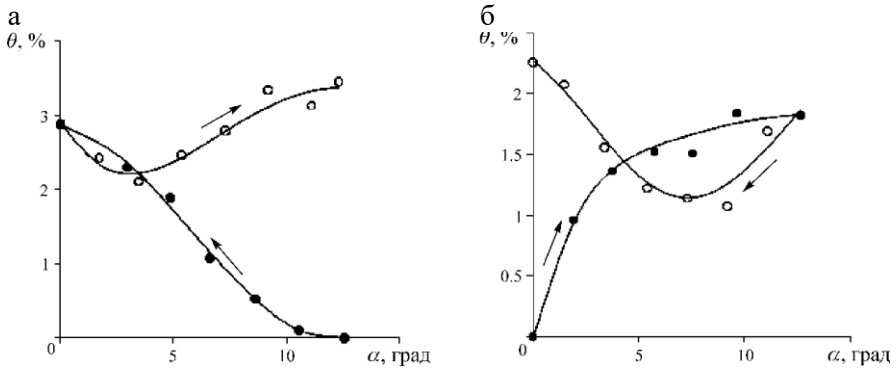


Рис. 2. Изменение относительного объема θ песчаного образца за первый цикл деформирования: а – первый опыт ($\alpha_0 = 12°$); б – второй ($\alpha_0 = 0$)

В целом, за цикл нагружения пористость среды возрастает. Во втором опыте, результат которого показан на рис. 2*б*, первая половина цикла сопровождается монотонным увеличением объема, во второй – монотонность нарушается: вначале наблюдается уплотнение материала, а затем происходит разрыхление. Учитывая направление процессов, можно отметить, что зависимости для первого и второго экспериментов подобны, причем во втором опыте изменение объема за цикл меньше, чем в первом.

Численное моделирование циклического нагружения сыпучего материала методом дискретных элементов в двумерной постановке. В настоящее время одним из наиболее перспективных методов моделирования процессов деформирования сыпучих сред является метод дискретных элементов (МДЭ). 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 данного подхода на основе выбора потенциала взаимодействия между дискретными элементами можно описать движение твердых частиц при различных способах деформирования сыпучей среды [11 – 13].

На рис. 3 приведены характерные кинематические картины деформирования сыпучего материала в течении одного цикла нагружения для двух способов нагружения, полученные в результате численного расчета методом дискретных элементов в двумерной постановке. В численных расчетах, как и в лабораторных экспериментах, максимальный угол поворота стенки составил 12°.

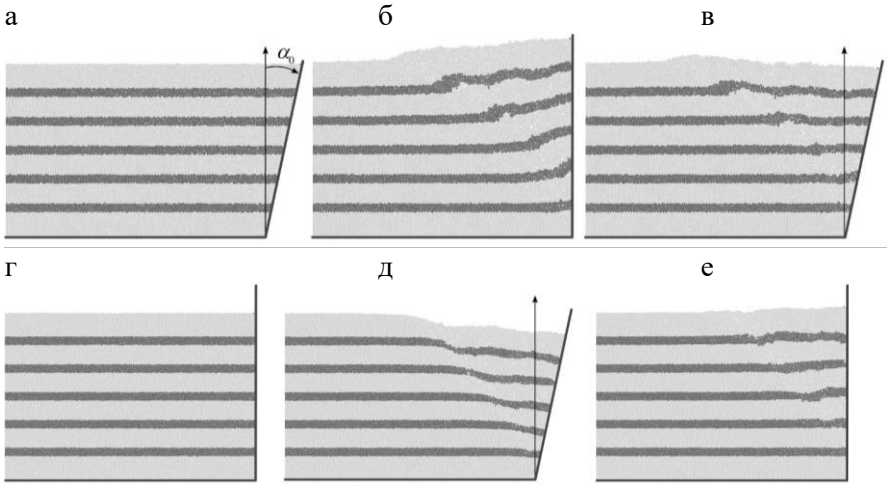


Рис. 3. Деформационные картины для первого (а–в) и второго (д–е) опытов; а, г – исходное состояние; б, д – половина первого цикла деформирования; в, е – конец первого цикла деформирования

Изменение относительного объема θ в течении трех циклов деформирования в случае численных расчетов для первого и второго опыта продемонстрировано на рис. 4. На графиках точками показаны начало циклов деформирования, стрелками – окончание. Видно, что поведение материала на начальном цикле существенно отличается от последующих. Связано это с начальной упаковкой частиц.

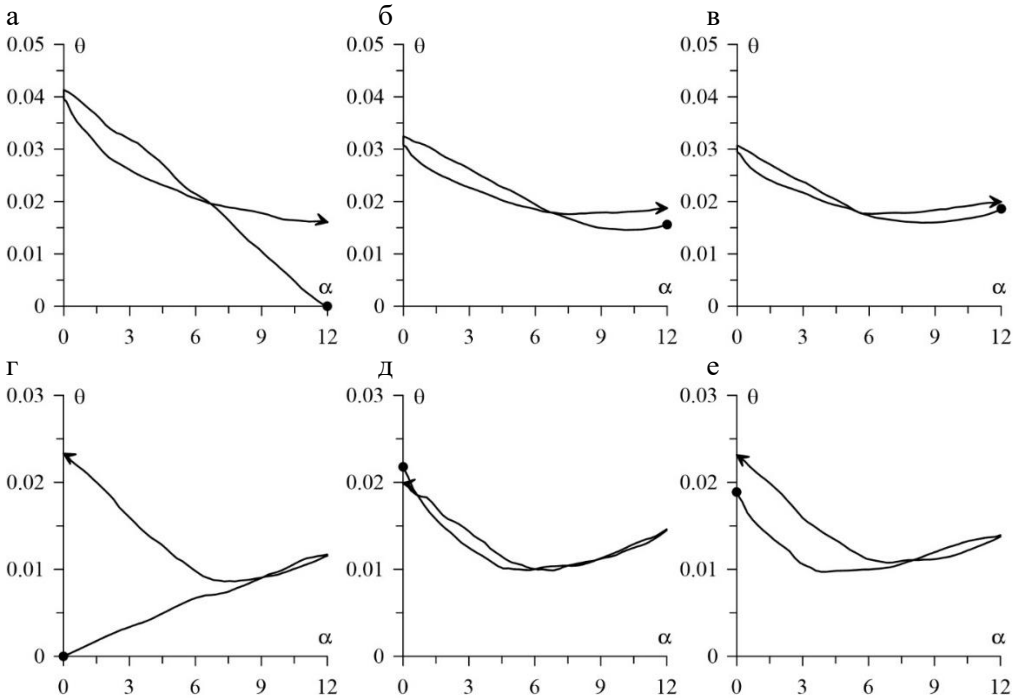


Рис. 4. Изменение относительного объема образца сыпучего материала за три цикла деформирования первого (а – в) и второго (г – е) опытов

В отличие от натурных испытаний, численный эксперимент позволяет фиксировать суммарные силовые нагрузки, действующие со стороны сыпучего материала на жесткие недеформируемые части границы, ограничивающие область деформирования, на всем протяжении расчета. На рис. 5 показаны графики изменения нормальной и касательной сил, действующих со стороны сыпучего материала на поворачивающуюся стенку за один цикл нагружения.

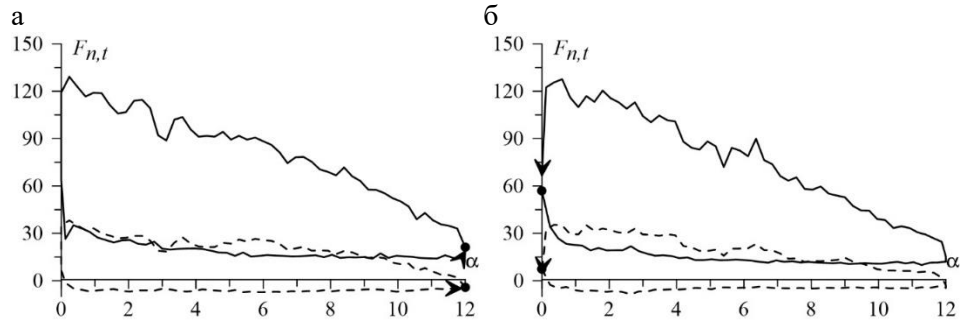


Рис. 5. Изменение нормальной (сплошная линия) и касательной (пунктирная линия) сил, действующей на подвижную стенку со стороны сыпучего материала в процессе нагружения для $\alpha_0 = 12°$ (а) и $\alpha_0 = 0$ (б)

Выводы. Деформирование сыпучей среды циклически поворачивающейся подпорной стенкой сопровождается изменением объема (плотности) материала в очаге деформации, размеры которого зависят от начальной формы образца и числа циклов нагружения.

Представлена плоская модель деформирования сыпучего материала, ограниченного поворачивающейся подпорной стенкой. Продемонстрировано возникновение локализованных режимов деформирования. Показана силовая нагрузка, действующая со стороны материала на подпорную стенку в процессе нагружения.

Благодарности. Работа выполнена в рамках проекта фундаментальных научных исследований (ФНИ); № государственной регистрации АААА-А17-117121140065-7.

Библиографический список

1. Клейн Г.К. Расчет подпорных стен. – М.: Высшая школа, 1964. – 196 с.
2. Иванов П.Л. Грунты и основания гидротехнических сооружений. Механика грунтов. – 2-е изд., перераб. и дополн. – М.: Высшая школа, 1991. – 447 с.
3. Соколовский В.В. Статика сыпучей среды. Изд. третье, дополн. – М.: Физматгиз, 1960. – 240 с.
4. Зарецкий Ю.К., Ломбардо В.Н. Статика и динамика грунтовых плотин. – М.: Энергоатомиздат, 1983. – 256 с.
5. Бишоп А.У. Параметры прочности при сдвиге ненарушенных и перемятых образцов грунта // Определяющие законы механики грунтов. – М.: Мир, 1975. – С. 7–75.
6. Лавриков С.В., Микенина О.А., Ревуженко А.Ф. О распределении напряжений в породном массиве вблизи дизъюнктивного нарушения // Наукоемкие технологии разработки и использования минеральных ресурсов. – 2018. – № 4. – С. 32–37.
7. Revuzhenko A.F. Mechanics of Granular Media. Springer-Verlag, Berlin, Heidelberg, 2006, 380 p.
8. Косых В.П. Экспериментально исследование изменения плотности сыпучего материала при циклическом деформировании // ФТПРПИ. – 2012. – №6. – С. 56–62.
9. Бобряков А.П., Косых В.П. Исследование локальной плотности сыпучих геоматериалов при допредельном деформировании / Геодинамика и напряженное состояние недр Земли. Труды Всероссийской конференции с участием иностранных ученых. Новосибирск, изд-во ИГД СО РАН. – 2013.
10. Бобряков А.П., Косых В.П. Экспериментальное исследование течения сыпучей среды при вращательном движении подпорной стенки и поступательном перемещении шероховатой пластины / Численные методы решения задач теории упругости и пластичности: Тезисы докл. XXIII Всероссийской конференции, Барнаул, 26–28 июня 2013 / Под ред. акад. В.М. Фомина. Новосибирск: Параллель, 2013. - С. 26–28.
11. Клишин С.В. Численный анализ движения сыпучего материала за подпорной стенкой // Фундаментальные и прикладные вопросы горных наук. – 2014. – № 1. – Т. 1. – С. 128–134.
12. Клишин С.В., Ревуженко А.Ф. Численное исследование пластического поведения сыпучих сред при деформировании с изломами траекторий нагружения // ФТПРПИ. – 2015. – № 5.- С. 108–114.
13. Клишин С.В., Клишин В.И., Опрук Г.Ю. Математическое моделирование гравитационного движения разупрочненнной горной массы в технологии с выпуском подкровельной толщи // Наукоемкие технологии разработки и использования минеральных ресурсов. – 2018. – №4. – С. 80–85.

УДК 622.012.2

О ПОДХОДЕ К МНОГОВАРИАНТНОМУ АНАЛИЗУ РОБОТИЗАЦИИ ТЕХНОЛОГИЙ ПРОХОДКИ

[1, 2] Николаев П.И., [1, 2] к.т.н. Зиновьев В.В., [1, 2] к.т.н. Стародубов А.Н.
1 - Федеральный исследовательский центр угля и углехимии СО РАН, г. Кемерово, Россия
2 - Кузбасский государственный технический университет им. Т. Ф. Горбачёва, г. Кемерово, Россия

Аннотация: В работе обоснована многовариантность автоматизации и роботизации ведения проходческих горных работ. Выделены уровни автоматизации процессов. Представлена схема системы имитационного моделирования, позволяющая выбрать оптимальный вариант автоматизации на основе совместного использования методов системного подхода, имитационного моделирования и эволюционного алгоритма.

Ключевые слова: имитационное моделирование, роботизация, автоматизация, проходческие работы, оптимизация, эволюционный алгоритм.

Угледобывающая отрасль остаётся самой травмоопасной несмотря на планомерное снижение данных показателей с пиковых значений 90-ых годов [1]. Увеличивается число подземных горных выработок с неблагоприятными горно-геологическими условиями. Большинство внезапных выбро-

сов угля и газа, пожаров, обрушений кровли и прочих аварийных ситуаций приходится на призабойные части выработок, что негативно отражается на показателях смертельного травматизма шахтеров [2]. Актуальным является разработка технологий, исключающих постоянное нахождение горнорабочих в забое.

Одним из способов исключить присутствие шахтёров в забое является передача части их деятельности механизмам и роботам. И если при очистных работах больший функционал уже выполняется автономно действующими машинами, при проходческих работах автоматизация или роботизация внедрена в меньшей степени. Появляются научные работы по реализации проекта «цифровая шахта», в котором горнорабочие будут выступать только в качестве контролёров работы роботизированных горных машин [3, 4].

В Институте угля ФИЦ УУХ СО РАН выполнялся системный анализ технологических операций проходческих работ буровзрывным и комбайновым способом [5]. На основании анализа выделено пять принципиально разных уровней автоматизации горных машин.

Уровень 1. Отсутствие автоматизации. Все технологические операции (визуальный обзор выработки, ориентация и контроль за перемещением горной техники в пространстве, рабочие операции) выполняются горнорабочим. Данный уровень характеризуется постоянным нахождением горнорабочих в забое, низкими затратами на реализацию и обычной скоростью выполнения технологических операций.

Уровень 2. Дистанционное управление. Все технологические операции осуществляются непосредственно горнорабочим, но визуальный обзор выработки производится либо с дистанции, либо посредством видеокамеры. Данный уровень автоматизации характеризуется небольшим присутствием горнорабочих в забое, низкими затратами на реализацию и замедлением исполнения технологических операций. Дистанционный контроль за выполнением горнопроходческих работ увеличивает время, так как изображение со статичной точки не позволяет получить горнорабочему полной картины происходящего.

Уровень 3. Реализация «технического зрения». Сканирование окружающего пространства производится средствами «технического зрения» – лазерными сканерами или эхолотами. Горнорабочему, дистанционно управляющему горной машиной с «техническим зрением», показывается 3D-модель выработки, и он дистанционно управляет горной машиной. Преимущество данного способа по сравнению с дистанционным управлением через видеокамеру в том, что «техническое зрение» даёт более точное изображение по сравнению с видеокамерой, что позволяет рабочему точнее выполнять технологические операции. Недостаток такого способа в том, что он значительно дороже уровней 1 и 2.

Уровень 4. Реализация «технического зрения» и автоматического перемещения горной техники. При таком уровне автоматизации горные машины с помощью «технического зрения» автоматически сканируют окружающую местность, с помощью нейронных сетей распознают полученную 3D-модель окружающей местности и автоматически осуществляют перемещение по выработкам по заданным горнорабочим траекториям. Горнорабочий лишь контролирует перемещение горной машины, а основные технологические операции выполняет дистанционно. Данный уровень автоматизации отличается повышенной скоростью перемещения горных машин (так как управление скоростями оптимизируется), а также повышенной стоимостью исполнения по сравнению с уровнями 1-3.

Уровень 5. Полная автоматизация горной техники. При данном уровне горные машины автоматически выполняют все технологические операции: с помощью «технического зрения» сканируют горные выработки, с помощью нейросетей распознают объекты, в них находящиеся, автономно выполняют перемещение по выработкам и основные технологические операции. Горнорабочий в данном случае выполняет роль контролёра и может следить за работой сразу нескольких горных машин. Данный вариант является самым затратным из-за использования высокостоимостных комплектующих: лазерный сканер или эхолот, нейронная сеть, компьютерная система управления горной машиной. Он подразумевает почти полное исключение нахождения горнорабочих в забое, а также высокую скорость исполнения технологических операций за счёт оптимизации режимов работы роботизированного оборудования.

Данные уровни автоматизации выделены для каждой отдельной горной машины, используемой для выполнения одного производственного процесса. Если учесть, что в проходческих работах буровзрывным способом четыре основных технологических процесса (бурение, заряжание, погрузка и крепление), а комбайновым способом – три (отбойка, погрузка, крепление), получаем для

буровзрывной технологии $5^4 = 625$ вариантов роботизации и для комбайновой технологии $5^3 = 125$ вариантов роботизации.

В Институте угля ФИЦ УУХ СО РАН создана база данных горного оборудования для ведения проходческих работ [6], содержащая 153 единицы имеющихся на рынке моделей горных машин. Также в базе данных содержатся параметры горного оборудования и его стоимость. Модели машин в базе данных сгруппированы в отдельные таблицы, из них можно выбрать подходящие для заданных горно-геологических и горнотехнических условий оборудование. Множество моделей горного оборудования порождают вариативность при его выборе для производства, вплоть до нескольких тысяч.

При проектировании роботизированных технологий проходческих работ вариативность при выборе горного оборудования мультипликативно накладывается на вариативность при выборе уровней его автоматизации. В итоге число вариантов роботизации проходческой геотехнологии может достигать до миллиона, что значительно затрудняет нахождение среди них варианта, оптимального по показателям эффективности.

В Институте угля разработана методика, позволяющая выбрать оптимальное решение. В её основе лежит принцип совместного использования системного анализа, имитационного моделирования и эволюционного алгоритма. Методика состоит из следующих этапов.

1) Представление горнопроходческих работ с точки зрения системно-функционального подхода. Атомарным звеном такого представления являются технологические операции, выполняемые горнорабочими и горными машинами.

2) Поиск средств механизации, автоматизации и роботизации горных работ. Весь перечень найденной техники связывается с технологическими операциями, найденными на этапе 1.

3) Формирование множества автоматизированных и роботизированных комплектов горного оборудования для заданных горно-геологических и горнотехнических условий. Производится путём назначения на технологические операции, найденные в пункте 1, горного оборудования и средств его автоматизации и роботизации, найденных в пункте 2.

4) Выбор из множества автоматизированных и роботизированных комплектов горнопроходческого оборудования оптимального по показателям стоимости и скорости ведения проходческих работ, а также среднему времени нахождения горнорабочих в забое.

Во время последнего этапа возникают две задачи вычислительного плана. Во-первых, аналитическое вычисление показателей эффективности каждого комплекта горного оборудования не учитывает динамику и стохастическую природу горных работ. Во-вторых, большое число вариантов автоматизированной или роботизированной проходки (до миллионов) не поддаётся полному перебору.

Для получения приемлемой оценки показателей эффективности ведения проходческих работ (с погрешностью до 5%) с низкими затратами машинного времени, учётом динамики ведения проходческих работ и их стохастической природы использован имитационный подход. Каждый просчитываемый вариант оценивается по его имитационной модели на языке имитационного моделирования GPSS World. В состав имитационной модели входят сегменты «задание внешних условий», «отбойка горной массы», «погрузка горной массы», «крепление выработки», «вспомогательные работы», «подсчёт показателей эффективности производства и запись их в текстовый файл», «отсчёт времени моделирования».

Во избежание полного перебора вариантов ведения проходческих работ используется эволюционный алгоритм [7]. Он позволяет значительно сократить (до 100 раз) число перебираемых вариантов, но на выходе получить либо оптимальный, либо близкий к оптимальному вариант ведения проходческих работ. В рамках алгоритма параметры горного оборудования кодируются в «генетический код», а затем проходят серию обмена генетическим кодом, «вымирания» неэффективных и «размножения» эффективных особей. В итоге на выходе алгоритма остаются самые «приспособленные» к ведению проходческих работ комплекты горного оборудования, из которых выбирается оптимальный или субоптимальный.

Разработана структурная схема программного комплекса, работающего на основании показанной методики. Работа системы заключается во взаимодействии трёх модулей, представленных на рис. 1, с горным инженером или другим пользователем.

Пользователь через специальный интерфейс задаёт горно-геологические и горнотехнические условия ведения проходческих работ, а также показатели эффективности (стоимость, скорость,

число горнорабочих в забое), которые должны быть учтены при оптимизации выбора технико-организационного варианта. Эти данные передаются в модуль оптимизации, который организован по принципу эволюционного алгоритма.

Рис. 1. Структурная схема системы имитационного моделирования технологий проведения горных выработок буровзрывным и комбайновым способами

В рамках работы модуля оптимизации идёт совершенствование «генетического кода» комплектов проходческого оборудование, каждый вариант которого оценивается в модуле имитационного моделирования. По окончанию работы эволюционного алгоритма параметры комплекта горного оборудования с оптимальными показателями эффективности экспортируются в модуль визуализации. Там формируется анимационная модель полученного варианта ведения проходческих работ с отображением параметров проходки. В итоге в интерфейс пользователя выводится параметры оптимального варианта ведения проходческих работ, сопровождающиеся анимацией для наглядного представления исполнения производственных процессов.

Выводы. Таким образом, создан проект программного обеспечения, позволяющего произвести рациональную автоматизацию или роботизацию горнопроходческих работ с учётом нетрадиционных эффективных вариантов, стохастической природы и динамики ведения горных работ. Его использование при проектировании горного производства позволит повысить скорость и безопасность ведения проходческих работ, а также приблизиться к реализации проекта «цифровая шахта».

Библиографический список

1. Хорошилов, А.В. Основные причины травматизма на шахтах Кузбасса в конце XX – начале XXI вв. / А. В. Хорошилов, А. В. Тараканов // Вестник КемГУ. – 2010. – № 3 (43) – с. 215-218.

2. Кочеткова Е. А. Метод оценки эффективности управления охраной труда угольных шахт на основе учета зависимости рисков профзаболеваемости и травматизма от финансовых затрат [Текст]: дис.....канд. техн. наук: 05.26.01.

3. Плакиткин Ю. А. Программа «Индустрия 4.0» и «Цифровая экономика Российской Федерации» – возможности и перспективы в угольной промышленности / Ю. А. Плакиткин, Л. С. Плакиткина // Горная промышленность. – 2018. – №1. – С. 22-28.

4. Мирошниченко А. Н. Безопасность под землей и на земле: как лидеры горного машиностроения повышают безопасность своего оборудования / А. Н. Мирошниченко, А. И. Братченко // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). – 2016. – №8. – с. 87-92.

5. Zinov’ev V. V., Mayorov A. E., Starodubov A. N. and Nikolaev P. I. System approach to automation and robotization of drivage. IOP Publishing Ltd: IOP Conference Series: Earth and Environmental Science, Volume 134, conference 1, 012042.

6. Sinoviev V. V. and oth. Simulation system for optimizing technical and organizational variants in coalmining production / proceedings of the international conference "Actual issues of mechanical engineering" (AIME 2018). – 2018. – V. 157. – p. 579-583.

7. Barricelli, N. A. Esempi numerici di processi di evoluzione (Numerical examples of evolution processes). – Methodos: 1954. – p. 45-68.

УДК 622.831.322:004.942

ЧИСЛЕННОЕ МОДЕЛИРОВАНИЕ ВЗАИМОДЕЙСТВИЯ ФИЛЬТРАЦИИ МЕТАНА И ДЕФОРМИРОВАНИЯ МАССИВА ГОРНЫХ ПОРОД ПРИ ОТРАБОТКЕ МЕТАНОНОСНЫХ ПЛАСТОВ

[1]д.т.н. Фрянов В.Н., [1]д.т.н. Павлова Л.Д., [1]к.т.н. Петрова О.А., [2]С.Н. Ширяев
Сибирский государственный индустриальный университет, г. Новокузнецк, Россия

Аннотация. В настоящей статье проведены результаты первого этапа теоретического исследования и математического моделирования взаимодействия геомеханических и фильтрационных процессов в углеметановых пластах при отработке их в гравитационном и неравномерном геотектоническом полях напряжений. По результатам численного моделирования выявлены особенности распределения отношения остаточной прочности угольного пласта к исходной, смещений и давления метана в массиве горных пород при разных коэффициентах бокового давления в нетронутом геомассиве.

Ключевые слова: угольный пласт, метан, напряжения, давления метана, коэффициент бокового давления, подземная выработка, численное моделирование.

Введение. Решение проблемы эффективной и безопасной отработки свиты метаноносных угольных пластов тесно связано с необходимостью предварительной дегазации месторождений. Однако традиционные технологии дегазации базируются на эмпирических зависимостях и производственном опыте, так как отсутствуют результаты фундаментальных исследований взаимодействия геомеханических и фильтрационных процессов для обоснования перехода метана из гидратного в газообразное состояние при изменчивости горно-геологических условий, природного поля напряжений.

Решение проблемы повышения эффективности дегазации при отсутствии теоретического обоснования процессов проявления горного давления, изменения проницаемости угольных пластов, пористости, фильтрации флюидов, механодеструкции угольной матрицы оказалось весьма сложным. Это подтверждено практикой ведения горных работ на шахтах и результатами исследований. В статье [1] приведены результаты анализа эффективности дегазации угольных шахт Кузбасса за период 2000-2011 гг. Установлено, что коэффициент эффективности дегазации составляет 28%. При применении комбинированной схемы проветривания этот коэффициент достигает 55%. В среднем по шахтам Кузбасса эффективность дегазации составляет 30%, а при подземной разработке пластов выделяется в среднем 18,6 м^3 метана на тонну добытого угля, что является ограничением производительности современного высокопроизводительного оборудования.

Актуальность проблемы теоретических и аналитических исследований взаимодействия процессов фильтрации метана и деформирования массива горных пород при отработке метаноносных пластов в сейсмически активных районах обусловлена высоким риском возникновения аварий и инцидентов и ограничениями работы высокопроизводительного оборудования по газовому фактору в угольных шахтах. В подготовительных забоях угольных шахт до 67% фонда рабочего времени связано с проведением профилактических мероприятий по дегазации угольных пластов и обеспечением регламентированных нормативными документами параметров шахтной атмосферы.

Целью исследований является повышение безопасности и эффективности технологии выемки высокогазоносных угольных пластов в сейсмически активных районах посредством использования выявленных закономерностей взаимодействия фильтрации метана и деформирования массива горных пород.

Для достижения цели проведены комплексные исследования с использованием результатов численного моделирования и шахтных измерений параметров геомеханических и газодинамических процессов с настройкой входных параметров математической модели по результатам натурного эксперимента.

Объектом исследования являются процессы фильтрации и деформирования в массиве горных пород шахт Кузбасса.

По результатам анализа литературных источников и патентов выявлены следующие перспективные направления развития способов и средств управления метановыделением и взаимодействующими геомеханическими и фильтрационными процессами в массиве горных пород угольных шахт [2-7]:

- применение поинтервального гидроразрыва пласта с расстоянием между трещинами гидроразрыва 10÷15 м;

- применение поинтервального гидроразрыва пласта с использованием жидкости Novec 1230;
- создание противофильтрационных экранов в породном массиве для герметизации дегазационных скважин;
- применение двухкомпонентного состава для предотвращения воспламенения и взрыва метановоздушных смесей;
- использование энергии горного давления для повышения проницаемости угольных пластов;
- применение плазменно-импульсного воздействия на угольный пласт с целью повышения его проницаемости.

Для обоснования параметров указанных способов и средств повышения газоотдачи метаноносных пластов необходимо изучить следующие процессы в массиве горных пород:

- условия перехода клатратов в газообразное состояние: давление, температура, механодеструкция и др.
- движение флюидов по транспортным каналам при воздействии на породный массив внешних условий;
- механизм изменения проницаемости и пористости угля при внешних воздействиях;
- закономерности движения газожидкостной среды в массиве горных пород при изменении его проницаемости, пористости, температуры.

Хотя в настоящее время в технической литературе указанные задачи решаются как аналитическими, так и эмпирическими методами, полезные для горной практики результаты пока не получены. Поэтому в настоящей работе для выявления основных закономерностей указанных процессов проведены вычислительные эксперименты посредством совместного решения геомеханической и фильтрационной задач в соответствии с графом вариантов (рис. 1) с использованием авторского комплекса программ [8-10].

Рис. 1. Граф вариантов вычислительных экспериментов

Методы исследования. Для исследования деформационных процессов математическая модель строится в виде краевой задачи теории упругости в виде системы дифференциальных уравнений: уравнений равновесия, геометрических уравнений совместности деформаций и перемещений, физических уравнений (закон Гука), которые замыкаются кинематическими граничными условиями.

Для количественного прогнозирования параметров газофильтрационных процессов, расчёта давления и дебита метана в сплошном газоносном газонасыщенном углепородном массиве, осложнённым природными поверхностями ослабления, приняты дифференциальные уравнения механики дискретной среды с переменными граничными условиями и изменением полей напряжений под влиянием горных выработок, уравнения неразрывности многомерного потока движения газа, уравнения Дарси, Клапейрона при движении глубинного метана по тектоническим трещинам и горным выработкам под влиянием искусственной дегазации.

Практика численного моделирования подтверждает, что практически не удаётся получить прогнозируемые параметры и зависимости, адекватные реальным [11]. Это связано как с несовершенством математических моделей газофильтрационных процессов, так и несоответствием результатов измерений природной метаноносности угольных пластов, например по остаточному содержанию метана в лабораторных образцах. Поэтому алгоритм разрабатываемой математической модели нелинейной фильтрации метана в иерархически структурированном блочном углепородном массиве должен быть таким, чтобы обеспечивалась настройка параметров модели по результатам

натурных измерений, в том числе по данным автоматизированного цифрового мониторинга параметров шахтной атмосферы.

Для численной модели приняты следующие исходные данные по шахте «Полосухинская» (Кузбасс): отрабатываемый пласт 26а; мощность пласта m=2,00 м, максимальная глубина разработки H=650 м, длина лавы L=200 м, угол падения пласта α=8°, предел прочности угля при одноосном сжатии $\sigma_{сж}$=8 МПа, средняя плотность пород γ=2500 кг/м^3, длина двумерной модели 1000 м; количество породных слоев и угольных пластов в двумерной модели 100.

Результаты и всестороннее рассмотрение вопроса. На первом этапе проводился расчёт в гравитационном и геотектоническом полях природных напряжений. Граничные условия на боках модели принимались в соответствии с величиной коэффициента бокового распора λ согласно гипотезе А. Н. Динника [12].

Вариант распределения вертикальных и горизонтальных напряжений в нетронутом массиве при разных коэффициентах бокового распора представлен на рис. 2.

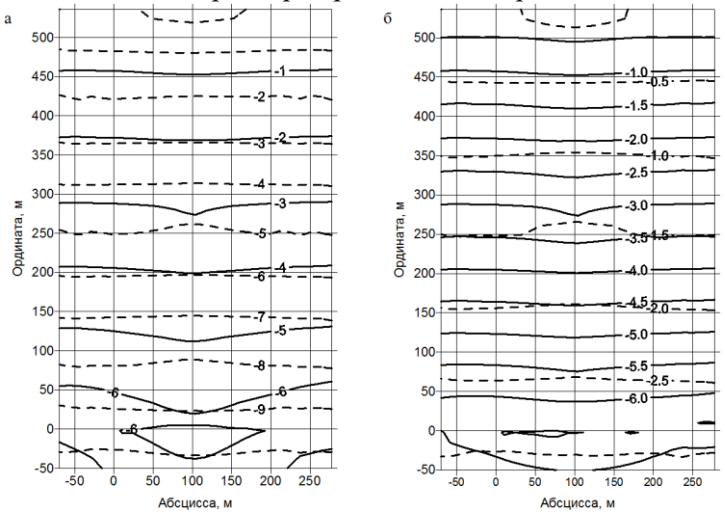


Рис. 2. Изолинии распределения вертикальных (сплошные линии) и горизонтальных (пунктирные линии) напряжений (МПа) в нетронутом массиве горных пород: а - коэффициент бокового давления λ=1,5; б - коэффициент бокового давления λ=0,5

По результатам численного моделирования в слоистом горном массиве с учетом гравитационного и геотектонического полей напряжений вне зоны влияния горных выработок выявлены следующие закономерности распределения смещений, напряжений и деформаций в массиве горных пород при различных вариантах эпюр горизонтальных сил на боках модели:

– при приложении боковой нагрузки по треугольной эпюре распределения горизонтальных сил величины горизонтальных смещений уменьшаются пропорционально коэффициенту бокового давления, а вертикальные смещения в средней части модели, наоборот увеличиваются;

– при воздействии на модель боковой нагрузки по прямоугольной эпюре распределения горизонтальных сил горизонтальные смещения по высоте модели почти не изменяются и пропорционально зависят от коэффициента бокового давления, по ширине модели горизонтальные смещения изменяются пропорционально коэффициенту бокового давления, на вертикальные смещения изменения коэффициента бокового давления почти не влияют.

Для сравнения проведено моделирование напряженно-деформированного состояния в окрестности горных выработок при длине выработки 200 м и варьировании коэффициента бокового давления λ в пределах 0,5- 1,5. На рис. 3 приведён один из результатов распределения напряжений в массиве горных пород при коэффициенте бокового давления λ=0,5.

На основе анализа полученных результатов установлено, что:

- вертикальные смещения пород кровли движущегося очистного забоя располагаются ассиметрично относительно вертикальной оси выработанного пространства вследствие проявления ползучести угля и пород во времени;

- вектор горизонтальных смещений направлен к середине выработанного пространства и в сторону очистного забоя, над выработанным пространством изолинии смещений пород имеют форму свода, что соответствует результатам натурных наблюдений многими исследователями [13, 14];

- отношение высоты зоны трещинообразования в подработанных породах к ширине выработанного пространства равно 0,35, что соответствует нормативному документу [15].

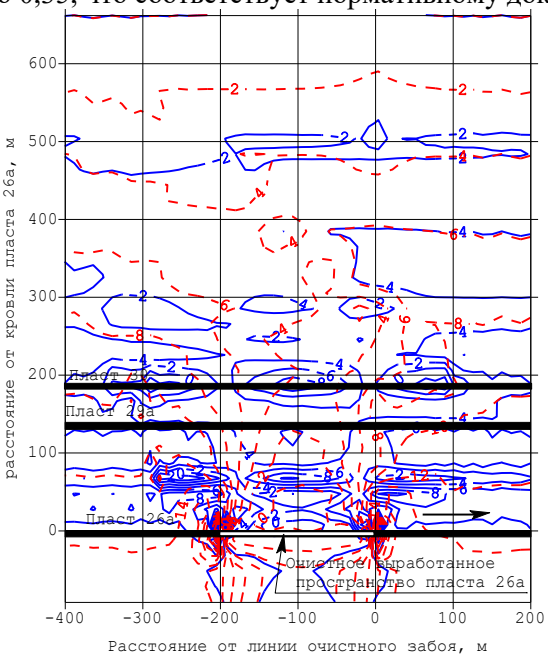
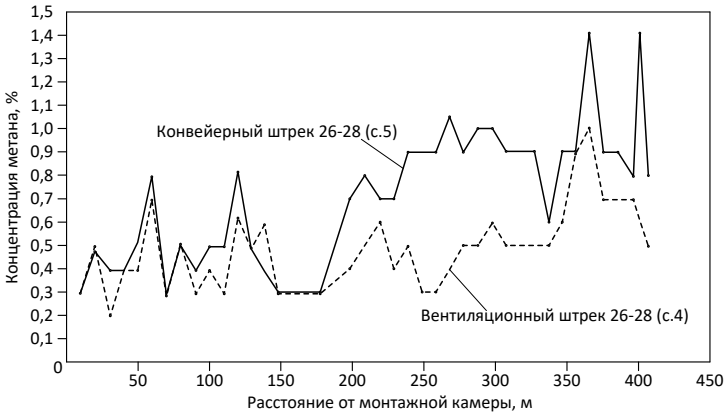


Рис.3. Изолинии распределения вертикальных (пунктирные линии) и горизонтальных (сплошные линии) напряжений (МПа) в зоне влияния очистного выработанного пространства пласта (λ=0,5)

Выявлена неизвестная ранее закономерность возникновения в геотектоническом поле напряжений высоких сжимающих вертикальных и горизонтальных напряжений в подработанных угольных пластах на расстоянии 80 и 180 м от кровли отрабатываемого пласта, что соответствует координатам положения подрабатываемых пластов 30 и 29а. Наличие таких зон объемного сжатия при подработке угольных пластов-спутников может привести к условиям, благоприятным для формирования газовых коллекторов и промышленной добычи метана.

Сравнительный анализ распределения вертикальных и горизонтальных напряжений и деформаций подтверждает, что в краевой части отрабатываемого пласта возникают большие вертикальные сжимающие напряжения (до 28 МПа) и горизонтальные растягивающие напряжения (до 12 МПа). В этой зоне вследствие больших растягивающих напряжений должна происходить дезинтеграция угля, изменение проницаемости и пористости краевой части угольного пласта, что на практике подтверждается интенсивным отжимом угля в очистном забое и выделением метана.

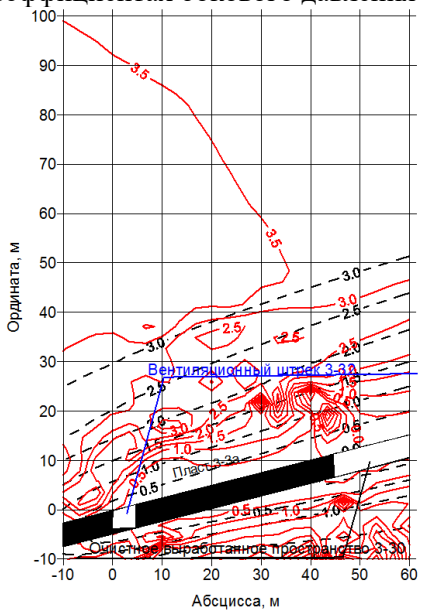
Для решения газофильтрационной задачи в пакеты программ включены модули расчёта давления метана при влиянии гравитационного и геотектонического полей напряжений. Для настройки входных параметров математической модели и оценки адекватности получаемых результатов моделирования использованы шахтные измерения параметров шахтной атмосферы. В качестве примера на рис. 4 приведены графики динамики концентрации метана, подтверждающие неравномерность и волнообразность выделения метана [16].



с.4, с.5 – номера наблюдательных станций

Рис. 4. Графики зависимости концентрации метана в исходящих струях от расстояния до монтажной камеры, выемочный участок 26-30, шахта «Абашевская», Кузбасс [15]

Проведены вычислительные эксперименты для определения геомеханических и газофильтрационных параметров при разных вариантах граничных условий и пространственного положения выработок. Один из вариантов распределения давления метана в окрестности очистного выработанного пространства при разных коэффициентах бокового давления представлен на рис. 5.



пунктирные линии – давление метана в гравитационном поле напряжений (λ=0,5);
сплошные линии – давление метана в геотектоническом поле напряжений (λ=2,0)

Рис. 5. Изолинии распределения давления метана (МПа) в неоднородном геомассиве при совокупном влиянии вентиляционного штрека 3-32 и очистного выработанного пространства выемочного столба 3-30

По результатам численного моделирования установлено:

- наиболее существенное изменение характера распределения давления метана в геотектоническом поле происходит в породах почвы и кровли отрабатываемого пласта;
- влияние горных выработок на давление метана в кровле пласта прослеживается на расстояние до 200 м, что соответствует высоте зоны трещинообразования h=35-40 m, где m – вынимаемая мощность пласта;
- влияние геотектонического поля напряжений на изменения давления метана по сравнению с гравитационным полем напряжений выявлено на расстоянии 130 м, то есть около 25-30 m;
- распределение давления метана в краевых участках отрабатываемого пласта и в зоне влияния угольного целика крайне неравномерное, наибольшая неравномерность наблюдается при воздействии геотектонического поля;
- вблизи очистного выработанного пространства давление метана близкое к нулю, а в краевых участках пласта давление метана возрастает, что следует объяснить закрытием трещин и снижением пористости угля и пород под влиянием преобладающих горизонтальных напряжений по сравнению с напряжениями в гравитационном поле;
- максимальный градиент перепада давления метана зафиксирован над и под краевой частью пласта только в геотектоническом поле напряжений.

Выводы. Основные научные результаты, выводы и рекомендации заключаются в следующем. Разработан и адаптирован для решения поставленных научных задач комплекс проблемно-ориентированных программ для количественного прогнозирования параметров деформационных и фильтрационных процессов.

Выявлены закономерности взаимодействия процессов фильтрации метана и деформирования массива горных пород при отработке метаноносных пластов в сейсмически активных районах.

Определены условия формирования опасных зон в газонасыщенном геомассиве на основе критерия разрушения пород: в зоне растяжения – по растягивающим напряжениям, превышающим предел прочности пород при растяжении; в зоне сжатия – по сумме сжимающих напряжений и давления метана, превышающих 70% начальной прочности пород при сжатии.

Благодарности. Статья подготовлена при финансовой поддержке Российского фонда фундаментальных исследований в рамках научного проекта 18-45-420003 р_а и по соглашению № 17 от 24-07-2018

Библиографический список

1. Плаксин М.С. Особенности развития динамических газопроявлений при проведении подготовительной выработки/ М.С. Плаксин, А.А. Рябцев// Наукоёмкие технологии разработки и использования минеральных ресурсов: сб. науч. ст. Новокузнецк, СибГИУ. 2017. С. 67-73.
2. Рубан А.Д. Подготовка и разработка высокогазоносных угольных пластов / А.Д. Рубан, В.Б. Артемьев, В.С. Забурдяев [и др.]. – М.: Горная книга, 2010. – 500 с.
3. Дегазация газа метана из угольных пластов и вмещающих пород на шахтах Кузбасса. История. Действительность. Будущее // А.В. Ремезов [и др.]. - Кемерово, 2012. – 848 с.
4. Агеев П.Г. Плазменно-импульсное воздействие – инновационный подход к добыче традиционных и нетрадиционный подход к добыче традиционных и нетрадиционных углеводородов и заблаговременной дегазации угольных пластов / П.Г. Агеев, Н.П. Агеев, Д.П. Агеев, А.С. Десяткин, А.Ф. Пащенко // Бурение и нефть. – 2016. - №7-8. – С. 34-40.
5. Метан и выбросоопасность угольных пластов/ С.А. Шепелева, В.В. Дырдин, Т.Д. Ким, В.Г. Смирнов, Т.Н. Гвоздкова. – Томск: Изд-во Томского ун-та, 2015. - 180 с.
6. Интенсификация дегазации угольного пласта на основе учёта его геомеханического состояния в условиях нестационарных механических и сорбционных деформаций / Г.Г. Каркашадзе, С.В. Сластунов, Каркашадзе Г.Г., Сластунов С.В., Г.П. Ермак, Е.В. Мазаник // Уголь. 2015. №11. С. 62-65.
7. Пат. 2520669, Россия, МПК E21F7/00. Способ дегазации угольного пласта / Федеральное государственное бюджетное учреждение Институт горного дела им. Н.А. Чинакала Сибирского отделения Российской академии наук; заявл. 21.08.2012; опубл. 20.01.2013.
8. Белый А.М. Обоснование использования программной среды для моделирования процесса миграции флюидов при техногенном воздействии на геомассив / А.М. Белый, Л.Д. Павлова // 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. 160 – 165.
9. 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. / В.Н. Фрянов, О.А. Петрова, Т.В. Петрова // Хроники объединённого фонда электронных ресурсов «наука и образование» № 08-09 (75-76) август-сентябрь 2015.
10. Цветков А.Б. Разработка комплекса программ для исследования нелинейной математической модели напряженно-деформированного состояния газоносного геомассива / А.Б. Цветков, Л.Д. Павлова // 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. 175 – 178.
11. Цветков А.Б. Численное моделирование распределения метана при отработке свиты пластов / А.Б. Цветков, Л.Д. Павлова // В мире научных открытий. – Красноярск, 2014. – № 2.1(50). – С. 815 – 827.
12. Динник А.Н., Моргаевский А.Б., Савин Г.Н. Распределение напряжений вокруг подземных горных выработок/ А.Н. Динник, А.Б. Моргаевский, Г.Н. Савин. - М.: АН СССР, 1938. – 55с.
13. Фисенко Г.Л. Предельные состояния горных пород вокруг выработок / Г.Л. Фисенко. - М.: Недра, 1976. – 272 с.
14. Борисов А.А. Механика горных пород и массивов / А.А. Борисов. – М.: Недра, 1980. – 305 с.
15. Правила охраны сооружений и природных объектов от вредного влияния подземных горных выработок на угольных месторождениях. – СПб.: ВНИМИ, 1988. – 291 с.
16. Радиковский М.И. Разработка метода прогноза зон интенсивного метановыделения при активизации геотехнических процессов в угольных шахтах; Автореф. дисс. канд. техн. наук. / Институт угля и углехимии СО РАН. – Кемерово: 1998. – 23 с.

УДК [622.285:622.834]:004.942

ЧИСЛЕННОЕ ИССЛЕДОВАНИЕ ВЛИЯНИЯ ДЛИНЫ КОНСОЛИ ЗАВИСАНИЯ ОСНОВНОЙ КРОВЛИ НА ГЕОМЕХАНИЧЕСКИЕ ПАРАМЕТРЫ ОЧИСТНОГО ЗАБОЯ

[1]д.т.н. Павлова Л.Д., [1]д.т.н. Фрянов В.Н., [2]Черепов А.А., [1]к.т.н. Петрова О.А., [1]Борзых Д.М., [1]Белый А.М.

1 - Сибирский государственный индустриальный университет, г. Новокузнецк, Россия

2 – ООО «Распадская угольная компания», г. Новокузнецк, Россия

Аннотация. В настоящей статье приведены результаты исследования влияния длины консоли зависания пород кровли над очистным выработанным пространством на геомеханические параметры в окрестности очистного забоя. Установлено влияние длины консоли на характер распределения напряжений и деформаций, нагрузок на секции механизированной крепи, просадок гидростоек, форму и размеры вывалов пород кровли и отжима угля с поверхности пласта в забое.

Ключевые слова: выемочный участок, угольный пласт, механизированная крепь, шаг обрушения пород кровли, напряжения, деформации, опорное горное давление, отжим угля.

Введение. Выемочный участок современной угольной шахты включает комплекс дорогостоящего высокопроизводительного оборудования. Для выбора такого оборудования на стадии разработки проектной документации необходимо учесть множество горно-геологических и горнотехнических факторов. Одним из таких факторов является тип кровли [1-3], определяющий длину шага периодического обрушения породных плит, нагрузки на секции механизированной крепи и параметры опорного горного давления в отрабатываемом угольном пласте. При глубине разработки до 300 м и рабочем сопротивлении секций крепи 6000-8000 кН влияние периодичности зависания и обрушения пород кровли было второстепенным. При увеличении глубины разработки до 600-700 даже при рабочем сопротивлении секций крепи 10000 кН возникли проблемы управления механизированной крепью и кровлей, что подтверждается посадками секций крепи «насухо», необходимостью присечки боковых пород, вывалами пород кровли, разрушением краевой части пласта на глубину более вынимаемой мощности слоя. Указанные события приводят к необходимости неплановых остановок очистных забоев для проведения специальных мероприятий, как следствие, снижение добычи.

Характер обрушения пород активной кровли в очистное выработанное пространство неоднократно изучался многими авторами на основе гипотез, результатов аналитических, численных и натурных исследований [1-8 и др.].

В статье [9] по результатам непрерывного автоматизированного мониторинга конвергенции кровли и почвы пласта с помощью датчиков, установленных в стойках крепи, выявлена закономерность распределения предвестников горных ударов по динамике конвергенции секций крепи. Новизной закономерности является обрушение подработанных пород кровли не по всей длине лавы, а волной. Области высокого давления в гидростойках перемещаются по длине лавы последовательно по падению или восстанию пласта. Однако ближайшие к сопряжениям лавы и штреков 10-30 секций всегда нагружены больше, чем секции в средней части лавы. Выявленная закономерность обрушения пород кровли волной по длине лавы, по-видимому, проявляется в длинных лавах. В коротких лавах происходит массовое обрушение пород по всей площади выработанного пространства с зависанием породных плит на краевых участках лавы.

Волнообразный характер обрушения пород кровли по длине лавы и по длине выемочного столба был доказан в работах А.А. Борисова [10]. Волновой характер обрушения пород кровли подтверждается результатами сейсмического мониторинга (GITS) состояния массива горных пород в пределах горного отвода шахты «Осинниковская» [11]. Динамика распределения сейсмических событий во времени и пространстве выемочного участка подтверждает наличие волн и периодичность пригрузки и разгрузки краевых участков пласта. Зарегистрированные сейсмические толчки позиционируются не только в зоне ведения очистных работ на выемочном участке, но и в пределах ранее отработанного выемочного столба, что свидетельствует об активизации процесса сдвижения подработанных пород на соседних выемочных участках.

В этой связи актуальными являются исследования влияния длины консоли зависания основной кровли на геомеханические параметры очистного забоя с целью разработки мероприятий, реализация которых обеспечит устойчивую и безопасную работу очистных забоев.

Методы исследования. Математическая модель для исследования деформирования массива горных пород в зоне влияния очистного забоя сформулирована в виде краевой задачи теории упругости граничными условиями второго типа. Численное моделирование осуществлялось методом конечных элементов с использованием авторского комплекса программ [12, 13]. Схема дискретизации модели массива горных пород на конечные элементы представлена на рис. 1.

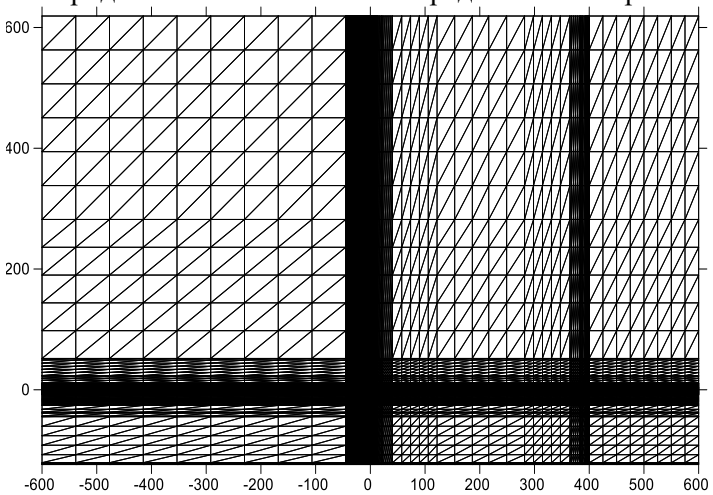


Рис. 1. Дискретная модель массива горных пород по вертикальному сечению по оси выемочного столба 4-1-5-6 пласта Е-5

Для исследования влияния шагов обрушения пород активной кровли и длины консоли её зависания на параметры горного давления в окрестности очистного забоя рассмотрен вертикальный разрез по оси выемочного столба 4-1-5-6 пласта Е-5 шахты «Осинниковская» в Кузбассе. Высота разреза принята равной 619 м от кровли пласта Е-5, ниже пласта включена зона надработки толщиной 120 м.

Общая высота модели равна 739 м. Длина модели по простиранию пласта равна 1200 м. Основные исходные значения моделей по вариантам представлены в табл. 1. Горно-геологические параметры угольного пласта и вмещающих пород приняты в соответствии с разрезами по геологоразведочным скважинам. Длина консоли зависания пород активной кровли изменялась в пределах 0 – 25 м с шагом 5 м. Абсцисса (горизонтальная ось на рис. 1) краевой части пласта в очистном забое во всех вариантах изменялась в соответствии с положением забоя от X=0 до -25 м с интервалом 5 м. Положение монтажной камеры соответствует абсциссе X=400 м. Подработанные породы кровли между монтажной камерой и границей обрушения предыдущей породной плиты активной кровли приняты разрушенными. Границы и углы линии обрушения подработанных пород кровли принимались в соответствии с Правилами охраны [14].

На модели кровля пласта Е-5 расположена на вертикальной оси с отметкой 0 м, очистной забой по горизонтальной оси на отметке абсциссе X=0 м, а монтажная камера на абсциссе X=400 м. Исходные данные и полученные геомеханические параметры представлены в таблице.

Таблица

Исходные данные и результаты моделирования напряжённо-деформированного состояния массива горных пород при разной длине консоли зависания активной кровли над очистным выработанным пространством

Наименование параметра	Номера вариантов длины породной консоли					
	6	7	8	9	10	11
Длина породной консоли $L_к$, м	0	5	10	15	20	25
Ширина зоны предразрушения угольного пласта впереди КМЗ	3,8	4,8	5,2	5,4	5,5	5,5
Глубина зоны предразрушения пород почвы под конвейером, м	0,1	0,2	0,4	0,5	0,5	0,5
Площадь вывала пород кровли в КМЗ, $м^2$	0,2	0,4	0,5	0,6	1,0	1,2
Конвергенция кровли и почвы пласта по линии забоя, мм	110	125	150	160	160	160
Конвергенция кровли и почвы пласта по оси гидростойки, мм	170	210	220	230	240	250

Минимальное давление жидкости в гидросистеме КМЗ, МПа	29	34	36	37	39	40
Коэффициент концентрации вертикальных напряжений в краевой части пласта	3,0	3.1	3,2	3,4	3,6	3,8
Ширина зоны интенсивного выделения метана в краевой части пласта, м	1,8	1,2	1,0	1,0	1,0	1,1
Нагрузка на секцию механизированной крепи, кН	7290	8551	9054	9305	9808	10060

Результаты и всестороннее рассмотрение вопроса. Наиболее представительными для оценки устойчивости краевой части угольного пласта и пород кровли в окрестности очистного забоя является отношение остаточной прочности угля и пород к исходной. На рис. 2 приведено сравнение графиков отношения остаточной и начальной прочности угля и пород при длине консоли 0 м (рис. 2 а) и 25 м (рис. 2 б).

Согласно характеру распределения отношения остаточной прочности угля и пород к исходной (рис. 2) и данным таблицы при увеличении длины консоли зависающих за секциями механизированной крепи пород кровли от 0 до 25 м расширяется площадь зоны разрушения краевой части пласта в 1,8 раза, возникают трещины и блоки в породах кровли и почвы.

а б

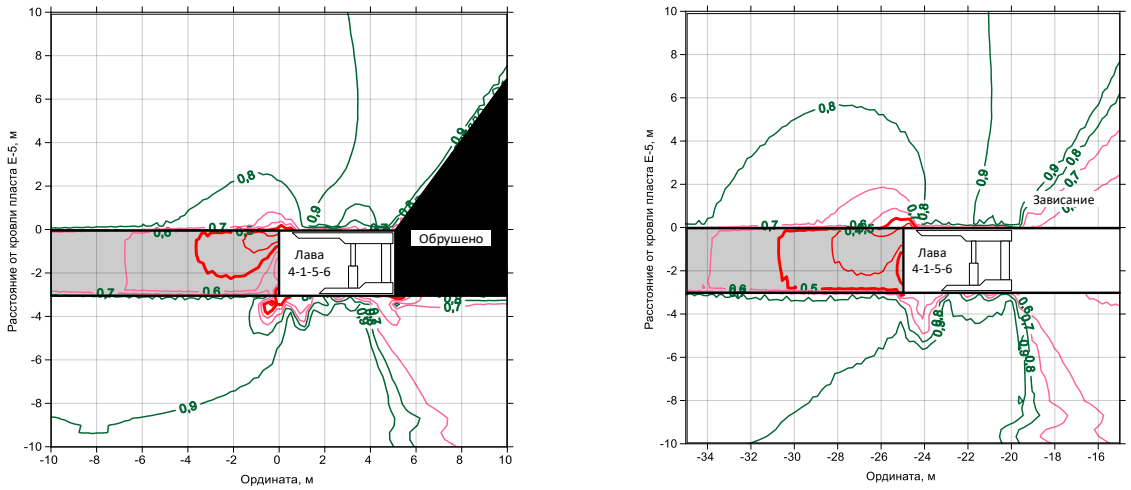


Рис.2. Отношение остаточной прочности угля и пород к исходной при длине консоли зависания основной кровли: а- 0 м; б- 25 м

Величины вертикальных смещений (рис. 3) существенно возрастают по мере увеличения длины консоли зависания пород кровли. Наклон пород кровли в сторону выработанного пространства и просадки гидростоек возрастают в 1,4 раза.

а б

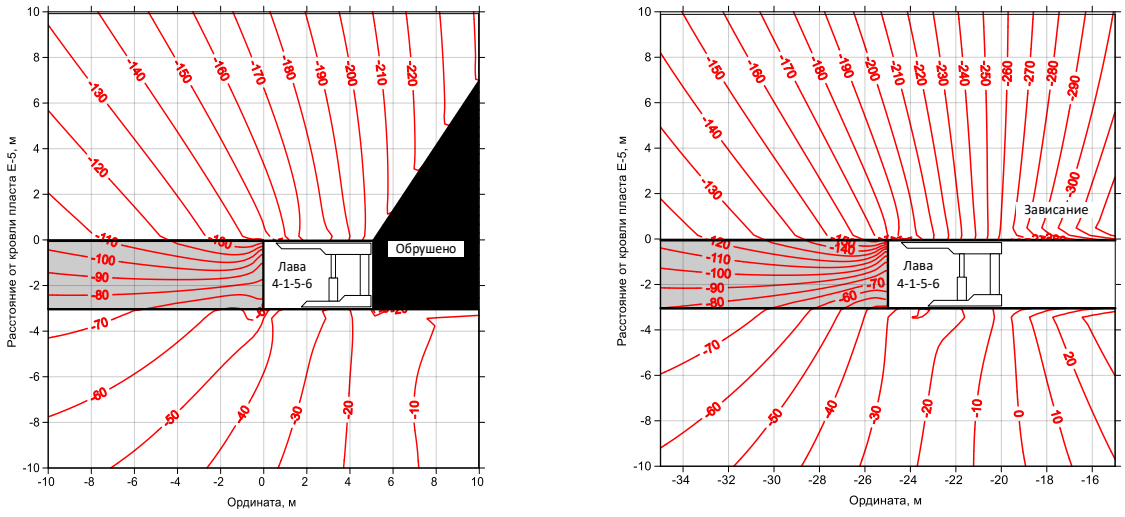


Рис.3. Вертикальные смещения (мм) угольного пласта и вмещающих пород в окрестности очистного забоя при длине консоли зависания основной кровли: а- 0 м; б- 25 м

Длина консоли зависания пород кровли существенно влияет на давление на секции механизированной крепи. На рис. 4 представлены изолинии распределения коэффициента концентрации вертикальных напряжений в горном массиве в окрестности очистного забоя. При изменении длины консоли от 0 до 25 м коэффициент концентрации увеличивается в 1,25 раза, а давление на секции крепи в 1,38 раза.

На рис. 5 представлены графики, отражающие динамику геомеханических параметров в окрестности очистного забоя при последовательном увеличении длины консоли зависания пород основной кровли за секциями механизированной крепи.

а б

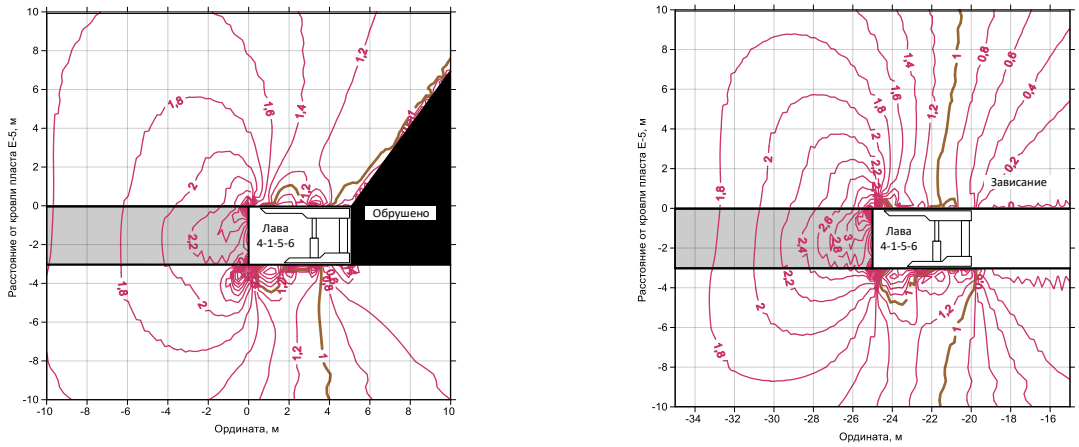


Рис.4. Коэффициент концентрации вертикальных напряжений в окрестности очистного забоя при длине консоли зависания основной кровли: а- 0 м; б- 25 м

Из графиков следует, что наиболее интенсивно конвергенция кровли и почвы пласта возрастает в начальный период формирования консоли в пределах от 0 до 5 м (рис. 5 а). Соответственно интенсивно возрастает в этот период и площадь зоны разрушения пород непосредственной кровли (рис. 5 б). Это объясняется тем, что при малой длине консоли в основном происходит деформирование пород в окрестности очистного забоя. По мере увеличения длины консоли ее вес передается на угольный пласт, происходит предразрушение угля в краевой части, увеличивается площадь опоры при защемлении пород кровли как балки над угольным пластом и интенсивность разрушения пород непосредственной кровли снижается.

а б

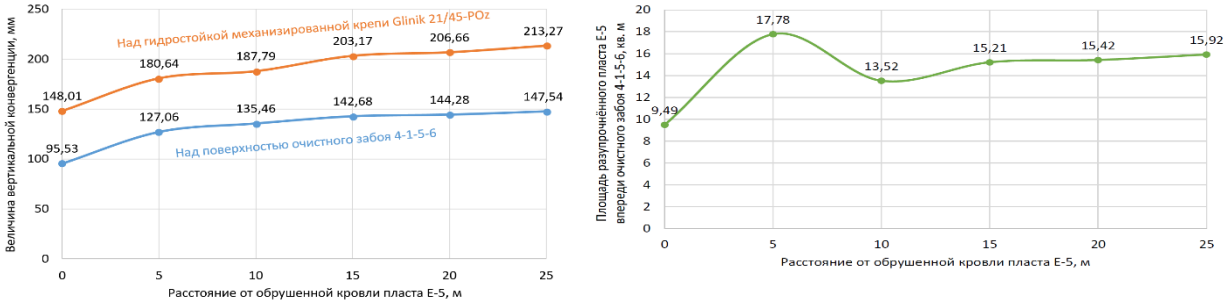


Рис.5. Графики изменения геомеханических параметров в окрестности очистного забоя: а- конвергенция кровли и почвы пласта, мм; б - площадь зоны разрушенной кровли в вертикальном сечении лавы, м^2

Выводы. По результатам численного моделирования установлено, что увеличение длины консоли зависания пород кровли за секциями крепи в пределах 0-25 м приводит к следующим изменениям геомеханических параметров:

- ширина зоны предразрушения угля впереди забоя увеличивается в 1,4 раза;
- площадь вывала пород кровли в забое увеличивается в 6 раз;
- конвергенция пород кровли и почвы по оси гидростоек увеличивается в 1,5 раза;
- коэффициент концентрации вертикальных напряжений в краевой части пласта увеличивается в 1,25 раза;
-ширина зоны интенсивного выделения метана в краевой части пласта снижается в 1,6 раза.

Благодарности. Статья подготовлена при финансовой поддержке Российского фонда фундаментальных исследований в рамках научного проекта 18-45-420003 р_а и по соглашению № 17 от 24-07-2018

Библиографический список

1. Коровкин Ю.А. Теория и практика длиннолавных систем [Текст]/ Ю.А. Коровкин, П.Ф. СавченкоМ.А. М.: Изд-во «Горное дело» ООО «Киммерийский центр», 2012. - 808 с.
2. Управление горным давлением при разработке пологих пластов с труднообрушаемой кровлей на шахтах Кузбасса [Текст]/ С.И. Калинин, А.Ф. Лютенко, П.В. Егоров, С.Г. Дьяконов. – Кемерово: Кемеровское книжное издательство, 1991. – 247 с.
3. Контроль кровли в пластовых выработках / Пер. с нем./ М.Юнкер [и др.]. - М.: Изд-во «Горное дело» ООО «Киммерийский центр», 2015. – 680 с.
4. Фрянов В.Н. Моделирование геомеханических процессов при подземной отработке угольных пластов с неустойчивыми вмещающими породами / В.Н. Фрянов, Л.Д. Павлова, С.Н. Гордеев // Фундаментальные и прикладные вопросы горных наук : по материалам Всероссийской научной конференции «Геодинамика и напряженное состояние недр Земли», Новосибирск, 5-9 октября 2015г. – 2015. - №2. - С. 162 - 167.
5. Павлова Л.Д. Исследование влияния движущегося очистного забоя на характер зависания и циклического обрушения подработанных пород кровли угольных пластов / Л.Д. Павлова, В.Н. Фрянов // Известия Томского политехнического университета. – 2005. – Том 308, № 1. - С. 39-44.
6. Павлова Л.Д. Формирование зон разгрузки, повышенного горного давления и разрушения подработанных пород кровли при отработке свиты угольных пластов / Л.Д. Павлова, В.Н. Фрянов // Известия Томского политехнического университета. – 2005. – Том 308, № 3. - С. 43-46.
7. Fryanov V. N. Modeling stress–strain state of rock mass under mining of complex-shape extraction pillar/ V. N. Fryanov, L. D. Pavlova // IOP Conference Series: Earth and Environmental Science. – 2018. – Vol. 134. - P. 1-5 (012020). – Режим доступа: http://iopscience.iop.org/article/10.1088/1755-1315/134/1/012020/pdf
8. Tsvetkov A. B. Detection of regularities in variation in geomechanical behavior of rock mass during multi-roadway preparation and mining of an extraction panel / A. B. Tsvetkov, L. D. Pavlova, V. N. Fryanov // IOP Conference Series: Earth and Environmental Science. – 2018. – Vol. 134. - P. 1-5 (012067). – Режим доступа: http://iopscience.iop.org/article/10.1088/1755-1315/134/1/012067/pdf
9. Ройтер М. Мониторинг геомеханического состояния очистного забоя угольной шахты в системе управления Марко «Цифровая шахта» [Текст] / М. Ройтер, М. Крах, У. Кисселинг, Ю. Векслер // Фундаментальные и прикладные вопросы горных наук.- Новосибирск, ИГД СО РАН. – 2016.-Том 1, №3. –С. 156 – 162.
10. Борисов А.А. Механика горных пород и массивов / А. А. Борисов. – М.: Недра, 1980. – 306 с.
11. Отчёты по результатам сейсмического мониторинга (GITS) в пределах горного отвода шахты «Осинниковская» за период январь-март 2019г. Межотраслевой центр ВНИМИ. Кемерово-СПб: E-mail: aovnimi@gmail.com. Фонды шахты «Осинниковская».
12. Корнев Е.С. Разработка комплекса проблемно-ориентированных программ для моделирования геомеханических процессов методом конечных элементов / Е.С. Корнев, Л.Д. Павлова, В.Н. Фрянов // Вестник Кузбасского государственного технического университета. – 2013. – № 2. – С. 65–69.
13. 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. / В.Н. Фрянов, О.А. Петрова, Т.В. петрова // хроники объединённого фонда электронных ресурсов «наука и образование» № 08-09 (75-76) август-сентябрь 2015.
14. Правила охраны сооружений и природных объектов от вредного влияния подземных горных разработок на угольных месторождениях [Текст]. - С-Пб.: ВНИМИ, 1998. – 291 с.

УДК 62-519: 65.011.56

ДИСТАНЦИОННАЯ СИСТЕМА КОНТРОЛЯ ПАРАМЕТРОВ КАЛОРИФЕРНЫХ УСТАНОВОК

д.э.н, доцент Никитенко С. М., к.т.н. Никитенко М. С., к.т.н. Ремизов С. В.
Федеральный исследовательский центр угля и углехимии СО РАН, г. Кемерово, Россия

Аннотация. Статья посвящена вопросам автоматизации работы калориферных установок горнодобывающих предприятий, разработке дистанционной системы контроля параметров. Предложены структура управления системой калориферных установок шахтного комплекса, структурная схема работы электронного блока управления системы контроля калориферной установки.

Ключевые слова: калориферная установка, дистанционная система контроля, автоматическая система управления, система мониторинга.

Введение. Калориферная установка – неотъемлемый элемент в системе функционирования горнодобывающего предприятия, обеспечивающая предотвращение обмерзания стволов, подъёмных сосудов и канатов, а также создание комфортных условий работающим.

Многолетние наблюдения показывают, что шахтные калориферные установки практически не регулируются по теплу, что приводит к значительному перерасходу тепловой энергии. Отсутствие информации у диспетчера не даёт возможности оперативного вмешательства в управление в случае возникновения нештатных ситуаций, особенно в зимний период [1, 2].

Основной задачей при автоматизации шахтных калориферных установок является поддержание заданной температуры поступающего в шахту атмосферного воздуха. Для автоматизации калориферных установок применяются системы автоматизации (АКУ-3.1М, АКУ3.1.2М, АКУ-63), основные функции которых состоят в контроле температуры воздуха в стволе за счёт изменения положения ляды и стабилизации температуры теплоносителя на выходе из калорифера путём изменения его расхода через калорифер [3]. Разработка схемы дистанционной системы контроля параметров промышленных калориферных установок – это первоначально задача разработка автоматической системы управления технологическим процессом (АСУ ТП), в данном случае процесса подогрева вентиляционного воздуха.

Проектирование и разработка АСУ ТП – это процесс, ориентированный на повышение производительности работы горнодобывающих предприятий, способный обеспечить принципиально новое качество контроля работы, в данном случае - системы приточной вентиляции, которая является системой жизнеобеспечения и входит в перечень контролируемых систем МФСБ.

Результатом проектирования системы управления является полностью готовая инфраструктура, которая максимальным образом адаптирована к объекту. Прогрессивные способы проектирования АСУ ТП основываются на соответствии требованиям нормативной документации, которые включат в себя следующие принципы: надежность; бесперебойность; функциональность; удобства и простота использования.

Ключевой принцип – надежность – в ходе проектирования АСУ ТП обеспечивается за счет применения внутренних подсистем диагностики, а также благодаря применению систем мониторинга и стандартизации. Достижения оптимальных результатов при реализации проектов автоматизации необходимо использовать высококачественное современное оборудование.

Основополагающим фактором повышения качества и эффективности работы автоматизированных систем управления, является нормативная база. Использование действующих стандартов широко применяется на этапе проектирования. К таким документам относятся документы государственной системы стандартизации (ГОСТ) и документы, содержащие наряду с обязательными требованиями рекомендательные, допускающие возможные решения в зависимости от конкретных условий и сопутствующих факторов (СНиП, РД, МУ). Такие документы широко используются в процессе проектирования автоматизированных систем управления [4, 5, 6].

Процесс создания АСУ ТП представляет собой совокупность упорядоченных во времени, взаимосвязанных, объединенных в стадии и этапы работ, выполнение которых необходимо и достаточно для создания системы, соответствующей заданным требованиям [6].

К основным задачам, решаемым в процессе проектирования АСУ, относятся следующие:

- анализ объекта автоматизации и формулирование технических требований к системе;

- определение рационального уровня автоматизации, определение структуры системы контроля и управления автоматизируемого процесса;

- выбор и обоснование методов контроля, регулирования и управления технологическими процессами, прогнозирования и диагностирования;

- выбор комплекса технических средств автоматизации;

- оптимальное размещение средств автоматизации на технологическом оборудовании, по месту;

- обеспечение эффективности методов монтажа технических средств автоматизированных систем управления и линий связи;

- подготовка технологической и эксплуатационной документации.

Согласно требованиям при проведении подземных горных работ должна производиться принудительная циркуляция воздуха определённой температуры (не ниже $+5^0$ С) внутри шахтных стволов. Для этой цели применяются калориферные установки, состоящие из теплообменника (калорифера), вентилятора и системы воздухопроводов. Учитывая масштабы шахтного комплекса таких установок, может быть несколько в зависимости от количества и протяженности шахтных стволов. Помимо функции нагрева поступающего в шахту воздуха калориферная установка играет важную роль в процессе дегазации (удаление метана), что в свою очередь обеспечивает безопасность работы шахты в целом.

Автоматизированная система управления калориферными установками шахтного комплекса должна соответствовать следующим требованиям:

- осуществлять непрерывное вентилирование шахтных стволов;

- поддерживать необходимую температуру подаваемого воздуха в не зависимости от климатических условий;

- поддерживать необходимую циркуляцию с учетом работы нескольких калориферных установок (комплекса);

- иметь возможность удаленного мониторинга, отображения текущего состояния технологических процессов на экране пульта оператора.

При этом, допускается реализация функции программируемым контроллером по заданной программе без вмешательства оператора в автоматическом режиме.

Технически такая задача может быть решена созданием промышленной калориферной установки, оснащенной автоматической системой мониторинга и управления. Структурно это можно представить, как показано на рис. 1.

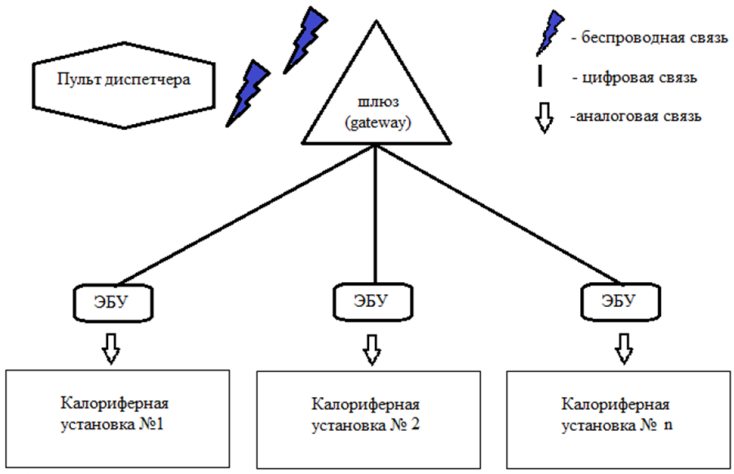


Рис. 1. Структура управления системой калориферных установок шахтного комплекса

Калориферная установка оснащается датчиковой аппаратурой, электронным блоком управления (ЭБУ) и проводной сетью связи (аналоговая связь) между датчиками и ЭБУ. Электронные блоки всех калориферных установок посредством цифровой связи (LAN) подключаются к шлюзу (сервер или gateway), который, в свою очередь, посредством беспроводной связи передаёт информацию о каждой калориферной установке на диспетчерский пульт.

Стандартная калориферная установка содержит следующие структурные элементы: автономный источник теплоснабжения, трубопроводы, циркуляционный насос, калорифер, воздуховод, вентилятор.

Для обеспечения удаленного мониторинга работы системы калориферной установки требуется установка датчиковой аппаратуры, чтобы реализовать возможность замера ключевых параметров. Перечень датчиков, их параметров и диапазон рабочих измерений представлены в табл. 1.

Таблица 1

Перечень датчиков и их характеристики

Наименование датчика	Модель датчика	Изм. диапазон датчика	Диапазон измерений
Датчик температуры воздуха	ТТМ 2	от -20 до +50^0 С	от -2 до +50^0 С
Датчик скорости потока воздуха		от 0,1 до 30 м/с	от 0,1 до 30 м/с
Датчик температуры теплоносителя	Pt 500/1.3850	от 0 до +180^0 С	от 0 до +65^0 С
Датчик давления теплоносителя	КРТ9	от 0 до 0,6 МПа	от 0 до 0,6 МПа
Расход теплоносителя	ЭРСВ-440Л/25	от 0,085 до 17,69 м^3/ч	от 0,085 до 17,69 м^3/ч

Калориферная установка на горнодобывающих предприятиях представляет комплекс, состоящий из ряда теплообменников (секций), которые расположены на входе магистрали приточного вентиляционного канала. Для комплексной оценки параметров датчики необходимо располагать распределенно. Расположения датчиков схематично представлено на рис. 2.

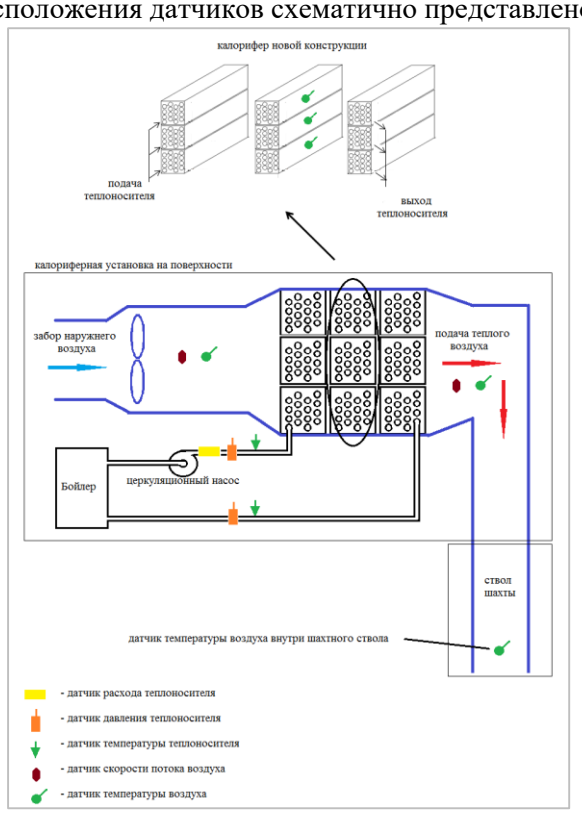


Рис. 2. Принципиальная схема размещения датчиков калориферной установки

Перечень замеряемых параметров и их нормальные значения при штатном режиме функционирования калориферной установки представлен в табл. 2.

Таблица 2

Перечень замеряемых параметров

Наименование замеряемого параметра	Ед.изм.	Диапазон значений при нормальном функционировании системы (на один калорифер)
Расход теплоносителя	м^3/ч	от 0,3 до 1,5
Температуру теплоносителя на входе	^{0} С	от +25 до +60

Температуру теплоносителя на выходе	^{0} С	от +15 до +45
Давление теплоносителя на входе	МПа	от 0 до 0,6
Давление теплоносителя на выходе	МПа	от 0 до 0,5
Скорость воздуха на ходе	м/с	от 0 до 30
Скорость воздуха на выходе	м/с	от 1 до 30
Температуру воздуха на входе	^{0} С	от -45 до +5
Температуру воздуха на выходе	^{0} С	от +25 до +65
Температуру воздуха внутри секции	^{0} С	от +5 до +60
Температуру внутри шахтного ствола	^{0} С	от +5 до +10

Данные параметры позволяют оценить качество работы калориферной установки, поддерживать температуру подаваемого воздуха в зависимости от климатических условий. Наличие датчиков температуры внутри шахты позволяет координировать работу других калориферных установок, оценивать работу системы вентиляции всего шахтного комплекса.

Система мониторинга позволит вовремя предупредить диспетчера о возникновении нештатных и аварийных ситуаций, что позволит своевременно принять меры к их устранению и избежать убытков предприятия. Оповещение оператора об аварии выполняется системой при следующих зафиксированных параметрах:

- обрыв или короткое замыкание цепей любого датчика;
- падение температуры воздуха внутри ствола шахты ниже +5^0 С;
- падение скорости потока воздуха до 0 м/с;
- падение давления теплоносителя до 0 МПа;
- падение температуры теплоносителя в трубопроводе подачи ниже 80^0 С.

Алгоритмы работы системы позволят определять количество расходуемого тепла, теплоэффективность и энергозатраты. Данные показатели будут анализироваться системой и позволят оптимизировать затраты, связанные с эксплуатацией калориферныхой установки.

Структурная схема работы ЭБУ системы контроля калориферной установки представлена на рис. 3.

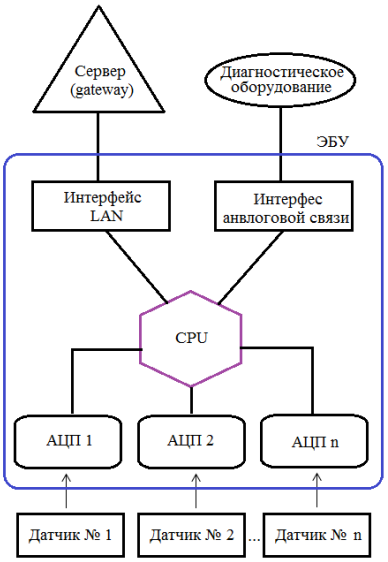


Рис. 3. Структурная схема работы ЭБУ системы контроля калориферной установки

Любая современная система автоматического контроля и управления предполагает процедуры калибровки, настройки и диагностики. Процедура калибровки предполагается на этапе монтажа и запуска системы в работу. На этом этапе необходимо убедиться в нормальном функционировании системы, проверить точность показаний датчиковой аппаратуры. Для проведения текущих сервисных работ, а также ремонта системы проводится процедура диагностики. Современные системы мониторинга строятся на базе микропроцессорной техники. Блоки управления на базе процессоров позволяют преобразовывать показания датчиков в цифровые сигналы, совершать логические операции, передавать информацию по средствам цифровых шин, взаимодействовать с другими цифровыми устройствами.

Выводы. Обслуживающий персонал шахты не имеет возможности постоянно находиться рядом с калориферными установками, при этом точную информацию о режиме их работы, о характере возникающих неполадок в системе важно получать оперативно. Дистанционная система контроля параметров калориферных установок способна обеспечить контроль основных параметров воздуха, поступающего в шахту, выдать контактный сигнал управления исполнительным механизмам для их стабилизации, обеспечить безопасность, исключить возникновения нештатных ситуаций.

Благодарности. Статья подготовлена при финансовой поддержке Фонда содействия развитию малых форм предприятий в научно-технической сфере в рамках выполнения НИОКР по теме «Разработка конструкции противоточного калорифера нового поколения и отработка технологии оребрения теплофикационных трубок, используемых в его конструкции» (договор №2482ГС2/11482 от 11.04.2018г.)

Библиографический список

1. Цыба А.М., Герике Б.Л. Повышение эффективности работы шахтной безвентиляторной калориферной установки. // Вестник Кузбасского государственного технического университета. - 2012. - № 4(92). - С. 14-16.
2. Никитенко С.М., Никитенко М.С., Киселёв Ю.Е. Разработка теплообменных аппаратов нового поколения для предприятий ТЭК. Инновации в топливно-энергетическом комплексе и машиностроении (ТЭК-2017): сб. тр. междунар. науч.-практ. конф. - 2017. - С. 29-34.
3. Пазуха А.В., Скоробогатова И.В. Анализ шахтной калориферной установки как объекта автоматизации / Донецкий национальный технический университет. - г. Донецк. 2017.
4. ГОСТ 34.003-90 «Информационная технология. Комплекс стандартов на автоматизированные системы. Автоматизированные системы. Термины и определения».
5. ГОСТ 34.201-89 «ИТ Комплекс стандартов на автоматизированные системы. Виды, комплектность и обозначение документов при создания автоматизированных систем».
6. ГОСТ 34.601-90 «Автоматизированные Системы. Стадии создания».

УДК 681.518

ПРОЕКТИРОВАНИЕ АВТОМАТИЗИРОВАННОЙ СИСТЕМЫ УПРАВЛЕНИЯ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИМ ПРОЦЕССОМ ФЛОТАЦИИ НА ПАО «ЦОФ «БЕРЕЗОВСКАЯ»

[1]к.т.н. Грачев В.В., [1]д.т.н. Мышляев Л.П., [2]Шипунов М.В., [2]к.т.н. Циряпкина А.В.
1 - Сибирский государственный индустриальный университет, г. Новокузнецк, Россия
2 - ООО «Научно-исследовательский центр систем управления», г. Новокузнецк, Россия

Аннотация. Представлены обобщенная функциональная и укрупненная техническая структуры системы автоматизации управления технологическим процессом флотации на ПАО «ЦОФ «Березовская». Приведено описание режимов управления, информационного, программного и технического обеспечения системы.

Ключевые слова: система автоматизации управления, углеобогатительная фабрика, флотация, техническое обеспечение, программное обеспечение, информационное обеспечение.

Автоматизированная система управления технологическим процессом (АСУ ТП) флотации на ПАО «ЦОФ «Березовская» предназначена для автоматизации контроля и управления технологическим процессом и оборудованием отделения флотации, включая решение следующих основных задач [1-3]:

– централизованный контроль, анализ и отображение информации о состоянии технологического процесса и оборудования отделения флотации;

– автоматическое управление технологическим процессом и оборудованием отделения флотации.

Основная цель создания системы – повышение эффективности управления технологическим процессом флотации и, вследствие этого, улучшение технико-экономических показателей функционирования ЦОФ «Березовская»:

- сокращение потерь концентрата при обогащении в флотомашинах;
- уменьшение вероятности ошибочных действий со стороны персонала;
- повышение надежности и безаварийности работы технологического оборудования;

– повышение качества управления процессом обогащения в флотомашинах.

Проектируемая АСУ ТП флотации на ПАО ЦОФ «Березовская» разрабатывается как составная часть создаваемой интегрированной автоматизированной системы управления технологическими процессами центральной обогатительной фабрики (АСУ ТП ЦОФ) «Березовская». АСУ ТП флотации проектируется с учетом максимально возможного использования ресурсов уже существующих технических средств АСУ ТП ЦОФ, унификации программно-аппаратных средств проектируемой АСУ ТП флотации и действующей АСУ ТП ЦОФ [4].

Укрупненная структура интегрированной АСУ ТП ЦОФ «Березовская» изображена на рис. 1.

Рис. 1. Схема функциональной структуры интегрированной АСУ ТП ЦОФ «Березовская»

В ее состав входят следующие основные системы:

• существующая АСУ ТП ЦОФ, включающая:

– систему автоматизации оперативного контроля и управления технологическим комплексом фабрики;

– системы автоматического контроля и управления технологическим комплексом фабрики;

• проектируемая АСУ ТП флотации, включающая:

– систему автоматизации оперативного контроля и управления отделением флотации;

– систему автоматического контроля и управления технологическим оборудованием отделения флотации.

Проектируемая АСУ ТП флотации представляет собой трехуровневую систему:

1) уровень местного управления, в состав которого входят:

– приборы и системы измерения и контроля текущих значений технологических параметров;

– электрические приводы запорной и регулирующей арматуры;

– пусковая, регулирующая и защитная аппаратуру электроприводов технологического оборудования, электроприводов запорной и регулирующей арматуры;

– местные посты управления электроприводами;

2) уровень автоматического контроля и управления технологическим оборудованием отделения флотации;

3) уровень оперативного контроля и управления отделением флотации.

Интеграция существующей АСУ ТП ЦОФ и вновь создаваемой АСУ ТП флотации и создание целостного автоматизированного технологического комплекса обогатительной фабрики обеспечивается за счет частичного использования программно-аппаратных средств АСУ ТП ЦОФ для реализации функциональных систем АСУ ТП флотации.

В системе автоматического контроля и управления технологическим оборудованием отделения флотации распределение функций управления между программно-аппаратными средствами системы и оперативным персоналом определяется выбранным режимом реализации управляющих функций.

Основной режим – «Автоматический». Все функции контроля и управления выполняются автоматически, включая локальное и взаимосвязанное регулирование технологических параметров, автоматический плановый пуск/останов технологического оборудования с соблюдением технологического регламента по командам оперативного персонала, отслеживание и реализация логической зависимости взаимных блокировок агрегатов и оборудования всего технологического участка и его частей, непрерывный контроль за выключателями аварийного останова и устройствами обеспечения безопасности обслуживающего персонала.

Вспомогательный режим – «Дистанционный». Все информационные и управляющие функции реализуются автоматически, аналогично основному режиму, за исключением планового пуска/останова и переключения технологических схем. Включение и выключение технологического оборудования и механизмов производится по командам аппаратчиков. При этом система автоматически обеспечивает выполнение требований технологического регламента.

Вспомогательный режим – «Дистанционный без блокировок». Все информационные и управляющие функции реализуются автоматически, аналогично основному режиму, за исключением планового пуска/останова и переключения технологических схем, аварийных взаимных блокировок механизмов и оборудования. Включение и выключение технологического оборудования и механизмов производится по командам аппаратчиков флотации.

Наладочный режим – «Местный». Все информационные функции выполняются автоматически. Все управляющие функции выполняются производственным персоналом. Включение и выключение электроприводов производится по сигналам управления, поступающим с кнопочных станций местных постов управления каждого агрегата.

Схема укрупненной технической структуры автоматизированной системы управления технологическим процессом флотации на ПАО ЦОФ «Березовская» представлена на рис. 2.

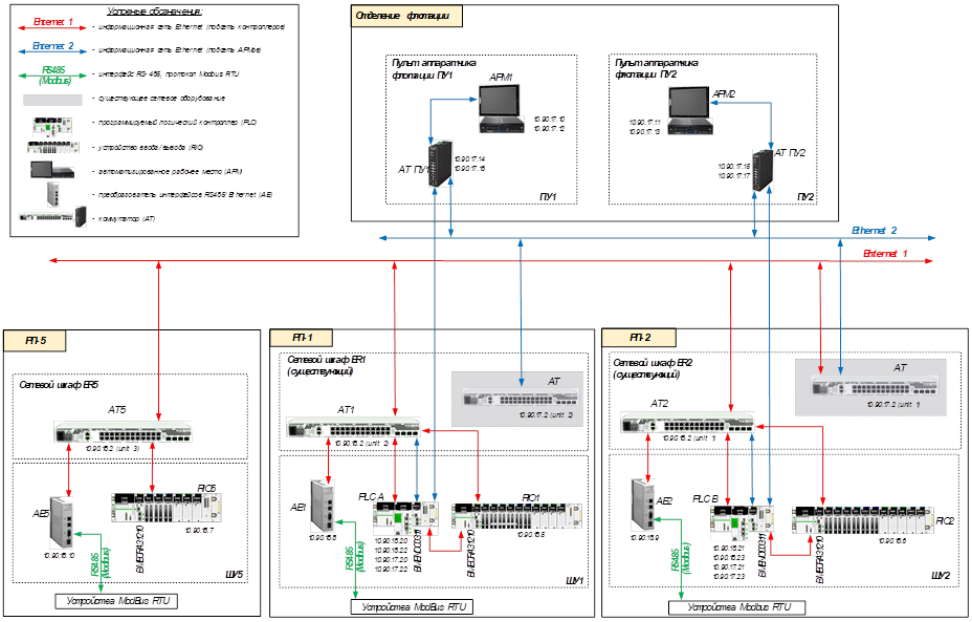


Рис. 2. Структурная схема комплекса технических средств АСУ ТП флотации на ПАО ЦОФ «Березовская»

Аппаратная реализация системы выполнена на базе микропроцессорных программируемых контроллеров, устройств ввода/вывода, коммутаторов, преобразователей интерфейсов, безвентиляторных компьютеров и сенсорных мониторов. Данный комплекс технических средств достаточен для выполнения всех автоматизированных функций.

Все выбранные компоненты системы являются техническими средствами серийного производства и размещаются с соблюдением требований, содержащихся в технической, в том числе эксплуатационной, документации на них, и так, чтобы было удобно использовать их и выполнять техническое обслуживание.

Технические средства АСУ ТП оснащены стандартными интерфейсами и протоколами обмена, что позволяет «бесшовно» интегрировать их с другими системами АСУ ТП ЦОФ «Березовская».

Аппаратная реализация системы автоматизации оперативного контроля и управления отделением флотации выполнена на базе компактных безвентиляторных компьютеров RMatic компании 5s Group (Россия) с сенсорными мониторами компании Iiyama (Япония).

Рабочие места аппаратчиков флотации создаются на базе безвентиляторных компьютеров RMatic-C2526J-1 с сенсорными мониторами Iiyama ProLite с диагональю 19", устанавливаемых в герметичных пультах управления. Пульты управления реализуется на основе напольных пультов TP компании Rittal (Германия) с категорией защиты не ниже IP55, укомплектованы источниками бесперебойного питания, средствами коммутации электропитания, лампами освещения и т.д.

Пульты управления размещаются на рабочих местах аппаратчиков флотации в помещении отделения флотации главного корпуса фабрики.

В качестве базового программного обеспечения АСУ ТП выбран пакет программирования и конфигурирования контроллеров Unity Pro компании Schneider Electric (Франция), SCADA-пакет Wonderware InTouch [5] компании Schneider Electric (Франция) и модульный OPC сервер KEPServerEX компании Kepware (США).

Информационный обмен в АСУ ТП флотации осуществляется посредством информационной сети Ethernet, в которой выделены две подсети:

– подсеть для сетевых устройств уровня автоматического контроля и управления, например, программируемых логических контроллеров, устройств ввода-вывода и т.п. (Ethernet 1);

–подсеть для сетевых устройств уровня оперативного контроля и управления, например, АРМов (Ethernet 2).

Повышение надежности проектируемой АСУ ТП флотации на ПАО «ЦОФ «Березовская» реализуется за счет:

– применения современных технических средств, методов и алгоритмов автоматического контроля, анализа, диагностики состояния и управления технологическим процессом и оборудованием;

− комплексного и детального отображения информации о состоянии оборудования и агрегатов, изменениях технологических параметров, действий оперативного персонала в системе [6];

− использования в качестве технической базы на уровне автоматического контроля и управления современных микропроцессорных контроллеров, обладающих высокой надежностью, большим сроком наработки на отказ, простотой замены вышедших из строя элементов, возможностью расширения технической структуры и модификации математического и программного обеспечения;

− минимизации количества малонадежных электромеханических устройств в локальных системах логического контроля и управления отдельными механизмами и агрегатами.

Выводы. Проектирование АСУ ТП флотации на ПАО «ЦОФ «Березовская» произведено в одну стадию (технорабочий проект) за очень короткий срок – 3 месяца, при стандартном сроке проектирования в 9-12 месяцев. Это стало возможным, за счет параллельного, одновременного выполнения ряда проектных работ, применения типовых проектных решений и использования сред автоматизированного проектирования

Благодарности. 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. 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.

3. 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.

4. 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.

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 28.04.2019).

6. 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 // В сборнике: Системы автоматизации в образовании, науке и производстве Труды XI Всероссийской научно-практической конференции (с международным участием), 2017. – С. 61 – 68.

УДК 681.51

МОДЕРНИЗАЦИЯ АВТОМАТИЗИРОВАННОЙ СИСТЕМЫ УПРАВЛЕНИЯ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИМИ ПРОЦЕССАМИ ОБОГАЩЕНИЯ В УСЛОВИЯХ РЕКОНСТРУКЦИИ ОБОГАТИТЕЛЬНОЙ ФАБРИКИ

[1]к.т.н. Ляховец М.В., [2]к.т.н. Венгер К.Г., [1]д.т.н. Мышляев Л.П., [3]Шипунов М.В., [1]к.т.н. Грачев В.В., [1]Макаров Г.В., [4]Мелкозеров М.Ю.

1 - Сибирский государственный индустриальный университет, г. Новокузнецк, Россия

2 - ЗАО «Стройсервис», г. Кемерово, Россия

3 - ООО «Научно-исследовательский центр систем управления», г. Новокузнецк, Россия

[4]ООО СП «Барзасское товарищество», г. Березовский, Россия

Аннотация. Аннотация. Рассматривается опыт модернизации автоматизированной системы управления технологическими процессами обогатительной фабрики в условиях реконструкции обогатительной фабрики ООО СП «Барзасское товарищество» (г. Березовский). Указаны автоматизированная система управления технологическим процессами (АСУ ТП), цели модернизации и пути их достижения, представлены основные подсистемы интегрированной АСУ ТП, приведены укрупненные функциональная и техническая структура модернизируемой системы.

Ключевые слова: АСУ ТП, системы управления, обогатительные фабрики.

Развитие современного промышленного предприятия, особенно в сфере добычи и переработки полезных ископаемых, неразрывно связано с наращиванием производственных мощностей, снижением удельных затрат и повышением качества готовой продукции. Обогатительная фабрика ООО СП «Барзасское товарищество» (г. Березовский) не является исключением, и в настоящий момент заканчивается реконструкция предприятия с наращиванием производственной мощности и качественных показателей обогащения углей, добываемых на разрезе «Барзасский». Модернизация современного технологического комплекса, в свою очередь, связано и с модернизацией систем автоматизации соответствующих технологических процессов [1, 2].

В рамках реконструкции обогатительной фабрики (ОФ) предполагается создание нового отделения для обогащения угля в двухпродуктовом тяжелосреднем колесном сепараторе и модернизация существующих отделений углеприема и углеподготовки; технологического комплекса главного корпуса ОФ. 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.

Реализуемая в рамках реконструкции автоматизированная система управления технологическим процессами (АСУ ТП) предназначена для комплексной автоматизация контроля и управления производственными и технологическими процессами, оборудованием перевооружаемой обогатительной фабрики, включая решение следующих дополнительных задач: централизованный контроль, анализ и отображение информации о состоянии производственных и технологических процессов и оборудования технологических комплексов вновь строящегося отделения и модернизируемых отделений; автоматизированное управление технологическими процессами и оборудованием реконструируемых технологических комплексов.

Целью модернизации является повышение эффективности управления технологическим комплексом обогащения и, вследствие этого, улучшение технико-экономических показателей его функционирования: снижение удельных затрат на производство; увеличения выхода годного продукта; а также повышение качества товарной продукции.

Достижение поставленной цели обеспечивается по следующим направлениям: автоматизация информационных и управляющих функций; повышение надежности системы автоматизации управления технологическим комплексом, оперативности и качества контроля и управления. При управлении технологическим комплексом обогащения на проектируемую систему возлагается решение следующих основных задач.

1. Автоматический контроль и управление состоянием оборудования и агрегатов, технологического комплекса обогащения (в части вновь устанавливаемого оборудования).

2. Автоматическое измерение, контроль и регулирование режимных параметров технологического процесса: обогащения в тяжелосредных гидроциклонах; обогащения шламов в спиральных сепараторах; обогащения в тяжелосредном барабанном сепараторе; обогащения в тяжелосредном колесном сепараторе СКВП-20; погрузки кека; выгрузки со склада концентрата.

Задача контроля и управления состоянием оборудования и агрегатов, образующих поточно-транспортные системы отдельных технологических комплексов и фабрики в целом достаточно простая с точки зрения автоматизации управляющих функций. На систему автоматизации возлагаются логический контроль, диагностика и управление состоянием отдельных агрегатов и технологической схемы в целом, исходя из команд операторов соответствующих комплексов и диспетчера фабрики (пуск/останов технологического комплекса), требований технологического регламента, сохранности оборудования и безопасности его эксплуатации. Однако ее реализация наиболее затратна, в связи с объемностью этой задачи, обусловленной большим количеством оборудования и агрегатов. Тем более учитывая тот факт, что данная ОФ претерпевает уже четвертую крупную модернизацию [3, 4], связанную с изменениями в технологических схемах обогащения, – что влекло изменения в структуру АСУ ТП, в состав прикладного программного обеспечения. Таким образом, реализация такой процедуры как плановый запуск агрегатов поточно-транспортной системы превращается в достаточно сложную задачу согласования последовательности пуска агрегатов в распределенной сети контроллеров с большим количеством взаимных блокировок производственного оборудования технологических комплексов.

Автоматизированная система управления технологическими агрегатами строящегося отделения обогатительной фабрики и реконструируемого технологического комплекса погрузки угля (АСУ ТП МО) разрабатывается как составная часть интегрированной автоматизированной системы управления технологическими процессами обогатительной фабрики (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. Проектируемая АСУ ТП МО разрабатывается с учетом максимально возможного использования ресурсов уже существующих технических средств АСУ ТП ОФ, унификации программно-аппаратных средств проектируемой АСУ ТП МО и действующей АСУ ТП ОФ технологического комплекса обогащения I и II очереди.

Укрупненная функциональная структура интегрированной АСУ ТП ОФ изображена на рис. 1. В ее состав входят следующие основные системы.

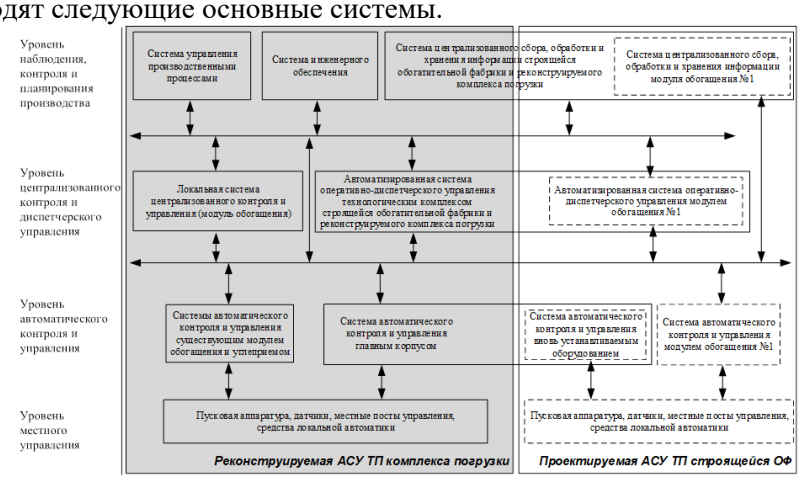


Рис. 1. Схема функциональной структуры АСУ ТП реконструируемого технологического комплекса погрузки угля и строящейся обогатительной фабрики

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;

– пусковая аппаратура, датчики, средства локальной автоматики реконструируемого комплекса погрузки (уровень «полевых» устройств).

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 модулем обогащения №1;

– пусковая аппаратура, датчики, средства локальной автоматики модуля обогащения №1 и вновь устанавливаемого оборудования главного корпуса (уровень «полевых» устройств).

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 и 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.

Система централизованного сбора, обработки и хранения информации и АСОДУ модулем обогащения №1 реализуются на базе программно-аппаратных средств существующей АСУ ТП реконструируемого комплекса погрузки очереди путем расширения ее информационного и программного обеспечения.

Проектируемая АСУ ТП МО представляет собой двухуровневую систему.

Верхний уровень – система автоматизации оперативно-диспетчерского управления модулем обогащения №1.

Нижний уровень – система автоматического контроля и управления модулем обогащения №1, система автоматического контроля и управления вновь устанавливаемым оборудованием главного корпуса.

Схема укрупненной технической структуры АСУ ТП реконструируемого технологического комплекса погрузки угля и строящейся обогатительной фабрики представлена на рис. 2. Аппаратная реализация системы выполнена на базе микропроцессорных программируемых контроллеров, серверов, персональных компьютеров и сенсорных панелей.

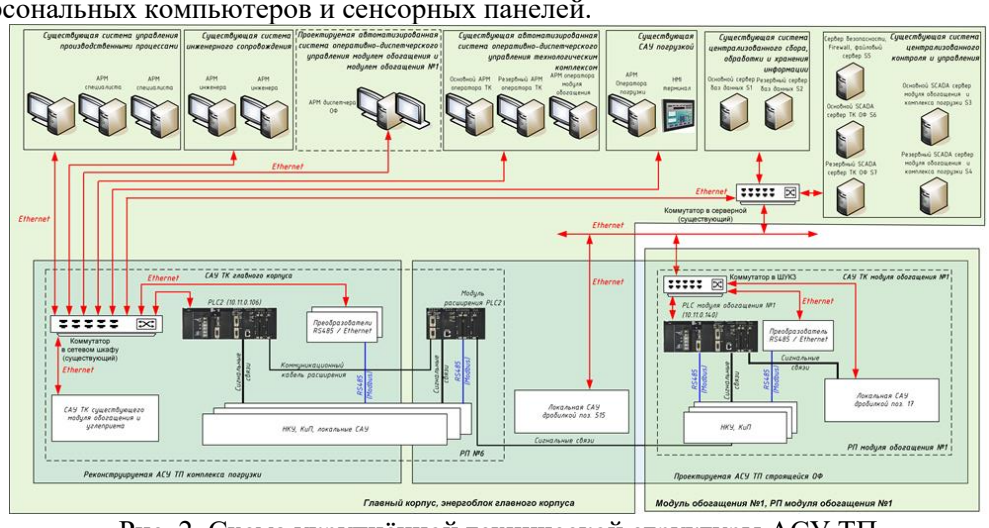


Рис. 2. Схема укрупнённой технической структуры АСУ ТП

Аппаратная реализация систем верхнего уровня, включая существующие системы интегрированной АСУ ТП ОФ (систему управления производственными процессами; систему инженерного сопровождения; локальную систему централизованного контроля и управления (модуль обогащения); систему централизованного сбора, обработки и хранения информации реконструируемого комплекса погрузки; автоматизированную систему оперативно-диспетчерского управления реконструируемым технологическим комплексом погрузки), а также проектируемую систему АСУ ТП МО (систему централизованного сбора, обработки и хранения информации модуля обогащения №1; автоматизированную систему оперативно-диспетчерского управления модулем обогащения №1) 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 МО используется действующий программный пакет Genesis32 фирмы ICONICS v.9.21. Функциональные возможности данного пакета прикладных программ достаточны для выполнения всех автоматизированных функций.

Подсистема нижнего уровня предназначена для решения задач взаимосвязанного управления технологическими агрегатами. В пусковом комплексе – это автоматическое управление агрегатами с соблюдением технологического регламента планового пуска/останова и аварийных блокировок агрегатов.

Подсистема 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 и информационной сети Ethernet; обмен данными по информационной сети Ethernet с рабочими станциями 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 (рисунок 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.

Системы нижнего уровня строятся с использованием контроллеров, связанных между собой с помощью сетей Controller Link и Ethernet, с переходом, при необходимости, на оптоволоконный кабель для подключения контроллеров, расположенных в других распредпунктах.

Для сопряжения контроллеров АСУ ТП со средствами измерения и контроля параметров технологических процессов и состояния оборудования, а также исполнительными устройствами, поддерживающими обмен информации по интерфейсу RS485 (протокол Modbus RTU), в составе контроллеров предусмотрены соответствующие интерфейсные модули.

Обмен информацией между контроллерами, с устройствами, подключенными по RS485 к соответствующим коммуникационным модулям контроллера Omron, с диспетчерскими станциями, с серверами и с операторскими HMI-терминалами осуществляется по информационной сети Ethernet.

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. В связи с этим какие-либо изменения в структуре и функциях системы должны проводиться в строго ограниченное время плановых остановок обслуживания и ремонта. Кроме того, наличие распределенной сети промышленных контроллеров (вводимых в действие в разное время) накладывает определенные ограничения на реализацию обменов данными через гетерогенные информационные сети, а также кусочно-распределенную программную реализацию регламентных процедур пуска и останова агрегатов, входящих в производственные цепочки технологических комплексов.

Выводы. Последовательная реализация указанных проектных решений позволило создать целостный автоматизированный технологический комплекс обогатительной фабрики с тесной интеграцией существующей АСУ ТП ОФ и вновь создаваемой АСУ ТП МО.

Благодарности. 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. 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. // Системы автоматизации в образовании, науке и производстве: Труды XI Всероссийской науч.-практич. конф. / Под редакцией С.М. Кулакова, Л.П. Мышляева – Новокузнецк: Изд. центр СибГИУ, 2017. – С. 151-156.

4. Модернизация программного и информационного обеспечения верхнего уровня АСУ ТП ОФ ООО СП «Барзасское товарищество» / Ляховец М.В., Коровин Д.Е., Леонтьев И.А., Грачев В.В., Мелкозеров М.Ю., Шипунов М.В // Системы автоматизации в образовании, науке и производстве: Труды XI Всероссийской науч.-практич. конф. / Под редакцией С.М. Кулакова, Л.П. Мышляева – Новокузнецк: Изд. центр СибГИУ, 2017. – С. 254-259.

УДК 622.3:658.345

РАЗРАБОТКА МОБИЛЬНОГО ПРИЛОЖЕНИЯ УЧЁТА ПРОСТОЕВ ШАХТНОГО ОБОРУДОВАНИЯ

[1]Ляховец М.В., [1]Койнов Р.С., [1]Добрынин А.С., [2]Гурьянов П.С.
1 - ФГБОУ ВО «Сибирский государственный индустриальный университет», г. Новокузнецк
2 - ООО «ЕвразТехника», г. Новокузнецк

***Аннотация*.** Условия ведения шахтных работ, складывающиеся в настоящее время, диктуют жёсткие условия по работе шахтного оборудования. При этом учет простоев оборудования позволяет минимизировать количество незапланированных простоев и повысить качество управляющих решений, что положительно сказывается на общей эффективности производства. В статье описывается опыт создания мобильного приложения учета простоев, интегрированного в корпоративную информационную среду предприятия.

Ключевые слова: мобильное приложение, Xamarin, учет простоев, конвейерный транспорт.

Введение. Построение комплексной информационной среды предприятия является важной частью процесса его управления. Всесторонний сбор и обработка информации о различных видах деятельности способствуют принятию правильных и оптимальных управленческих решений. Своевременное получение информации о простоях технологического оборудования является «краеугольным камнем» процесса обеспечения непрерывного (или минимально простаивающего) производства.

Традиционная фиксация информации о простоях в условия работы под землей неэффективна по ряду причин: невозможность немедленной передачи информации о простоях в управляющий центр, «заторможенность» управленческих решений, сложность выборки исторических данных о простоях за определенный период времени и т.д.

Оптимальным, с точки зрения учета времени простоев оборудования, является использование автоматизированных систем управления технологическими комплексами промышленного оборудования (АСУ ТК). Одной из функций АСУ ТК является централизованный контроль за состоянием производственных и технологических процессов и оборудования технологических комплексов. Однако реалии функционирования горнодобывающих предприятий таковы, что зачастую комплексных АСУ ТК вовсе нет либо их функциональные возможности малы. В таких условиях для фиксации информации о простоях шахтного оборудования предлагается использовать возможности мобильных устройств, позволяющие с помощью специализированного приложения фиксировать место, время начала, продолжительность и другие характеристики простоев; а наличие мобильной связи позволит немедленно получить данные о простое в информационной среде предприятия.

Мобильное приложение учета простоев шахтного оборудования. Разработка мобильных приложений (МП) отличается от разработки каких-либо других приложений в силу особенностей архитектуры мобильных устройств и их аппаратно-программных платформ, под которые МП разрабатываются.

В настоящее время существуют две основные конкурирующие мобильные операционные системы (ОС): Apple iOS и Google Android [1]. Разработка под каждую из этих ОС имеет существенные отличия. Как правило, устройства по Android выигрывают в цене по сравнению с устройствами под iOS. Заказчиком была выбрана ОС Android для разработки мобильного приложения. Существует несколько основных сред для разработки МП под Android: Android Studio, jQuery Mobile, MS Visual Studio Xamarin и т.д. Заказчиком МП был выбран MS Visual Studio Xamarin, т.к. данная среда укладывается в корпоративный стандарт разработки программных продуктов заказчика с использованием языка C#, тогда как другие среды используют язык Java. Кроме того, Xamarin позволяет писать кроссплатформенные приложения, поэтому МП, написанное и скомпилированное под Android, при некоторых незначительных усилиях может быть скомпилировано под iOS.

В соответствии с требованиями технического задания на разработку МП должно обеспечивать авторизацию пользователей, фиксацию информации о простоях: дата-время начала и окончания, вид простоя, объект, сопроводительный комментарий, фотоматериалы. В пределах шахты при работе под землей должно сохранять информацию в локальной базе дынных МП. При выходе из шахты передавать информацию в зашифрованном виде по сетям общего пользования (WiFi) на сервис сбора и обмена данными (WCF-сервис). WCF-сервис должен обеспечивать сохранение информации о простоях в базе данных (БД) корпоративной информационной системы предприятия и синхронизацию справочной информации (виды простоев, объекты и т.д.) в МП для актуализации этих сведений. Схема взаимодействия МП и WCF-сервиса (сервиса обмена данными) подставлена на рис. 1.

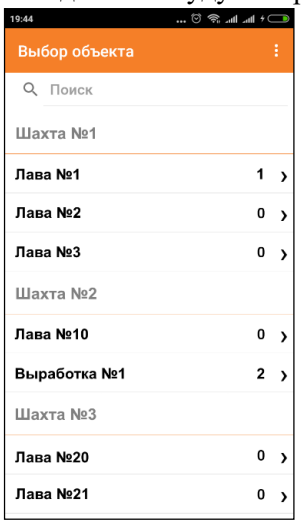
Рис. 1. Схема взаимодействия МП и WCF-сервиса (сервиса обмена данными)

В процессе создания МП был использован гибкий механизм разработки программного обеспечения [2], поэтапно проработан графический интерфейс, имеющий повышенную контрастность, увеличенные по размеру текстовые блоки для удобства пользования МП под землей в условиях пониженной видимости. Примеры экранов МП представлены на рис. 2.

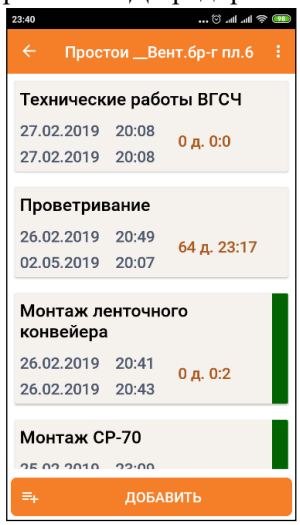
Ввод информации о простое начинается с выбора технологического объекта, по которому необходимо зафиксировать простой (рис. 2 а). При этом пользователям МП доступных для работы только некоторые технологические объекты, относящиеся к их участкам. Это связано с обеспечением безопасности системы и распределением ответственности между сотрудниками. После выбора объекта открывается окно с перечнем всех простоев объекта (рис. 2 б) за последние 30 дней (более старые простои удаляются из БД МП). При этом зеленым цветом помечены завершенные и переданные на сервер случаи простоев, желтым переданные, но незавершенные (требующие дальнейшего уточнения) случаи; без цветовой индикации – случаи, требующие передачи на сервер. Сведение о незавершенных простоях доступны для редактирования, а завершенные только для просмотра. Для добавления информации о новом простое необходимо нажать кнопку «Добавить» – откроется окно ввода информации о новом простое (рис. 2 в), содержащее форму со следующими активными элементами: дата-время начала и окончания простоя, переключатель явного указания окончания

простоя, кнопка многоэтапного выбора вида простоя (рис. 2 г), поле для ввода сопроводительного комментария сотрудника, кнопка добавления нового фотоматериала и кнопка «Сохранить». После заполнения данные сохраняются в локальной БД и при очередной попытке соединения сервером и при наличии сетевого соединения будут сохранены в центральной БД предприятия.

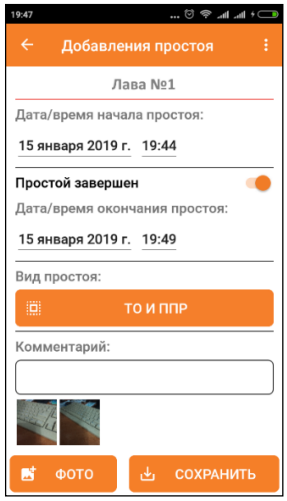
а



б



в



г

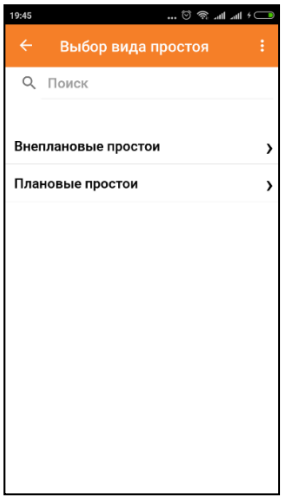


Рис. 2. Окна: выбора объекта для просмотра имеющихся простоев и ввода новых (а); просмотра информации о простоях объекта (б); ввода информации о новом простое с указанием фотоматериалов (в); многоэтапного выбора причины простоя из иерархического списка (г)

Выводы. В статье представлен опыт разработки МП учета простоев шахтного оборудования. Описаны используемые технологии, представлен выбор ОС. Приведена схема взаимодействия МП с WCF-сервисом и описана процедура обмена данными. Показаны экраны мобильного приложения и описаны основные этапы работы с МП при добавлении информации о новом простое. МП приложение успешно прошло приемо-сдаточные испытания и в настоящее время эксплуатируется на нескольких шахтах Кемеровской области.

Библиографический список

1. Аксенов К. В. Обзор современных средств для разработки мобильных приложений // Новые информационные технологии в автоматизированных системах. 2014. №17. URL: https://cyberleninka.ru/article/n/obzor-sovremennyh-sredstv-dlya-razrabotki-mobilnyh-prilozheniy (дата обращения: 01.05.2019). КиберЛенинка: https://cyberleninka.ru/article/n/_obzor-sovremennyh-sredstv-dlya-razrabotki-mobilnyh-prilozheniy.

2. О практическом применении гибких механизмов разработки программного обеспечения / А. С. Добрынин, Р. С. Койнов, М. В. Пургина // Программные системы и вычислительные методы. – 2018. – № 3. - С. 45-53. – URL: http://library.sibsiu.ru.

УДК 51-74:[621.313.333.1+621.313.334]:622.23.05

ЭКВИВАЛЕНТНАЯ СТРУКТУРА АСИНХРОННОГО ДВИГАТЕЛЯ С ДВОЙНЫМ ПИТАНИЕМ С ИЗМЕНЕНИЕМ ЧАСТОТЫ ДОБАВОЧНОГО НАПРЯЖЕНИЯ ДЛЯ СИСТЕМ ЭЛЕКТРОПРИВОДА ШАХТНЫХ ПОДЪЕМНЫХ УСТАНОВОК

д.т.н., профессор Островлянчик В. Ю., Поползин И. Ю.
Сибирский государственный индустриальный университет, г. Новокузнецк, Россия

Аннотация. Использование схемы машины двойного питания является перспективным способом модернизации асинхронных электроприводов шахтных подъемных установок. Однако диапазон регулирования скорости машины двойного питания ограничен падением критического момента и уменьшением жесткости механических характеристик с уменьшением скорости. Использование синхронного режима работы машины двойного питания для мощных приводов подъемных установок сопряжено со значительными трудностями. В статье предлагается способ определения и оценки влияния корректирующего воздействия по частоте добавочного напряжения на роторе на критический момент и жесткость механических характеристик машины двойного питания; приводится эквивалентная структура асинхронного двигателя с двойным питанием при изменении частоты добавочного напряжения на роторе добавочного напряжения и результаты экспериментальных исследований, позволяющих сделать вывод о возможности и необходимости реализации рассматриваемого способа для использования машины двойного питания в электроприводах шахтных подъемных установок.

Ключевые слова: шахтная подъемная установка, машина двойного питания, асинхронный двигатель с фазным ротором, асинхронный режим, диапазон регулирования, эквивалентная структура.

Построение схемы машины двойного питания (МДП) на основе уже имеющихся асинхронных двигателей с фазным ротором является перспективным способом модернизации шахтных подъемных установок [1]. Однако применение такой схемы в электроприводе подъемных установок ограничено из-за проблемы реализации диапазона регулирования скорости не менее 30:1 с сохранением перегрузочной способности машины.

В [1] и [2] показано, что такой диапазон регулирования скорости может быть реализован при комбинации так называемых асинхронного и синхронного режимов работы машины двойного питания. В [3] получено условие максимизации критического момента машины в асинхронном режиме по фазовому сдвигу добавочного напряжения на роторе в виде:

$$\delta = arctg\left(\frac{s}{s_{KPe}}\right), \quad (1)$$

где δ - фазовый сдвиг добавочного напряжения на роторе относительно напряжения на статоре, s – текущее скольжение, s_{KPe} – критическое скольжение на естественной механической характеристике. Тем не менее, выполнение условия (1) не позволяет достичь диапазона регулирования 30:1, поскольку критический момент машины и жесткость рабочих участков ее механических характеристик снижаются при уменьшении скорости.

При управлении машиной в диапазоне скоростей $\omega_0 > \omega > 0$возможна реализация механических характеристик МДП, аналогичных механическим характеристикам синхронного двигателя. Этого можно достичь двумя путями:

1) Подавая в ротор МДП напряжение с частотой $\omega_R = 0$, то есть питая его постоянным током.

2) Реализуя условие $\omega_0 - \omega_R = const$ [4], где ω_0, ω_R - угловые частоты полей статора и ротора соответственно [4].

Добавочное напряжение на роторе МДП U_R является переменным и может быть представлено в виде:

$$U_R = U\,sin(\omega_R t + \delta)_{Rmax}, \quad (2)$$

где U_{Rmax} - амплитуда добавочного напряжения. При изменении частоты добавочного напряжения на роторе на величину $\Delta\omega_э$ выражение (2) примет вид:

$$U_R = U\,sin[(\omega_R + \Delta\omega\ \ )t + \delta]_{Rmax}. \quad (3)$$

Из (3) следует, что изменение частоты добавочного напряжения ротора на величину $\Delta\omega$ приводит к изменению аргумента функции. Реализация добавочного напряжения на роторе связана с алгебраическим суммированием собственной ЭДС ротора и добавочного напряжения (3). Линейная операция суммирования возможна при равенстве аргументов. В противном случае необходимо рассматривать нелинейные функции и анализ, и синтез систем управления значительно усложняются.

Для возможности анализа и синтеза систем линейным методом необходимо произвести линеаризацию; в данном случае линеаризация возможна при малых отклонениях, если $\Delta\omega$ мало и выполняется условие:

$$sin(\Delta\omega) \approx \Delta\omega; (\cos(\Delta\omega) \approx 1). \quad (4)$$

В [5] предложен реализованный в [6] принцип уравновешивания ЭДС, позволяющий значительно упростить описание математической модели. При этом рассматривается рабочий участок механической характеристики, в пределах которого $\frac{dM}{d\omega} \approx const$.

В [4] показано, что динамические свойства МДП в синхронном режиме (при соблюдении условия $\omega_0 - \omega_R = const$) аналогичны свойствам синхронного двигателя. Воспользуемся выражением для электромеханической характеристики синхронного двигателя:

$$M = \left(\frac{C_{эм}}{p} + \beta\right)(\omega_0 - \omega), \quad (5)$$

где ω_0 – скорость идеального холостого хода машины; ω - скорость вращения ротора машины; $C_{эм}$ - коэффициент электромагнитной связи двигателя; $\beta = \frac{2M_{KPe}}{\omega_0 s_{KPe}}$ - жесткость рабочего участка механической характеристики машины в асинхронном режиме, M_{KPe} - критический момент машины на естественной механической характеристике.

Выражение (5) имеет две составляющие. Первая обусловлена упругой электромагнитной связью с коэффициентом $C_{эм}$ и зависит от внутреннего угла нагрузки машины; вторая обусловлена демпфирующими свойствами обмотки ротора.

Объединив выражение (5) с основным уравнением движения электропривода, получим:

$$\begin{cases} M = \left(\frac{C_{эм}}{p} + \beta\right)(\omega_0 - \omega), \\ \omega = \frac{M - M_C}{Jp}, \end{cases} \quad (6)$$

где M_C - статический момент нагрузки; J - суммарный приведенный к ротору момент инерции механизма.

Системе уравнений (6) может быть поставлена в соответствие структурная схема, приведенная на рис. 1.

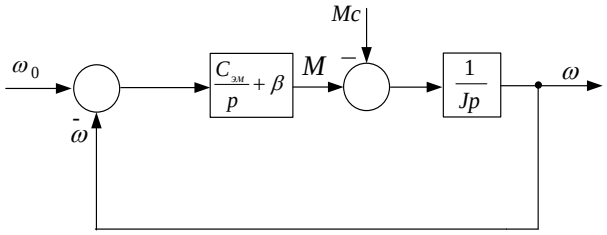


Рис. 1. Структурная схема синхронного двигателя

Структурная схема, приведенная на рис. 1, представлена для синхронного двигателя. Для МДП в соответствии с [4] реализация характеристики, аналогичной характеристике синхронного двигателя, возможна, если обеспечить для цепи ротора соблюдение условия $\omega_{0э} - \omega_R = const$, т.е. подать на вход схемы, показанной на рисунке 1, разность $\omega_{0э} - \omega_R$, где ω_R – требуемая частота ротора. В этом случае обеспечивается синхронный режим работы МДП, т.е. механическая характеристика МДП является абсолютно жесткой, а на входе реализуется условие:

$$(\omega_{0э} - \omega_R) - (\omega_0 - \omega) = \Delta\omega. \quad (7)$$

В общем случае разность $\omega_{0э} - \omega_R$ следует задавать, исходя из условий технической реализации. При реализации семейств характеристик в диапазоне изменения скорости $0 \le \omega \le \omega_0$ можно считать, что выполняется условие $\omega_R = \omega \pm \Delta\omega_к$, и частота добавочного напряжения на роторе для формирования (7) изменяется на величину $\Delta\omega_К$. В этом случае (7) примет вид:

$$(\omega_{0э} - \omega) \pm \Delta\omega_к - (\omega_0 - \omega) = \Delta\omega. \quad (8)$$

Схема, приведенная на рис. 1, с учетом (8) примет вид, показанный на рис. 2. Она описывает свойства МДП при малых приращениях $\Delta\omega$.

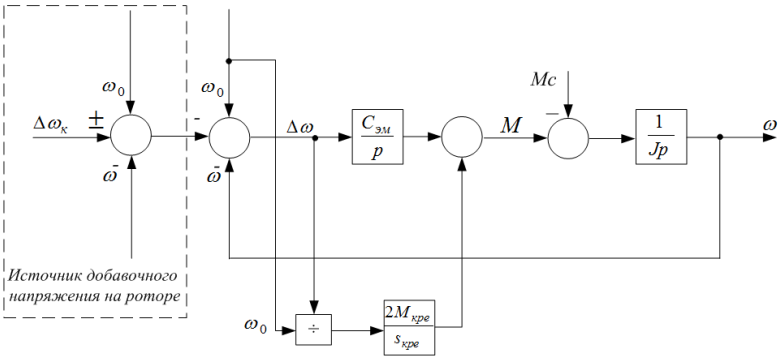


Рис. 2. Структурная схема МДП при изменении частоты добавочного напряжения на роторе

В [5] приведена эквивалентная структурная схема МДП в асинхронном режиме в системе координат, связанной с изображающим вектором тока статора машины (подробно рассмотрена в [7]). Эта схема может быть описана следующей системой уравнений:

$$\begin{cases} e_R = -k_E\omega + u_S, \\ \Delta u_R = u_R + e_R, \\ i_{Ra} = \Delta u_R \cdot \frac{1/R_R}{T_R p+1}, \\ M = \frac{3z_П L_\mu}{2R_S} i_{Ra} u_S, \\ \omega = \frac{M-M_C}{Jp}, \end{cases} \quad (9)$$

Системе уравнений (9) соответствует структурная схема, приведенная на рис. 3.

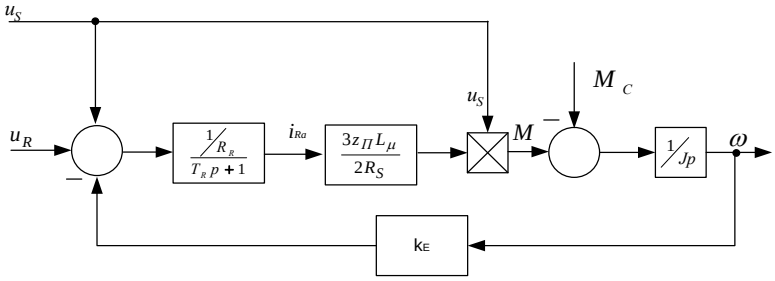


Рис. 3. Эквивалентная структурная схема МДП в асинхронном режиме

В системе уравнений (9) и на рис. 3 приняты следующие обозначения: u_S – напряжение на статоре машины, φ_S – фазовый сдвиг между напряжением на статоре и током статора, u_R – добавочное напряжение на роторе, i_{Ra} – активная составляющая тока ротора МДП, $z_П$ – число пар полюсов машины, $L\mu$ - взаимная индуктивность статора и ротора машины, R_S – активное сопротивление статора машины, k_E – коэффициент внутренней обратной связи по ЭДС машины, R_R – активное сопротивление ротора, T_R – электромагнитная постоянная времени ротора.

Объединив уравнения (6), (8) и (9), получим систему уравнений, описывающих МДП при изменении частоты добавочного напряжения на роторе:

$$\begin{cases} (\omega_{0э} - \omega) \pm \Delta\omega_к - (\omega_0 - \omega) = \Delta\omega, \\ M = \left(\frac{C_{эм}}{p} + \beta\right)(\omega_0 - \omega), \\ E_R = -k_E\omega + u_S, \\ \Delta u_R = u_R + E_R, \\ i_{Ra} = \Delta u_R \cdot \frac{1/R_R}{T_R p+1}, \\ M_a = \frac{3z_П L_\mu}{2R_S} i_{Ra} u_S, \\ M_\Sigma = M_a + M, \\ \omega = \frac{M-M_C}{Jp}, \end{cases} \quad (10)$$

где M_a – асинхронная составляющая момента МДП, M– составляющая момента, обусловленная изменением частоты добавочного напряжения.

Системе уравнений (10) может быть поставлена в соответствие эквивалентная структура асинхронного двигателя с двойным питанием с изменением частоты добавочного напряжения, приведенная на рис. 4. Эта схема позволяет описать все возможные режимы работы МДП. При $u_{Ri} = 0$ и $\Delta\omega = 0$ схема описывает асинхронный двигатель с фазным ротором без источника добавочного напряжения на роторе; при $u_{Ri} \neq 0$ и $\Delta\omega = 0$ схема описывает асинхронный режим работы МДП; при $u_{Ri} \neq 0$ и $\Delta\omega \neq 0$ схема описывает МДП при изменении частоты добавочного напряжения. При соответствующей модификации, описанной в [1] и [2], схема будет описывать и режим работы МДП с управляемым преобразователем тока в роторе. Статические характеристики, соответствующие полученной эквивалентной схеме для МДП на основе двигателя MTF-111 Н6, приведены на рис. 5.

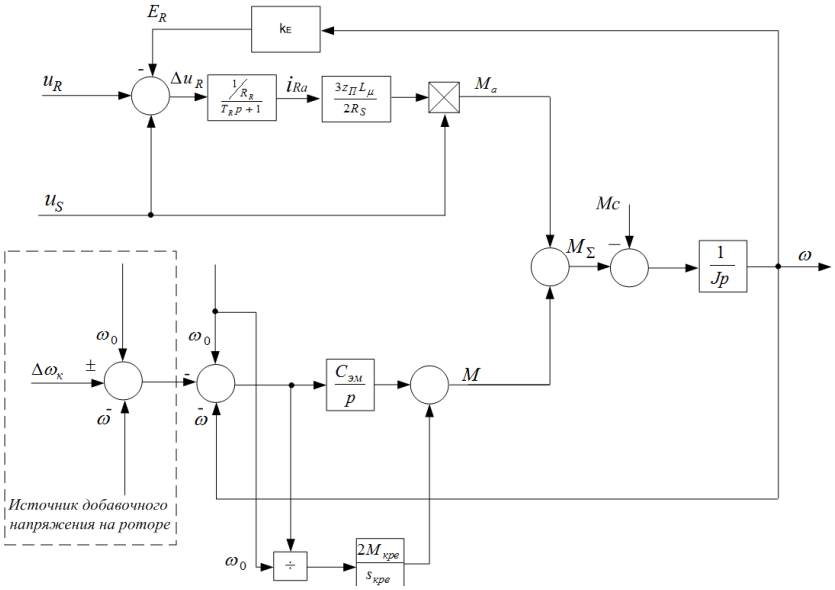


Рис. 4. Эквивалентная структура асинхронного двигателя с двойным питанием с изменением частоты добавочного напряжения

Видно, что увеличение амплитуды добавочного напряжения на роторе машины в асинхронном режиме, как и было показано [1] и [3], ведет к уменьшению жесткости рабочего участка механических характеристик. При изменении частоты добавочного напряжения жесткость механических характеристик и критический момент увеличиваются; при этом жесткость зависит от величины $\Delta\omega$. Таким образом, изменяя напряжение на роторе и его частоту, можно добиться расширения диапазона регулирования скорости МДП с сохранением критического момента для использования МДП в электроприводе шахтных подъемных установок. Также на рисунке представлена естественная механическая характеристика модельного двигателя MTF-111 Н6, и рабочий участок естественной механической характеристики, полученный из схемы 4. Видно, что приведенная схема достаточно точно описывает рабочий участок механической характеристики машины.

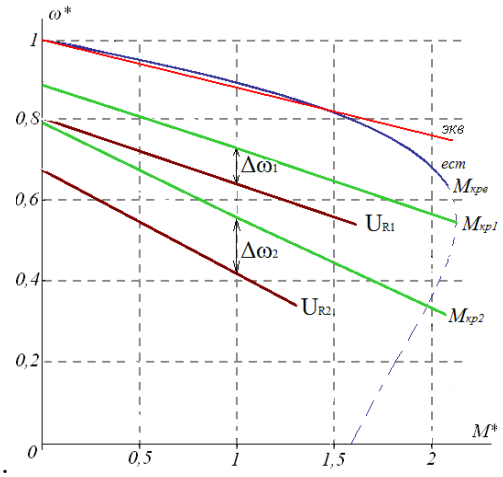


Рис. 5. Статические характеристики МДП, полученные из структурной схемы, приведенной на рисунке 4; $U_{R2} > U_{R1}$; $\Delta\omega_{R2} < \Delta\omega_{R1}$

Графики переходных процессов, возникающих в МДП при изменении частоты добавочного напряжения, приведены на рис. 6.

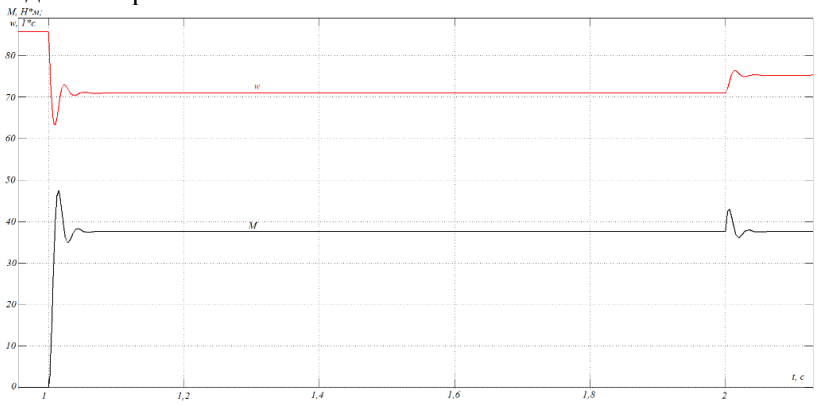


Рис. 6. Переходные процессы скорости и момента МДП на основе двигателя MTF-111H6 при частотной коррекции

После приложения нагрузки просадка скорости составила 17,5%. После увеличения частоты добавочного напряжения, эквивалентной 1 Гц (2% номинальной частоты напряжения на статоре) просадка скорости составила 11,5% при неизменном моменте нагрузки. Таким образом, увеличение $\Delta\omega$ частоты добавочного напряжения на 2% ведет к увеличению $\Delta\omega$ скорости вращения ротора на 6%.

При этом также экспериментально было определено, что при приращении $\Delta\omega$ более чем на 9,4% от номинальной частоты напряжения на статоре, в машине возникают колебательные переходные процессы скорости и момента, т.е. демпфирующих свойств обмотки ротора машины при таком приращении частоты оказывается недостаточно для гашения колебаний.

Уравнение линейного участка механической характеристики машины может быть записано в виде

$$\omega = \omega_0 - \beta M, \tag{11}$$

где β – жесткость рабочего участка характеристики.

С учетом (7), (11) может быть записано как:

$$\omega = \omega_0 + \Delta\omega - \beta M. \tag{12}$$

Выражение для жесткости с учетом изменения частоты $\Delta\omega$ может быть записано как:

$$\beta = \frac{M}{\omega_0 s + \Delta\omega}, \tag{13}$$

где $s = \frac{\omega_0 - \omega}{\omega_0}$ - скольжение.

Задачей изменения частоты добавочного напряжения на роторе является увеличение β до жесткости естественной механической характеристики. Жесткость естественной механической характеристики может быть найдена как:

$$\beta_e = \frac{M_{Kpe}}{2\omega_0 s_{KPe}}. \tag{14}$$

Для того, чтобы выполнялось условие$\beta = \beta_e$, величина изменения добавочного напряжения на роторе должна быть равна:

$$\Delta\omega = \frac{M_н s_{KPe}\omega_0 - 0{,}5(\omega_0 - \omega)M_{KPe}}{2M_{KPe}}. \tag{15}$$

По выражению (15) может быть оценен предельный диапазон регулирования МДП с изменением частоты добавочного напряжение на роторе с сохранением жесткости рабочих участков механической характеристики равной естественной. Максимальная скорость, при которой $\Delta\omega$ не превышает определенного выше предела в $0{,}094\omega_0$ для модельного двигателя MTF-111 H6, составляет 5,2 рад/с ($0{,}049\omega_0$); при этом диапазон регулирования скорости составляет 20,2:1. Если допустить уменьшение жесткости механической характеристики МДП в диапазоне малых скоростей ниже жесткости естественной характеристики, то диапазон регулирования может быть расширен до 30-32:1.

Для определения критического момента при изменении частоты добавочного напряжения на роторе и коррекции его фазы, воспользуемся приведенным в [1] уравнением механической характе-

ристики МДП и выражением (1). Определив величину $\Delta\omega$, при котором механическая характеристика машины имеет максимум (объемные тривиальные преобразования не приводятся из-за ограниченности объема статьи), и подставив ее в уравнением механической характеристики, получим выражение для критического момента машины при коррекции фазы и частоты добавочного напряжения на роторе:

$$M_{\Delta\omega} = \frac{M_{KPe}\left(U_R^*\omega_0 s_{KPe}\cos\left(arctg\left(\frac{s}{s_{KPe}}\right)\right)+\sqrt{\omega_0^2 s_{KPe}^2\left(U_R^{*}+s_{KPe}^2-2U_R^* s_{KPe}\sin\left(arctg\left(\frac{s}{s_{KPe}}\right)\right)\right)}\right)}{\omega_0^2 s_{KPe}}. \quad (16)$$

Выводы. Таким образом, по итогам проведенных исследований можно сделать следующие выводы.

1) Предложен способ определения и оценки влияния корректирующего воздействия по частоте добавочного напряжения на роторе на критический момент и жесткость механических характеристик МДП.

2) Разработана эквивалентная структура асинхронного двигателя с двойным питанием с изменением частоты добавочного напряжения, описывающая работу асинхронного двигателя как с источником добавочного напряжения в роторе, так и без него.

3) Экспериментально обоснована целесообразность изменения частоты добавочного напряжения для МДП, получен коэффициент усиления и закон изменения частоты добавочного напряжения на роторе МДП, позволяющий сохранять критический момент машины и жесткость ее механических характеристик на приемлемом уровне.

Библиографический список

1. V Yu Ostrovlyanchik et al. Mechanical characteristics of the doubly-fed machine and its use in the hoist electric drive / V Yu Ostrovlyanchik, I Yu Popolzin, D A Marshev // IOP Conference Series: Earth and Environmental Science, 2018. –Vol. 206. – Iss.1. – 142714.

2. V Yu Ostrovlyanchik et al. Operation algorithm of the hoist electric drive based on a doubly-fed machine with combined control / V Yu Ostrovlyanchik, I Yu Popolzin, V A Kubarev // IOP Conference Series: Earth and Environmental Science, 2018. –Vol. 206. – Iss.1. – 012040.

3. 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.

4. Ключев В. И. Теория электропривода / В. И. Ключев. – М.: Энергоатомиздат, 2001. – 704 с.

5. Онищенко Г. Б. Асинхронные вентильные каскады и двигатели двойного питания / Г. Б. Онищенко, И. Л. Локтева. – М.: Энергия, 1979. – 200 с.

6. V Yu Ostrovlyanchik. Equivalent model of a dually-fed machine for electric drive control systems / V Yu Ostrovlyanchik, I Yu Popolzin // IOP Conference Series: Materials Science and Engineering, 2018. –Vol. 351. – Iss.1. – 012017.

7. Островлянчик В. Ю. Математическая модель машины двойного питания в подвижной самоориентирующейся системе координат / В. Ю. Островлянчик, И. Ю. Поползин // Автоматизированный электропривод и промышленная электроника : труды седьмой Всероссийской научно-практической конференции, 23–24 ноября 2016 г. – Новокузнецк : СибГИУ : Изд. центр СибГИУ, 2016. – С. 79-87.

УДК 51-74:[621.313.333.1+621.313.334]:622.23.05

АЛГОРИТМИЧЕСКАЯ СТРУКТУРА СИСТЕМЫ УПРАВЛЕНИЯ ЭЛЕКТРОПРИВОДОМ ПОДЪЕМНОЙ МАШИНЫ С ДВИГАТЕЛЕМ ДВОЙНОГО ПИТАНИЯ

д.т.н., профессор Островлянчик В. Ю., Поползин И. Ю.
Сибирский государственный индустриальный университет, г. Новокузнецк, Россия

Аннотация. Использование схемы машины двойного питания является перспективным способом модернизации асинхронных электроприводов шахтных подъемных установок. Для обеспечения большого диапазона регулирования скорости, характерного для шахтных подъемных установок, следует управлять амплитудой, частотой и фазовым сдвигом добавочного напряжения на роторе. Поскольку частота и фазовый сдвиг

определяют аргумент добавочного напряжения, а амплитуда – его модуль, то регулирование скорости изменением модуля и аргумента является нетривиальной задачей, требующей особой структуры системы управления электроприводом шахтной подъемной установки, а также особых регуляторов. В данной статье рассматривается построение функционально-структурной схемы системы управления электроприводом шахтной подъемной установки на основе машины двойного питания, позволяющей учитывать указанные особенности регулирования скорости машины двойного питания изменением параметров добавочного напряжения на роторе.

Ключевые слова: шахтная подъемная установка, машина двойного питания, асинхронный двигатель с фазным ротором, асинхронный режим, диапазон регулирования, эквивалентная структура, система управления.

Использование уже имеющихся асинхронных двигателей с фазным ротором в схеме машины двойного питания (МДП) является перспективным способом модернизации асинхронного электропривода шахтных подъемных установок (ШПУ) [1]. Основной проблемой при использовании машины двойного питания в электроприводе подъемных установок является ограниченный диапазон регулирования скорости машины при регулировании за счет изменения амплитуды добавочного напряжения в цепи ротора. С увеличением амплитуды добавочного напряжения и соответствующим уменьшением скорости вращения ротора машины снижается также критический момент и падает жесткость рабочего участка механических характеристик. По этой причине часто диапазон регулирования скорости МДП оценивают как 2-2,5:1 [2]. Однако для шахтных подъемных установок требуется диапазон регулирования скорости не менее 30:1, а также реализация характерного для ШПУ режима растормаживания [3].

В [4] и [5] описан так называемый синхронный режим работы МДП, механические характеристики МДП, в котором подобны механическим характеристикам синхронного двигателя. Однако реализация такого режима, особенно для мощных асинхронных двигателей, сопряжена с техническими трудностями.

В [1] получено условие максимизации критического момента машины в асинхронном режиме по фазовому сдвигу добавочного напряжения на роторе в виде:

$$\delta = arctg\left(\frac{s}{s_{KPe}}\right), \quad (1)$$

где δ - фазовый сдвиг добавочного напряжения на роторе относительно напряжения на статоре, s – текущее скольжение, s_{KPe} – критическое скольжение на естественной механической характеристике. Тем не менее, выполнение условия (1) не позволяет достичь диапазона регулирования 30:1.

Авторами также был предложен способ увеличения диапазона регулирования скорости МДП за счет одновременного изменения амплитуды и частоты добавочного напряжения на роторе для коррекции механической характеристики машины, увеличения жесткости ее рабочего участка и увеличения критического момента машины.

Добавочное напряжение на роторе МДП изменяется по закону:

$$u_R(t) = U_R\, sin(\omega_R t + \delta), \quad (2)$$

где U_R - амплитуда добавочного напряжения, $\omega_э$ - электрическая частота добавочного напряжения, u_R – мгновенное значение добавочного напряжения.

При изменении частоты добавочного напряжения на роторе на величину $\Delta\omega_к$ выражение (2) примет вид:

$$u_R(t) = U_R\, sin\big((\omega_R + \Delta\omega_к)t + \delta\big). \quad (3)$$

При подаче добавочного напряжения на ротор в цепи ротора происходит суммирование собственной ЭДС ротора и добавочного напряжения (3). Линейная операция суммирования возможна при равенстве аргументов. В противном случае необходимо рассматривать нелинейные функции и анализ, и синтез систем управления значительно усложняются. Для возможности анализа и синтеза систем линейным методом необходимо произвести линеаризацию; в данном случае линеаризация возможна при малых отклонениях, если $\Delta\omega_к$ мало.

На основе исследований, проведенных в [1, 3, 6 - 8], была получена эквивалентная схема МДП при изменении амплитуды и частоты добавочного напряжения на роторе, приведенная на рис. 1. На рис. 1 приняты следующие обозначения: $z_П$ – число пар полюсов машины, $\Delta\omega$ - величина изменения частоты добавочного напряжения на роторе, ω_0 – скорость идеального холостого хода машины; ω - скорость вращения ротора машины; $C_{эм}$- коэффициент электромагнитной связи двигателя, M_{KPe} - критический момент машины на естественной механической характеристике, M_C - статический момент нагрузки; J - суммарный приведенный к ротору момент инерции механизма,

u_S – напряжение на статоре машины, φ_S – фазовый сдвиг между напряжением на статоре и током статора, u_R – добавочное напряжение на роторе, i_{Ra} – активная составляющая тока ротора МДП, $z_П$ – число пар полюсов машины, $L\mu$ - взаимная индуктивность статора и ротора машины, R_S – активное сопротивление статора машины, k_E – коэффициент внутренней обратной связи по ЭДС машины, R_R – активное сопротивление ротора, T_R – электромагнитная постоянная времени ротора, M_a – асинхронная составляющая момента МДП, M_ω – составляющая момента МДП, обусловленная изменением частоты добавочного напряжения на роторе.

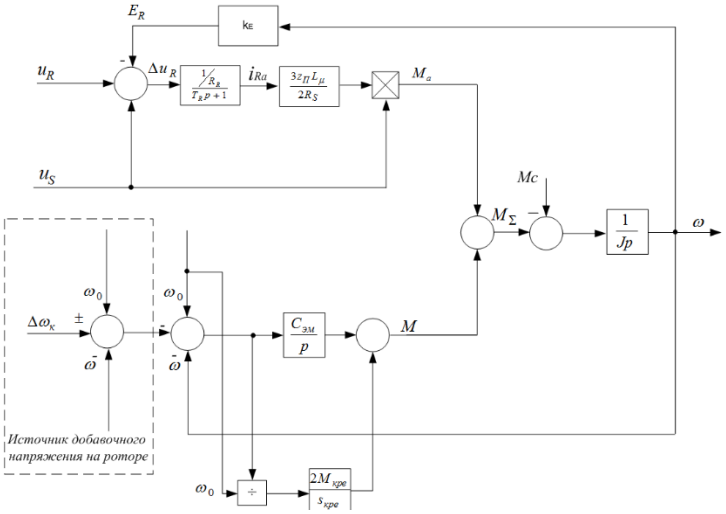


Рис. 1. Эквивалентная структура асинхронного двигателя с двойным питанием с изменением амплитуды и частоты добавочного напряжения

По схеме, приведенной на рис. 1, видно, что момент МДП зависит от амплитуды и частоты добавочного напряжения. При этом регулирование скорости машины осуществляется изменением амплитуды добавочного напряжения на роторе, а изменение частоты позволяет производить коррекцию механических характеристик (увеличивать жесткость рабочего участка и критический момент) при увеличении амплитуды добавочного напряжения. При увеличении частоты добавочного напряжения на роторе на величину $\Delta\omega_к$ скорость машины увеличивается. Таким образом, изменяя $\Delta\omega_к$, можно корректировать вид механических характеристик МДП. Следовательно, коррекция характеристик МДП со структурой, приведенной на рис. 1, осуществляется изменением фазового сдвига по условию (1) и изменением частоты добавочного напряжения, а непосредственное управление скоростью и моментом осуществляется изменением амплитуды добавочного напряжения. При этом технически введение добавочного напряжения в цепь ротора и изменение его параметров осуществляется с помощью управляемого преобразователя напряжения (УПН) в цепи ротора.

Формирование амплитуды напряжения на выходе УПН в соответствии с [9] осуществляется по закону:

$$U_R = \frac{k_П}{T_П p+1} U_{зU}, \tag{4}$$

где $U_{зU}$ - напряжение задания амплитуды; U_R – заданная амплитуда добавочного напряжения на роторе.

Изменение частоты на выходе УПН пропорционально напряжению задания:

$$\Delta\omega_к = U_{з\omega} k_\omega, \tag{5}$$

где $U_{з\omega}$ - напряжение задания частоты, k_ω - коэффициент пропорциональности.

В этом случае частота ω_R определится как:

$$\omega_R = \omega + \Delta\omega_K. \tag{6}$$

В соответствии со схемой, приведенной на рис. 1:

$$\Delta\omega = \pm\Delta\omega_K - \omega + \omega_0. \tag{7}$$

Объединив выражения (3-7), получим следующую систему уравнений:

$$\begin{cases} U_R = \frac{k_П}{T_П p+1} U_{зU}, \\ \Delta\omega_к = U_{з\omega} k_\omega, \\ \omega_R = \omega + \Delta\omega_K \\ \Delta\omega = \pm\Delta\omega_K - \omega + \omega_0, \\ u_R(t) = U_R\, sin(\omega_R t)\,. \end{cases} \tag{8}$$

Системе уравнений (8) может быть поставлена в соответствие структурная схема, приведенная на рис. 2.

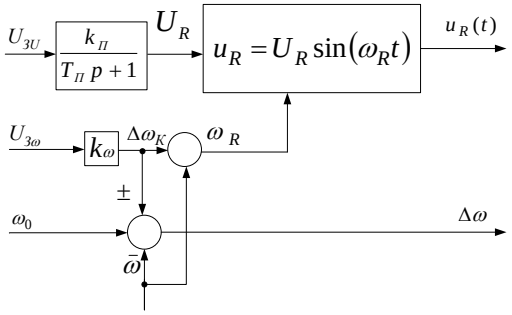


Рис. 2. Структурная схема УПН

Как было указано выше, изменение частоты добавочного напряжения на роторе позволяет увеличить жесткость рабочего участка механической характеристики МДП. Изменение частоты, обеспечивающее жесткость характеристики не ниже естественной, может быть определено по полученному авторами выражению:

$$\Delta\omega = \frac{M_н s_{KPe}\omega_0 - 0{,}5(\omega_0 - \omega)M_{KPe}}{2M_{KPe}}. \quad (9)$$

При работе МДП в электроприводе подъемной установки следует управлять не только скоростью машины, но и ее моментом. Однако прямая идентификация момента машины трудна в реализации. Момент может быть рассчитан на основании измеренного значения активной составляющей тока. В [3] показано, что момент и ток ротора связаны соотношением:

$$M = \frac{3}{2} L_\mu i_{Ri} i_S, \quad (10)$$

где i_S – ток статора машины, i_{Ri} – активная составляющая тока ротора в описанной в [10] системе координат. С учетом того, что данная система координат связана с вектором тока статора, а добавочное напряжение на роторе сдвинуто относительно напряжения на статоре на угол δ (1), то i_{Ri} может быть определен как:

$$i_{Ri} = i_R \cos(\delta - \phi_S + \phi_R) = i_R \cos\left(arctg\frac{s}{s_{KPe}} - arctg\left(\frac{X_S}{R_S}\right) + arctg\left(\frac{X_R}{sR_R}\right)\right), \quad (11)$$

где i_R – ток ротора; X_S, X_R – реактивные сопротивления статора и ротора соответственно; R_S, R_R – активные сопротивления статора и ротора соответственно.

Значение тока статора, входящее в (10), может быть измерено непосредственно или рассчитано через значение напряжения на статоре u_S:

$$i_s = \frac{u_S}{\sqrt{R_S^2 + X_S^2}}. \quad (12)$$

С учетом (10) и (11) выражение (10), определяющее функциональную связь тока ротора и момента, может быть записано как:

$$M = f(i_R) = \frac{3}{2} L_\mu \frac{u_S i_R \cos\left[arctg\frac{s}{s_{KPe}} - arctg\left(\frac{X_S}{R_S}\right) + arctg\left(\frac{X_R}{sR_R}\right)\right]}{\sqrt{R_S^2 + X_S^2}}. \quad (13)$$

Вычисление момента в соответствии с выражением (13) осуществляется с помощью нелинейного функционального блока, структура которого приведена на рис. 3.

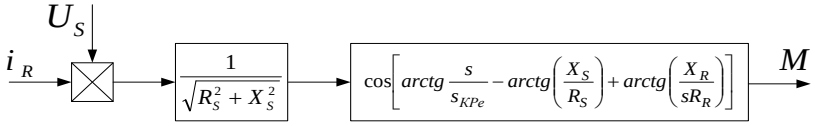


Рис. 3. Структура функционального блока вычисления момента

С учетом приведенных на рис. 1 и 2 схем, а также изложенного в [1, 3, 6-8, 12], можно составить алгоритмическую структуру системы управления электроприводом ШПУ на основе МДП, приведенную на рис. 4.

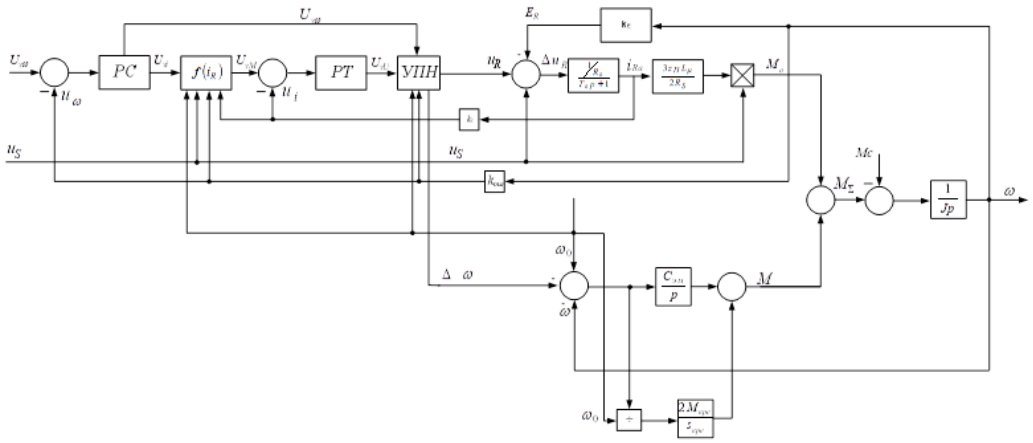


Рис. 4. Алгоритмическая структура системы управления электроприводом ШПУ на основе МДП

На схеме приняты следующие обозначения: РС – регулятор скорости, РТ – регулятор тока, u_ω - напряжение обратной связи по скорости, u_i - напряжение обратной связи по току ротора, $k_{o\omega}$ – коэффициент обратной связи по скорости, k_i – коэффициент обратной связи по току ротора.

В схеме, приведенной на рисунке 4, можно выделить два контура регулирования – контур регулирования скорости и контур регулирования момента. Регулятор скорости РС осуществляет формирование задания на изменение частоты добавочного напряжения в соответствии с (5) для коррекции механической характеристики машины, а также задания на амплитуду добавочного напряжения на роторе. Регулятор момента РМ осуществляет коррекцию фазы по (1) для максимизации момента, развиваемого машиной. Задание на формирование добавочного напряжения на роторе поступает в управляемый преобразователь напряжения, система управления которого формирует в соответствии с данным заданием добавочное напряжение с заданными амплитудой u_R и частотой $\omega_R = \omega + \Delta\omega_R$.

В схему, приведенную на рисунке 4, также может быть интегрирована схема управляемого преобразователя тока (УПТ) в цепи ротора, описанная в [3]. Ее интеграция в показанную систему управления должна сопровождаться изменением функциональности регуляторов скорости и момента с учетом свойств УПТ и особенностей электромеханического преобразования энергии МДП с УПТ в роторе.

Выводы. Таким образом, схема системы управления электроприводом шахтной подъемной установки на основе машины двойного питания, показанная на рисунке 2, позволяет осуществлять управление моментом и скоростью машины с коррекцией е статических и динамических свойств. Использование коррекции фазы в сочетании с режимом изменения частоты добавочного напряжения на роторе позволяет расширить диапазон регулирования скорости машины с сохранением требуемой величины критического момента, а возможность интеграции в схему УПТ позволяет реализовать режимы растормаживания и движения машины на малой скорости; также УПТ может быть использован как аварийный режим. Регуляторы скорости и момента в схеме при этом формируют сигналы задания коррекции фазы и изменения частоты добавочного напряжения на роторе.

Библиографический список

1. 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.

2. Онищенко Г. Б. Асинхронные вентильные каскады и двигатели двойного питания / Г. Б. Онищенко, И. Л. Локтева. – М.: Энергия, 1979. – 200 с.

3. V Yu Ostrovlyanchik et al. Mechanical characteristics of the doubly-fed machine and its use in the hoist electric drive / V Yu Ostrovlyanchik, I Yu Popolzin, D A Marshev // IOP Conference Series: Earth and Environmental Science, 2018. –Vol. 206. – Iss.1. – 142714.

4. Ключев В. И. Теория электропривода / В. И. Ключев. – М.: Энергоатомиздат, 2001. – 704 с.

5. Фираго Б. И. Регулируемые электроприводы переменного тока / Б. И. Фираго, Л. Б. Павлячик. – Минск: ЗАО «Техноперспектива», 2006. – 363 с.

6. V Yu Ostrovlyanchik et al. Operation algorithm of the hoist electric drive based on a doubly-fed machine with combined control / V Yu Ostrovlyanchik, I Yu Popolzin, V A Kubarev // IOP Conference Series: Earth and Environmental Science, 2018. –Vol. 206. – Iss.1. – 012040.

7. V Yu Ostrovlyanchik. Equivalent model of a dually-fed machine for electric drive control systems / V Yu Ostrovlyanchik, I Yu Popolzin // IOP Conference Series: Materials Science and Engineering, 2018. –Vol. 351. – Iss.1. – 012017.

8. Островлянчик В. Ю. Математическая модель машины двойного питания в подвижной самоориентирующейся системе координат / В. Ю. Островлянчик, И. Ю. Поползин // Автоматизированный электропривод и промышленная электроника : труды седьмой Всероссийской научно-практической конференции, 23–24 ноября 2016 г. – Новокузнецк : СибГИУ : Изд. центр СибГИУ, 2016. – С. 79-87.

9. Терехов В.М. Элементы автоматизированного электропривода / В. М. Терехов. – М. : Энергоатомиздат, 1987. – 224 с.

10. Островлянчик В. Ю. Математическая модель машины двойного питания в подвижной самоориентирующейся системе координат / В. Ю. Островлянчик, И. Ю. Поползин // Автоматизированный электропривод и промышленная электроника : труды седьмой Всероссийской научно-практической конференции, 23–24 ноября 2016 г. – Новокузнецк : СибГИУ : Изд. центр СибГИУ, 2016. – С. 79-87.

УДК 621.313

ИССЛЕДОВАНИЕ РАБОТЫ СИСТЕМЫ «ТИРИСТОРНЫЙ ВОЗБУДИТЕЛЬ – СИНХРОННЫЙ ДВИГАТЕЛЬ НАСОСНОГО АГРЕГАТА» В УСЛОВИЯХ ГЛУБОКОЙ ПРОСАДКИ НАПРЯЖЕНИЯ

[1]к.т.н. Кипервассер М.В., [1]к.т.н. Лактионов С.А., [1]Давыдов С.В, [2]Гуламов Ш.Р.
1– Сибирский государственный индустриальный университет, г. Новокузнецк, Россия
2 – г. Душанбе, республика Таджикистан

Аннотация. Составлена математическая модель системы «синхронный двигатель насосного агрегата - тиристорный возбудитель». Работа модели системы исследована в среде MatLab. Исследовалась ситуация глубокой просадки напряжения питающей сети. Получены графики изменения токов обмоток статора и ротора при просадке напряжения питающей сети и выполнен их анализ.

Ключевые слова: синхронный двигатель, центробежный насос, тиристорный выпрямитель, форсировка.

Синхронные электродвигатели предназначены для привода насосов, вентиляторов, дымососов и других механизмов с большими мощностями и маховыми массами, не требующих регулирования частоты вращения. На горнодобывающих и горноперерабатывающих предприятиях синхронные электродвигатели используется для приводов вентиляторов главного проветривания, гонных двигателей преобразовательных агрегатов карьерных экскаваторов, турбокомпрессоров компрессорных станций, водоотливных установок и насосов оборотного цикла.

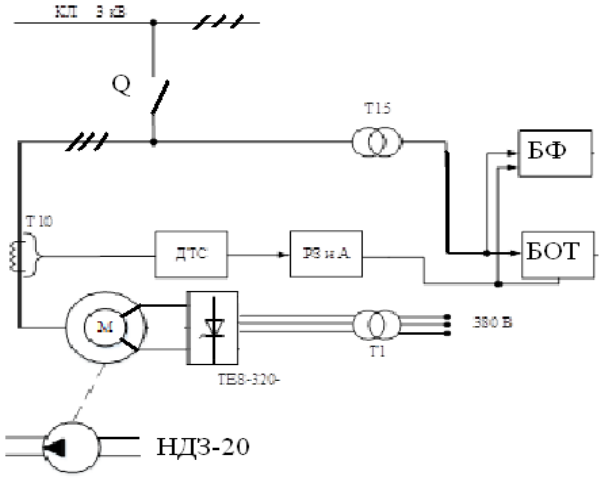
Проблемой в работе агрегатов, использующих в качества провода синхронный электродвигатель, является снижения момента двигателя при просадке напряжения питающей сети. При посадке напряжения сети электродвигатель может выйти из синхронизма, что в дальнейшем приведет перегреву обмоток статора и выходу двигателя из строя [1]. С целью изучения поведения комплекса "насосный агрегат с синхронным электродвигателем – тиристорный возбудитель» при посадке напряжение питающей сети произведено исследование работы насоса НДЗ-20 с приводом синхронным двигателем типа СДЗ-2-1000-1000УЗ.

Система электропривода состоит из синхронного двигателя, центробежного насоса НДЗ-20, устройств релейной защиты и автоматики, тиристорного возбудителя ТЕ 8-320-5. Синхронный двигатель питается от проходящей кабельной линии с напряжением 3кВ.

Тиристорный возбудитель питает обмотку возбуждения синхронного двигателя выпрямленным напряжением. Для стабилизации работы синхронной машины в качестве стандартной функции предусмотрена форсировка возбуждения при снижении напряжения сети [2]. Возбудитель кратковременно увеличивает ток ротора двигателя при снижениях напряжение сети более 15 - 20%.

Устройство релейной защиты выполнено с использованием терминала MiCom P11. Среди прочих терминал реализует защиту по максимальному току и току перегрузки. Уставки защит по максимальному току составляют от 7,0 до 9,0 $I_н$, при перегрузке - до 1,5 $I_н$ при определённом времени срабатывания.

Принципиальная схема системы электропривода и основные элементы сети электроснабжения показаны на рис. 1.



М - синхронный электродвигатель; НДЗ-20- центробежный насос; ТЕ 8-320 – тиристорный возбудитель; Т1 – разделительный трансформатор возбудителя; Т15 - измерительный трансформатор напряжения; Т10 – измерительный трансформатор тока; ДТС - датчик тока статора; Q – высоковольтный выключатель; РЗиА - устройство релейной защиты и автоматики; БФ – блок управления форсировкой; БОТ – блок ограничения тока

Рис. 1. Принципиальная схема электропривода и элементы сети электроснабжения

Уравнения Парка−Горева описывают электромагнитные процессы в синхронной явнополюсной машине и позволяют определить значения токов статора в переходных режимах. Система дифференциальных уравнений явнополюсного СД с демпферной обмоткой на роторе имеет вид [1, 2]:

$$\begin{cases} U_d = R_1 \cdot I_d + \frac{d\psi_d}{dt} - (1-s)\cdot\psi_d, \\ U_q = R_1 \cdot I_q + \frac{d\psi_q}{dt} - (1-s)\cdot\psi_q, \\ U_f = R_f \cdot I_f + \frac{d\psi_f}{dt}, \\ 0 = R_D \cdot I_D + \frac{d\psi_D}{dt}, \\ 0 = R_Q \cdot I_Q + \frac{d\psi_Q}{dt}, \end{cases} \quad (1)$$

где U_dи U_q– составляющие вектора напряжения Uпо осям dи q; U_f– напряжение обмотки возбуждения; I_dи I_q– составляющие вектора тока по осям d и q;I_f – ток возбуждения; I_D и I_Q – составляющие вектора тока демпферной обмотки; R_l, R_f, R_D, R_Q– активные сопротивления статора, ротора и демпферной обмотки по осям d и q; $\Psi_{dl}, \Psi_f, \Psi_D, \Psi_Q$– потокосцепления статора, ротора и демпферной обмотки по осям d и q;s – скольжение.

Потокосцепления в (1) определятся в виде:

$$\begin{cases} \psi_d = x_d \cdot I_d + x_{ad} \cdot I_f + x_{ad} \cdot I_D, \\ \psi_q = x_q \cdot I_q + x_Q \cdot I_Q, \\ \psi_f = x_{ad} \cdot I_d + x_{ad} \cdot I_f + x_D \cdot I_D, \\ \psi_{kq} = x_{aq} \cdot I_q + x_Q \cdot I_Q, \end{cases} \quad (2)$$

где x_d, x_q–синхронные индуктивные сопротивления по осям d и q; x_{ad}, x_{aq}– индуктивные сопротивления взаимоиндукции статора и ротора по осям d и q; x_f– индуктивное сопротивление обмотки возбуждения; x_D, x_Q – индуктивные сопротивления демпферной обмотки по осям d и q.

Для исследования переходных процессов (1) требуется дополнить описанием электромагнитного момента:

$$M = \psi_d \cdot I_q - \psi_q \cdot I_d. \quad (3)$$

С учетом выражений (2) и (3) совместная система запишется (4) [3]:

$$\begin{cases} U_d = R_1 \cdot I_d - (x_q \cdot I_q + x_{aq} \cdot I_Q), \\ U_q = R_1 \cdot I_q + (x_d \cdot I_d + x_{aq} \cdot I_f + x_{ad} \cdot I_D), \\ U_f = R_f \cdot I_f + (x_{ad} \cdot \frac{dI_d}{dt} + x_{ad} \cdot \frac{dI_f}{dt} + x_D \cdot \frac{dI_D}{dt}), \\ 0 = R_D \cdot I_D + (x_{ad} \cdot \frac{dI_d}{dt} + x_{ad} \cdot \frac{dI_f}{dt} + x_D \cdot \frac{dI_D}{dt}), \\ 0 = R_Q \cdot I_Q + (x_{aq} \cdot \frac{dI_q}{dt} + x_Q \cdot \frac{dI_Q}{dt}), \\ M = \psi_d \cdot I_q - \psi_q \cdot I_d, \\ M - M_c = J \cdot \frac{d\omega}{dt}, \end{cases} \quad (4)$$

где M_c– момент сопротивления на валу синхронного двигателя, создаваемый насосом НДЗ-20 [3].

Насосная установка характеризуется равенством подачи и напора насоса расходу и давлению в сети. В общем случае энергия насоса расходуется для подъема жидкости на высоту $z_2 - z_1$, создания давления в системе $p_2 - p_1$ и преодоления суммарных сопротивлений $h_n = h_{n1} + h_{n2}$ [4].

Мощность центробежного насоса выражается [4]:

$$P_н = H_{cm} \cdot Q = M_c \cdot \alpha_{синх}, \quad (5)$$

где $H_{cm} = \frac{p_2 + p_1}{\rho g} + (z_2 - z_1)$).

Тогда момент двигателя составит:

$$M_c = \frac{H_{cm} \cdot Q}{\alpha_{синх}}. \quad (6)$$

С учётом (6) общая система уравнений запишется (7) [4, 5]:

$$\begin{cases} U_d = R_1 \cdot I_d - (x_q \cdot I_q + x_{aq} \cdot I_Q), \\ U_q = R_1 \cdot I_q + (x_d \cdot I_d + x_{aq} \cdot I_f + x_{ad} \cdot I_D), \\ U_f = R_f \cdot I_f + (x_{ad} \cdot \frac{dI_d}{dt} + x_{ad} \cdot \frac{dI_f}{dt} + x_D \cdot \frac{dI_D}{dt}), \\ 0 = R_D \cdot I_D + (x_{ad} \cdot \frac{dI_d}{dt} + x_{ad} \cdot \frac{dI_f}{dt} + x_D \cdot \frac{dI_D}{dt}), \\ 0 = R_Q \cdot I_Q + (x_{aq} \cdot \frac{dI_q}{dt} + x_Q \cdot \frac{dI_Q}{dt}), \\ M = \psi_d \cdot I_q - \psi_q \cdot I_d, \\ M - \frac{H_{cm} \cdot Q}{\alpha_{синх}} = J \cdot \frac{d\omega}{dt}. \end{cases} \quad (7)$$

На основании (7) в среде MatLab, пакете расширения Simulink была составлена модель электромеханического комплекса (рис. 2) [6, 7].

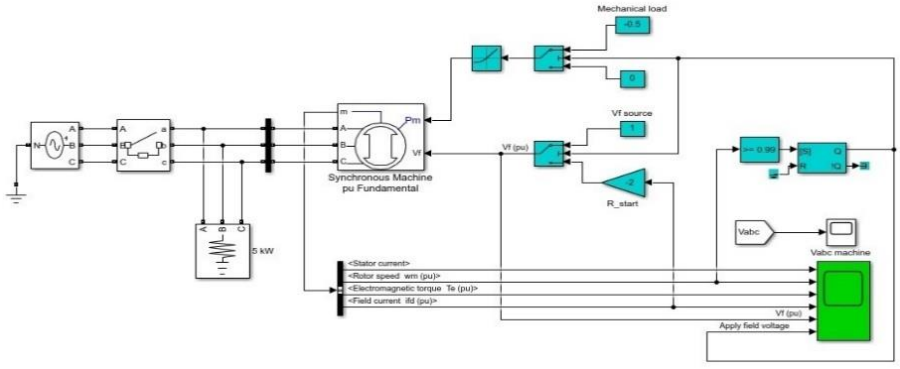


Рис. 2. Схема системы ТВД-СД насосного агрегата в MatLab Simulink

В модели исследовался режим посадки напряжения питающей сети на 20% от номинального значения. Графики переходных процессов показаны на рис. 3. Анализ графиков переходных процессов в машине показывает:

– при посадке напряжения токи в обмотках ротора и статора увеличиваются. Увеличение тока статора обусловлено изменением внутреннего угла синхронной машины. Причиной роста тока ротора является срабатывание схемы форсировки возбуждения;

– переходный процесс роста тока возбуждения апериодический с постоянной времени составляет 0,27 с. Ток ротора увеличивается до значения, определяемого схемой форсировки 350 А;

– переходный процесс тока статора колебательный с постоянной времени 0,34 с. Ток статора при форсировке возбуждения увеличивается до 225 А, увеличиваясь на 34% от значения в нормальном режиме;

– значения тока статора в переходном процессе и по его окончанию не превышает уставок срабатывания максимально токовой защиты и защиты от перегрузок терминала MiCom P11.

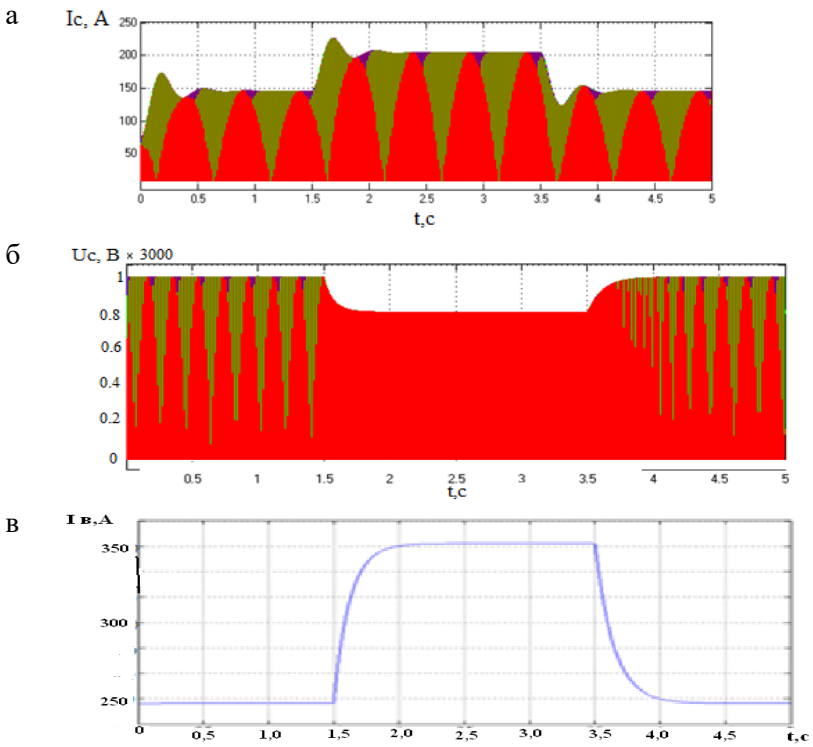


Рис. 3. Графики переходных процессов в СД при просадки питающей сети:
а) график тока статора синхронной машины; б) график напряжения статора синхронной машины;
в) график тока возбуждения синхронной машины

Выводы. Применение форсировки возбуждения позволяет кратковременно увеличить перегрузочную способность двигателя без срабатывания комплекса реле синхронного двигателя. Увеличение тока ротора при форсировке повышает устойчивость работы синхронного двигателя при снижении напряжения питающей сети, предотвращая перерывы в работе насосных станций.

Библиографический список

1. Сипайлов Г.А. Электрические машины (специальный курс)/Г.А. Сипайлов, Е.В. Кононенко, К.А. Хорьков. -М.: Высшая школа, 1987. - 287 с.

2. Ковач К.П. Переходные процессы в машинах переменного тока/К.П. Ковач, И. Рац. -М.-Л.: Госэнергоиздат, 1963. - 744 с.

3. Пугачев Е.В., Кипервассер М.В., Гуламов Ш.Р. Динамические характеристики системы гидротурбина - синхронный генератор работающей на автономную нагрузку в аварийных режимах./ Вестник Таджикского национального университета, 2014, № 1/2 (130). - С. 117-124.

4. Быстрицкий Г.Ф. Основы энергетики: учебник, 3-е изд., стер.-М.: КНОРУС, 2012. -352 с.

5. Пугачев Е.В., Кипервассер М.В., Гуламов Ш.Р. Косвенное оценивание неисправностей механической части гидроагрегатов// Вестник Кузбасского государственного технического университета. - 2015. - № 2(108). - С. 122-127.

6. Mark S. Gockenbach. MATLAB Tutorial to accompany Partial Differential Equations: Analytical and Numerical Methods, 2nd edition, SIAM, 2010, 136p.

7. A A Ansari, D M Deshpande, Mathematical Model of Asynchronous Machine in MATLAB Simulink, A. Ansari et. al. /International Journal of Engineering Science and Technology ,Vol. 2(5), 2010, 1260-1267.

УДК 622.6 - 621.313.2

СПОСОБ КОНТРОЛЯ ПРОСКАЛЬЗЫВАНИЯ КАНАТОВ ШАХТНОЙ ПОДЪЕМНОЙ МАШИНЫ СО ШКИВОМ ТРЕНИЯ

[1]к.т.н. Кипервассер М.В., [1]к.т.н. Симаков В.П., [2]Аниканов Д.С.
1 – Сибирский государственный индустриальный университет, г. Новокузнецк, Россия
2 – ООО «СИБШАХТОСТРОЙ», г. Новокузнецк, Россия

***Аннотация*:** Рассмотрены причины развития аварийного режима проскальзывания канатов по шкиву трения. Описан процесс преобразования мощности и составлена система уравнений для движения сосудов и электрических величин привода. Выполнено совместное моделирование механических и электрических величин в электромеханическом комплексе.

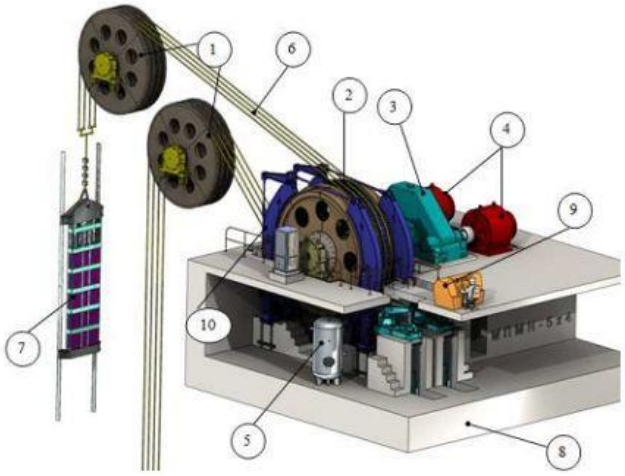
Ключевые слова: шахтная подъемная машина (ШПМ), шкив трения, проскальзывание каната, двигатель постоянного тока.

Клетевые и скиповые шахтные подъемы относятся к основным технологическим агрегатам, обеспечивающим работу подземных горнодобывающих предприятий. От надёжной и безотказной работы подъёмных установок зависят безопасность и производительность предприятия в целом.

Узлы и агрегаты шахтных подъемных машин в процессе работы подвергаются значительным нагрузкам, действие которых приводит к постепенному износу и выходу из строя механизма по тем или иным причинам. Доступ к быстро изнашивающимся узлам и деталям ШПМ у персонала установки ограничен, что исключает непрерывную оценку их состояния. По этой причине возникающие неисправности и аварии выявляются несвоевременно, а их характер устанавливается зачастую неверно, что многократно увеличивает потери производства. В этой связи своевременное и точное определение места и характера повреждения является важной для производства задачей [1].

Скиповой подъем со шкивом трения включает в себя сложный комплекс узлов и агрегатов [2,3]:

– коренную часть подъема (рис. 1) (шкив трения, отклоняющие шкивы, тормозные устройства, редуктор, аппарат задания и контроля хода (АЗК));
– подъемные сосуды (скипы) с прицепными устройствами и канатами;
– загрузочные устройства (дозаторы), шахтный ствол с направляющими проводниками, разгрузочные «кривые»;
– электрический двухдвигательный привод постоянного тока со схемой управления.



1 - отклоняющие шкивы; 2 - шкив трения; 3 – редуктор; 4 – двигатели; 5 – воздухозабор; 6 – канат; 7 – противовес; 8 – фундамент; 9 - пульт управления; 10 - тормозное устройство с двумя угловыми рычагами

Рис. 1. Общий вид шахтной подъемной машины

В течение технологической смены за всем комплексом механизмов шахтного подъема наблюдает с пульта управления машинист скипового подъема. Кроме того, используются схемы и устройства, контролирующие отдельные узлы или аварийные ситуации подъемной установки. Контроль аварийных режимов обычно выполняют разного рода датчики: переподъема 1-го и 2-го положения

скипа, массы груза в скипе, износа тормозных колодок, превышения скорости и пр. Общее количество датчиков на скиповом подъеме достигает двадцати.

Аварийная ситуация проскальзывания канатов по канатоведущему шкиву является характерной для подъёмных установок со шкивом трения. Причиной её возникновения являются местные снижения коэффициента трения футеровки шкива и динамические явления в канате в зоне пары трения «футеровка – канат».

Безопасность подъема и надежность работы ШПМ во многом зависят от конструктивного исполнения и материала футеровки движущих шкивов. Футеровка обеспечивает необходимое сцепление подъемных канатов с канатоведущим шкивом, срок продолжительной (2-3 года) работы подъема при заданном давлении и температуре без пробуксовывания канатов, выравнивание нагрузки. В настоящее время в качестве футеровки приводных и отклоняющих шкивов ШПМ используют преимущественно пластикат ПП-45, представляющий собой полихлорвинил, пластифицированный диоктилфталатом [4]. Эта футеровка допускает в паре с прядевыми канатами расчетный коэффициент трения 0,25 и удельное давление 2 МПа. Поверхность шкивов отечественных многоканатных подъемных машин футеруют брусками из серийно выпускаемого пластиката ПП-45. К оболочке шкива колодки футеровки прижимают крепежными клиньями. Сечение колодок футеровки унифицировано. Футеровку канатоведущих шкивов протачивают специальным приспособлением при разности диаметров желобов под канаты, превышающей 0,5 мм.

Основные неисправности канатоведущих шкивов связаны главным образом с износом футеровки, ее креплением. Наличие большого числа отверстий под болты для крепления футеровки ослабляет обечайку и вызывает образование трещин. Различное натяжение канатов вызывает неравномерный износ футеровки. Недостатком футеровки является то, что она при нагревании (до 100°С) размягчается, вследствие чего уменьшается коэффициент трения. При низких температурах она теряет свои фрикционные свойства.

При скольжении 20-30 см каната по футеровке её верхний слой начинает расплавляться. Таким образом, даже при незначительном нарушении нормального режима происходит проскальзывание канатов по канатоведущему шкиву, что приводит к выплавлению футеровки и аварийной ситуации.

Для контроля проскальзывания канатов используются схемы, сравнивающие скорости вращения канатоведущего и отклоняющего шкивов. Иногда дополнительно измеряются скорости скипов [5]. Схемы предполагают использование значительного количества дополнительного оборудования и, в силу этого, не очень надёжны. Последствия аварийной ситуации проскальзывания канатов по шкиву, с учётом размеров и массы сосудов, скоростей движения, глубины ствола, являются тяжёлыми. В этой связи своевременное и точное определение аварийной ситуации проскальзывания канатов является важной для производства задачей. В производственных условиях для её выполнения может быть использован метод энергетической оценки работы привода [1].

Для регистрации аварийной ситуации, согласно [1], может использоваться информация об электрических величинах привода подъёмной установки. В случае привода постоянного тока - информация о величинах тока якорной цепи двигателей, тока обмоток возбуждения, напряжении якоря двигателей и их частоте вращения [1, 6]. Представляется возможным и целесообразным, опираясь на результаты работ [1, 6], использовать информацию об электрических величинах привода подъёмной установки для определения аварийной ситуации проскальзывания канатов по канатоведущему шкиву.

Для применения этого метода контроля необходимо иметь в виду, что работа скипового подъема сопровождается непрерывным процессом преобразования одного вида энергии в другой. Электрическая энергия источника (электрической сети) преобразуется в энергию вращательного движения на валу электродвигателя и далее используется в механизме для совершения полезной работы. Количество энергии, преобразованной из одной формы в другую, согласно закону её сохранения с учетом потерь, должно быть одинаковым в любой интервал времени. Величины мощностей различных процессов описываются следующими известными выражениями:

– мощность трехфазной сети переменного тока:

$$P = \sqrt{3} \cdot U \cdot I \cdot cos \quad \phi, \quad Bm \tag{1}$$

где U – линейное напряжение сети, В; I – фазный ток сети, А; cos φ – коэффициент мощности.

– мощность (электрическая) на зажимах постоянного тока преобразователя и цепи якоря приводного двигателя:

$$P = U \cdot I, \quad Вт \tag{2}$$

где U – напряжение якорной цепи, В; I – ток якорной цепи, А.

– механическая мощность на валу двигателя:

$$P = M \cdot \omega, \quad Вт \tag{3}$$

где M – механический момент электродвигателя, Н·м; ω – угловая частота вращения вала, $с^{-1}$.

– суммарная мощность движущихся и вращающихся частей механизма:

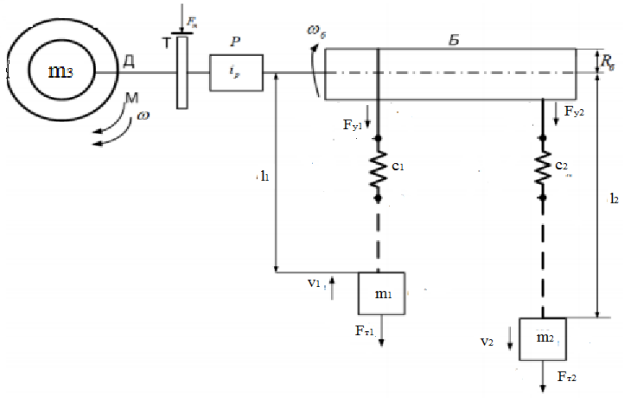
$$P = (F_{нат1} - F_{нат2}) \cdot \upsilon + J \cdot \omega \cdot \varepsilon \tag{4}$$

где $F_{нат1}$, $F_{нат2}$ - силы натяжения канатов, Н; υ – линейная скорость скипов; ω – частота вращения вала двигателя; J – приведенный момент инерции; ε – угловое ускорение привода.

Любая из аварийных ситуаций (в том числе - проскальзывание каната на шкиве трения) приводит к отклонению величины механического момента на валу электродвигателей подъема от нормального для данного режима значения [6]. Как следствие, меняются электрические величины привода подъёмной машины по схеме [7]:

$$\downarrow M_T \rightarrow \uparrow n \rightarrow \uparrow E_Я \,(E_Я = c_E n \Phi) \rightarrow \downarrow I_Я \,(I_Я = \frac{U - E_Я}{R_Я}). \tag{5}$$

Расчётная схема для выполнения совместного моделирования механических и электрических величин в электромеханическом комплексе показана на рис. 2.



Д – приводной электродвигатель; Т – тормозной механизм; Б – барабан; Р – редуктор; m_1, m_2, m_3 – приведённые к движению канатов массы вращающихся частей и подъёмных сосудов и канатов; l_1, l_2 – переменные длины подъёмных канатов; $F_{т1}, F_{т2}, F_{y1}, F_{y2}$ – силы тяжести подъёмных сосудов и силы упругости подъёмных канатов; c_1, c_2 –жёсткости подъёмных канатов

Рис. 2. Расчётная схема к определению механических и электрических величин привода ШПМ

Механическая часть подъёмной установки представляется трёхмассовой системой с упругими связями между массами. Система уравнений увязывает движение масс и электрические величины приводного электродвигателя (6):

$$\begin{cases} m_1 * x_1^{//} = -F_{y1} - F_{m1} = -c_1(x_1 - x_3) - m_1 g; \\ m_2 * x_2^{//} = F_{y2} + F_{m2} = c_2(x_2 - x_3) + m_2 g; \\ m_3 * x_3^{//} = \beta * L_m(i_\alpha * i_в) - F_{y1} + F_{y2} = \beta * L_m(i_\alpha * i_в) - c_1(x_1 - x_3) + c_2(x_2 - x_3); \\ F_{mp} = -F_{y1} + F_{y2} = -c_1(x_1 - x_3) + c_2(x_2 - x_3) = k(m_1 g + m_2 g); \\ L_a \frac{di_\alpha}{dt} + c_e * \beta x_1^{/} * L_m i_в + r_a i_\alpha = U_a; \\ L_в \frac{di_в}{dt} + L_m \frac{di_\alpha}{dt} + r_в i_в = U_в; \{ \end{cases} \tag{6}$$

где m_1, m_2, m_3 – приведённые к движению канатов массы вращающихся частей и подъёмных сосудов и канатов; x_1, x_2, x_3- перемещения приведённых масс; k ,F_{mp}- коэффициент и сила трения каната о футеровку; i_α ,$i_в$- токи якоря и возбуждения электродвигателя; β - коэффициент приведения динамики электродвигателя к движению канатов; c_e- конструк-

тивная постоянная электродвигателя; L_a , $L_в$,L_m - индуктивности обмоток якоря, возбуждения и взаимная индуктивность; r_a, $r_в$- активные сопротивления обмоток якоря, возбуждения; U_a, $U_в$- напряжения питания цепей якоря и возбуждения.

Моделирование работы скипового подъёма в нормальном режиме и аварийной ситуации проскальзывания канатов по канатоведущему шкиву было выполнено в среде MATLAB. Аварийная ситуация проскальзывания каната моделировалась уменьшением значения коэффициента трения каната о футеровку k в уравнениях (6). Результаты моделирования движения судов в стволе и возникновения проскальзывания каната показаны на рис. 3. При снижении коэффициента трения (проскальзывании канатов) на диаграмме тока якорной цепи привода появляется фиксируемое измерительными средствами отклонение от нормального значения. Возникшее на диаграмме тока отклонение от нормальных значений дает информацию о месте возникновения неисправности и ее тяжести (рис. 3).

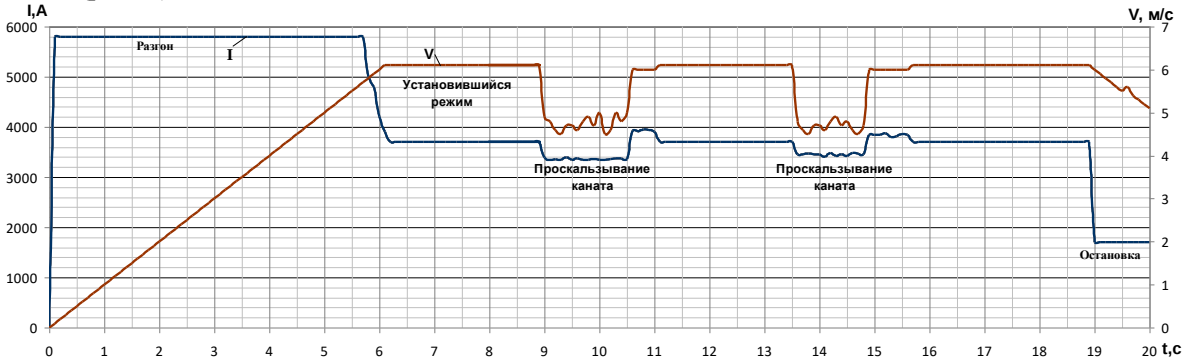


Рис. 3. Изменение тока статора и скорости скипа

При выполнении дополнительных исследований, возможна идентификация большинства видов неисправности механической части агрегата, так как характер отклонения тока от нормальных значений связан с типом неисправности вышеупомянутой механической части.

Выводы. С использованием контроля электрических параметров электропривода подъёмной машины возможно создавать специальные защитные устройства. Такого рода устройство способно распознавать начальный этап развития аварийного режима по отклонению контролируемых величин токов электромеханических преобразователей. Для осуществления контроля в «on-line» режиме схема защиты формирует нормальную для данного цикла движения подъёма диаграмму значений токов электромеханического преобразователя. При появлении в диаграмме тока отклонения от нормальных значений устройство формирует аварийный сигнал на отключение привода и остановку подъема.

Библиографический список

1. К обоснованию комплексного метода оценки степени работоспособности современных технологических объектов. Савельев А.Н., Кипервассер М.В., Аниканов Д.С.// Изв. вуз. Черная металлургия. - 2012. - № 12. - С. 37 – 41.

2. Шахтный подъем / Бежок В.Р., Дворников В.И., Манец И.Г., В.А. Пристром – Донецк ЮгоВосток, 2007. – 626 с.

3. Разработка компьютерной модели узла шкива трения в сборе многоканатной подъемной машины МПМН5х4. /Е.В. Панченко, М.А.Рутковский, Я.С.Цыбульский. Труды конференции Наукова весна. - Днепропетровск, 2014. - С. 25-26.

4. Шахтные подъемные установки / Завозин Л.Ф. – М.: Недра, 1975. – 364 с

5. Техническая диагностика механического оборудования / В.А. Сидоров, В.М. Кравченко, В.Я. Седушин. – Донецк: Новый мир, 2003. – 125 с.

6. Распознавание аварийных ситуаций механического оборудования с электроприводом постоянного тока. Савельев А.Н., Кипервассер М.В., Ижелевская О.В.// Изв. вуз. Черная металлургия. - 2011. - № 6. - С. 42 – 45.

7. Электрические машины: учебник для вузов / Иванов-Смоленский А.В. – М.: Энергия, 1980. – 928 с.

УДК 622.831.322

РАСЧЕТ ПОКАЗАТЕЛЕЙ ПРОГНОЗА И ПРЕДОТВРАЩЕНИЯ ДИНАМИЧЕСКИХ ЯВЛЕНИЙ ПРИ ВЕДЕНИИ ОЧИСТНЫХ РАБОТ

к.т.н. Абрамов И. Л.
Федеральный исследовательский центр угля и углехимии СО РАН, г. Кемерово, Россия

Аннотация. Для совершенствования методов и технологий прогноза и предотвращения динамических явлений в угольных шахтах разработан комплекс программ для выполнения регионального прогноза на основе геодинамического зонирования участков угольных пластов; расчета и построения защищенных зон при отработке свит угольных пластов; оценки выбросоопасности очистного забоя.

Ключевые слова: региональный прогноз, геодинамические явления, угольная шахта, зонирование, защищенные зоны, зоны повышенного горного давления защитные пласты, выбросоопасность, очистной забой.

К динамическим явлениям относят результат проявления горного давления, давления заключенных в горных породах газов и жидкостей, местных сил гравитации или одного из этих факторов, заключающийся во внезапно возникающем и протекающем с большой скоростью разрушением, сдвижением, выбросом угля или пород и/или прорыве и усиленном выделении газов или жидкости в горные выработки [1, 2]. Их последствиями являются аварии по причине внезапных загазований и завалов выработок углем и породой, а также взрывов метана и угольной пыли, разрушения крепи выработок, повреждения машин и механизмов, оборудования, приборов. Наибольшую опасность представляет группа газодинамических явлений: внезапные выбросы угля и газа, внезапные выбросы породы и газа; внезапные выбросы газа с разрушением вмещающих пород, выбросы газа с разрушением почвы выработки, выдавливания угля с повышенным газовыделением, обрушения и высыпания угля с повышенным газовыделением, суфляры, прорывы газа из зон тектонических нарушений [3].

Возможность возникновения газодинамических явлений в шахтах определяется сочетанием трех основных факторов: геологических, горнотехнических и технологических. Геологические условия связаны с масштабными динамическими процессами в земной коре, тектоническим строением горного массива, степенью метаморфизма углей, физическими свойствами горных пород и залежей полезных ископаемых. Газодинамическая опасность возрастает с глубиной разработки месторождений полезных ископаемых. На степень динамической активности горного массива существенно влияет технология ведения горных работ. Формирование и развитие газодинамических явлений определяют газовая зональность и газовая динамика массива на глубинах ведения горных работ [4].

Для совершенствования методов и технологий прогноза и предотвращения динамических явлений в угольных шахтах разработан комплекс программ, позволяющих определить количественные показатели при решении задач:

- регионального прогноза на основе геодинамического зонирования участков угольных пластов;
- расчета и построения защищенных зон при отработке свит угольных пластов;
- оценки выбросоопасности очистного забоя.

Для выполнения регионального прогноза динамических явлений на угольных шахтах на основе оценки геомеханического состояния анизотропного по прочности массива горных пород, вмещающего горные выработки, с учетом пригрузки в зонах повышенного горного давления, разгрузки в надработанных и подработанных зонах и влияния тектонических нарушений разработана «Программа геодинамического зонирования участков угольных пластов с применением нерегулярных триангуляционных сетей» [5]. Программа позволяет, используя входные данные в виде замеров характеристик шахтного поля с применением нерегулярных триангуляционных сетей, выполнить геодинамическое зонирование шахтного поля с выделение опасных по внезапным выбросам зон на плане горных работ, что является основой регионального прогноза выбросоопасности при отработке шахтного поля. В алгоритме программы реализован метод геодинамического зонирования участков угольных пластов (ГЗУП) для прогноза динамических явлений при ведении очистных работ. Объектом регионального прогноза является планируемый к отработке столб угольного пласта. Региональный прогноз опасности очистного забоя должен выполняться предварительно до ведения

очистных работ и завершаться после проведения оконтуривающих выемочный столб пластовых подготовительных выработок.

Суть метода заключается в выполнении следующих работ: измерение характеристик шахтного поля, построение карт распределения характеристик на шахтном поле, установление опасных участков шахтного поля с превышением предельных значений для каждой характеристики, выделение зон, опасных по внезапным выбросам угля и газа, на которых все рассматриваемые характеристики имеют критические значения [6 - 8].

Разработанная программа является основой многоуровневой ГИС-модели для ГЗУП. Построение карт распределения характеристик на шахтном поле реализовано на основе применения метода триангуляции Делоне. Зонирование участков угольных пластов выполнено с применением нерегулярных триангуляционных сетей с ранжирование следующих характеристик шахтного поля: влажность, выход летучих, газоносность, зольность, глубина залегания. Для каждой из этих характеристик, определяемых по данным разведочных скважин участка шахтного поля, строится сеть с выделением на участке пласта зон, в пределах которых рассматриваемые характеристики имеют критические значения. В качестве примера результатов применения программы на рис. 1 представлен план горных работ с геоинформационными полями характеристик геодинамической опасности по данным замеров участка шахтного поля ООО Шахта «Чертинская-Коксовая» ОАО «ПО Сибирь-Уголь». Потенциально выбросоопасная зона нанесена на план горных работ участка 3 [9].

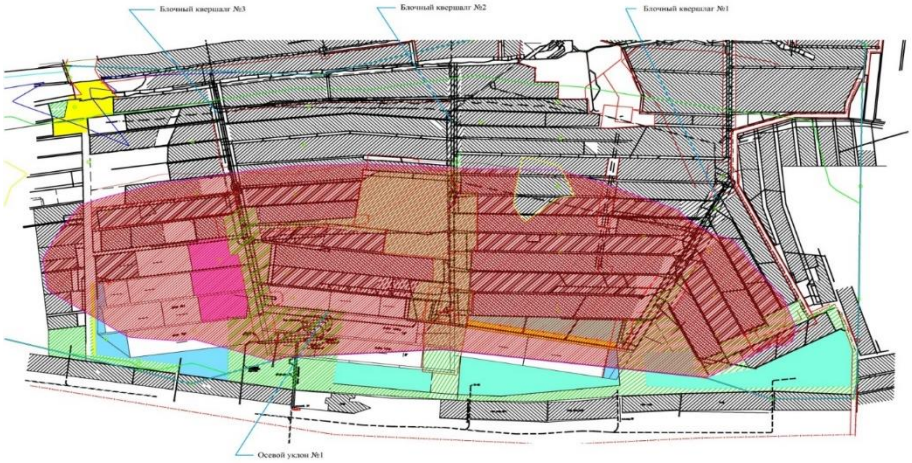


Рис.1. Опасная по внезапным выбросам угля и газа зона на плане горных работ, построенная методом ГЗУП

Для предотвращения внезапных выбросов угля и газа и горных ударов при применении опережающей отработки защитных пластов разработана «Программа расчета и построения защищенных зон при отработке свит угольных пластов в шахтах» [10].

Программа предназначена для выполнения расчета и графического представления схем к построению защищенных зон при отработке защитных пластов столбами по падению и простиранию с управлением кровлей полным обрушением или закладкой выработанного пространства по всей площади.

Опережающая отработка защитных пластов для создания защищенных зон на планируемых к отработке угольных пластах является самым эффективным мероприятием по предотвращению динамических явлений. Разгружающее действие опережающей отработки выше- и нижележащих пластов сказывается и на расстояниях, превышающих дальность защитного действия, хотя в этом случае и не гарантируется надежное предотвращение газодинамических явлений. В частично разгруженных зонах вследствие увеличения пористости массива значительно увеличивается эффективность таких противовыбросных мероприятий, как дегазация и увлажнение [11].

Программа позволяет вводить входные данные и вычислять результаты в соответствии с «Инструкцией по безопасному ведению горных работ на пластах, опасных по внезапным выбросам угля (породы) и газа» [12] и «Инструкцией по безопасному ведению горных работ на шахтах, разрабатывающих угольные пласты, склонные к горным ударам» [13]. Исходными данными для определения границ защищенных зон являются глубина разработки защитного пласта, вынимаемая мощность защитного пласта, принятый способ управления кровлей на защитном пласте; угол падения пласта, процентное содержание песчаников в составе междупластья, размеры очистной выработки защитного пласта.

Расчет защищенных зон для защищаемого пласта производится в процессе планирования отработки участков угольных пластов ниже критических по внезапным выбросам угля и газа и горным ударам глубин. По результатам расчетов на разрезах участков горных работ строятся поперечные сечения защищенных зон на защищаемом пласте, а на основе этих разрезов границы указанных зон рисуются на планах горных работ. На рис. 2 представлен пример расчета защищенной зоны.

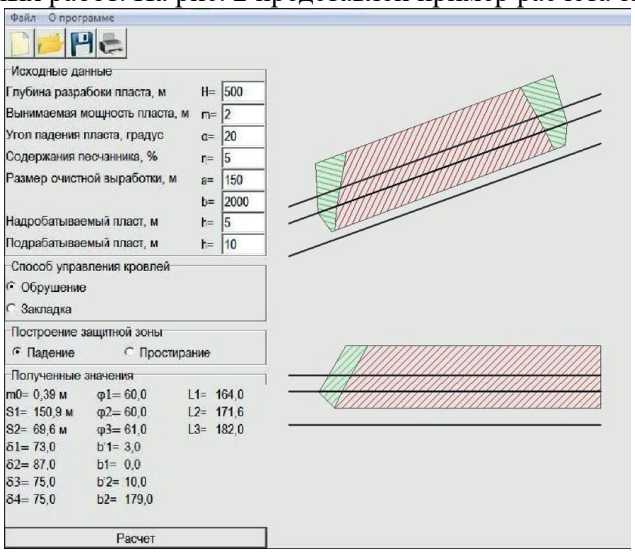


Рис. 2. Расчет защищенной зоны

Для определения показателя выбросоопасности очистного забоя при прогнозе геодинамических явлений на угольных шахтах разработана «Программа оценки выбросоопасности очистного забоя при заданных горнотехнических условиях работы» [14].

Расчет выполняется для каждой из потенциально выбросоопасных зон тектонически нарушенного угля по следующим исходным данным: максимальная глубина залегания выработки, глубина зоны газового выветривания, давление газа в угольном пласте, удельный вес пород кровли, средняя мощность пласта по длине забоя, максимальная мощность потенциально выбросоопасной пачки (совокупности смежных пачек) по длине забоя, средний угол наклона пласта в сечении забоя, средневзвешенный по мощности коэффициент крепости угля в пласте в пределах вынимаемой мощности в точке максимального значения мощности потенциально выбросоопасной пачки (совокупности смежных пачек), предел прочности пород основной кровли на одноосное сжатие, длина забоя, величина заходки при выемке угля, проектное количество циклов по выемке угля в сутки.

Оценка потенциальной возможности внезапного выброса угля и газа определяется по энергетическому критерию в очистном забое угольной шахты при его подвигании на потенциально выбросоопасном участке в соответствии с действующим «Руководством по предупреждению внезапных выбросов угля и газа в очистных забоях угольных шахт» [15]. По вычисленному значению энергетического показателя оценивается уровень энергии массива, позволяющий, в совокупности с рядом дополнительных характеристик, оценить возможность внезапного выброса угля и газа.

Выводы. Разработанный комплекс программ позволяет выполнять региональный прогноз на основе геодинамического зонирования участков угольных пластов; расчета и построения защищенных зон при отработке свит угольных пластов; оценки выбросоопасности очистного забоя.

Библиографический список

1. ГОСТ Р 58150-2018 Горное дело. Динамические явления в угольных шахтах. Термины и определения.

2. Зыков В.С., Абрамов И.Л. Уточнение классификации динамических явлений в угольных шахтах// Вестник Научного центра по безопасности работ в угольной промышленности, 2015. – № 3. – С. 74-84.

3. Абрамов И.Л. Виды и причины газодинамических явлений на угольных шахтах // Вестник КузГТУ. - 2015. - № 1. - С. 16-17.

4. Зыков В.С. Внезапные выбросы угля и газа и другие газодинамические явления в шахтах. – Кемерово: НТЦ «Восточный», 2010. – 333 с.

5. Свидетельство № 2014611010 Российская Федерация. Программа геодинамического зонирования участков угольных пластов с применением нерегулярных триангуляционных сетей : свидетельство об официальной регистрации программы для ЭВМ / Зыков В.С., Непомнищев И.Л., Абрамов И.Л.; заявитель и правообладатель ФГБУН ИУ СО РАН. -№ 2013660846 ; заявл. 26.11.13 ; зарегистр. в Реестре программ для ЭВМ 22.01.14. – [1] с

6. Зыков В.С., Непомнищев И. Л. Геодинамическое зонирование участков угольных пластов // Маркшейдерский вестник. - 2013. - № 4. - С. 42-45.

7. Зыков В.С., Непомнищев И.Л., Абрамов И.Л. Зонирование участков пластов на угольных шахтах по видам и степени геодинамической опасности // Вестник КузГТУ. - 2015. - № 6. - С. 45-51.

8. Абрамов И.Л., Непомнищев И.Л. Информационное обеспечение геодинамического зонирования выемочных участков угольных пластов // Вестник НЦ ВостНИИ по промышленной и экологической безопасности. - 2018. - № 2. - С. 73-78.

9. Развитие методов и инновационных технологий прогноза и предотвращения динамических явлений в угольных шахтах : отчет о НИР (промеж.), рук. Зыков В.С., отв. исп.: Абрамов И.Л. // - Кемерово, ИУ СО РАН, 2015, 25 с. Деп. рук. в ЦИТиС. -№ ГР 01201352794.

10. Свидетельство № 2013619870 Российская Федерация. Программа расчета и построения защищенных зон при отработке свит угольных пластов в шахтах : свидетельство об официальной регистрации программы для ЭВМ / Зыков В.С., Непомнищев И.Л., Абрамов И.Л.; заявитель и правообладатель ФГБУН ИУ СО РАН. -№ 2013617616 ; заявл. 23.08.13 ; зарегистр. в Реестре программ для ЭВМ 17.10.13. – [1] с.

11. Зыков В.С., Непомнищев И.Л. Автоматизированный расчет параметров защищенных зон на угольных пластах// Промышленная безопасность и геомеханика. - 2014. – № 1. – С. 44-48.

12. Инструкция по безопасному ведению горных работ на пластах, опасных по внезапным выбросам угля (породы) и газа // Предупреждение газодинамических явлений в угольных шахтах: Сборник документов. Серия 05. Нормативные документы по безопасности, надзорной и разрешительной деятельности в угольной промышленности. 2-е изд., испр.– Выпуск 2 / НТЦ «Промышленная безопасность». – М., 2001. – С. 120–303.

13. Инструкция по безопасному ведению горных работ на шахтах, разрабатывающих угольные пласты, склонные к горным ударам // Предупреждение газодинамических явлений в угольных шахтах: Сборник документов. Серия 05. Нормативные документы по безопасности, надзорной и разрешительной деятельности в угольной промышленности. Выпуск 2. 2-е изд., испр. / НТЦ «Промышленная безопасность». – М., 2001. – С. 120.

14. Свидетельство № 2015610100 Российская Федерация. Программа оценки выбросоопасности очистного забоя при заданных горнотехнических условиях работы : свидетельство об официальной регистрации программы для ЭВМ / Зыков В.С., Абрамов И.Л., Балашов О.Ю заявитель и правообладатель ФГБУН ИУ СО РАН. -№ 2014661297 ; заявл. 06.11.2014 ; зарегистр. в Реестре баз данных 12.01.2015 – [1] с.

15. Руководство по предупреждению внезапных выбросов угля и газа в очистных забоях угольных шахт. 2-е изд., исправленное / В.С. Зыков, Г.Н. Фейт, И.В. Желтков и др. – Кемерово: НЦ ВостНИИ, 2002. – 34 с.

УДК 622.44

ИСПОЛЬЗОВАНИЕ ИНСТРУМЕНТОВ ОБРАБОТКИ И АНАЛИЗА ДАННЫХ ДЛЯ РЕШЕНИЯ ЗАДАЧ МОДЕЛИРОВАНИЯ РАБОТЫ ВЕНТИЛЯТОРНЫХ УСТАНОВОК

Колегов Г.А.

Томский государственный университет, г. Томск, Россия

Аннотация. Разработана методология функциональной интерполяции напорных характеристик вентиляторов, выявлены оптимальные методы реализации метода наименьших квадратов для поиска коэффициентов в интерполирующих полиномах, определены способы моделирования изменений мощности в зависимости от режимов работы вентиляторов.

Ключевые слова: вентиляторная установка, напорная характеристика, полезная мощность, вентиляционный режим, оптимизация.

Традиционно характеристики вентиляторных установок, применяемых на предприятиях, использующих искусственную вентиляцию, моделируются дискретным набором графиков зависимостей объёмного расхода воздуха от полного давления, развиваемого вентилятором, определённых для каждого отдельного режима работы вентилятора — углов установки лопаток рабочего колеса вентилятора (для осевых вентиляторов), углов установки лопаток направляющего агрегата (для центробежных вентиляторов), а также числа оборотов. В программном комплексе «Вентиляция» [1] реализована аппроксимация дискретных характеристик вентиляторов параболической зависимостью (рис. 1), при этом отрисовка каждой отдельной характеристики происходит в ручном режиме на основании интерпретации графов, предоставляемых заводом-изготовителем.

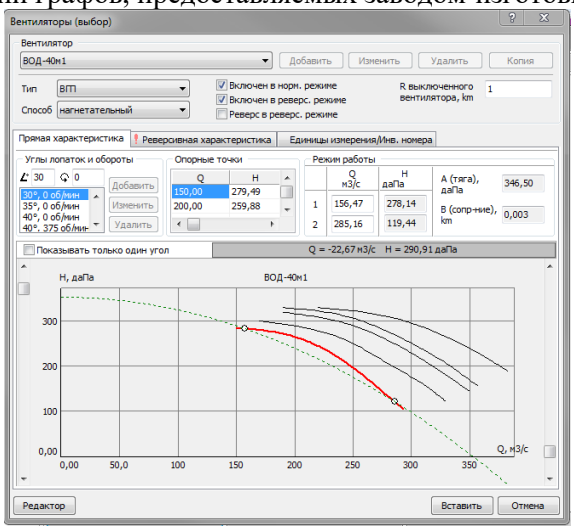


Рис. 1. Интерпретация характеристик вентиляторов в программном комплексе «Вентиляция»

На практике в современных условиях регулировка режимов работы вентилятора осуществляется на основании непрерывного изменения режима их работы (углов установки лопаток, частот двигателя) [2]. Возникновение режимов работы, не предусмотренных зависимостями, предоставляемыми заводами-изготовителями, приводит к необходимости применения графической интерполяции. Графическая интерполяция является трудоёмким процессом, при этом, после получения графическим методом требуемой характеристики, необходимо применять схожие методы получения точек построения для занесения этой характеристики в библиотеку вентиляторов программы «Вентиляция». На рис. 2 приведён пример оцифрованной исходной напорной характеристики вентилятора главного проветривания (ВГП).

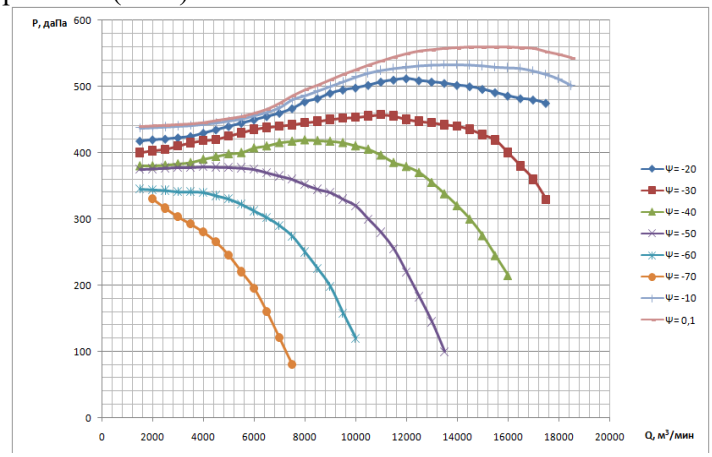


Рис. 2. Оцифрованная исходная напорная характеристика ВГП

Таким образом, при частом изменении характеристик, большом количестве вентиляторов, работающих в не отображённых на графах режимах, возникает необходимость в частом перестроении, что сопряжено с большими затратами времени, а также с большим количеством неточностей, появляющихся при графической интерполяции данных. С целью оптимизации интерполяционного процесса, предполагается рассматривать характеристику вентилятора как функцию вида:

$$H = f(\Psi, Q). \quad (1)$$

Интерполяционный полином второго порядка имеет вид:

$$P_n\left(\Psi_i, Q_i\right) = b + a_1\Psi + a_2\Psi^2 + a_3 Q + a_4\Psi Q + a_5\Psi^2 Q + a_6 Q^2 + a_7\Psi Q^2 + a_8\Psi^2 Q^2 . \quad (2)$$

Коэффициенты $a_1, a_2, \ldots a_8$ и b находились с помощью метода наименьших квадратов двумя способами: с помощью инструментов, предоставляемых библиотекой numpy в среде программирования Python 3.6, а также с использованием ПО Wolfram Mathematica 11.2. Результаты построения интерполяционного полинома в использованием numpy и инструментами графической репрезентации результатов matplotlib приведены на рис. 3, где точками обозначены фактические значения полного давления, цветовая градация символизирует отклонения. Код реализован в среде программирования Python.

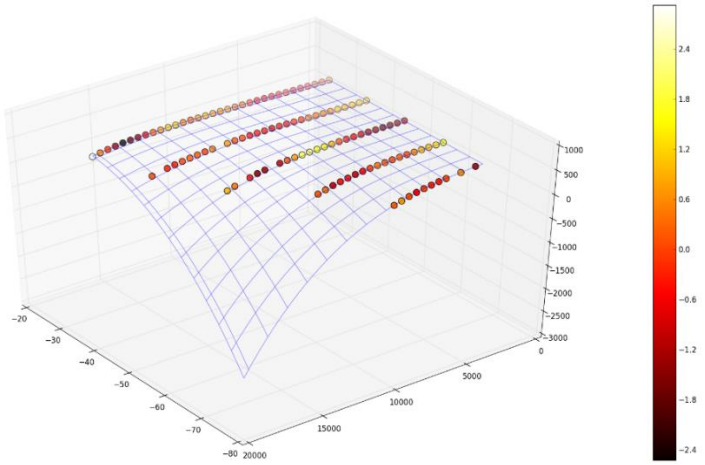


Рис. 3. Интерполирующая поверхность, полученная с использованием Python 3.6

Рис. 4 иллюстрирует интерполяционный полином, полученный с использованием средств отображения графики Mathematica.

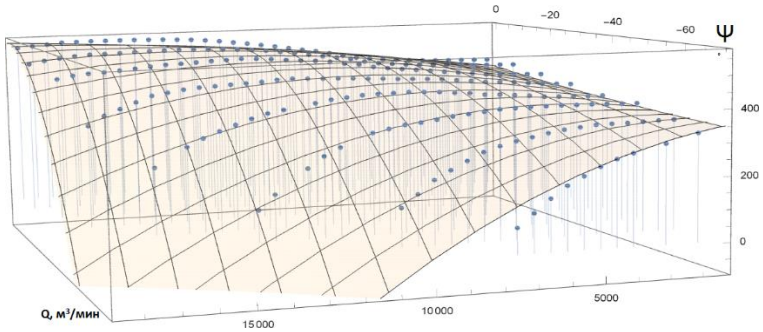


Рис. 4. Интерполирующая поверхность, полученная с помощью Wolfram Mathematica

Очевидными преимуществами решения задачи с использованием Wolfram Mathematica является компактность кода, простота вывода интерполирующего полинома. Среднее отклонение фактических значений целевой функции (полного давления) от значений, полученных в результате расчёта в соответствии с функцией вида (2) не превышает 3,9%, что позволяет говорить о применимости данного подхода для интерпретации напорных характеристик вентиляторов.

При моделировании промышленной вентиляции возникают ситуации невозможности прямого замера объёмного расхода воздуха в вентиляционных каналах малого сечения, используемых для подачи свежего воздуха, либо удаления загрязнённого воздуха из объектов проветривания. В таких условиях, при известных режимах работы вентиляторов, возможно решение полученных на этапе полиноминальной интерполяции уравнений относительно расхода воздуха. В итоге получаются два значения, лишь одно из которых лежит в области потенциального промышленного использования вентилятора.

Наряду с моделированием промежуточных дискретных характеристик вентиляторов, одной из актуальных задач оптимизации процессов регулирования вентиляционных режимов является вычисление потребляемой мощности ВГП, а также поиск способов моделирования режимов, характеризуемых оптимальным воздухораспределением при минимально затрачиваемой мощности. По-

требляемая мощность вентиляторов складывается из активной и реактивной частей. Можно предположить, что активная мощность, зависящая от нагрузки на вентилятор, и определяемая, по сути, как работа, затрачиваемая на перемещение воздушных масс, будет варьироваться с изменением полной депрессии вентилятора и объёмного расхода воздуха, приводимого в движение рабочим колесом [3]. Согласно исследований [4], расчёт расходуемой активной мощности можно производить в соответствии с выражением:

$$N = \frac{Q_в \cdot H_в}{102\mu_в}, \quad (3)$$

где $Q_в$ - количество воздуха, подаваемое вентилятором, м^3/с; $H_в$ - полная депрессия вентилятора, даПа; $\mu_в$ - КПД вентилятора, предполагаемый постоянным и равным 0,6.

Влияние изменения угла установки лопаток направляющего аппарата на изменение мощности оценивалось с использованием математической модели, в которой вентилятор работал на реальную сеть. Для этого на вентиляторе моделировалось поэтапное увеличение угла установки лопаток направляющего аппарата и для каждого градуса увеличения пересчитывалась полезная мощность. Возможность подобного изменения угла была реализована с использованием интерполирования фактической характеристики ВГП функцией (2), непрерывной на всей области своего определения. Результаты расчётов приведены в табл. 1.

Таблица 1

Влияние изменения угла установки направляющего аппарата на изменение мощности

Ψ°	Q, м^3/с	H, даПа	N, кВт	ΔN, кВт
50	205,1	208	697,2	40,2
51	202,4	198,6	656,9	
52	199,0	188,9	614,2	42,7
53	197,1	180,6	581,6	32,6
54	194,8	172,9	550,2	31,4
55	191,9	163,8	513,7	36,5
56	189,5	156,3	483,9	29,8
57	186,8	148,1	452,0	31,9
58	184,1	140,2	421,8	30,2
59	181,6	132,7	393,7	28,1
60	178,8	124,8	364,6	29,1
61	176,1	117	336,6	28,0
62	173,1	110,3	312,0	24,6
63	170,2	104,4	290,4	21,6
64	166,9	99,1	270,3	20,0
65	164,0	92,6	248,1	22,2
66	161,2	85,9	226,3	21,8
67	158,6	79,1	205,0	21,3
68	155,8	71,6	182,3	22,7
69	153,3	64,8	162,3	20,0
70	150,6	57,6	141,8	20,5

Как видно из табл. 1, при моделируемых углах установки направляющего аппарата 50-58°, снижение полезной мощности на каждый градус увеличения перекрытия лопатками направляющего аппарата варьируется в пределах 30÷40 кВт, при изменениях моделируемого угла от 58 до 70° снижение мощности составило 20÷30 кВт. Таким образом, в последующих расчётах может использоваться предположение о большем удельном снижении мощности при изменениях в диапазонах меньших углов установки лопаток, то есть, при увеличении углов уменьшается снижение мощности на каждый градус перекрытия. Для численного расчёта взаимосвязи полезной мощности и угла

установки лопаток направляющего агрегата, возможно использование выражения, полученного в Wolfram Mathematica с использованием встроенной функции fit:

$$N = 3928,53 - 91,4882 \cdot \Psi + 0,535301 \cdot \Psi^2 . \quad (4)$$

График функции (4), построенный для значений углов, приведённых в таблице 1, а также фактические значения мощности, приведённые в таблице 1 (на графике отображены красными точками), представлены на рис. 5.

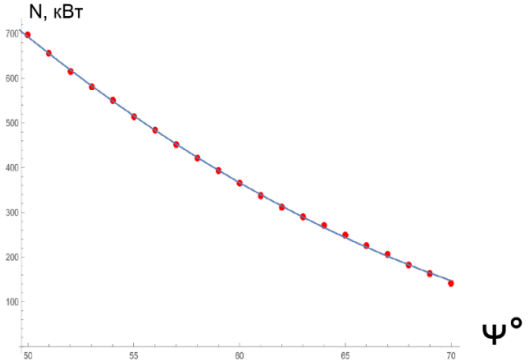


Рис. 5. Взаимосвязь полезной мощности и углов установки лопаток направляющего аппарата

Отклонения значений мощности, вычисленные в соответствии с выражением (4) от значений мощности, рассчитанных на основании (3), исходя из давлений и расходов, характерных для каждого отдельно взятого режима, не превышают 1%, что позволяет говорить о достаточной точности работы метода для описания изменений мощности в зависимости от изменений режимов работы ВГП.

Выводы. Таким образом, применение методов функциональной интерполяции с использованием современных сред программирования, позволяет решать задачи оптимизации вентиляционного процесса в укрупнённом масштабе. Естественным развитием описанных идей видится включение инструментариев полиноминальной интерполяции, а также обработки и анализа данных в части расчёта затрачиваемой мощности, в функционал средств моделирования вентиляционных сетей.

Библиографический список

1. Свидетельство о регистрации программы для ЭВМ №2015616576. «Вентиляция» / Лукашов О.Ю., Палеев Д.Ю., Григорьева Н.В., Ващилов В.В. Правообладатель: ООО «Шахтэксперт-Системы». Дата публикации 20.07.2015.

2. Шахтные вентиляторные установки главного проветривания / Бабак Г.А. и др. - М.: Недра, 1982. - 296 с.

3. Рудничная вентиляция: Справочник/ Под ред. проф. Ушакова. К.З. - 2е- изд., перераб. и доп. - М.: Недра, 1988. - 440 с.

4. Библиотека горного инженера. В 17 т. Т. 16 Классика горной мысли. Кн.2 "Воздух в шахте" / Клебанов В.Ф. / под ред. А.Д. Рубана. - М.: Горное дело, 2011. - 576 с.

УДК 621.311.019.3:658.310.13

ВЛИЯНИЕ ЧЕЛОВЕЧЕСКОГО ФАКТОРА НА АВАРИЙНОСТЬ ВНЕШНЕГО ЭЛЕКТРОСНАБЖЕНИЯ УГОЛЬНЫХ ШАХТ

Скребнева Е.В., Зимина А.В.
Кузбасский государственный технический университет им. Т.Ф. Горбачева, г. Кемерово, Россия

Аннотация. Важным элементом системы снижения аварийности электроснабжения опасных производственных объектов является работа с персоналом, направленная на постоянное повышение квалификации оперативного и дежурного персонала с учетом особенностей производственной деятельности и технологического оснащения предприятия.

Ключевые слова: аварийность системы электроснабжения, повышение квалификации, человеческий фактор в электроэнергетике, программы обучения персонала, учебно-тренировочные занятия.

Проанализировав статистику технологических нарушений системы электроснабжения некоторых угольных шахт Кузбасса (в выборке представлено 10 шахт) за последние 5 лет видим, что их абсолютное количество уменьшилось (рис. 1).

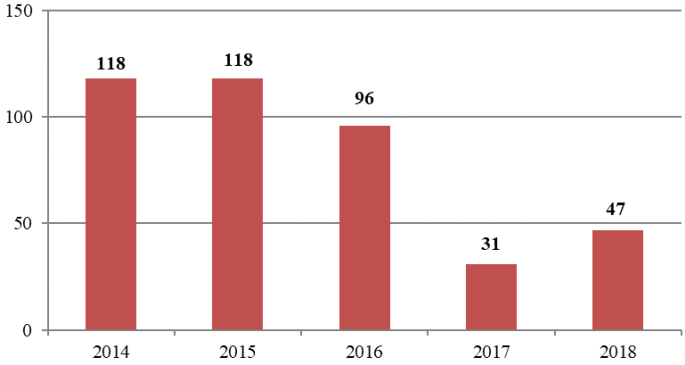


Рис. 1 Аварийность системы электроснабжения угольных шахт Кузбасса

Основные группы причин технологических нарушений системы электроснабжения угольных шахт представлены на рис. 2.

Из рис. 2 видно, что среди причин технологических нарушений системы электроснабжения угольных шахт 16% занимает человеческий фактор. В эту категорию попадают нарушения, которые вызваны ошибочными действиями оперативного и дежурного персонала, наезды автотранспорта на опоры ВЛ, порывы провода кузовом автотранспорта.

При этом необходимо учитывать тот факт, что и среди остальных причин можно наблюдать влияние человеческого фактора.

Так, если несвоевременно или не в полном объеме провести работы по расчистке просеки воздушной линии, то при ветре, необрезанные ветки деревьев, могут попадать на провода ЛЭП, вызывая КЗ.

Кроме этого, существует еще и риск несанкционированного проникновения людей на объекты энергетики, что во многих случаях, приводит к авариям с тяжелыми последствиями, прежде всего для самих людей.

Таким образом, суммарно доля воздействия человеческого фактора в причинах технологических нарушений может достигать 40%. Для уменьшения доли воздействия человеческого фактора, необходимо проводить постоянную работу с персоналом. Одно из необходимых условий качественного выполнения работниками трудовых обязанностей – развитие и эффективное функционирование системы постоянного обновления знаний и компетенций персонала.

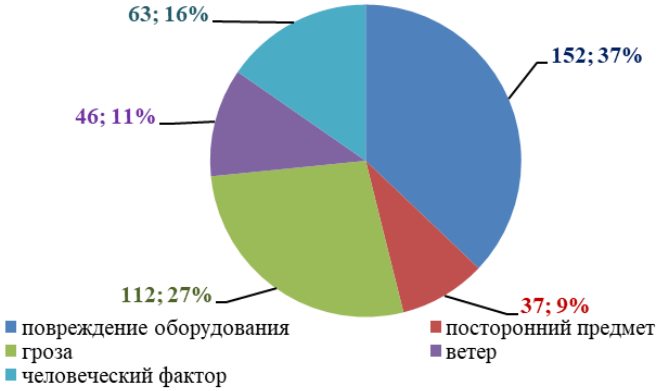


Рис. 2 Причины технологических нарушений системы электроснабжения угольных шахт за период 2014-2018 гг.

На любом этапе работы с персоналом, актуальным является регулярное повышение квалификации работников, а для электротехнического персонала повышение квалификации – это еще и требование закона: согласно требованиям п.п. 1.2.6. и 1.4.43 «Правил технической эксплуатации электроустановок потребителей» электротехнический персонал должен проходить повышение квалификации не реже одного раза в 5 лет.

Трудовой кодекс Российской Федерации (ст. 195.1) [1] вводит понятие квалификация – это уровень знаний, умений, навыков и компетенции, характеризующий подготовленность к выполнению определенного вида профессиональной деятельности.

Ст. 2 Федерального закона от 29.12.2012 года №273-ФЗ «Об образовании в Российской Федерации» [2] определяет повышение квалификации как «обновление теоретических и практических знаний, совершенствование навыков специалистов в связи с постоянно повышающимися требованиями к их квалификации».

Следовательно, повышение квалификации работника – это дальнейшее обучение работника в рамках той же профессии, направленное на совершенствование профессиональных знаний, умений, навыков.

Кроме повышения квалификации, востребованным на предприятиях является профессиональная переподготовка персонала, которая направлена на получение работником компетенций, необходимых для выполнения нового вида профессиональной деятельности, приобретение новой квалификации. Такая форма обучения персонала необходима в случае совмещения работником нескольких профессий (например, водитель с выполнением функций электромонтера), а также при отсутствии у работника профильного образования любого уровня.

Еще одним видом подготовки квалифицированного персонала является формирование индивидуальной траектории обучающегося в образовательных учреждениях высшего и среднего профессионального образования, которые включают развитие не только обязательных компетенций, утвержденных Федеральными государственными образовательными стандартами, но и компетенций, необходимых будущему работнику на конкретном рабочем месте на конкретном предприятии. Данный вид подготовки в настоящее время не развит.

Необходимо помнить следующее: согласно п. 1 ч. 10 ст. [2], повышение или присвоение квалификации по результатам дополнительного профессионального образования подтверждается удостоверением о повышении квалификации или дипломом о профессиональной переподготовке. Следовательно, посещение работниками разовых семинаров, «круглых столов», конференций не является обучением и сертификаты об участии в них не засчитываются в качестве документов о повышении квалификации.

Дополнительное профессиональное образование работников может проводиться в образовательных учреждениях высшего и среднего профессионального образования, в коммерческих образовательных учреждениях, а также в учебных центрах службы занятости. Данные учреждения должны иметь лицензию на образовательную деятельность (ст. 91 [2]), и свидетельство о государственной аккредитации.

В настоящее время на рынке образовательных услуг можно найти любые образовательные программы: от унифицированных типовых, применимых к широкому кругу слушателей, до индивидуальных, разрабатываемых под конкретную категорию слушателей.

Для повышения качества знаний и умений персонала, целесообразнее направлять его на индивидуальные образовательные программы. Конечно это требует значительных затрат времени и сил как со стороны инженерно-технического состава предприятия, так и со стороны образовательного учреждения.

При разработке индивидуальных программ обучения необходимо предусмотреть следующее:

- тематика программы обучения должна быть сформулирована максимально четко;
- программа обучения должна быть разработана под определенную категорию слушателей и учитывать уровень образования слушателей;
- если программа обучения имеет теоретическую направленность, при формировании лекционного материала необходимо учитывать объем знаний слушателей, необходимость и глубину раскрытия разделов;
- при реализации практически ориентированных программ обучения, необходимо учитывать оборудование, с которым слушатели работают на предприятии, а также виды выполняемых работ;
- срок реализации программ зависит от вида обучения: повышение квалификации не менее 16 часов, профессиональная переподготовка не менее 260 часов.

В настоящее время наблюдается тенденция создания при крупных промышленных предприятия учебных центров, занимающихся программами профессиональной подготовки как собственного персонала, так и персонала сторонних организаций. Наличие в структуре предприятий собственного учебного центра позволяет наиболее четко сформулировать требования к содержательной части программ обучения.

Разработкой таких программ должны заниматься профильные организации:

- программы теоретической направленности целесообразно разрабатывать с представителями образовательных учреждений высшего и среднего профессионального образования;

- к разработке практически ориентированных программ необходимо привлекать как педагогических работников образовательных учреждений среднего профессионального образования, так и представителей заводов-изготовителей оборудования, на котором работают слушатели;

- разработку и реализацию обязательных программ по направлению «Охране труда», «Пожарная безопасность» и т.д. необходимо поручать специализированным организациям.

Выводы. Таким образом, только всесторонняя и регулярная работа по повышению квалификационного уровня работников приведет к снижению уровня аварийности в системах электроснабжения угольных шахт, что, в конечном итоге, отразиться на финансовом результате работы предприятий. Вкладывая средства в персонал, руководство шахт добивается снижения затрат на работы по восстановлению нормального электроснабжения, а также предотвращает экономические убытки от остановки технологического процесса добычи угля, вызванные нарушением электроснабжения подземных потребителей.

Библиографический список

1. Трудовой кодекс Российской Федерации.
2. Федеральный закон от 29.12.2012 года №273-ФЗ «Об образовании в Российской Федерации».
3. Приказ Минобрнауки России от 1 июля 2013 года № 499 «Об утверждении Порядка организации и осуществления образовательной деятельности по дополнительным профессиональным программам».

УДК 621.316

ПРОБЛЕМЫ ВНЕШНЕГО ЭЛЕКТРОСНАБЖЕНИЯ УГОЛЬНЫХ ШАХТ КУЗБАССА

Скребнева Е.В.
Кузбасский государственный технический университет им. Т.Ф. Горбачева, г. Кемерово, Россия

Аннотация. В процессе реструктуризации произошло разделение единой отрасли на множество генерирующих компаний, электросетевых и энергосбытовых компаний. Несовершенство нормативно-правовой базы, неудовлетворительное техническое состояние оборудования приводят к снижению надежности электроснабжения. Проведен анализ основных проблем внешнего электроснабжения шахт Кузбасса.

Ключевые слова: внешнее электроснабжение, аварийность системы электроснабжения, надежность электроснабжения, договорные отношения.

Кузбасс является крупнейшим угольным регионом России. Развитие угольной промышленности предполагает непрерывное наращивание добычи угля, что влечет за собой интенсивное увеличение мощности оборудования и, как следствие, увеличение потребления электрической энергии и мощности. Вопросы надежного и бесперебойного электроснабжения угольных шахт являются первостепенными, так как даже кратковременное прекращение электроснабжения влечет за собой не только экономический ущерб для предприятия, но и сопряжено с угрозой для жизни и здоровья персонала предприятия, а также с экологической безопасностью региона.

Анализ технологический нарушений системы электроснабжения угольных шахт Кузбасса за период 2014-2018 гг., показал основные «слабые места».

Во-первых, объекты электросетевого хозяйства сетевых компаний, обеспечивающих электроснабжение угольных шахт, в настоящее время имеют высокий физический, а в некотором случае и моральный, износ, что снижает уровень надежности электроснабжения. Отсутствие у предприятий регионального электросетевого комплекса свободных финансовых средств не позволяет провести масштабную реконструкцию объектов электроснабжения угольных шахт.

Не всегда электросетевые предприятия проводят в полном объеме мероприятия по содержанию электрических сетей, как то, техобслуживание и текущие ремонты, контроль за шириной про-

секи, своевременное и систематическое проведение диагностики, контроля и профилактических испытаний изоляции оборудования и др. Невыполнение вышеназванных мероприятий в конечном итоге может привести к аварийной ситуации.

Во-вторых, техприсоединение шахт к электрическим сетям не всегда соответствует требуемому уровню надежности электроснабжения.

Согласно ПУЭ, выделяют три категории надежности электроснабжения потребителей.

Электроснабжение электроприемников первой и второй категорий надежности электроснабжения необходимо осуществлять от двух независимых взаимно резервирующих источников питания, а для электроснабжения особой группы – необходимо предусмотреть дополнительный третий независимый источника электроснабжения.

В соответствии с Постановлением Правительства Росстйской Федерации от 27.12.2004 № 861 потребитель самостоятельно выбирает категорию надежности электроснабжения электроприемников в процессе технологического присоединения энергопринимающих устройств в электрическим сетям.

Однако, стоимость технологического присоединения к электрическим сетям по первой и второй категории надежности электроснабжения относительно третьей категоии возрастает практически в два раза, так как необходимо предусмотреть два независимых источника электроснабжения.

Зачастую потребители экономят на технологическом присоединениеии и не заявляют первую и первую особую категории.

ПУЭ установлено время восстановления электроснабжения для электроприемников третьей категории надежности – не более 2 часов. При этом о времени восстановления электроснабжения для потребителей первой или второй категорий надежности ничего не говориться.

В соответствии с п. 31.6 Постановления Правительства РФ от 27.12.2004 № 861 для потребителей первой и второй категории надежности число часов отключений определятся в договоре электроснабжения с учетом источников электроснабжения, наличия резервного источника питания и др.

Кроме этого, в договоре электроснабжения необходимо закреплять величину аварийной и технологической брони. Часто потребители, для которых наличие актов аварийной и/или технологичской брони необходимы, не имеют в договоре электроснабжения оформленных актов. При возникновении в энергосистеме аварийной ситуации, сетевые компании могут полностью ограничить такого потребителя, а это может привести в лучшем случае к значительным убыткам для потребителей, а в худшем случае к техногенным авариям и к экологической катастрофе.

В-третьих, рынок электрической энергии и мощности до настоящего времени слабо регламентирует проблему надежности электроснабжения потребителей, так как отсутствуют: необходимые нормативно-правовые документы, регламентирующие ответственность сторон за ее обеспечение; координация действий по надежности; ориентиры, стимулирующие поставщиков и потребителей заниматься проблемами надежности и др.

Система управления надежностью (СУН) в электроэнергетике должна базироваться на следующих принципах:

- при построении системы необходимо обеспечить поддержание надежности и живучести единой энергетической системы;
- участники СУН должны получать возмещение затрат и потерь, обусловленных необходимостью поддержания заданного уровня надежности;
- потребители электроэнергии должны устанавливать необходимый уровень надежности;
- в случае нарушения установленного и согласованного с поставщиками электроэнергии уровня надежности, потребитель должен получить возмещение ущерба;
- управление надежностью электроснабжения потребителей должно основываться на комплексе показателей и критериев, количественно оценивающих надежность применительно к каждому конкретному потребителю.

При этом нормативно-правовая база должна содержать различные законодательные акты, стандарты, регламенты и прочие документы, определяющие зоны экономической ответственности участников рынка электроэнергии, набор показателей надежности наиболее полно характеризующие работу энергосистемы системы электроснабжения потребителей, методики оценки имущественного ущерба потребителей от нарушения надежности электроснабжения и др.

Основным механизмом управления надежностью в рыночных условиях должны быть правовые и экономические принципы. Факторы организации экономического управления надежностью можно разделить на организационные и технологические.

К организационным следует отнести:

- систему оперативно-диспетчерского управления;
- формирование нормативно-правовой базы рынка электроэнергии;
- дифференциация потребителей электроэнергии по требованиям к надежности;
- дифференциация тарифов на электроэнергию с разным уровнем надежности;
- ответственность субъектов электроэнергетики за нарушение договорных отношений по надежности и др.

Среди технологических факторов управления надежностью можно выделить:

- достаточные резервы генерирующих мощностей, пропускной способности ЛЭП, подстанций;
- необходимое количество вводов от независимых источников у потребителей с высокими требованиями по надежности;
- наличие собственных генерирующих мощностей для покрытия аварийной и/или технологической брони электроснабжения;
- повышения требований к релейной защите и системной автоматике;
- профессиональная подготовка эксплуатационного персонала и уровень технического обслуживания объектов электроэнергетике в энергосистеме.

В-четвертых, существующая схема электроснабжения угольных шахт Кузбасса была спроектирована в середине XX века. При этом, на данный момент кардинально изменился и состав потребителей, и их расположение, и значительно возросла потребляемая мощность.

У большинства угольных шахт Кузбасса схемы электроснабжения тупиковые, а подстанции, питающие шахты, находятся вне зоны ответственности регионального диспетчерского управления. Все это значительно снижает надежность электроснабжения шахт.

Кроме этого, в регионе отсутствует единая система планирования развития энергосистемы, как это было в период Советского Союза. Планирование развития энергосистемы осуществляется по так называемому «заявочному» принципу: только при обращении угольщиков сетевые компании начинают заниматься развитием энергосистемы и то, только в границах своей ответственности и вышестоящей сетевой компании, без согласования со всеми субъектами энергетического комплекса региона.

Кроме этого, строительство новых линий и реконструкция уже существующих осуществляется по принципу минимизации финансовых затрат в данное время, без учета экономии при эксплуатации линии. А уж фактор надежности при этом рассматривается далеко не в первую очередь.

Так, при выборе варианта строительства линии электропередач не всегда учитывается зависимость отказов от маршрута прокладки. Так воздушная линия, проложенная в лесной зоне, оказывается отключенной из-за аварий чаще, чем проходящая в степной зоне. Таким образом, если изменить маршрут прокладки ВЛ, то даже при увеличении капитальных затрат при строительстве ВЛ, сетевая компания будет иметь экономию при ее эксплуатации в долгосрочной перспективе, а кроме этого, повысится и надежность электроснабжения потребителей.

В-пятых, несмотря на вышеперечисленные вопросы надежности электроснабжения, руководство угольных предприятий считает систему внешнего электроснабжения шахт надежной.

Например, угольная шахта запитана двуцепными взаимно резервируемыми линиями ВЛ-110 кВ от двух ПС 110 кВ (рис. 1).

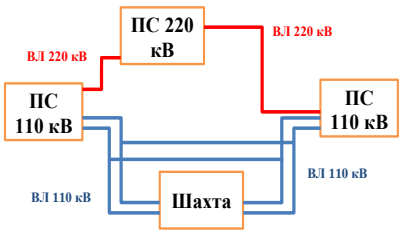


Рис. 1 Схема электроснабжения угольной шахты

Формально, по мнению руководителей предприятия, выполнены требования организации внешнего электроснабжения: имеется два независимых источника электропитания предприятия, линии взаимно резервированы.

Но если учесть, что обе ПС 220/110 кВ запитаны от одной ПС 220 кВ, то фактически уровень надежности внешнего электроснабжения шахты не соответствует нормативным требованиям.

Для повышения уровня надежности электроснабжения можно предложить руководителю шахты следующие варианты решения данной проблемы:

1. Согласно требованиям Постановления Правительства РФ от 27.12.2004 N 861 обеспечить наличие на предприятии автономного источника электроснабжения требуемой мощности. В качестве автономного источника в условиях Кузбасса можно использовать: угольную ТЭЦ малой мощности (5-15 МВт), дизельную установку или газогенераторную установку, работающую на метане, извлекаемом из различных дегазационных систем шахты. Но применение на практике таких автономных источников сопряжено с рядом трудностей:

- наличие ТЭЦ на каждом предприятии слишком дорого как в плане строительства, так и в плане эксплуатации;
- невозможно обеспечить гарантированного поступления шахтного метана для газогенераторной установки;
- обеспечение наличия на шахте дизель-генератора требуемой мощности, а это порядка 15 МВт, также дорого.

2. Организация третьего независимого источника питания предприятия, в качестве которого можно рассматривать (рис. 2):

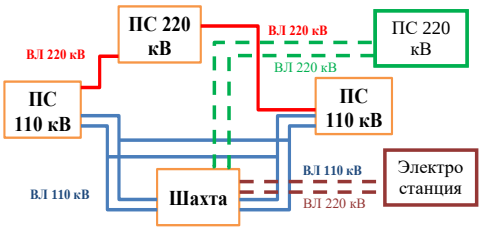


Рис. 2 Организация третьего независимого источника в схеме электроснабжения угольной шахты

- питание шахты непосредственно от электростанций;
- питание шахты от другой ПС 110 – 500 кВ, технологически не связанной с уже существующей схемой.

3. Изменение существующей схемы электроснабжения предприятия путем организации дополнительного питания ПС 110 кВ от технологически независимого источника (рис. 3).

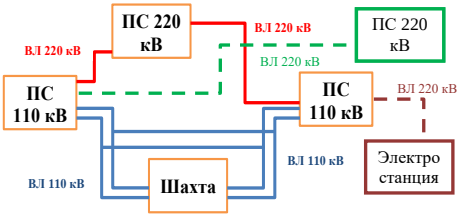


Рис. 3 Организация дополнительного электропитания ПС от независимых источников

Выбор варианта повышения уровня надежности внешнего электроснабжения шахты осуществляют руководители угольных предприятий, основываясь на технико-экономических расчетах и учитывая не только финансовые затраты на реализацию и эксплуатацию новых «объектов», но и достигаемую с их помощью надежность. Таким образом, применение того или иного варианта опять-таки зависит от «человеческого фактора».

Наблюдаются и обратные ситуации, когда формально потребитель подключен по схеме III категории надежности, но с учетом использования современного оборудования и технологий (коммутационных устройств), которые при возникновении повреждения на любом участке сети автоматически (без участия диспетчера) переключат питание потребителя на резервный источник, можно добиться значительного повышения уровня надежности электроснабжения.

Выводы. Таким образом, для повышения надежности внешнего электроснабжения угольных шахт Кузбасса необходимо:

- привести положения законодательных и нормативно-правовых актов к единообразию, а также уточнить и закрепить единую формулировку терминов и понятий, описывающих надежность электроснабжения;

- определить ответственность за уровень надежности электроснабжения субъектов электроэнергетики и потребителей. Данная ответственность должна быть закреплена в двухсторонних договорах снабжающей компании и потребителя на принципах обоюдной выгодности сторон;

- разработать методики определения мощности автономных источников, предназначенных для электроснабжения электроприемников аварийной и технологической брони;

- определить и утвердить на законодательном уровне полный перечень электроприемников угольных шахт, относимых к первой категории электроснабжения;

- разработать методику определения состава и величины электроприемников аварийной и технологической брони.

Библиографический список

1. Применение информационных технологий для оценки уровня надежности и риска энергетических объектов / В.Г. Гольдштейн, Ю.П. Кубарьков, К.В. Ревякина, А.Ю. Рыгалов // Труды Кольского научного центра РАН. – 2011. - № 5. – С. 150-154.

2. Кудряшов Д.С. Закон от отрасли отстал. Некоторые проблемные вопросы электроснабжения угольных предприятий Кузбасса // Уголь Кузбасса. – 2015 - № 01 январь-февраль [Электронный ресурс]. URL: http://www.uk42.ru/index.php?id=426.

3. Постановление Правительства РФ от 27.12.2004 N 861 (ред. от 04.09.2015) «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».

4. Постановление Правительства РФ от 27.12.2004 N 861 (ред. от 04.09.2015) «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».

5. Правила устройства электроустановок, седьмое издание. Новосибирск, 2010 г. – 464 стр.

6. Воротниций В.В. Надежность электроснабжения как инструмент регулирования отношений между поставщиками и потребителями энергии // Энергия и менеджмент. – 2009. - №3 [Электронный ресурс]. URL: http://www.web-energo.by/EiM_3_2009_art3.html.

7. Абдуллазянов Э.Ю., Васильев Ю.А., Галиев И.Ф. Модели надежности схем электроснабжения предприятий // Известия вузов. Проблемы энергетики. – 2009. - №5-6.

8. Ершов М.С., Анцифоров В.А., Комков А.Н. Оценка взаимной зависимости источников питания систем промышленного электроснабжения с учетом несимметричных возмущений во внешних электрических сетях. // Промышленная энергетика. – 2014. - №11. – С. 2-7.

9. Концепция обеспечения надёжности в электроэнергетике. / Воропай, Н.И., Ковалёв, Г.Ф., Кучеров, Ю.Н. и др. – М.: ООО ИД «ЭНЕРГИЯ», 2013. - 212 с.

УДК 004.387

ПРОГРАММНЫЙ КОМПЛЕКС «ЭНЕРГОСЕТИ»

[1] Скребнева Е.В., [2] Климчук А.В., [1] Чередник О.Е.
1 - Кузбасский государственный технический университет им. Т.Ф. Горбачева», г. Кемерово, Россия
2 - ООО «КАТЭН», г. Москва, Россия

Аннотация. Программный комплекс «ЭНЕРГОСЕТИ» предназначен для оперативного управления энергообъектами предприятий, а также электрическими сетями напряжением от 0,4 кВ до 1150 кВ.

Ключевые слова: программный комплекс, управление энергообъектами, управление электрическими сетями.

В настоящее время предприятия сталкиваются с рядом определенных требований к эффективности и оптимизации работы:

- увеличивается число объектов контроля и объектов обслуживаемого оборудования;
- повышаются требования к точности и достоверности информации о показателях и измерениях;
- сроки получения и предоставления информации значительно сокращаются, превращаясь практически в мгновенные;
- возникает необходимость оперативного планирования, реализации и учета работ по диагностике, техническому обслуживанию и ремонту электрохозяйства.

Жесткие требования к процессу сбора данных и обработки большого объема первичной информации, влечет за собой развитие автоматизированных систем и программных комплексов.

При выборе программных комплексов и проектировании автоматизированной системы управления электрохозяйством, необходимо учитывать:

- вид деятельности предприятия: энергоснабжающие или промышленные предприятия;
- размер предприятия: наличие филиалов, географическое расположение и удаленность филиалов;
- масштабы деятельности: количество объектов и возможность его роста, объем и вид собираемой информации;
- информационную безопасность.

Все это приводит к тому, что возникает задача создания унифицированного программного продукта, позволяющего решать вопросы оперативного управления энергохозяйством и объектами энергоснабжения.

На рынке программных комплексов, предназначенных для оперативного управления энергохозяйством и объектами энергоснабжения, представлен ряд зарубежных и отечественных продуктов.

Рассмотрим программный комплекс «ЭНЕРГОСЕТИ», разработанный компанией ООО «КАТЭН» г. Москва.

В настоящее время данный программный комплекс находится на стадии внедрения на следующих крупных угольных предприятиях России: АО «Ургалуголь» (АО «СУЭК», Хабаровский край) и ООО «Восточная горнорудная компания» (Сахалин).

Основной целью внедрения программного комплекса «ЭНЕРГОСЕТИ» является повышение эффективности работы предприятий за счет ведения баз данных по всем видам энергообъектов и оборудования: тепловым сетям, электрическим сетям, объектам газо- и водоснабжения.

Для крупных промышленных предприятий, особенно опасных производственных объектов, которыми являются угольным предприятия, важнейшее значение имеет бесперебойное и надежное электроснабжение. Это обеспечивается эффективной эксплуатацией множества электрических сетей. Поэтому в дальнейшем рассмотрим одну из систем, входящих в программный комплекс «ЭНЕРГОСЕТИ» - систему управления электрическими сетями.

В основе системы заложена модель, которая описывает электрическую сеть и происходящие в ней события.

Программный комплекс «ЭНЕРГОСЕТИ» предназначен для руководителей и инженерно-технических специалистов как крупных предприятий магистральных и региональных сетей, так и мелких территориальных сетевых организаций, а также для промышленных предприятий и проектных организаций.

Программный комплекс «ЭНЕРГОСЕТИ» позволяет осуществлять следующие функции:

- ведение паспортной информации по объектам и оборудованию: отображение планов электрооборудования, отображение нормальных и оперативных однолинейных схемы подстанций (рис. 1), отображение и анализ паспортных данных силового оборудования электросетевого хозяйства;

- ведение информации по ЛЭП: отображение трасс ЛЭП на местности, технические паспорта опор, проводов, тросов, кабелей и т.д.;
- ведение информации по абонентам: потребление энергии, технические условия и параметры нагрузки, построение списка отключенных абонентов;

- ведение эксплуатационной информации: журналы работ, планы ремонтов, анализ неисправностей, формирование графиков работ и т.д.;

- ведение оперативных схем диспетчера (рис. 2): отображение оперативных и нормальных схем электрических сетей, получение технической информации по линиям и оборудованию напрямую с оперативных схем, отображение карт уставок защит, экспресс-анализ электрических сетей;

- автоматизация контроля и учета электроэнергии: отслеживание показаний приборов учета электроэнергии по данным телеметрии, формирование объемов потребленной электроэнергии, объемов технических и режимных потерь электрической энергии, в том числе и по элементам сети;

- электрические расчеты: автоматическое формирование расчетной модели сети как на основе текущей технической информации, так и на основе искусственно заданных параметров (рис. 3); расчет установившихся режимов сети, а также имитация послеаварийных ситуаций; оптимизация распределения фидеров между секциями на подстанции; возможность планирования изменения конфигурации сети, подключения новых нагрузок;

- интеграция систем телеметрии и SCADA: прием, обработка, архивирование, конвертирование и рассылка телеметрической информации в различных форматах; построение многоуровневых сетей сбора и пересылки разнородной телеметрической информации; отображение телеметрической информации, полученной из разных источников, на диспетчерских схемах.

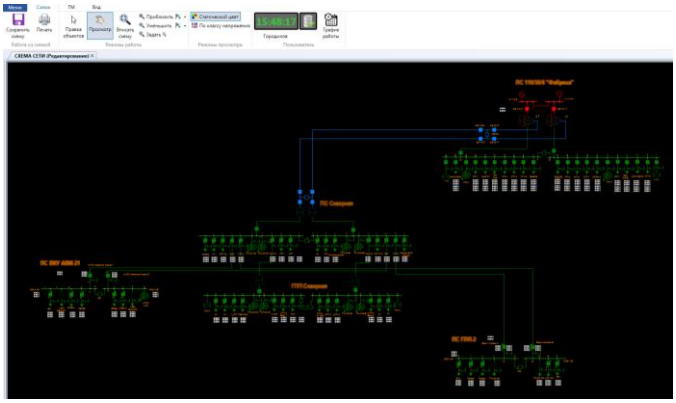


Рис. 1. Схема сети

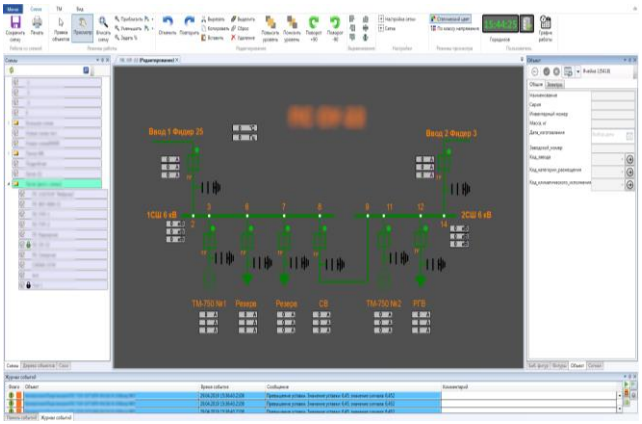


Рис. 2. Схема подстанции

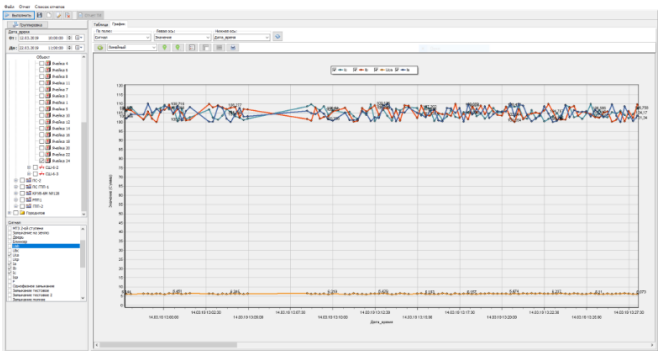


Рис. 3. Расчет модели сети на основе заданных параметров

Все модули программного комплекса являются самостоятельными блоками и могут работать независимо друг от друга. Для каждого предприятия и категории пользователей возможна настройка индивидуальных функций программного комплекса.

Так, для проектных организаций актуальными будет являться модули планирования развития сетей, предпроектных оценок и технико-экономического обоснования инвестиций.

Для промышленных предприятий, кроме вышеуказанных моделей, имеется возможность реализации модулей информационного обеспечения электроснабжения, оптимизации электропотребления и потерь электроэнергии.

Самый масштабный вариант программного комплекса необходим для предприятий электрических сетей. Он включает в себя модули ведения информации, анализа и планирования эксплуатационных мероприятий и ремонтных программ на подстанциях и линиях электропередач, планирования и учета транспорта энергии, а также анализа и оптимизации потерь.

Также в программном комплексе реализован широкий спектра стандартных отчетов по задаваемым пользователем выборкам объектов (рис. 4): ведомости, инвентарные отчеты, подсчеты объемов, графики планово-предупредительных работ, отчеты по выполненным работам и др. необходимые пользователю отчеты.

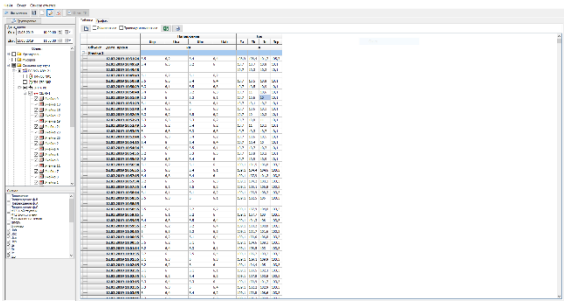


Рис. 4. Мастер отчетов

Выводы. Применение программного комплекса «ЭНЕРГОСЕТИ» позволяет оперативного управлять энергообъектами предприятия.

УДК 519.876.2

МЕХАНИЗМ УПРАВЛЕНИЯ РАЗВЕРТЫВАНИЕМ РЕЛИЗОВ ИТ-СЕРВИСОВ, ОСНОВАННЫЙ НА СТРУКТУРНЫХ СВОЙСТВАХ СЕРВИСА

[1]к.т.н. Зимин А.В., [2]д.т.н. Буркова И.В., [1]д.т.н. Зимин В.В.
1 - Сибирский государственный индустриальный университет, г. Новокузнецк, Россия
2 - Институт проблем управления РАН, г. Москва, Россия

Аннотация. В статье рассмотрена задача планирования развертывания релизов, постановка которой основана на том, что хранящиеся в конфигурационной базе (CMDB) поставщика услуг данные о структурных свойствах эксплуатируемых ИТ-сервисах, позволяют оценить количество отказов ИТ-сервисов, которое обусловлено нарушениями в состоянии эксплуатационной среды. Предложен механизм определения количества релизов, который минимизирует затраты на развертывание и ограничивает интенсивность отказов ИТ-сервисов величиной пропускной способности канала обслуживания отказов.

Ключевые слова: ИТ-сервис, релиз ИТ-сервиса, «базовое» состояние ИТ-среды, развертывание ИТ-релиза, база данных конфигураций, заявка на развертывание, пропускная способность канала обслуживания, задача о камнях, метод сетевого программирования.

Введение. Внедрение ИТ-сервисов сопряжено с риском ошибочного изменения «базового» состояния эксплуатационной ИТ-среды при встраивании в нее ИТ-активов (конфигурационных элементов), необходимых для функционирования новых или изменяемых сервисов [1 - 3]. Необходимые изменения ИТ-среды проектная служба оформляет в виде специальным образом оформленных заявок на развертывание, в которых описаны подлежащие обновлению ИТ-активы. При значительном количестве обновляемых активов риск нарушений в эксплуатационной среде становится существенным. Для снижения риска ограничивают количество конфигурационных элементов, встраиваемых в ИТ-среду за один прием, то есть разбивают множество заявок на обновление активов на

подмножества (релизы). Рассмотрим задачу планирования развертывания релизов ИТ-сервисов, постановка которой основана на том, что данные конфигурационной базы поставщика ИТ-услуг (CMDB) позволяют оценить количество ИТ-сервисов, которое станет недоступным для пользователей вследствие развертывания планируемых ИТ-активов.

Оценка количества отказов сервисов из-за некорректного развертывания ИТ-активов. Обозначим через $A = \{A_i | i = \overline{1,n}\}$ множество поступивших заявок на обновление ИТ-среды, где $A_i = \{a_{ij} | j = \overline{1,n_i}\}$ и a_{ij} - обновляемые конфигурационные элементы. Положим, что каждый a_{ij} принадлежит одному из трех типов: типу h (hard – оборудование), типу s (soft – программное обеспечение), типу u (user – связан с действиями пользователя). Тогда

$$A_i = A_i^h \cup A_i^s \cup A_i^u,$$
$$A_i^h = \{a_{ij}^h | j = \overline{1,n_i^h}\},\ A_i^s = \{a_{ij}^s | j = \overline{1,n_i^s}\},\ A_i^u = \{a_{ij}^u | j = \overline{1,n_i^u}\} \quad (1)$$
$$n_i = n_i^h + n_i^s + n_i^u.$$

Пусть $S_э = \{s\}$ - множество эксплуатируемых ИТ-сервисов, а $A(s)$ - множество конфигурационных элементов отдельного сервиса s. Выявим зависимость количества отказов эксплуатируемых сервисов от некорректного развертывания активов отдельной заявки A_i (рис. 1).

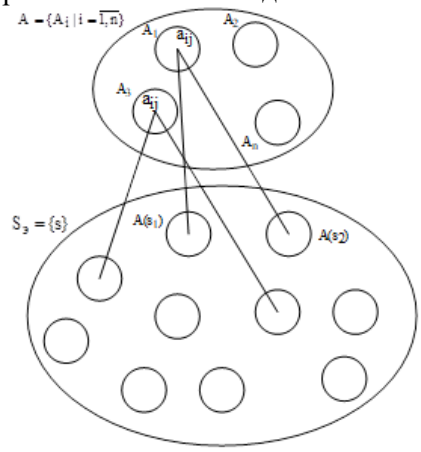


Рис. 1 Связи активов заявок на развертывание с активами эксплуатируемых ИТ-сервисов

Обозначим через $S(a_{ij}^h)$, $S(a_{ij}^s)$,$S(a_{ij}^u)$ множества тех сервисов, на функционировании которых может сказаться развертывание активов a_{ij}^h a_{ij}^s,a_{ij}^u. По определению

$$S(a_{ij}^h) = \{s(a_{ij}^h) | A(s) \cap a_{ij}^h \neq \emptyset, s \in S_э\} = \{s_l(a_{ij}^h) | l = \overline{1, L(a_{ij}^h)}\},$$
$$S(a_{ij}^s) = \{s(a_{ij}^s) | A(s) \cap a_{ij}^s \neq \emptyset, s \in S_э\} = \{s_l(a_{ij}^s) | l = \overline{1, L(a_{ij}^s)}\}, \quad (2)$$
$$S(a_{ij}^u) = \{s(a_{ij}^u) | A(s) \cap a_{ij}^u \neq \emptyset, s \in S_э\} = \{s_l\{a_{ij}^u) | l = \overline{1, L(a_{ij}^u)}\}.$$

Для того чтобы оценить количество отказов сервисов необходимо знать вероятности некорректного развертывания различных ИТ-активов. Оценка значений этих вероятностей может быть выполнена на основе данных конфигурационной базы и данных процесса управления «проблемами» («проблема» - отказ сервиса, обусловленный ошибкой в его активах). Каждой зарегистрированной «проблеме» процесс присваивает значение категории (типа актива), из-за ошибки в котором произошел отказ сервиса. Таким образом, в конфигурационной базе содержится информация об общем числе зарегистрированных и разрешенных процессом проблем с указанием какие из них какой категории (h,s,u). В качестве оценок для вероятностей некорректного развертывания активов различного типа возьмем относительные доли проблем соответствующей категории и обозначим их через $\overline{P(a^h)}$, $\overline{P(a^s)}$, $\overline{P(a^u)}$. Среднее число ожидаемых отказов сервисов вследствие некорректного развертывания активов множеств A_i^h, A_i^s, A_i^u, соответственно, будет:

$$\overline{m(A_i^h)} = \overline{P(a^h)} \sum_j^{n_i^h} L(a_{ij}^h), \overline{m(A_i^s)} = \overline{P(a^s)} \sum_j^{n_i^s} L(a_{ij}^s),$$
$$\overline{m(A_i^u)} = \overline{P(a^u)} \sum_j^{n_i^u} L(a_{ij}^u). \quad (3)$$

Прогнозируемые количества $m(A_i)$ и $m(A)$ среднего числа отказов сервисов в результате развертывания активов отдельной заявки A_i и, соответственно, от всего множества заявок $A = \{A_i | a_{ij} = \overline{1,n_i}\}$ будет определяться соотношениями:

$$m(A_i) = \overline{m(A_i^h)} + \overline{m(A_i^s)} + \overline{m(A_i^u)}. \quad (4)$$

$$m(A) = \sum_{i=1}^{n} m(A_i). \quad (5)$$

В соответствии с определением релиза (совокупность ИТ-активов сервисов, встраиваемых в ИТ-среду за один прием), множество решений задачи формирования релизов представляет собой множество всевозможных разбиений множества $A = \{A_i | a_{ij} = \overline{1, n_i}\}$ (количество таких разбиений равно 2^n). Каждое разбиение $\{A^k | k = \overline{1, k(A)}\}$ обладает свойствами: $A^k = \bigcup_{i=1}^{n_k} A_i$ - k-ый релиз, $k(A)$ - количество релизов, $\sum_{k=1}^{k(A)} n_k = n$, $A^k \cap A^{k'} = \emptyset$ для $k' \neq k$, $\bigcup_{k=1}^{k(A)} A^k = A$ и $k(A) \leq n$.

По аналогии с (5) обозначим через $m(A^k) = \sum_{i=1}^{n_k} m(A_i)$ - количество отказов сервисов, обусловленных развертыванием релиза A^k.

Механизм определения количества релизов. Примем, что все отказы сервисов, обусловленные развертыванием релизов, выявляются пользователями в первый же день после развертывания. Тогда величина $m(A^k)$ представляет собой среднее число отказов (интенсивность отказов), обусловленная развертыванием активов релиза A^k в соответствующий день. Обозначим через Δt количество рабочих дней между двумя последовательными развертываниями релизов. Расписание развертывания релизов, определяющее величину Δt, формируется по согласованию с проектной, эксплуатационной службами и пользователями. Пусть β - интенсивность обработки отказов каналом облуживания (среднее количество обрабатываемых отказов сервисов за один день). Для того чтобы канал справился за Δt дней с потоком отказов сервисов, обусловленных развертыванием релиза A^k, необходимо выполнение условия:

$$\frac{m(A^k)}{\Delta t} \leq \beta, \ \mathrm{k} = \overline{1,\mathrm{k}(A)}. \quad (6)$$

Процесс развертывания релизов затратный и требует согласованных действий многих участников. Поэтому количество релизов $k(A)$ должно быть минимально возможным, но таким, которое обеспечивает выполнение неравенств (6). Очевидно, при выполнении неравенства

$$\frac{m(A)}{\Delta t} \leq \beta \quad (7)$$

все заявки $A_i, i = \overline{1, n}$, могут быть объединены в единственный релиз $A = \bigcup_{I=1}^{n} A_i$ и развернуты за один прием. Если (7) не выполнено, то количество релизов для множества $\{A^k | k = \overline{1, k(A)}\}$ заявок на развертывание, определим как минимальное значение $k(A)$, для которого выполняется неравенство

$$\frac{m(A)}{k(A)\Delta t} \leq \beta. \quad (8)$$

Величина $\frac{m(A)}{k(A)}$ характеризует среднее число отказов, приходящихся на один релиз на интервале времени Δt. Так как $\beta = const$, то условие (8) требует выполнения неравенств

$$m(A^k) \approx \frac{m(A)}{k(A)}, \ \mathrm{k} = \overline{1,\mathrm{k}(A)}. \quad (9)$$

Определение состава (содержания) релизов. Соотношения (9) позволяют сформулировать и решить задачу формирования состава релизов как «задачу о камнях», определив в качестве «веса камня» величины $m(A_i), i = \overline{1, n}$ [4,5,6]. Введем переменную x_{ik}:

$$x_{ik} = \begin{cases} 1, & \mathrm{A}_i \in A^k \\ 0, & \mathrm{A}_i \notin A_k \end{cases}. \quad (10)$$

Тогда задача формирования состава релизов принимает вид «задачи о камнях»:

$$max \underset{\mathrm{k}=\overline{1,\mathrm{k}(A)}}{m(A^k)} = \sum_{i=1}^{n} m(A_i) x_{ik} \rightarrow min, \quad (11)$$

$$\sum_{i=1}^{n} x_{ik} = 1, \ \mathrm{k} = \overline{1,\mathrm{k}(A)}. \quad (12)$$

Применив для множества заявок $A = \{A_i | a_{ij} = \overline{1, n_i}\}$, один из известных алгоритмов решения «задачи о камнях», получим решение $\{A^k | k = \overline{1, k(A)}\}$, где $A^k = \bigcup_{i=1}^{n_k} A_i$ - k-ый релиз.

Построение расписания развертывания релизов. Очередность развертывания релизов целесообразно определить путем упорядочения их по убыванию «веса» релиза (суммы «весов» заявок, входящих в релиз). Такой порядок минимизирует «упущенное время» для канала обслуживания отказов, то есть минимизирует такое время неполной загрузки канала обслуживания в интервале Δt, которое увеличит общее время обработки всех отказов.

Рассмотрим пример решения задачи с исходными данными, приведенными в табл. 1.

Таблица 1

Исходные данные для задачи формирования релизов

A_i	A_1	A_2	A_3	A_4	A_5	A_6	A_7	A_8	A_9
n_i	15	12	10	14	8	17	25	20	15
n_i^h	4	3	5	6	1	11	17	2	5
n_i^s	9	6	4	3	5	5	1	15	4
n_i^u	2	3	1	5	2	1	7	3	6
$\overline{p(a^h)}$	0,015	0,037	0,023	0,009	0,043	0,026	0,046	0,049	0,023
$\overline{p(a^s)}$	0,023	0,019	0,049	0,006	0,051	0,009	0,04	0,011	0,044
$\overline{p(a^u)}$	0,031	0,009	0,019	0,044	0,031	0,05	0,04	0,050	0,015
$n^{ou}(A_i)$	0,329	0,252	0,33	0,292	0,36	0,381	1,102	0,413	0,381
$L(a_1^h)$	93	70	76	79	45	67	128	55	51
$L(a_1^s)$	112	127	51	155	39	33	55	138	36
$L(a_1^u)$	24	10	25	32	27	34	18	24	31
$m(A_i^h)$	1,395	2,59	1,748	0,711	1,935	1,742	5,888	2,695	1,173
$m(A_i^s)$	2,576	2,413	2,499	0,93	1,989	0,297	2,2	1,518	1,584
$m(A_i^u)$	0,744	0,09	0,475	1,408	0,837	1,7	0,72	1,2	0,465
$m(A_i)$	4,715	5,093	4,722	3,049	4,761	3,739	8,808	5,413	3,222

В соответствие с исходными данными m(A) = 43,522. При интенсивности обслуживания β = 1,3 и Δt = 7 минимальное число релизов будет

$$k(A) =]\frac{43{,}522}{7 \cdot 1{,}3}[= 5. \quad (13)$$

Применив один из известных алгоритмов решения «задачи о камнях» для 9 заявок и 5 релизов (в данном примере применен «жадный» алгоритм) и упорядочив полученные релизы по убыванию их «весов», получим следующее итоговое решение [4,5]:

$$\begin{gathered} A^1 = \{A_1, A_3\}, m(A^1) = 4{,}722 + 7{,}715 = 9{,}437, \\ A^2 = \{A_7\}, m(A^2) = 8{,}808, \\ A^3 = \{A_5, A_6\}, m(A^3) = 4{,}761 + 3{,}739 = 8{,}500, \\ A^4 = \{A_8, A_4\}, m(A^4) = 5{,}413 + 3{,}049 = 8{,}462, \\ A^5 = \{A_2, A_9\}, m(A^5) = 5{,}093 + 3{,}222 = 8{,}315. \end{gathered} \quad (14)$$

Выводы. Для рассмотренной задачи формирования релизов существенно предположение о том, что некорректное развертывание активов релиза проявляется через отказы сервисов сразу, в ближайший от момента развертывания период времени. На практике это допущение, как правило, не выполняется, так как применение сервисов носит циклический характер (ежедневное, еженедельное, ежемесячное, ежеквартальное, ежегодное). Представляет интерес задача формирования релизов, в которой учитываются как структурные свойства ИТ-сервисов, так и динамика применения их пользователями.

Библиографический список

1. OGC-ITIL V3- 6 Service Lifecycle, Introduction ITIL. -TSO 2007. - 173p.

2. Основы управления жизненным циклом сервисов систем информатики и автоматизации (лучшие практики ITIL): учебное пособие для вузов / В. В. Зимин, А. А. Ивушкин, С. М. Кулаков, К. А. Ивушкин ; Сиб. гос. индустр. ун-т. – Кемерово : Кузбассвузиздат, 2013. – 500 с.

3. 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.

4. Буркова, И.В. Метод сетевого программирования в задачах управления проектами: автореферат дисс. на соиск. степени доктора технических наук: 05.13.10 / И.В.Буркова.- Москва, ИПУ, 2012.

5. В. Н. Бурков, С. И. Дзюбко, А. А. Ягупов, Эффективный алгоритм решения одного частного случая обобщенной задачи о камнях, Автоматика и телемеханика, 1995, № 7, 124–130.

6. Новиков, Д.А. Теория управления организационными системами / Д.А. Новиков. - М.: Физматгиз, 2007. - 584с.

УДК 519.876.2

О МЕХАНИЗМАХ ФОРМИРОВАНИЯ ОПТИМАЛЬНЫХ ПЕРСОНИФИЦИРОВАННЫХ ПРОГРАММ ОБУЧЕНИЯ ПОЛЬЗОВАТЕЛЕЙ

[1]к.т.н. Зимин. А.В., [1]д.т.н. Киселева Т.В., [2]д.т.н. Буркова И.В., [1]д.т.н. Зимин В.В.
1 - Сибирский государственный индустриальный университет, г. Новокузнецк, Россия
2 - Институт проблем управления им. В.А. Трапезникова РАН, г. Москва, Россия

Аннотация. Рассматриваются механизмы формирования оптимальных персонифицированных программ обучения пользователей ИТ-сервисов, которые являются конкретизациями механизмов формирования унифицированных программ, то есть совокупностей программ обучения, одинаковых для всех членов различных функциональных групп пользователей. Предложенные механизмы учитывает индивидуальные особенности (компетенции) отдельных пользователей и результатом их применения являются программы обучения для каждого конкретного пользователя каждой функциональной группы.

Ключевые слова. ИТ-сервис, компетенции пользователей, скалярная и векторная оптимизация, прямая и обратная задачи управления, структурно-подобные функции, дихотомическое программирование, множество Парето-решений, механизм комплексного оценивания.

Введение. В [1] рассмотрены механизмы формирования программ унифицированного обучения пользователей ИТ-сервисов различных функциональных групп в условиях недостатка ресурсов. Эти механизмы целесообразно применять в том случае, если ЛПР не имеет возможности оценить эффективность обучения конкретного пользователя по конкретной программе и ориентируется на обезличенные оценки эффекта обучения, предоставляемые консалтинговой компанией, осуществляющей обучение. Рассмотрим случай, когда у ЛПР имеются механизмы оценки эффекта обучения отдельного пользователя по конкретной программе.

Пусть $\{\{p_{ji}|i=\overline{1,n_j}\}|j=\overline{1,m}\}$ - множество программ обучения, реализуемых консалтинговой компанией, участвующей в разработке и внедрении ИТ-сервисов. Здесь j – номер бизнес-процесса, i – номер программы обучения, p_{ji}- 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 $q_{ji}^k=q_{ji}^k(p_{ji})$ - «приращение» компетенции k-го пользователя (оцениваемого в баллах) в результате обучения по программе p_{ji}. Обозначим через k_j количество пользователей j-го бизнес-процесса, через k_j^* - минимальное число пользователей j-го бизнес-процесса, которое должно быть обучено, а через c^* предельный объем средств, которое ЛПР может направить на обучение пользователей.

Формализация задачи и метод решения. Введем дискретную переменную x_{ji}^k, которая равна 1, если k-ый пользователь j-го процесса подлежит обучению по программе p_{ji}, и равна 0 в противном случае. Тогда прямая задача оптимального планирования затрат на обучение формализуется следующим образом:

$$q=\sum_{j=1}^{m}\sum_{i=1}^{n_j}\sum_{k}^{k_j}q_{ji}^k x_{ji}^k\to max \quad (1)$$

$$c=\sum_{j=1}^{m}\sum_{i=1}^{n_j}\sum_{k}^{k_j}c_{ji}x_{ji}^k\le c^* \quad (2)$$

$$\sum_{i=1}^{n_j}\sum_{k}^{k_{ji}}x_{ji}^k\ge k_j^*,\ \mathrm{j}=\overline{1,\mathrm{m}}. \quad (3)$$

Решением задачи (1) – (3) является такое множество программ $\{\{x_{ji}^k|k=\overline{1,k_j},i=\overline{1,n_j}\}|j=\overline{1,m}\}$ обучения пользователей, которое максимизирует суммарное «приращение» компетенций q пользователей при заданном ограничении на предельный объем средств c^*, выделенных на обучение, и которое удовлетворяет заданным ограничениям на минимально необходимые количества k_j^* пользователей, подлежащих обучению.

Обратной к сформулированной задаче (1) – (3) будет задача:

$$c=\sum_{j=1}^{m}\sum_{i=1}^{n_j}\sum_{k}^{k_j}c_{ji}x_{ji}^k\to min \quad (4)$$

$$q=\sum_{j=1}^{m}\sum_{i=1}^{n_j}\sum_{k}^{k_i}q_{ji}^k x_{ji}^k\ge q^*, \quad (5)$$

$$\sum_{i=1}^{n_j}\sum_{k}^{k_j}x_{ji}^k\ge k_j^*,\ \mathrm{j}=\overline{1,\mathrm{m}}., \quad (6)$$

в которой требуется определить такое множество программ $\{\{x_{ji}^k | k = \overline{1,k_j}, i = \overline{1,n_j}\} | j = \overline{1,m}\}$ обучения пользователей, которое минимизирует затраты, обеспечивающие достижение заданного значения эффективности q^* приращения компетентности пользователей и удовлетворяет заданным ограничениям на минимально необходимые количества пользователей, подлежащих обучению..

Двухкритериальная задача оптимизации формализуется следующим образом:

$$(q, c) \to max \quad (7)$$

$$\sum_{i=1}^{n_j} \sum_{k}^{k_j} x_{ji}^k \geq k_j^*, \ \ \text{j} = \overline{1,\text{m}}. \quad (8)$$

Каждая из трех моделей задачи формирования программ обучения отвечает различному целеполаганию ЛПР, которое последний определяет в соответствии с условиями внешней и внутренней обстановки.

В силу структурного подобия функций c и q прямая и обратная задачи могут быть эффективно решены методом дихотомического программирования [2 - 4]. Отметим важную особенность этого метода. При решении каждой из оценочных задач, на которые декомпозируется исходная задача, формируется подмножество решений, которые допустимы по ограничениям и являются оптимальными по Парето [5]. Совокупность решений последних оценочных задач прямой и обратной задачи, в силу отмеченной особенности, представляет собой подмножество всех Парето-решений задачи двухкритериальной оптимизации. Опираясь на свои предпочтения ЛПР (лицо, принимающее решение) может выбрать из этого подмножества лучший вариант. Кроме того, ЛПР может формализовать выбор посредством применения механизма комплексного оценивания [6, 7].

Пример решения прямой задачи управления. Рассмотрим задачу, которая описывается тремя бизнес-процессами (m = 3) и включает, соответственно, три ($n_1 = 3$), две ($n_2 = 2$) и две ($n_3 = 2$) программы обучения для этих процессов. Положим $c^* = 1100$. Другие необходимые данные для формирования программ обучения приведены в табл. 1.

Таблица 1

Исходные данные для формирования персонифицированных программ обучения

	p_{11}	p_{12}	p_{13}		p_{21}	p_{22}		p_{31}	p_{32}
q_{1i}^1	4	3	5	q_{2i}^1	3	4	q_{3i}^1	5	3
q_{1i}^2	5	4	5	q_{2i}^2	4	3	q_{3i}^2	5	4
q_{1i}^3	3	2	5	q_{2i}^3	2	4	q_{3i}^3	5	2
q_{1i}^4	4	3	5	q_{2i}^4	3	5	q_{3i}^4	5	4
q_{1i}^5	3	3	5	q_{2i}^5	2	4	q_{3i}^5	5	2
q_{1i}^6	5	4	5	q_{2i}^6	3	3	q_{3i}^6	5	3
q_{1i}^7	4	2	5	q_{2i}^7	4	5			
q_{1i}^8	4	3	5						
c_{1i}	60	64	90	c_{2i}	54	90	c_{3i}	90	54
k_1^*=5	k_1=8	n_1=3		k_2^*=3	k_2=7	n_2=2	k_3^*=2	k_3=6	n_3=2
c_1^*=470				c_2^*=380			c_3^*=360		

Решим методом дихотомического программирования прямую задачу (1) – (3) . Последовательно решая оценочные задачи для первого, второго и третьего процесса получим, соответственно, решения, представленные в табл. 2, 3 и 4.

Таблица 2

Решения задачи для первого процесса

q_1	31	30	29	27	26	25	22	21
k_1	6	6	7	5	6	6	5	5
c_1	450	424	420	390	360	360	300	300

Таблица 3

Решения задачи для второго процесса

q_2	22	21	20	19	18	17	16	14	13	11
k_2	5	4	4	4	3	5	4	4	3	3
c_2	360	342	342	306	288	270	252	216	198	162

Таблица 4

Решения задачи для третьего процесса

q_3	21	19	18	16	14	13	11	9	8
k_3	3	4	3	3	4	3	3	2	2
c_3	342	306	288	252	216	198	162	144	108

Далее, интегрируя решения для отдельных процессов, получаем итоговое множество решений исходной задачи (1) – (3), табл. 5. На рис. 1 приведена гистограмма, отображающая значения q и c для первого десятка решений табл. 5.

Таблица 5

Итоговое множество решений исходной задачи (1) – (3)

q	71	70	69	68	67	66	65	64	63	62
k	15	14	13	14	13	15	14	13	14	13
c	1090	1072	1054	1036	1018	1000	982	964	946	928
q	61	60	59	58	57	56	55	54	53	52
k	12	13	12	14	12	11	13	12	12	12
c	910	892	874	856	838	820	802	784	774	748
q	51	50	49	48	47	46	45	44	43	41
k	11	11	11	12	11	10	11	11	10	10
c	730	720	694	684	666	660	630	624	606	570

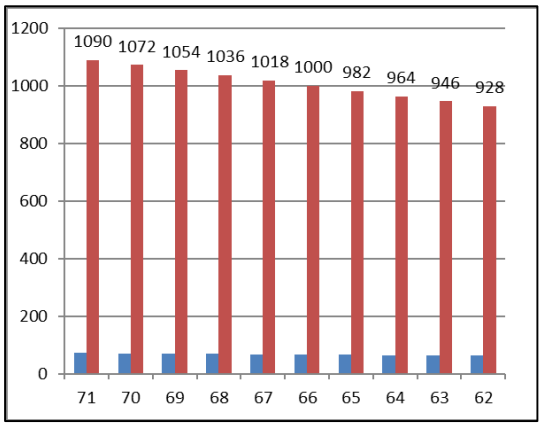


Рис. 1. Визуализация первых десяти решений табл. 5

Оптимальным решением прямой задачи является решение

$$x_1 = (x_{1i}^1, \dots x_{1i}^8) = (100\ 110\ 000\ 100\ 000\ 100\ 100\ 100)$$
$$x_2 = (x_{2i}^1, \dots x_{2i}^7) = (10\ 10\ 00\ 11\ 00\ 10\ 10)$$
$$x_3 = (x_{3i}^1, \dots x_{3i}^6) = (11\ 01\ 00\ 01\ 00\ 01),$$

для которого q=71 и c=1090.

Методом дихотомического программирования может быть также решена обратная задача (4) – (6). Объединяя решения прямой (1) – (3) и обратной (4) – (6) задач, можно сформировать подмножество Парето решений задачи двухкритериальной оптимизации, которое ЛПР может использовать для непосредственного выбора лучшего решения, либо применить механизм комплексного оценивания.

Выводы. Рассмотренные в [1] и в настоящей статье модели и механизмы управления расширяют возможности ЛПР по выбору модели задачи и механизма формирования программ обучения, наилучшим образом соответствующих сложившейся на момент принятия решения обстановке.

Библиографический список

1. Зимин А.В. Формирование программ обучения пользователей ERP-системы / А.В. Зимин, И.В. Буркова, В.В. Митьков, В.В. Зимин // Известия высших учебных заведений. Черная металлургия. - 2018. - Т. 61, № 10. - С. 813-817.

2. Буркова, И.В. Метод сетевого программирования в задачах нелинейной оптимизации / И.В. Буркова // Автоматика и телемеханика. - 2009. - № 10. - С. 15-21.

3. Буркова, И.В., Косенков, А.В., Харитонова, Т.Б. Метод дихотомического программирования в задачах управления рыночной стоимостью объектов недвижимости. // «Системы управления и информационные технологии»: науч. техн. журнал. - №1.1 (23), - 2006. - С. 123-126.

4. Петровский, А.Б. Теория принятия решений: учебник для студ. высш. учеб. заведений / А.Б. Петровский. – М.: Изд. центр «Академия», 2009 - 400 с.

5. Ларичев, О.И. Теория и методы принятия решений: учебник / О.И. Ларичев - М.: Логос, 2003. - 392 с.

6. 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.

7. Новиков, Д.А. Теория управления организационными системами / Д.А. Новиков. - М.: Физматгиз, 2007. – 584 с.

УДК 004.942:622.273

ПРИКЛАДНОЕ ПРИМЕНЕНИЕ 3-D ЧИСЛЕННОГО МОДЕЛИРОВАНИЯ ДЛЯ АНАЛИЗА ГОРНОТЕХНИЧЕСКИХ КОНСТРУКЦИЙ

Аушев Е.В., Айкин А.В., Лысенко М.В.
ООО НИЦ-ИПГП «РАНК», г. Кемерово, Россия

Аннотация. В статье уточнены фактические физико-механические свойства пород кровли и определено структурное строение пород в районе формирования демонтажной камеры 812 в условиях пласта Полысаевский-2 шахтоуправления «им. А.Д. Рубана». По результатам инструментальных исследований определены фактически шаги обрушения основной и непосредственной кровли и определена оптимальная границы остановки лавы под демонтаж. В результате численного моделирования получены закономерности распределения напряжений в массиве и формирования зон потери устойчивости пород, а также определено влияние очистных работ на смежные горные выработки.

Ключевые слова: демонтажная камера, шаги обрушения, метод конечных элементов, напряженно-деформированное состояние.

Специалистами нашей компании выполнена научно-исследовательская работа по 3-D моделированию геомеханических процессов, происходящих при формировании демонтажной камеры очистным забоем 812 в условиях пласта Полысаевский-2 шахтоуправления «им. А.Д. Рубана» (далее – НИР), с целью последующей разработки заключения по оптимизации параметров крепи демонтажной камеры 812. В настоящее время завершается отработка выемочного столба 812 – ведутся работы по формированию демонтажной камеры и демонтажу очистного комплекса.

Основной целью НИР является прогнозирование на качественном уровне зон потери устойчивости и возможных разрушений пород в горных выработках с учетом совокупности факторов (свойств горных пород, литологии месторождения, взаимного расположения и геометрических параметров горнотехнических конструкций и т.д.). Область исследований включает демонтажную камеру, прилегающие сопряжения и зону влияния горнотехнической конструкции лавы 812 пласта Полысаевского-2. На основе выполненного прогноза произведен выбор оптимальных, для данных условий, параметров крепи выработок и сопряжений.

Выемочный участок 812 является первым на пл. Полысаевском-2 в границах лицензионного участка «Магистрального», а ведение горных работ осложнено рядом негативных факторов:

– глубина горных работ 90 – 100 м при мощности четвертичных отложений до 88 м;

– демонтажная камера 812 располагается в условиях слабых пород кровли, и находится на глубине, где рекомендовано применение рамной крепи;

– обводнённость пород кровли и снижение их прочностных свойств под действием влаги;

– вероятность влияния тектонического нарушения «Взброс II-II» на устойчивость горных пород;

– вероятность влияния ранее отработанных участков, расположенных в границах лицензионного участка «Красноярский», на устойчивость горных пород вблизи демонтажной камеры 812. Участок «Красноярский» отделен от Магистрального тектонического нарушения «Взброс II-II».

Научно-исследовательская работа включала в себя следующие этапы:

1. Уточнение фактических горно-геологических условий в районе формирования демонтажной камеры 812:

– визуальная оценка состояния контура и крепи горных выработок на рассматриваемом участке;

– отбор образцов пород кровли для уточнения физико-механических свойств пород (модуля упругости, коэффициента Пуассона, сцепления, угла внутреннего трения, прочности прт сжатии и растяжении и т.д.);

– обследования приконтурного массива горных выработок при помощи видеоэндоскопа с целью выявления расслоений и трещиноватости.

2. Определение фактических данных о параметрах исходного природного напряженного состояния массива пород месторождения.

3. Определение фактических шагов обрушения непосредственной и основной кровли.

4. 3-D численное моделирование напряженно-деформированного состояния и устойчивости массива пород в районе формирования демонтажной камеры 812.

5. Разработка заключения по оптимизации производственных процессов в части формирования и крепления демонтажной камеры 812.

В рамках этапа по уточнению фактических горно-геологических условий и оценки физико-механических параметров вмещающих пород были отобраны образцы пород кровли (керна) в путевом штреке 812 и произведено обследование приконтурного массива при помощи видеоэндоскопа. Выход керна составил менее 60%, что объясняется интенсивной трещиноватостью массива, наличием каверн и полостей, выявленных при видеоэндоскопическом обследовании. Литологически керн сложен аргиллитом и алевролитом крепостью $f_{ср}$ = 2,4 по шкале М.М. Протодьяконова. В дегидратированном состоянии средняя крепость пород возрастает в 3,4 раза (с 0,7 до 2,4). При контакте с водой аргиллит разбухает и превращается в глинистый материал, из-за чего снижаются его прочностные свойства.

В соответствии с геолого-структурным строением массива пород осадочного происхождения, результатами натурных измерений природных напряжений, а также по данным геодинамического районирования Кузнецкого угольного бассейна, месторождение в пределах рассматриваемых участков отнесено к разряду гравитационных моделей геосреды (нетектонический режим нагружения).

Для определения фактических шагов обрушения непосредственной и основной кровли применялись портативные датчики давления, устанавливаемые на гидравлические стойки секций механизированных крепей для сбора и последующей расшифровки данных (рис. 1). Так же выполнялась визуальная оценка состояния выработок, оценка нагрузочных свойств пород кровли на секции механизированных крепей по данным манометров на гидростойках и анализ журнала ведения очистных работ. На основании собранных данных производилось определение фактических шагов обрушения и построение границы остановки лавы 812 под демонтаж.

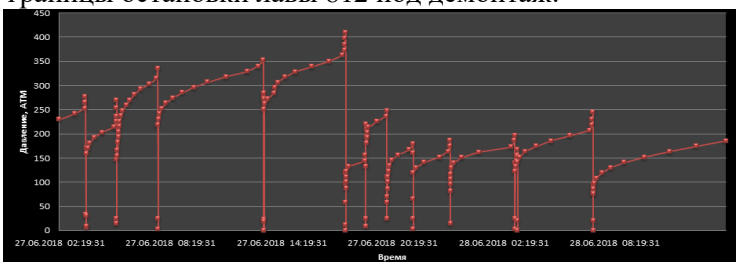


Рис. 1. Графика изменения давления в стойке секций механизированной крепи в ограниченном временном интервале, характеризующий цикл обрушения пород непосредственной кровли, полученный с портативных датчиков давления

В качестве основного инструмента исследования принято численное моделирование методом конечных элементов (МКЭ) в объемной постановке задач с использованием программного комплекса Ansys. Использованный подход обеспечил возможность максимального учета горно-геологических условий, литологии массива и конструктивной сложности горнотехнического объекта, что позволило получить наиболее приближенные к реальной обстановке результаты геомеханических процессов, протекающих в демонтажной камере 812.

В численных решениях угольные пласты и слагающие месторождение вмещающие породы, моделировались как сплошные, упругие, изотропные, линейно-деформируемые, однородные материалы с физико-механическими свойствами трещиноватого массива.

На рис. 2 представлена схема расчетной области с основными параметрами и постановкой задачи (краевыми условиями). В центральной части модели реализованы конструктивные особенности анализируемой горнотехнической конструкции (выемочных столбов).

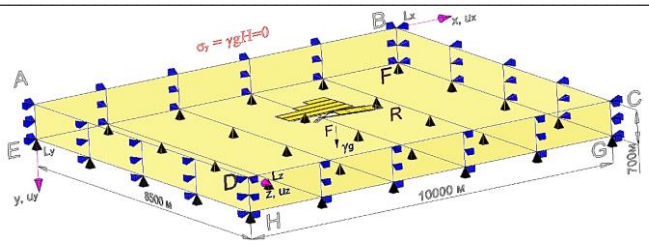


Рис. 2. Расчетная схема и основные параметры моделирования

Разработка 3-D твердотельной модели в пределах влияния выемочного участка № 812 пласта Полысаевского-2 для выполнения численного моделирования осуществлялась путем геометрических построений на базе геологических и горнотехнических планов и разрезов (рис. 3).

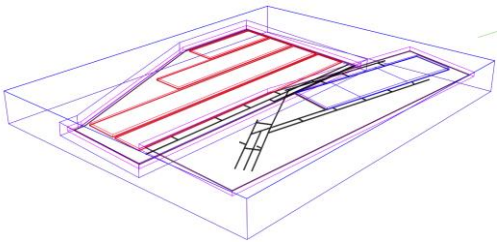


Рис. 3. Твердотельная модель горных выработок и выработанных пространств рассматриваемого участка

Для оценки устойчивости конструктивных элементов горнотехнической ситуации (выработок, в том числе прилегающих к очистному пространству) использованы данные напряженно-деформированного состояния (далее – НДС) массива пород, полученные при трехмерном численном моделировании. В качестве оценочных критериев прочности пород принимались теории Кулона-Мора и Друкера-Прагера.

Цель исследования обусловила рассмотрение двух сценариев моделирования горнотехнической обстановки при формировании демонтажной камеры:

– сценарий 1 соответствует окончанию формирования демонтажной камеры;

– сценарий 2 соответствует процессу завершения извлечения секций механизированной крепи (в демонтажной камере отсутствуют секции механизированной крепи).

В процессе оценки НДС массива, было проанализировано 8 основных и 6 дополнительных горизонтальных и вертикальных сечений, выполненных в районе демонтажной камеры 812.

Для анализа НДС массива были рассмотрены максимальные главные напряжения (σ_1), минимальные главные напряжения (σ_3) и максимальные касательные напряжения (τ_{max}), действующие в массиве горных пород при первом (1) и втором (2) сценариях (рис. 4). Градиенты распределения напряжений позволили оценить область влияния очистных работ, области максимальных и минимальных напряжений, а также характер и закономерности формирования напряженно-деформированного состояния вблизи демонтажной камеры 812.

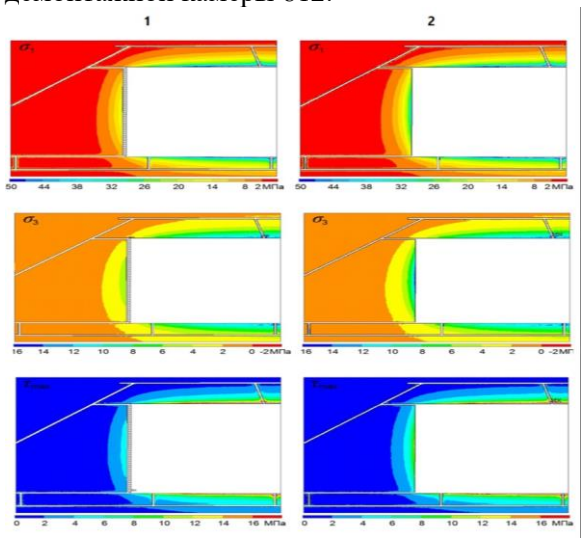


Рис. 4. НДС углепородного массива (сечение в плоскости пласта)

Полученные расчетные области потери устойчивости горных пород в соответствии с критериями прочности Друкера-Прагера (K_d) и Кулона-Мора (K_{km}) при двух сценариях показаны на рис. 5. В дальнейшем, для определения областей потери устойчивости использовался обобщенный критерий, получаемый путем совмещение расчетных областей K_d и K_{km}. Наиболее показательным, является вертикальное сечение в крест демонтажной камеры 812 в её срединной части, условия поддержания выработки на данном участке являются наиболее неблагоприятными, так как «красные» области имеют наибольшие размеры (рис. 6 – 7). Необходимо отметить, что значительные области потери устойчивости так же выявлены в боках горных выработок (демонтажной камеры и штреков) (рис. 5).

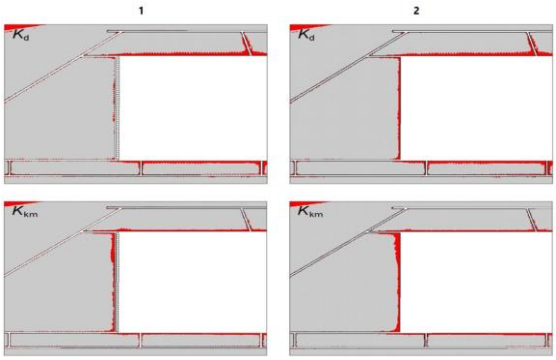


Рис. 5. Области потери устойчивости углепородного массива (сечение в плоскости пласта)

Результаты моделирования геомеханических процессов, происходящих во время формирования демонтажной камеры и при извлечении секций механизированной крепи, стали основой для выбора и обоснования оптимальных параметров крепи демонтажной камеры 812 и её сопряжений, с учетом зон необходимого усиления. Несмотря на сложные горно-геологические условия поддержания горных выработок была обоснована возможность применения анкерной крепи, что обеспечит технологичность работ при формировании демонтажной камеры и позволит сократить сроки демонтажа механизированного комплекса. Схема крепления демонтажной камеры 812 представлена на рис. 8.

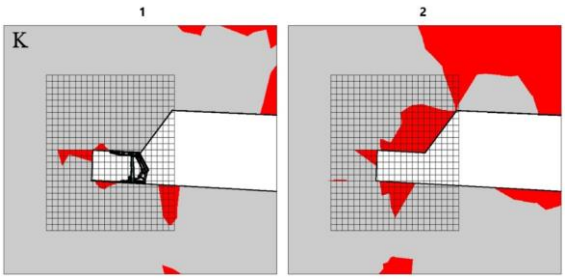


Рис. 6. Области потери устойчивости углепородного массива (вертикально сечение в срединной части демонтажной камеры)

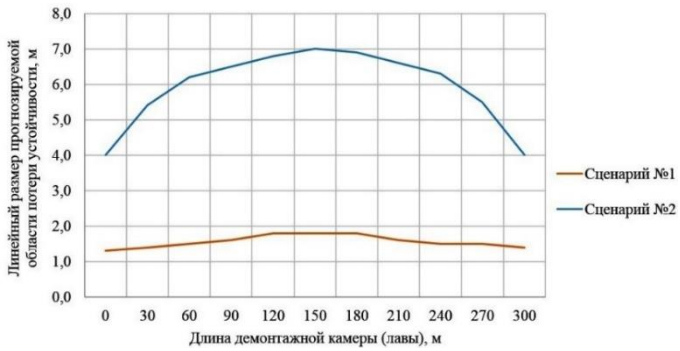


Рис. 7. Изменение области прогнозируемой потери устойчивости массива горных пород в кровле демонтажной камеры по ее длине

Выводы. В процессе выполнения научно-исследовательской работы уточнены фактические физико-механические свойства пород кровли и определено структурное строение пород в районе формирования демонтажной камеры 812.

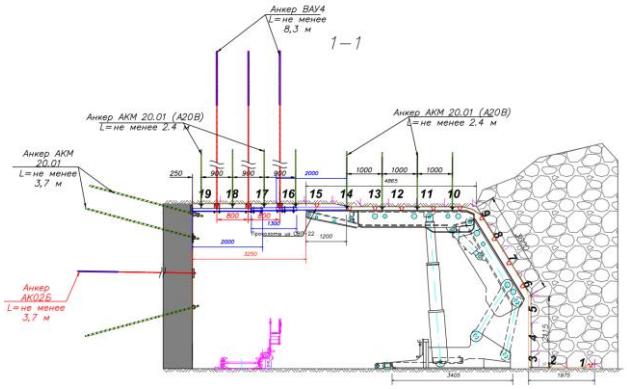


Рис. 8. Схема крепления демонтажной камеры 812 (поперечное сечение выработки)

На основании проведенных натурных измерений и анализа геологического строения рассматриваемого месторождения определена закономерность распределения природного поля напряжений в массиве и соответствующая гравитационной модели, что в дальнейшем использовалось для разработки геомеханической модели.

По результатам инструментальных исследований определены фактически шаги обрушения основной и непосредственной кровли и определена оптимальная границы остановки лавы под демонтаж.

В результате выполненного численного моделирования НДС массива горных пород в окрестности демонтажной камеры 812 при её формировании с применением метода конечных элементов (МКЭ) получены закономерности распределения напряжений в массиве и формирования зон потери устойчивости пород, а так же определено влияние очистных работ на смежные горные выработки:

– определено, что ранее отработанные выемочные столбы и горные выработки участка «Красноярский» не оказывают значительного влияния на выработки лавы 812 в окрестности границы формирования демонтажной камеры 812 участка «Магистральный»;

– прогнозируемая зона потери устойчивости пород кровли достигает 7,0 м. Данная величина рекомендована к использованию для решения горнотехнических задач на этапе разработки паспортов крепления и организации работ в демонтажной камере при ее формировании и извлечении секций механизированной крепи;

– выявлены значительные зоны потери устойчивости в боках горных выработок, величиной от 3,5 м до 7,0 м, но с учетом прогнозируемых в боках деформаций к разрушению угля и пород отнесены первые 3,0 м.

Комплексный подход к решению горнотехнической задачи позволил обосновать возможность применения анкерной крепи в сложных горно-геологических условиях, тем самым обеспечить технологичность демонтажных работ и выбрать оптимальные параметры крепи для обеспечения безаварийного поддержания горной выработки на весь срок её службы.

Библиографический список

1. Федеральные нормы и правила в области промышленной безопасности «Инструкция по расчету и применению анкерной крепи на угольных шахтах». Серия 05. Выпуск 42. – М.: Закрытое акционерное общество «Научно-технический центр исследований проблем промышленности», 2015. – 186 с.

2. Динник А.Н. Распределение напряжений вокруг подземных горных выработок [Текст]/ А.Н. Динник, А.Б. Моргаевский, Г.Н. Савин. Труды совещания по горному давлению. –Л.-М.: Академия СССР. Отделение технических наук. – 1938. –С. 7 - 55.

3. Влох Н.П. Измерения напряжений в массиве крепких горных пород[Текст]/ Н.П. Влох, А.Д. Сашурин. – М.: Недра. – 1970. –120с.

4. Методика исследования приконтурного массива горных выработок, поддерживаемых анкерной крепью/Разумов Е.А., Позолотин А.С., Лысенко М.В. – Кемерово, 2013 г.

5. Фадеев А.Б. Метод конечных элементов в геомеханике. – М.: Недра, 1987.

Друккер Д. Механика грунтов и пластический анализ или предельное проектирование / Д. Друккер, В. Прагер // Механика. Новое в зарубежной науке. Вып. 2. Определяющие законы механики грунтов. – М.: Мир, 1975. – С. 166–177.

ПРОМЫШЛЕННАЯ И ЭКОЛОГИЧЕСКАЯ БЕЗОПАСНОСТЬ ГОРНЫХ ПРЕДПРИЯТИЙ

УДК 622.817.47: 622.831.325.3

КОНТРОЛЬ ПАРАМЕТРОВ ГИДРОДИНАМИЧЕСКОГО ВОЗДЕЙСТВИЯ НА УГОЛЬНЫЙ ПЛАСТ В ГОРИЗОНТАЛЬНЫХ СКВАЖИНАХ

д.т.н. Тайлаков О.В., к.т.н. Уткаев Е.А., к.т.н. Кормин А.Н.
Федеральный исследовательский центр угля и углехимии СО РАН, г. Кемерово, Россия

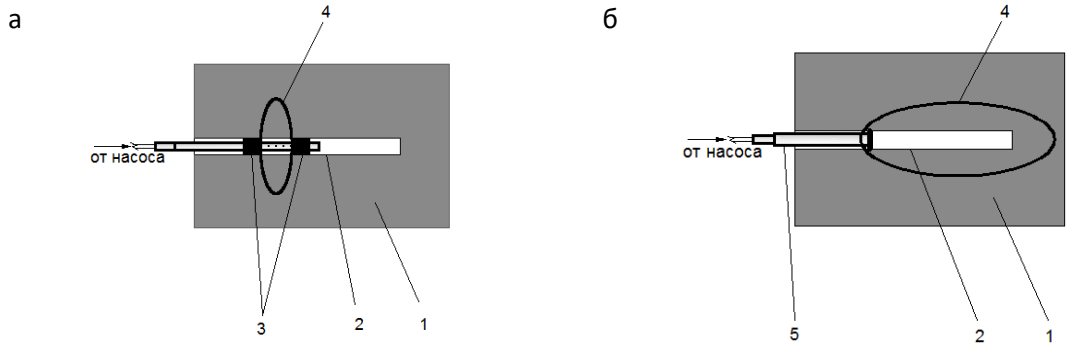
Аннотация. Рассматриваются технологии гидродинамического воздействия на угольный пласт из горизонтальных скважин, пробуренных из горных выработок, для повышения его газоотдачи. Приводится способ контроля параметров гидроразрыва пласта и фактические результаты, полученные в условиях угольных шахт Кузбасса.

Ключевые слова: дегазация, гидроразрыв, расчленение пласта, прискважинная зона, проницаемость, фильтрационные свойства.

Важным этапом при разработке углегазовых месторождений подземным способом является своевременная и эффективная дегазация угольных пластов, которая обеспечивает промышленную безопасность основных технологических процессов угледобычи и позволяет повысить рентабельность предприятий. При этом дегазация, в зависимости от источников метановыделения, подразделяется на дегазацию разрабатываемого пласта (барьерную, предварительную), выработанного пространства (скважинами, пробуренными с поверхности или из подземных выработок) и заблаговременную.

На эффективность дегазации разрабатываемых угольных пластов в первую очередь влияют такие параметры как проницаемость в прискважинной и удаленной зоне, а также пластовое давление. Для повышения фильтрационных свойств пласта и соответственно эффективности дегазации на угольных шахтах Кузбасса применяют предварительный гидроразрыв пласта (ГРП) в горизонтальных дегазационных скважинах, пробуренных из горных выработок [1 – 4].

Герметичность скважины при выполнении работ по гидродинамическому воздействию на пласт осуществляется путем установки на заданную глубину пакерного устройства (рис. 1, а) или обсадной колонны (рис. 1, б), где затрубное пространство заполняется герметизирующими компонентами. Для обсадки используется колонна из металлических труб диаметром 70 мм. Протяженность необсаженной части скважины должна быть достаточной для поддержания режима гидроразрыва, характеризующегося многократным превышением темпа закачки жидкости естественной приемистости пласта [5, 6].



1 – угольный пласт; 2 – исследуемая скважина; 3 – пакерное устройство; 4 – обсадная труба; 5 – возможная зона влияния при ГРП

Рис. 1. Схема обустройства скважин при ГРП: а – с применением пакерного устройства; б – с применением обсадной колонны

Для контроля параметров ГРП и оценки качества выполненных работ, в шахтных условиях в горизонтальных скважинах пластовой дегазации, разработана и изготовлена специальная камера в виде завальцованного с одной стороны армированного прорезиненного гидравлического рукава с герметичным соединением с другой стороны. В эту камеру размещается предварительно запрограммированный электронный автономный манометр, затем она подключается к системе подачи воды в скважину для регистрации изменений давлений при гидродинамических воздействиях. Манометр представляет собой глубинный электронный датчик напряженного типа позволяющий измерять давления до 34,45 МПа с погрешностью 0,05 %.

Подача флюида проводилась насосной станцией, предназначенной для нагнетания рабочей жидкости в гидросистему очистных агрегатов и механизированных крепей в шахтах любой категории по газу и пыли. В течение периода нагнетания непрерывно контролируются показания на механическом манометре, установленного на устье скважины, и изменение уровня жидкости в мерной емкости. После окончания нагнетания жидкости в пласт и сброса давления манометр извлекается для анализа и интерпретации полученных данных.

Гидравлический разрыв пласта в скважине, с установленным пакерным устройством (рис. 2, а), выполнен на нескольких интервалах. На интервале № 1 воздействие на пласт осуществлялось в течение 11,8 мин. В процессе нагнетания рабочей жидкости при давлении 10,29 МПа произошло открытие клапана (КП) для подачи флюида в межпакерный интервал. После чего на 38-й секунде выполнения работ по стимуляции скважины при достижении давления 9,87 МПа (Грс) произошло расчленение пласта с падением давления до 9,58 МПа. Далее при давлении 10,17 МПа также было зарегистрировано несущественные падения давления. После чего дальнейшие работы по гидродинамическому воздействию сопровождались насыщением пласта, без каких-либо перепадов давления.

При нагнетании рабочей жидкости в скважину, с установленной обсадной трубой (рис. 2, б), для воздействия на угольный пласт осуществлялось в течение 132 мин при максимальном давлении 14,18 МПа.

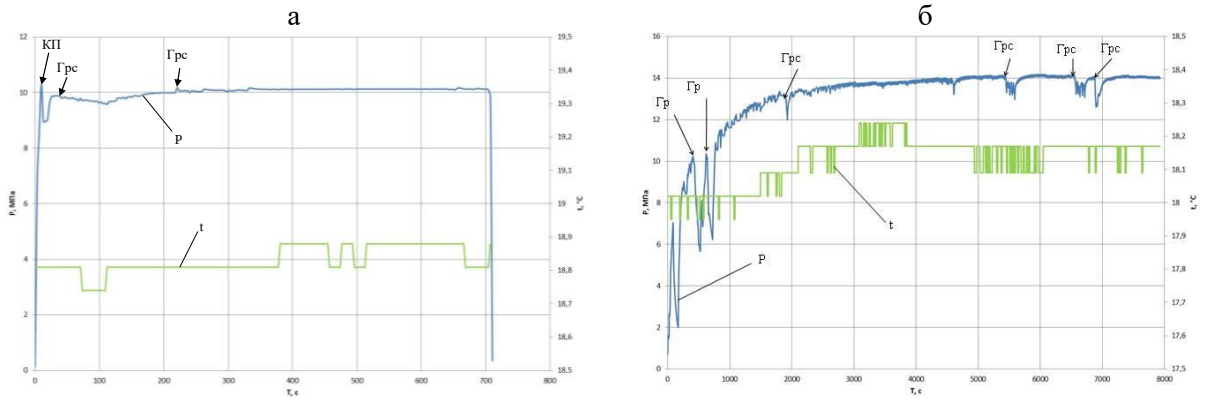


Рис. 2. Изменение давления P и температуры t при проведении ГРП: а – в скважине с пакерным устройством; б – в скважине с обсадной трубой

В процессе нагнетания жидкости зарегистрирована последовательность падений давления, соответствующих раскрытию естественных (Грс) и образованию искусственных трещин (Гр). Так, при давлении 10,24 МПа и 10,35 МПа произошел разрыв пласта с падением давления до 5,66 МПа и 6,24 МПа соответственно. Далее при давлении 13,36 МПа на 30-й мин воздействия на пласт произошло расчленение пласта с последующим падением давления до 11,99 МПа, которое сопровождалось глухими ударами в массиве пород. При дальнейшем нагнетании по мере насыщения угольного пласта жидкостью наблюдаются скачки давления в пределах 14,18 МПа – 13,00 МПа, соответствующие его расчленению. При давлении 14,07 МПа на 114 минуте воздействия на пласт зафиксировано резкое падение давления до 12,61 МПа, которое также соответствует гидроразрыву пласта.

Выводы. Таким образом, данный способ контроля гидродинамического воздействия на пласт позволяет выполнить точную оценку эффективности работ по стимуляции газоотдачи в условиях угольных шахт. Кроме того, при соблюдении определенных условий и выполнении дополнительных работ, возможно, определить изменения фильтрационных свойств в прискважинной зоне пласта до и после гидродинамического воздействия [9 – 11].

Библиографический список

1. Артемьев В.Б., Костеренко В.Н., Садов А.П., Тайлаков О.В., Застрелов Д.Н., Уткаев Е.А. Извлечение и переработка угольного метана. Сер. Библиотека горного инженера Том 9, Книга 4 Рудничная аэрология. – М.: «Горное дело» ООО «Киммерийский центр». – 2016. – 208 с.

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

3. Кормин, А.Н. Оценка фактической природной газоносности угольных пластов при ведении горных работ // Отдельный выпуск Горного информационно-аналитического бюллетеня. – 2009. – № ОВ7. – С. 150-154.

4. Тайлаков О.В., Кормин А.Н., Гитарский М.Л., Тайлаков В.О. Эмиссия метана при добыче угля в России // Проблемы экологического мониторинга и моделирования экосистем: сб. Института прикладной геофизики; главный редактор: Ю.А. Израэль. – Москва, 2009. – С. 216-227.

5. Клишин В.И., Кокоулин Д.И., Кубанычбек Б., Дурнин М.К. Разупрочнение угольного пласта в качестве метода интенсификации выделения метана // Уголь. – 2010. – № 4 (1008). – С. 40 - 42.

6. Сластунов С.В., Ермак Г.П. Обоснование выбора и эффективная реализация способов дегазации при интенсивной отработке газоносных угольных пластов - ключевой вопрос обеспечения метанобезопасности угольных шахт // Уголь. - 2013. - № 1. - С. 21–24.

7. Бузинов С.Н., Умрихин И.Д. Гидродинамические методы исследования скважин и пластов. М.: Недра, 1973. – 248 с.

8. Шагиев Р.Г. Исследование скважин по КВД. – М.: Наука, 1998. – 304 с.

9. 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.

10. Тайлаков О.В., Уткаев Е.А., Смыслов А.И. Мониторинг параметров гидродинамического воздействия на угольный пласт в шахтных условиях // Наука и техника в газовой промышленности. – 2018. – №1 (73). – С. 88-90.

11. Тайлаков О.В., Кормин А.Н., Уткаев Е.А. Оценка газоносности и проницаемости угольных пластов в шахтных условиях // Горный Информационно-аналитический бюллетень. – 2018. – № 11 (49) Т2. – С. 148-157.

УДК 622.817.4:622.412

МОНИТОРИНГ ДЕГАЗАЦИОННЫХ СКВАЖИН МЕТОДОМ ЭХОЛОКАЦИИ

к.т.н. Застрелов Д.Н., к.т.н. Макеев М.П., Колесниченко С.Е., Колмакова А.А.
Федеральный исследовательский центр угля и углехимии СО РАН, г. Кемерово, Россия

Аннотация. Рассмотрена апробация подхода к оценке эффективной длины дегазационных скважин в условиях кузбасской шахты, выполненная с использованием комплекта шахтового оборудования. В качестве регистрирующего устройства применена аппаратура «Эхолот».

Ключевые слова: угольная шахта, эхолокация, метан, дегазационные системы, дегазация шахт, акустический сигнал, выемочный столб.

Введение. В современных горнотехнических условиях ведения работ по интенсивной выемке угля широко применяются методы попутной дегазации угольных пластов скважинами, пробурёнными из горных выработок, для снижения метанообильности выемочного участка, предотвращения поступления метана в призабойное пространство выемочного столба, а также для извлечения метана в целях его дальнейшего использования [1, 2].

В связи с этим большое значение имеет анализ продуктивности дегазационных скважин в оперативном режиме. Определение газоотдачи пластов угля в дегазационные скважины позволяет прогнозировать работу дегазационной системы и рассчитать необходимый объем буровых работ для достижения требуемой эффективности дегазации [3, 4].

Методика проведения измерений и аппаратура. Определение длины дегазационных скважин в условиях угольной шахты Кузбасса выполнено с использованием комплекта шахтового оборудования. В качестве регистрирующего устройства применена аппаратура «Эхолот», предназначенная для измерения свободной от жидкости и штыба длины разведочных или дегазационных скважин. Суть метода заключается в регистрации момента времени инициации сигнала и повторного прихода волны, отраженной от границы сред (рис. 1).

Определение длины осуществлялось в скважинах, пробуренных по пласту. Проектная длина скважин – 150 м.

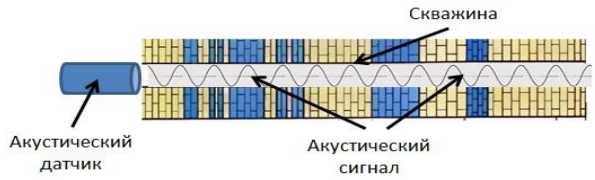


Рис. 1. Схематичное изображение метода эхолокации

Проведение измерений. Рабочие параметры аппаратуры устанавливаются оператором в соответствии с руководством по эксплуатации аппаратуры «Эхолот». Устройство приема акустических сигналов устанавливается на устье скважины. До выполнения первого замера на блоке регистрации оператор вводит дату, количество измерений в точке, номер скважины и т.д. Прибор переводится в режим ожидания стартового импульса. Затем осуществляется генерация акустического сигнала при помощи гармошки. Если уровень стартового импульса достаточен, то на экране визуализируется процесс регистрации эхограммы в реальном времени. Если самозапуск процесса регистрации не произошел, проводится принудительный запуск регистрации эхограммы. Принудительный запуск регистрации рекомендуется только для регистрации текущих акустических процессов в затопленной или заштыбованной скважине, при этом обычно устанавливается максимальное время измерения равное 30 с, и затем полученная и сохраненная эхограмма анализируется на ПК. Микрофон регистрирует акустический сигнал и преобразует его в электрический, информация о котором сохраняется в памяти блока регистрации. В каждой скважине осуществляется три повторных замера для исключения наведенных шумов и помех.

Оператор производит отслеживание номера отсчета и показаний прибора и, в случае их соответствия требованиям, переходит к следующему пикету. После проведения замера на экране отображается зарегистрированная эхограмма, значение длины скважины, количество откликов и режимы сохранения. Затем оператор сохраняет информацию в памяти прибора для дальнейшей обработки и интерпретации данных. Основная информация об объекте и параметры измерений записываются в полевой журнал измерений

Камеральная обработка. Этап камеральной обработки зарегистрированных данных необходим для повышения точности измерений длины скважин путем исключения шумов и помех. Проводится фильтрация амплитудно-частотных характеристик сигнала, определяется отметка первого отражения акустического сигнала, определяется длина скважины по формуле:

$$L = \upsilon \cdot t = \sqrt{\frac{\gamma R T}{M}} \cdot t = \alpha \sqrt{T} \cdot t, \quad (1)$$

где υ – скорость акустической волны; t – время прохождения акустической волны; γ – показатель адиабаты; R – универсальная газовая постоянная; T – абсолютная температура; M – молярная масса газовой смеси; $\alpha = \sqrt{\frac{\gamma R}{M}}$ [5].

По результатам обработки определяется длина скважины с погрешностью не более 1,0%

Результаты обработки и интепретации зарегистрированных данных методом эхолокации. Выполнена интерпретация данных, полученных при помощи аппаратуры «Эхолот», работа которой основана на методе эхолокации, зарегистрированных в скважинах. Длины дегазационных скважин приведены в табл. 1. Проведена подготовка и фильтрация данных. Результирующая эхограмма представлена на рис. 2

Таблица 1

Результаты анализа и обработки данных

Номер скважины	Результаты измерений, м				Концентрация метана, %	Проектная глубина, м	Результаты камеральной обработки, м	Примечания
	1	2	3	4				
скв. №18	6	6	6	6	7	150	6	Обводнена и заштыбована
скв. №19	6	6	6	6	10	150	6	Обводнена и заштыбована
скв. №20	6	6	6	6	14	150	6	Обводнена и заштыбована
скв. №22	135	138	138	138	14	150	138	-

скв. №23	142	142	143	143	12	150	143	-
скв. №25	21	21	20	18	13	150	18	Обводнена-
скв. №27	132	135	135	136	12	150	134	-
скв. №36	145	143	142	142	15	150	145	-
скв. №40	110	112	112	112	25	150	112	-
скв. №43	134	136	135	140	26	150	135	-
скв. №46	136	138	136	138	28	150	138	-
скв. №51	148	149	149	148	50	150	149	-
скв. №53	124	126	125	125	62	150	125	-
скв. №55	81	111	112	111	66	150	120	-
скв. №58	96	99	94	99	75	150	99	-
скв. №60	139	146	145	142	65	150	142	-
скв. №62	123	140	129	125	60	150	130	-
скв. №64	147	147	148	148	77	150	148	-
скв. №66	143	146	144	144	71	150	144	-

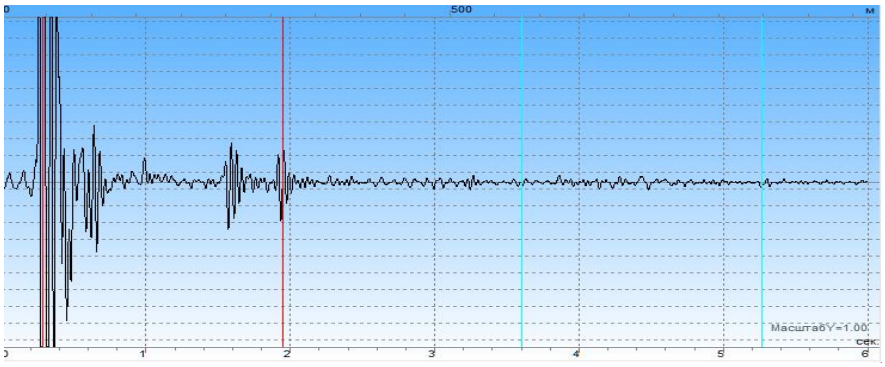


Рис. 2. Результирующая эхограмма скважины № 66

Выводы. В результате выполненных работ по апробации подхода к оценке эффективной длины дегазационных скважин установлено следующее.

1. Качество результатов измерений глубины скважин зависит от периода времени, прошедшего от даты бурения скважины до даты проведения измерений.

2. В заштыбованных и обводненных на устье скважинах №18-20, 23, 27, 36, показания аппаратуры «Эхолот» устанавливались на значении 6 м, что соответствует минимальному измеряемому расстоянию до границы раздела сред.

3. В ходе анализа полученных данных установлена зависимость концентрации метана от даты бурения, из которой видно, что конценрация метана в скважинах, которые были пробурены в апреле 2018г., меньше, чем концетрация метана в скважинах, пробуренных в сентябре 2018г., что подтверждается глубинами скважин, определенными методом эхолокации (рис. 3).

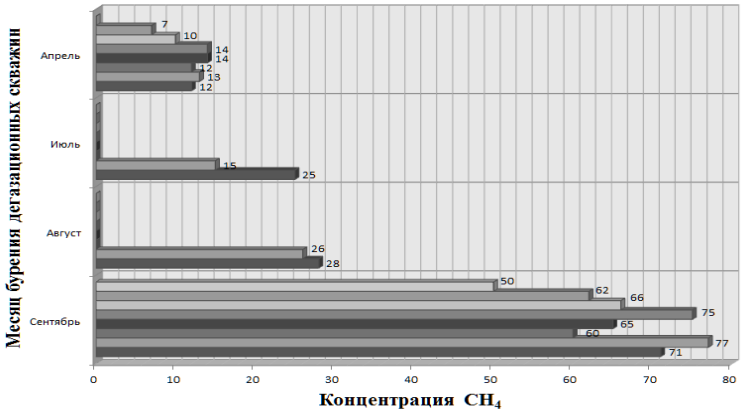


Рис. 3. Концентрация метана в скважинах

Библиографический список

1. Тайлаков О.В., Смыслов А.И., Уткаев Е.А. Оценка фильтрационных свойств угольных пластов на основе гидроиспытаний // Горный информационно-аналитический бюллетень. - 2004. - №8. - С. 291-293.

2. 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.

3. Уткаев Е.А. О влиянии нарушения призабойной зоны скважины на фильтрационные характеристики угольного пласта // Метан: сб. науч. тр. по матер. симпозиума «Неделя горняка-2009» // Горный информационно-аналитический бюллетень. - 2009. - № ОВ11. - С. 301-305.

4. Тайлаков О.В., Уткаев Е.А., Смыслов А.И. Мониторинг параметров гидродинамического воздействия на угольный пласт в шахтных условиях // Наука и техника в газовой промышленности. - 2018. - №1 (73). - С. 88-90.

5. Сопов Ю.В. Условия, определяющие скорость звуковой волны в газах // Евразийское научное объединение. – 2016. - №1 (14).- С. 13-16.

6. Оценка фактической природной газоносности угольных пластов при ведении горных работ./ А.Н. Кормин // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2009. – № ОВ7. – С. 150-154.

7. Оценка эффективности применения кернонаборников при измерении газовыделения из метаноносных угольных пластов / О.В. Тайлаков, В.П. Тациенко, А.Н. Кормин, А.И. Смыслов // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. – 2015. – № 6. – С. 147-152.

УДК 622.272:516.02

ПАРАМЕТРЫ ПЫЛЕГАЗОВОЗДУШНОЙ СМЕСИ В УСЛОВИЯХ ЕЁ ИЗМЕНЯЮЩЕЙСЯ ТЕПЛОЕМКОСТИ НА ФРОНТЕ УДАРНОЙ ВОЛНЫ

д.т.н Черданцев С.В., к.т.н. Шлапаков П.А., Лебедев К.С., Ерастов А.Ю., Хаймин С.А., Шлапаков Е.А., Колыхалов В.В.
Научный центр ВостНИИ по промышленной и экологической безопасности в горной отрасли, г. Кемерово, Россия

Аннотация. С ростом интенсивности ведения подземных горных работ, обусловленной применением современного шахтного оборудования и использованием новых технологических систем очистных работ, учащаются случаи проявления негативных факторов. Главными из них являются газодинамические и теплофизические процессы в атмосфере горных выработок, которые существенно снижают производительность и безопасность труда в горной отрасли. В статье рассматриваются газодинамические и теплофизические параметры ударно-волновых процессов, возникающих в атмосфере горных выработок. На базе фундаментальных законов сохранения массы, импульсов и энергии получены формулы, характеризующие изменения давления, плотности и температуры в пылегазовоздушных смесях за ударным фронтом. При получении формул учтено, что теплоемкости пылегазовоздушных смесей по разные стороны ударного фронта различны. Построены гра-

фики зависимостей давления, плотности и температуры смесей от числа Маха и отношения показателей адиабаты Пуассона. Выполнен анализ, на основе которого обнаружен ряд закономерностей в пылегазовоздушных потоках горных выработок.

Ключевые слова: горные выработки, пылегазовоздушные смеси, законы сохранения массы, импульсов и энергии, энтальпия, внутренняя энергия, теплоемкости, адиабата Пуассона, число Маха, ударные волны.

Введение. С переходом отработки угольных пластов на более глубокие горизонты горная промышленность регулярно сталкивается с проявлениями негативных факторов, существенно сдерживающих добычу угля подземным способом. Одними из этих факторов являются различные газодинамические явления [1 — 3], например, суфлярные выделения газа, которые, как показано в работах [2, 3], при определенных условиях могут происходить со сверхзвуковой скоростью. Это приводит к образованию скачка уплотнения и «спутного» потока, способного перемещаться по горным выработкам с ураганной скоростью, что может вызвать серьезные негативные последствия.

К другим факторам относятся кинетические процессы окисления и процессы тепломассопереноса [4], происходящие в пылегазовоздушных смесях (ПГВС), образующихся при работе шахтного оборудования. При наличии источников зажигания может произойти горение ПГВС в режиме дефлаграции. Так, в работе [5] на базе теории теплового взрыва определена критическая температура зажигания микрогетерогенных пылегазовоздушных смесей в атмосфере горных выработках.

В работах [6,7] исследованы закономерности горения микрогетерогенных и мелкодисперсных пылегазовоздушных смесей и разработан алгоритм, позволяющий определить температуру воздушной смеси в любом месте зоны горения, а также вычислить длину зоны. В работах [8, 9] выявлены некоторые закономерности выгорания грубодисперсных ПГВС в атмосфере горных выработок и установлены соотношения между параметрами смеси при протекании процесса горения соответственно в кинетической, диффузионной и промежуточной области.

Авторы работы [10] теоретически и экспериментально исследовали процессы не только горения, но и детонации газовоздушных и пылегазовоздушных смесей при различной их концентрации и разном стехиометрическом соотношении.

Анализируя материалы расследований взрывов при отработке механизированными комплексами пологих и наклонных угольных пластов, авторы [11] пришли к выводу, что наиболее вероятной причиной возникновения взрывов является воспламенение метановоздушной смеси и последующие за этим взрывы в выработанном пространстве, которые инициируются очагами самонагревания угля. При этом горящий газ выносится взрывной волной в очистной забой и в прилегающие выработки, вызывая взрывы угольной пыли.

В работе [12] выполнены исследования детонационного горения пылеметановоздушной смеси, в ходе которых установлено, что горение смеси генерирует возмущения, способные поддерживать процесс движения двухфазной смеси, при котором наиболее существенным становится конвективный механизм передачи тепла, связанный с относительным движением фаз и тепломассообменом между ними.

Из анализа работ [10 - 12] можно заключить, что в процессе дефлаграционного горения метан быстро выгорает, но возникающий при этом скачок уплотнения, представляющий собой ударный фронт, способен распространяться вниз по невозмущенному пылегазовоздушному потоку со сверхзвуковой скоростью. За счет сжатия смеси ударным фронтом происходит ее нагревание, что вызывает экзотермическую реакцию, которая в совокупности с ударной волной порождает детонационную волну, и последующий взрыв, который в условиях шахт носит катастрофический характер.

Таким образом, можно утверждать, что наиболее опасными явлениями на угледобывающих предприятиях, на наш взгляд, являются ударно-волновые процессы, проявляющиеся в форме горения и детонации, которые относятся к авариям с наиболее тяжкими последствиями.

Как правило, теория ударно-волновых процессов в газах базируется на модели идеального газа и трех классических законов сохранения: массы, импульсов и энергии. Главная цель теории заключается в установлении связи между основными газодинамическими и термодинамическими параметрами газа: плотностью, давлением, температурой, энтропией, теплосодержанием и скоростью звука [13 - 15]. В рамках модели идеального газа решения этой задачи найдены для многих частных условий.

Однако в ряде случаев ударные и детонационные волны, происходящие в горных выработках, относятся к неклассическим ударно-волновым и детонационным процессам. В одних случаях, это

обусловлено тем, что поверхность горной выработки является очень шероховатой. Поэтому, например, скорость детонации здесь уже не является физико-химической постоянной пылегазовоздушной смеси.

В других случаях пылегазовоздушный поток, проходя через фронт ударной волны, изменяет некоторые свои теплофизические свойства, в частности, теплоемкость, которая становится различной по разные стороны ударного фронта. В свою очередь, это приводит к тому, что показатели адиабаты Пуассона также становятся различными, внося тем самым существенную особенность в процессы течения пылегазовоздушных смесей за фронтом ударной волны.

В связи со сказанным в этой статье мы определим основные параметры пылегазовоздушных смесей за фронтом ударной волны при условии, что показатель адиабаты Пуассона изменяет своё значение при переходе через ударный фронт. На базе полученных результатов выполним анализ и выявим некоторые закономерности ударно-волновых процессов в пылегазовоздушных потоках.

Постановка и решение задачи. Поскольку течение пылегазовоздушной смеси является стационарным, то анализ ее состояния в горной выработке удобно выполнить на базе фундаментальных законов сохранения: массы, импульсов и энергии [13—15], выражающихся соответственно уравнением неразрывности

$$\rho_2 u_2 = \rho_1,, \tag{1}$$

уравнением импульсов

$$p_2 + \rho_2 u_2^2 = p_1 + \rho_1 u_1^2, \tag{2}$$

и уравнением энергии

$$\frac{u_2^2}{2} + i_2 = \frac{u_1^2}{2} + i_1, \tag{3}$$

где ρ_1, u_1, p_1, i_1 — соответственно плотность, скорость, давление и энтальпия пылегазовоздушной смеси перед ударным фронтом; ρ_2, u_2, p_2, i_2 — эти же параметры смеси, но за ударным фронтом.

Из уравнений (1) и (2) находим соотношения

$$u_1^2 = \frac{p_2-p_1}{\rho_2-\rho_1}\cdot\frac{\rho_2}{\rho_1} = \frac{p_2-p_1}{V_1-V_2}\cdot V_1^2,\ u_2^2 = \frac{p_2-p_1}{\rho_2-\rho_1}\cdot\frac{\rho_1}{\rho_2} = \frac{p_2-p_1}{V_1-V_2}\cdot V_2^2, \tag{4}$$

в которых мы учли, что плотность ρ и удельный объем V смеси связаны соотношением $\rho = 1/V$. Используя формулы (4), найдем сначала

$$i_1^2 - i_2^2 = (p_2 - p_1)(V_1 + V_2), \tag{5}$$

а затем

$$u_1 - u_2 = \sqrt{(p_2 - p_1)(V_1 - V_2)}. \tag{6}$$

Далее, с помощью, формулы (5) приведем уравнение энергии (3) к виду

$$i_2 - i_1 = \frac{1}{2}(p_2 - p_1)(V_1 + V_2) \tag{7}$$

и учитывая связь энтальпии i с внутренней энергией E [16]

$$i_1 = E_1 + p_1V_1,\ i_2 = E_2 + p_2V_2$$

напишем

$$i_2 - i_1 = E_2 - E_1 + p_2V_2 - p_1V_1. \tag{8}$$

Сопоставляя равенства (7) и (8)

$$E_2 - E_1 + p_2V_2 - p_1V_1 = \frac{1}{2}(p_2 - p_1)(V_1 + V_2)$$

и выполняя в полученном равенстве преобразования, получим следующую формулу

$$E_2 - E_1 = \frac{1}{2}(p_2 + p_1)(V_1 - V_2). \tag{9}$$

Чтобы найти энергию смеси при ее переходе через ударный фронт обратимся к уравнению адиабаты Пуассона, которое представляется в виде [13—15]

$$p = AV^{-k}, \tag{10}$$

где A — некоторая константа, k — показатель адиабаты Пуассона, определяемый как $k = c_p/c_v$, а величины c_p, c_v — представляют собой теплоемкости смеси соответственно при постоянном давлении и постоянном объеме.

Так как перед фронтом ударной волны и за ее фронтом состояние смеси изменяется адиабатически, то поступление теплоты q отсутствует, т.е. $dq = 0$, и поэтому из первого закона термодинамики [16], имеем

$$dE = -pdV = -AV^{-k}dV.$$

Интегрируя полученное равенство и полагая, что $V \in [V_1; V_2]$, получаем формулу

$$E_2 - E_1 = \frac{p_2V_2}{k_2-1} - \frac{p_1V_1}{k_1-1}, \tag{11}$$

в которой учтено, что значения показателей адиабаты k_1 и k_2 различны, поскольку различна температура смеси по обе стороны от ударного фронта. Поэтому различными будут и теплоемкости смеси: чем выше температура смеси, тем ниже ее теплоемкость [16]. Так как за фронтом ударной волны температура T_2 выше температуры T_1 перед фронтом, то $c_{p(1)} > c_{p(2)}$, $c_{v(1)} > c_{v(2)}$ и поэтому $k_1 > k_2$.

Приравнивая правые части равенств (9) и (11), получим равенство

$$\frac{p_2V_2}{k_2-1} - \frac{p_1V_1}{k_1-1} = \frac{1}{2}(p_2 + p_1)(V_1 - V_2), \tag{12}$$

которое в ходе элементарных преобразований приведем к виду

$$\frac{2V_1\left(p_2 - p_1\frac{k_2-1}{k_1-1}\right)}{V_1-V_2} = p_2(k_2 + 1) + p_1(k_2 - 1), \tag{13}$$

а затем с помощью соотношения

$$V_1 - V_2 = V_1^2\frac{p_2-p_1}{u_1^2}, \tag{14}$$

полученного из (4), преобразуем (13) к следующему равенству

$$p_2 - p_1 = \frac{2\rho_1u_1^2}{(k_2+1)} \cdot \frac{p_2 - p_1\frac{k_2-1}{k_1-1}}{p_2 + p_1\frac{(k_2-1)}{(k_2+1)}}. \tag{15}$$

Чтобы исключить в правой части неизвестное давление p_2, мы поступим следующим образом. Вначале добавим и вычтем в числителе правой части формулы (15) слагаемое $p_1(k_2 - 1)/(k_2 + 1)$, затем с помощью уравнений (1) и (2) выразим

$$p_2 = p_1 + \rho_1u_1^2\left(1 - \frac{\rho_1}{\rho_2}\right),$$

а отношение ρ_1/ρ_2 мы найдем из первой формулы (4). В ходе преобразований мы будем учитывать, что квадрат скорости звука a_1^2 в смеси перед ударным фронтом определяется по формуле $a_1^2 = k_1p_1/\rho_1$.

В результате описанных процедур и после довольно громоздких преобразований получим формулу

$$\bar{p}_2 = 1 + \frac{k_1M_1^2}{k_2+1}\left(1 - \frac{k_2}{k_1}\frac{1}{M_1^2}\right)(1 + \sqrt{1+\delta}), \tag{16}$$

в которой $\bar{p}_2$ и M_1 являются соответственно безразмерным давлением $\bar{p}_2 = p_2/p_1$ и числом Маха $M_1 = u_1/a_1$, а параметр δ, определяемый по формуле

$$\delta = \frac{2(k_2+1)(k_1-k_2)k_1M_1^2}{(k_1-1)(k_1M_1^2-k_2)^2}, \tag{17}$$

представляет собой безразмерную величину.

Анализ полученных результатов. Анализируя формулы (16) и (17) замечаем, что они имеют место, как при дозвуковом течении смеси ($M_1 < 1$), так и при сверхзвуковом ($M_1 > 1$). В первую очередь отметим, что если $k_1 = k_2 = k$, то величина $\delta = 0$, в силу чего формула (16) существенно упрощается, приобретая вид

$$\bar{p}_2 = 1 + \frac{2k(M_1^2-1)}{k+1}, \tag{18}$$

откуда следует, что если $M_1 = 1$ и $k_1 = k_2$, то $\bar{p}_2 = 1$, поэтому $p_2 = p_1$ и, следовательно, ударный фронт не образуется.

Зная относительное давление $\bar{p}_2$, из равенства (12) найдем относительную плотность $\bar{\rho}_2 = \rho_2/\rho_1$ пылегазовоздушной смеси за ударным фронтом

$$\bar{\rho}_2 = \frac{\bar{p}_2\left(\frac{k_2+1}{k_2-1}\right)+1}{\bar{p}_2+\frac{k_1+1}{k_1-1}}, \tag{19}$$

где $\bar{p}_2$ определяется по формуле (16).

Для вычисления температуры смеси за ударным фронтом воспользуемся законом Менделеева – Клапейрона [13—15]: $p_2 = \rho_2RT_2$, откуда $T_2 = p_2/\rho_2R$, где R — газовая постоянная. Подставляя в полученную формулу соотношения $p_2 = \bar{p}_2 \cdot p_1$, $\rho_2 = \bar{\rho}_2 \cdot \rho_1$ и учитывая, что температура перед ударным фронтом определяется по формуле $T_1 = p_1/\rho_1R$, найдем искомую температуру в безразмерном виде

$$T_2 = \frac{\bar{p}_2}{\bar{\rho}_2}. \tag{20}$$

где $T_2 = T_2/T_1$ — безразмерная температура.

Поскольку теплоемкость c_p всегда больше теплоемкости c_v, то оба показателя адиабаты Пуассона $k_1 > 1$, $k_2 > 1$. Далее найдем интервал изменения соотношения k_2/k_1. Пусть $k_2/k_1 = 0{,}75$, а $M_1 = 1$. Тогда относительная плотность, вычисленная по формуле (22) с учетом формулы (18), составит $\bar{\rho}_2 = 11{,}4$, что в реальных условиях не наблюдается. Из сказанного заключаем, что соотношение k_2/k_1 не должно сильно отличаться от единицы. Поэтому в процессе проведения вычислительного эксперимента и построения графиков мы приняли интервал $k_2/k_1 \in [0{,}85; 1]$, а число Маха $M_1 \in [1; 2{,}2]$.

На рис. 1 *а* показаны графики функции $\bar{p}_2(M_1)$ для ряда значений k_2/k_1, представляющие собой почти параллельные, вогнутые кривые, характеризующие монотонный рост относительного давления $\bar{p}_2$ с увеличением числа Маха M_1. На рис. 1 *б* показаны графики функции $\bar{p}_2(k_2/k_1)$ для ряда чисел Маха, представляющие собой слабовыпуклые монотонно убывающие кривые. Из анализа графиков вытекает, что меньшим значениям k_2/k_1 соответствуют большие значения давления $\overline{p}_2$.

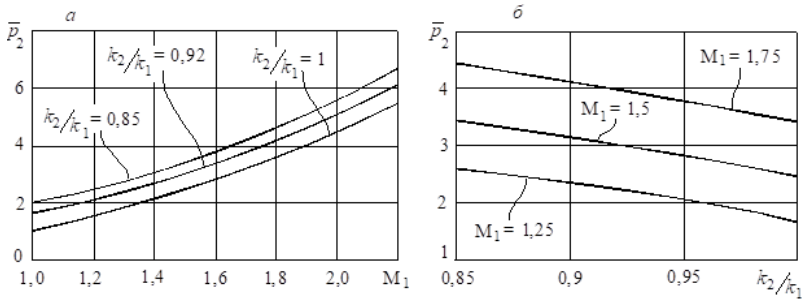


Рис. 1. Зависимости относительного давления $\overline{p}_2$ от числа Маха M_1 (*а*) и от соотношения показателей адиабаты Пуассона k_2/k_1 (*б*)

Таким образом, с увеличением числа Маха M_1, относительное давление $\bar{p}_2$ существенно возрастает, что означает рост интенсивности ударного фронта. Так, например, если число Маха $M_1 = 1{,}6$, а $k_2/k_1 = 0{,}85$, то давление составляет $\bar{p}_2 = 3{,}8$, т.е. увеличивается более, чем в четыре раза, по сравнению с давлением перед фронтом. При том же числе Маха и отношении $k_2/k_1 = 1$ давление составляет всего $\bar{p}_2 = 2{,}82$. Таким образом, за счет того, что показатели k_1 и k_2 неодинаковые давление $\bar{p}_2$ увеличилось в 1,35 раза.

На рис. 2 представлены графики функций $\bar{\rho}_2(M_1)$ и $T_2(M_1)$ для ряда соотношений k_2/k_1, показывающие, что обе функции монотонно возрастают на рассматриваемом отрезке $M_1 \in [1{,}0; 2{,}2]$, но при этом графики $\bar{\rho}_2(M_1)$ слегка выпуклы, а графики $T_2(M_1)$ — слегка вогнуты.

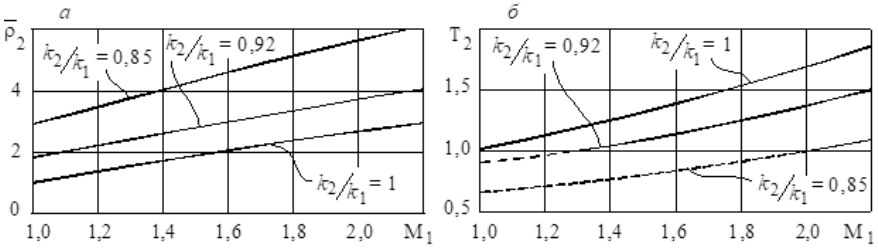


Рис. 2. Зависимости относительной плотности смеси $\bar{\rho}_2$ (*а*) и относительной температуры $\bar{T}_2$ (*б*) от числа Маха M_1

Однако главное отличие этих функций состоит в том, что наибольшие значения функции $\bar{\rho}_2(M_1)$ имеют место при $k_2/k_1 = 0{,}85$ и уменьшаются по мере роста k_2/k_1. Поэтому наименьшие значения $\bar{\rho}_2(M_1)$ характерны для соотношения $k_2/k_1 = 1$, т.е. когда показатели адиабаты Пуассона равны между собой. Наоборот, функция $T_2(M_1)$ имеет наибольшие значения при $k_2/k_1 = 1$, и уменьшаются с уменьшением k_2/k_1. Еще одна принципиальная особенность функции $T_2(M_1)$ состоит в том, что если $k_2/k_1 < 1$, то она состоит из двух участков, на первом из которых $T_2 < 1$, а на втором — $T_2 > 1$. Чем меньше соотношение k_2/k_1, тем длиннее первый участок. Так, например, если $k_2/k_1 = 0{,}85$, то функция $T_2 < 1$ на отрезке $M_1 \in [1; 2]$ (рис. 2 *б*). Но поскольку температура T_2 всегда больше температуры T_1, то относительная температура T_2 должна быть всегда больше единицы. Следовательно, значения функции $T_2(M_1) < 1$ следует исключить из рассмотрения, поэтому на графиках они показаны пунктиром (см. рис. 2 *б*).

Выводы. Получены формулы, определяющие основные параметры пылегазовоздушной смеси за ударным фронтом при неодинаковых значениях показателя адиабаты Пуассона на противоположных сторонах фронта. Построены графики относительного давления, плотности и температуры в смеси за ударным фронтом в зависимости от числа Маха и отношения показателей адиабаты Пуассона k_2/k_1.

На основе анализа полученных результатов выявлено:

– графики зависимости относительного давления от числа Маха для различных соотношений показателей адиабаты Пуассона k_2/k_1 представляют собой почти параллельные, вогнутые кривые, характеризующие монотонный рост относительного давления с увеличением числа Маха.

– графики зависимости относительного давления от соотношения k_2/k_1 для ряда чисел Маха являются слабовыпуклыми монотонно убывающими кривыми. При этом меньшим соотношениям k_2/k_1 соответствуют большие значения относительного давления;

– графики зависимостей относительной плотности и относительной температуры от числа Маха для ряда соотношений k_2/k_1 показывают, что обе зависимости монотонно возрастают;

– наибольшие значения относительного давления и плотности имеют место при $k_2/k_1 = 0{,}85$ и уменьшаются по мере роста k_2/k_1. Наоборот, относительная температура имеет наибольшие значения при $k_2/k_1 = 1$, которые уменьшаются по мере уменьшения k_2/k_1.

Библиографический список

1. Большинский М. И., Лысиков Б. А., Каплюхин А. А. Газодинамические явления в шахтах. — Севастополь: Вебер, 2003. - 284 с.

2. Черданцев Н. В., Черданцев С. В., Ли Хи Ун, Филатов Ю. М., Шлапаков П. А., Лебедев К.С. Об одном подходе к описанию суфлярных выделений газа из резервуаров угольного массива в горные выработки. // Безопасность труда в промышленности. - 2017. - № 3. - С. 45–52.

3. Черданцев С. В., Черданцев Н. В., Ли Х. У., Лебедев К. С., Ли К. Х., Хаймин С. А. Определение параметров суфлярных выделений газа из угольного пласта в горные выработки. // Вестн. Науч. центра по безопасности работ в угольной пром-сти. - 2017. - № 1. - С. 26–33.

4. Канторович Б. В. Основы теории горения и газификации твердого топлива. — М.: Книга по требованию, 2013. — 601 с.

5. Черданцев С. В., Ли Х. У., Филатов Ю. М., Шлапаков П. А. Определение критической температуры зажигания микрогетерогенных пылегазовоздушных смесей в горных выработках. // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). - 2018. - № 1. - С. 117–125.

6. Черданцев С. В., Ли Х. У., Филатов Ю. М., Шлапаков П. А. Анализ процесса горения микрогетерогенных пылегазовоздушных смесей в горных выработках // Безопасность труда в промышленности. - 2017. - № 11. - С. 10–15.

7. Cherdantsev S.V., Li Hi Un, Filatov Yu.M., Botvenko D.V., Shlapakov P.A., Kolykhalov V.V. Combustion of Fine Dispersed Dust-Gas-Air Mixtures in Underground Workings // Journal of Mining Science March 2018, Volume 54, Issue 2, pp 339 – 346.

8. Черданцев С. В., Ли Х. У., Филатов Ю. М., Шлапаков П. А. Анализ процесса выгорания грубодисперсных пылегазовоздушных смесей, движущихся в воздушных потоках горных выработок. // Химическая физика и мезоскопия. - 2017. - № 4. - С. 513–523.

9. Черданцев С. В., Ли Х. У., Филатов Ю. М., Шлапаков П. А. Влияние параметров грубодисперсных пылегазовоздушных смесей на время их выгорания в горных выработках угольных шахт. // Уголь. - 2018. - № 1. - С. 44–49.

10. Васильев А. А., Васильев В. А. Расчетные и экспериментальные параметры горения и детонации смесей на основе метана и угольной пыли // Вестник Научного центра по безопасности работ в угольной промышленности. - 2016. - № 2. - С. 8–39.

11. Kurlenya M.V., Skritsky V.A. Methane Explosions and Causes of Their Origin in Highly Productive Sections of Coal Mines // Journal of Mining Science, 2017. Volume 53. № 5, pp 861 – 867.

12. Левин В. А., Туник Ю. В. Инициирование детонационного горения угольной пыли вметановоздушной смеси // Физика горения и взрыва. - 1987. - № 1. - С. 3–8.

13. Станюкович К. П. Неустановившиеся движения сплошной среды. - М.: Наука, 1971. – 856с.

14. Физика взрыва / Под ред. Л. П. Орленко. Изд. 3-е, испр. В 2 т. Т. 1. - М.: Физматлит, 2004. - 832 с.

15. Овсянников Л.В. Лекции по основам газовой динамики. - Москва-Ижевск: Институт компьютерных исследований, 2003. - 336 с.

16. Вукалович М. П., Новиков И. И. Термодинамика. Учебное пособие для вузов. - М.: Машиностроение, 1972. - 672 с.

УДК 622.831

СПОСОБЫ ГИДРАВЛИЧЕСКОГО ВОЗДЕЙСТВИЯ НА УГОЛЬНЫЙ МАССИВ И ЦЕЛИ ИХ ПРИМЕНЕНИЯ

д.т.н. Зыков В.С., д.т.н. Иванов В.В., к.т.н. Филатов Ю.М.
Научный центр ВостНИИ по промышленной и экологической безопасности в горной отрасли, г. Кемерово, Россия

Аннотация. Проанализированы способы низконапорного гидравлического воздействия на угольный массив для изменения его свойств с целью предотвращения проявлений различных опасностей в угольных шахтах, обусловленных преимущественно природными факторами. Описаны механизмы воздействия нагнетания воды в низконапорном режиме на свойства угля, параметры и технологии выполнения способов.

Ключевые слова: Нагнетание воды в угольный пласт, пористость и газо- и водопроницаемость угля, фильтрация газа, классификация пор, фильтрационная анизотропия, низконапорное увлажнение угольного массива, сорбция газа и воды, добавки к нагнетаемой воде.

Гидровоздействие на угольный массив, как показывают данные многолетних исследований, может широко применяться для предотвращения проявлений опасности, которая обусловлена в основном природными факторами. К таким проявлениям относятся внезапные выбросы угля и газа, горные удары, загазования выработок, воспламенения и взрывы метана и угольной пыли, эндогенные пожары. В настоящей статье рассмотрен механизм влияния низконапорного нагнетания воды в угольные пласты на выбросоопасность угольного массива, газовыделение в горные выработки и проявление горных ударов.

Как известно, уголь относится к гетеросополиконденсату органических соединений [1]. Молекулы и макромолекулы угля, состоящие из углеродных графитоподобных сеток с боковыми группами, образуют кристаллиты. Кристаллиты, соединяясь между собой, группируются в мицеллы и агрегаты мицелл. Границами раздела наиболее крупных структур являются эндогенные и экзогенные трещины, между которыми имеется развитая система более мелких каналов и пор. Пористость каменных углей составляет 3–13 %, или от 0,01 до 0,1 см^3 на 1 г вещества. В угле имеются пустоты (трещины) и поры, соизмеримые с размерами молекул метана и воды, до пор миллиметровых размеров [2].

При исследованиях дифференциальной пористости углей установлено, что примерно 55% всего объема пористости принадлежит микропорам, на переходные поры приходится 28% и на макропоры – 17% [3]. Фильтрация газа происходит в основном по макропорам [1]. Наиболее крупными из них являются эндогенные и экзогенные трещины [4, 5].

Существуют три системы экзогенных трещин: послойная, продольная и поперечная. Наиболее развитой является первая система трещин. Исследованиями НЦ ВостНИИ установлено, что газо- и водопроницаемость в направлении наслоения значительно выше, чем нормально к наслоению (6).

Вопросы влияния влажности на сорбцию метана ископаемыми углями изучались известными учеными Г.Д. Лидиным, И.Л. Этингером, В.В. Ходотом. Ими было установлено, что с повышением влажности угля существенно снижается его сорбционная метаноемкость. При этом вода очень прочно удерживается углем. Результаты исследований показали, что в процессе десорбции метана угли теряют от 60 до 65% воды от стопроцентного уровня насыщения. Оставшаяся вода не вытесняется из угля даже при высоких давлениях метана.

Согласно [7] различаются три вида связи воды в твердых материалах:

- химическая: молекулярная и ионная вода;
- физико–химическая: адсорбированная и осмотическая вода;
- физико–механическая: микрокапиллярная вода смачивания.

Вода в угле содержится и в свободном состоянии – парообразном и жидком (гравитационная вода).

Наиболее прочно удерживается углем химически и физико-химически связанная вода, которая составляет значительную часть воды в угле. Это в первую очередь относится к сорбированной воде. В процессе сорбции молекул воды действуют ориентационные, индукционные и дисперсионные силы взаимодействия, при этом локальные участки молекул и макромолекул угля также обладают особенностью проявления всех этих видов сил. Поэтому можно считать, что для системы уголь-вода характерен полимолекулярный вид сорбции.

Молекулы воды в адсорбированной пленке на контакте с твердой фазой угля притягиваются друг к другу с очень большой силой. Согласно работе [8], сила притяжения между частицами грунта и водой составляет около 10000 кгс/см^2, а в соответствии с данными, приведенными в работе [9] – несколько десятков тысяч килограммов на 1 см^2. Пленки адсорбированной воды не удаляются из грунта при его центрифугировании с ускорением, в 70 тысяч раз превышающим ускорение силы тяжести. Последующие слои воды менее прочно связаны с твердой фазой – это рыхло связанная вода (лиосорбированная), постепенно переходящая в свободную.

Описанные выше свойства воды легли в основу наиболее широко применявшегося за последние десятки лет и применяющегося в настоящее время низконапорного нагнетания воды в угольные пласты. На основе низконапорного нагнетания разработаны способы предотвращения проявления различных обусловленых природными и техногенными факторами опасностей: внезапных выбросов угля и газа, горных ударов, загазований горных выработок, снижения запыленности горных выработок и предотвращения взрывов газопылевоздушных смесей, а также, при использовании добавок антипирогенов, и для профилактической обработки угольного массива с целью предупреждения эндогенных возгораний угольных пластов.

При применении низконапорного увлажнения для предотвращения внезапных выбросов и загазирований горных выработок ставится цель блокировать нагнетаемой водой газ в угольных порах. Это позволяет не допускать высокого давления свободного газа вблизи плоскости обнажения пласта, без которого развязывание внезапного выброса станет невозможным.

Низконапорное увлажнение представляет собой медленное насыщение пласта водой без изменения его фильтрационных характеристик, что обеспечивает консервацию содержащегося в нем газа. Давление и скорость нагнетания не должны превышать естественной способности массива принимать жидкость. В этом случае при достаточном водонасыщении пласт становится неопасным по внезапным выбросам.

При этом, в зависимости от количества закачанной в угольный массив воды, можно достичь необходимого снижения газовыделения в выработку при отбойке угля с тем, чтобы облегчить проветривание выработки и предотвратить ее загазирование.

Выполненными НЦ ВостНИИ экспериментальными исследованиями установлено, что низконапорный режим угольного пласта обеспечивается при давлении нагнетания $P_н$, соответствующем условию $P_г < P_н < 0{,}75\gamma H$, где $P_г$ – давление газа в пласте; γ – удельный вес угля; H – глубина от поверхности.

Результаты экспериментальных наблюдений НЦ ВостНИИ показывают, что после низконапорного увлажнения в соответствии с требованиями Инструкции [10], обеспечивающими приведение увлажняемой зоны в невыбросоопасное состояние, газовыделение из скважин, пробуренных по пласту, снижается в 10-15 раз, а из отбитого угля – в 2-3 раза.

Критерием эффективности низконапорного увлажнения, согласно [10], является повышение влажности угля до 6% или до полного водонасыщения, если его величина меньше 6%. Исходя из этого критерия, природной влажности угля, скорости водонасыщения рассчитывается оптимальное расстояние между увлажнительными скважинами и соответствующая ему продолжительность увлажнения согласно методическим рекомендациям [11 и 12]. Глубина герметизации скважин принимается равной половине расстояния между нагнетательными скважинами, а в нарушенном массиве она должна быть не менее 10 м.

При применении увлажнения для предотвращения горных ударов давление нагнетания должно составлять $P_н \leq 0{,}75\ k\rho H$, где k – коэффициент концентрации напряжения на участке гидрообработки, а влажность должна быть повышена от ее естественной величины до максимальной гигроскопической влажности или полной влагоемкости угля.

Для установления влияния заполнения угольных пор жидкостью на газопроницаемость угля можно воспользоваться формулой, выражающей связь между коэффициентом газопроницаемости k и размерами трещин

$$k=alb^3, \qquad (1)$$

где a – переходный коэффициент; l и b – соответственно удельная длина трещин и среднее их зияние. Если k выражается в дарси, l – в мм/мм^2 и b – в мм, то a=85×106.

На основании аналитических исследований с учетом (1) получено:

$$\frac{k_c}{k_y} = \left(\frac{100}{100-\eta}\right)^2, \quad (2)$$

где k_c и k_y – коэффициенты газопроницаемости соответственно сухого и увлажненного угля; $\eta = \frac{W' \times 100}{n} = \left(1 - \frac{n_y}{n_c}\right) 100$ – степень заполнения фильтрующего объема пор жидкостью, % (W^* - рабочая влажность угля; n_c *и* n_y – эффективный фильтрующий объем соответственно неувлажненного и увлажненного угля.

Выполненные по формуле (2) расчеты показывают, что в результате заполнения пор жидкостью коэффициент газопроницаемости угля может сильно уменьшаться. Так, при η, равном 20, 50, 80 и 97%, коэффициент газопроницаемости уменьшается соответственно в 1,6; 4,0; 25; 1100 раз (табл.1).

Наибольший эффект торможения газовыделения возможен при заполнении поры на полное ее сечение жидкостью. Последняя удерживается в поре радиусом r за счет капиллярного давления P_k, которому противодействует газовое давление P_r.

Таблица 1

Изменение k_c/k_y в зависимости от η^* и n_c/ n_y

η^*, %	n_c/n_y	k_c/k_y	η^*, %	n_c/ n_y	k_c/k_y
0	1,0	1,0	60	2,5	6,3
10	1,1	1,2	70	3,3	11,1
20	1,2	1,6	80	5,0	25,0
30	1,4	2,0	90	10,0	100,0
40	1,7	2,8	95	20,0	400,0
50	2,0	4,0	97	33,3	1100,0

Если $P_k = \frac{2\alpha Cos\,\theta}{r} > P_r$, то газ не может вытолкнуть жидкость из поры (σ – поверхностное натяжение жидкости, θ – краевой угол смачивания угля жидкостью). В порах, максимальный радиус которых определяется по формуле

$$r_{max} = \frac{2\alpha Cos\,\theta}{P_r}, \quad (3)$$

газ может перемещаться только в результате диффузии через жидкость, т. е. практически не будет выходить из них. Если для воды σ = 75×10^7 *Н/см* и θ=76°, то рассчитанные по формуле (3) данные показывают, что при давлении газа 300, 500 и 700 *Н/см^2* газ не может выйти из пор, радиус которых равен или меньше соответственно 12, 7 и 5 ммк. При допущении проникновения воды в микропоры ($r \leq 5$ ммк) она должна препятствовать движению метана в них при газовом давлении 700–800 Н/см^2 и более.

Значительно более высокому давлению газа может противодействовать профилактическая жидкость, перешедшая в состояние геля, поскольку он обладает повышенным сродством с углем и имеет высокую вязкость.

Снижение газопроницаемости угля в результате обработки водой или другой жидкостью было подтверждено многочисленными лабораторными и шахтными экспериментами.

В НЦ ВостНИИ производилось изучение газопроницаемости угля в лабораторных условиях на специальной установке. В зависимости от величины нагрузки на образцы коэффициент газопроницаемости неувлажненного угля составлял 100×10^3–1300×10^3 мдарси, а увлажненного водой – 0,31×10^3 – 1,94×10^3 мдарси, т. е. в результате увлажнения уменьшался в 320-1200 раз (табл. 2).

Таблица 2

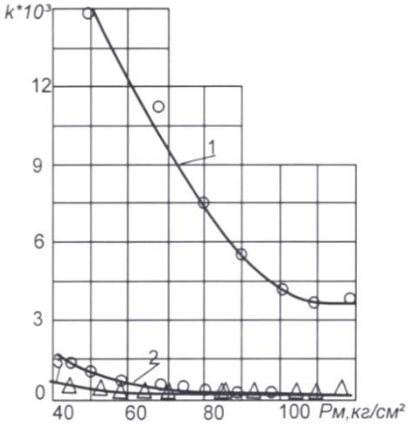
Значения коэффициента газопроницаемости сухого и увлажненного угля при различной механической нагрузке на образцы

Механическая нагрузка на образцы, кг/см^2	Коэффициент газопроницаемости угля k×10^3, мдарси					
	неувлажненного			увлажненного		
	минимальный	максимальный	средний	минимальный	максимальный	средний
1	2	3	4	5	6	7
40	980	1360	1130	0,78	1,18	0,94
50	763	1110	880	0,63	0,81	0,71
60	389	660	480	0,50	0,56	0,53

70	198	350	240	0,35	0,46	0,40
80	141	230	170	0,30	0,44,	0,35
90	119	131	125	0,24	0,53	0,34
100	102	125	110	0,24	0,48	0,32
110	93	122	100	0,24	0,46	0,31

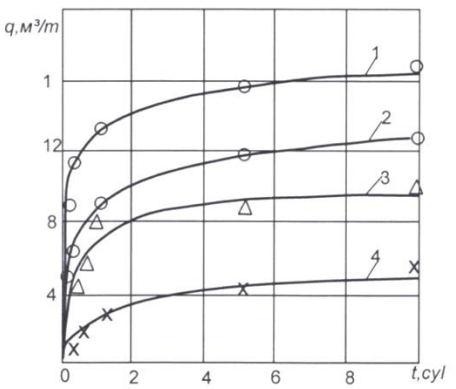
Газопроницаемость угля в шахтных условиях определялась по скорости нарастания давления газа в контрольных скважинах. Установлено, что в результате увлажнения газопроницаемость угольного массива существенно снижается. Так, для пласта Лутугинского (Кузбасс) при степени заполнения фильтрующего объема пор η = 25–62% отношение k_c/k_y =1,8–7,0 (табл. 2) и пласта Безымянного (Кузбасс) при η =16–61%, k_c/k_y =1,4–6,7 (табл. 2).

При обработке угля профилактическими жидкостями, перешедшими в полимеризованное состояние, как показали эксперименты, происходит еще большее снижение коэффициента газопроницаемости. В этом случае он в 10 и более раз ниже, чем для угля, увлажненного водой (рис. 1). Естественно, что этот эффект существенно сказывается на снижении метановыделения из угля (рис. 2).



1 – вода; 2 – водный раствор жидкого стекла с добавкой инициатора; 3 – водный раствор фенолоформальдегидной смолы с добавкой инициатора

Рис. 1. Изменение коэффициента газопроницаемости угля в зависимости от давления воды на угольные образцы (пласт Кемеровский, Кузбасс)



1 – уголь сухой; 2 – уголь, увлажненный водой; 3 – то же, водным раствором жидкого стекла с добавкой инициатора; 4 – то же, раствором феноло–формальдегидной смолы с добавкой инициатора

Рис. 2. Изменение во времени газовыделения из неувлажненного и увлажненного с применением различных добавок к воде угля пласта Кемеровского (Кузбасс)

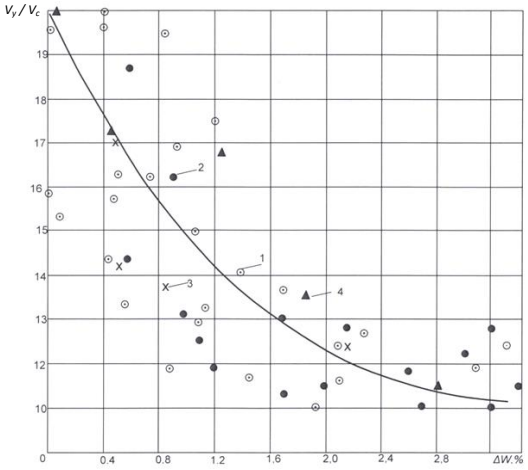
Сопоставительные замеры газовыделения в подготовительные выработки, проводимые на необработанных и обработанных участках, были выполнены на десяти пластах Кузбасса, разрабатываемых сверкатегорными по газу шахтами. Во всех 26-ти выработках, где производилось сопоставление, профилактическая обработка пласта позволила снизить газовыделение на относительную величину от 21 до 90 %, а в среднем более чем на 50 %.

Степень снижения газовыделения в подготовительные выработки зависит от количества поданной в пласт жидкости (рис. 3). Установлено, что

$$V_y = V_c e^{-\alpha \Delta W}, \quad (4)$$

где V_y – скорость газовыделения в выработку при повышении содержания жидкости в пласте на величину ΔW, м^3/сутки; V_c – то же, в необработанном пласте (W = 1,5–2,0 %; ΔW = 0), м^3/сутки; α – коэффициент (для условий исследования α = 0,7).

Из рис. 3 и формулы (4) имеем, что при ΔW = 1% скорость газовыделения в подготовительную выработку снижается в 1,3 раза, а при ΔW = 2 % –примерно в 1,6 раза, или на 38 %.



1 – V параллельный штрек пласта II Внутреннего; 2 – то же, IV параллельный штрек; 3 –основной штрек пласта Прокопьевского II; 4 – основной штрек пласта Безымянного (Кузбасс)

Рис. 3. Изменение относительного метановыделения в подготовительные выработки в зависимости от прироста жидкости в угле

Наиболее интенсивно выделяется газ в период отбойки угля и в особенности при взрывных работах. Но и в этом случае имеет место более низкое газовыделение из увлажненного массива в сравнении с неувлажненным. Например, на пласте Безымянном (Кузбасс) в момент взрывных работ в штреке газовыделение в необработанной и обработанной зонах составило соответственно 2,25 и 1 м^3/мин. Из изложенного следует, что, применяя низконапорное увлажнение, можно существенно снижать газовыделние из газоносного массива в горные выработки, облегчая условия их проветривания, особенно в зонах аномально высокой газообильности.

Способы гидрообработки массива могут эффективно применяться и для снижения удароопасности угольного массива.

Горные удары в шахтах происходят в результате быстрого хрупкого разрушения угольного пласта под действием горного давления. Основными природными свойствами, предопределяющими удароопасность пластов, являются повышенные прочностные и упругие свойства угля, а также его хрупкость.

С увеличением содержания в угле влаги он становится менее прочным и упругим и более пластичным, что делает его неудароопасным. Эти особенности обуславливают снижение удароопасности угольных пластов. В процессе выполненных в НЦ ВостНИИ шахтных экспериментальных исследований установлено, что в процессе нагнетания воды в нетронутый угольный массив напряжения в нем повышаются, причем прирост напряжений пропорционален давлению нагнетания и убывает по экспоненциальному закону с увеличением расстояния от увлажнительной скважины.

После прекращения увлажнения напряжения в массиве в короткий промежуток времени принимают значения, близкие к первоначальным. Это вызвано релаксацией напряжений, а также продолжающимся движением воды под действием перепада давления и капиллярных сил.

Теоретические исследования по изучению влияния профилактической обработки угольных пластов на перераспределение напряжений в окрестности выработок проведены на основе решений Г.И. Баренблатта, С.А. Христиановича и С.Б. Кузнецова. Указанными авторами получен следующий закон распределения напряжений в пластической σ'_y и упругой σ''_y областях массива:

$$\sigma_y^1 = \overline{K}\left(\frac{\pi}{2} + \frac{x - x_0^1}{h}\right) \quad , \quad (5)$$

$$\sigma_y^H = \gamma H \sqrt{\frac{x}{x - x_0}}, \ (x_1 \leq x < \infty), \quad (6)$$

где $x_0 = \frac{hE}{\pi(1-\nu^2)\gamma H}$; K – показатель, характеризующий свойства угля, обратные пластичности, h – половина мощности угольного пласта; E и V – модуль упругости и коэффициент Пуассона пород кровли; γH – первоначальные напряжения на глубине разработки H; x – координата рассматриваемой точки массива (за начало координат принята точка смыкания пород почвы и кровли); x_0 – фиктивное положение забоя, исходя из упругого решения задачи; x_0' – положение забоя с учетом наличия пластической призабойной зоны; x_1 – положение максимума опорного давления с учетом прилежащей к забою зоне пластических деформаций.

Для определения величины x_0 и x_1 имеем следующие соотношения:

$$\sigma_н^1(x_1) = \gamma H\sqrt{\frac{x_1}{x_1 - x_0}} \tag{7}$$

$$\int_{x_0^1}^{x_1}\sigma_y^1 dx = \gamma H x_0\left[\sqrt{\frac{x_1}{x_0}\left(\frac{x_1}{x_0}-1\right)} + \ln\left(\sqrt{\frac{x_1}{x_0}-1} + \sqrt{\frac{x_1}{x_0}}\right)\right] \tag{8}$$

Соотношение (7) выражает равенство в сечении $x=x_1$ величин нагрузок, полученных по упругому и пластическому решениям, а соотношение (8) – равенство полной нагрузки в пластической зоне фиктивной нагрузки на участке от $x=x_0$ до $x=x_1$.

Система уравнений (7) и (8) позволила найти выражение для определения коэффициента концентрации напряжений в зоне опорного давления $K_к$ (отношение максимальных напряжений к первоначальным), которое имеет вид

$$\ln\frac{K_k+1}{K_k-1} = \frac{1}{K^* x_0^*}K_k^2 - 2\frac{K_k}{K_k^2-1} - \frac{\pi^2 K^*}{4x_0^*} \tag{9}$$

где $K^* = \frac{\overline{K}}{\gamma H}$; $x_0^* = \frac{x_0}{h}$.

Уравнение (9) является трансцендентным. Решение его при различных значениях K^* и x_o было получено графическим путем. Известная величина $K_к$ позволяет также определить значение l (протяженность пластической призабойной зоны, отнесенную к половине мощности пласта).

Полученные результаты дали возможность теоретически оценить влияние профилактического увлажнения угольного пласта на протяженность пластической, зоны и величину концентрации напряжений. Установлено, что уменьшение K, т.е. повышение пластичности угля, вызывает увеличение l и одновременное уменьшение $K_к$. Отсюда следует, что указанное изменение основных параметров зоны опорного давления должно иметь место в результате профилактического увлажнения угольного массива.

Отмеченные закономерности подтвердились при экспериментальных исследованиях распределения напряжений, которые были проведены с помощью гидравлических датчиков на необработанных и обработанных участках пластов Волковского, Кемеровского и Владимировского (Кузбасс) (рис. 4).

Так, если на необработанном участке пласта Кемеровского расстояние l от забоя до максимума опорного давления составляло 2,8 м, а коэффициент концентрации напряжений $K_к$ равнялся 1,92, то на обработанном участке l=8–10м, а $K_к$= 1,33.

В результате теоретических исследований была установлена обратная связь коэффициента концентрации напряжений и протяженности призабойной пластической зоны. Получено математическое выражение этой зависимости

$$K_k = Al_*^{-\beta}, \tag{10}$$

где A и β – параметры, зависящие от большого числа факторов и, в частности, от величины x_0^*.

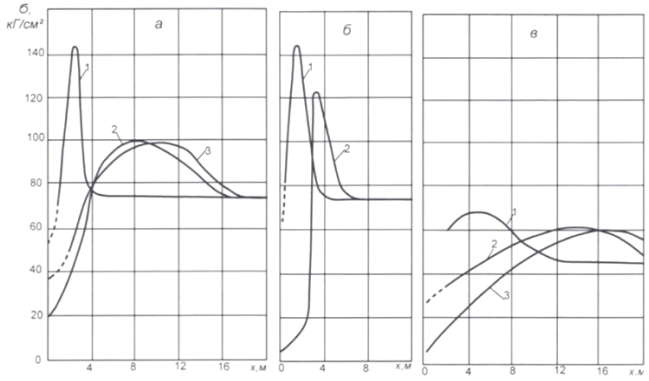
При обработке экспериментальных данных получены следующие значения параметров: A = 2,5; β = 0,333. С учетом указанных значений выражение (10) может быть записано

$$K_k = \frac{2.5}{\sqrt[3]{l_*}} = 2{,}5\sqrt[3]{\frac{m}{2l}}, \tag{11}$$

где m − мощность пласта.

Полученное при замерах напряжений изменение показателей гидравлических датчиков при остановленном забое выработки свидетельствует о продолжении процесса перераспределения напряжений во времени. Введем обозначения: l_o – расстояние от забоя до максимума опорного дав-

ления в начальный момент времени (сразу после очередного подвигания забоя); $l_к$ – то же, для установившегося случая (после окончания рассматриваемого реологического процесса); l_o – то же, в момент времени t (отсчет ведется, от остановки забоя).



1 – участок неувлажненный; 2, 3 – участок увлажненный

Рис. 4. Замеры напряжений на различных расстояниях от забоев лав:
а – пласт Кемеровский; б – пласт Волковский; в – пласт Владимировский (Кузбасс)

Участок пласта от $x = l_o$ до $x = l_t$ рассматривался как твердое тело, деформирующееся во времени по закону

$$\varepsilon(t) = \frac{1}{E}\left[\sigma(t) + \int_0^t \sigma(t,\tau)\sigma(t)d\tau\right]. \quad (12)$$

Здесь $\mathcal{E}(t)$ и $\sigma(t)$ − деформация и напряжение, соответствующие моменту времени t; E – модуль деформации; $L(t,\tau)$ – ядро интегрального уравнения, отражающее влияние единичного напряжения $\sigma(t)$, действующего в единичный промежуток времени τ на деформацию в момент t .

В результате исследований, при которых ядро уравнения (12) было принято экспоненциальным

$$L(t\tau)=\theta^{-\lambda(t\tau)}, \quad (13)$$

получена формула

$$l_t=l_k-(l_k-l_0)e^{-\lambda t}. \quad (14)$$

Выражение (14) представляет собой закон изменения величины зоны предельного напряженного состояния во времени. Параметры, входящие в него, находятся по экспериментальным данным.

Разработанная с учетом решений В.В. Ходота специальная методика их определения по изменению во времени показаний гидравлического датчика, находящегося за максимумом опорного давления, при остановленном забое и, в частности, предложена формула

$$l_t = (r + x_2)\sqrt{\frac{K_k^H - 1}{K_k - 1}} - r, \quad (15)$$

где r − половина ширины выработки; x_2 – расстояние от забоя до места установки датчика; $K_к$ и $K_к^н$ – коэффициенты концентрации напряжений в момент времени t в точках с координатами x_1 и x_2.

В результате экспериментального изучения перераспределения напряжений впереди выработок на опасных по динамическим явлениям пластах получены значения параметров выражения. Например, для необработанного участка пласта Волковского $l_к$=2м, l_o =0,4 м, λ = 0,4 час$^{-1}$, а для обработанного $l_к$ =5 м, l_o =2,8 и, λ = 0,4 час$^{-1}$ Для определения расстояния l от движущегося со скоростью V забоя до максимума опорного давления получена формула (рас– смотрен установившийся случай движения)

$$\overline{l^*} = l_k - \frac{V}{\lambda}. \quad (16)$$

Из этой формулы следует, что расстояние от забоя до максимума опорного давления зависит не только от скорости подвигания забоя, но и от реологическою параметра 1. С увеличением последнего, что происходит, в частности, в результате увлажнения, протяженность зоны предельного напряженною состояния увеличивается, а следовательно, уменьшается опасность проявления горных ударов.

С другой стороны, из анализа выражения (16) вытекает возможность увеличения, за счет повышения интенсивности протекания реологических процессов, безопасной скорости ведения горных работ на предварительно увлажненных пластах, склонных к горным ударам и внезапным выбросам угля и газа.

Лабораторными и шахтными экспериментами установлено, что количество потенциальной энергии упругих деформаций, накапливаемой углем, значительно снижается в результате предварительного увлажнения угольного массива водой или жидкостью, переходящей в состояние геля. Такой массив становится более пластичным. Так, при замерах деформаций угольных целиков различной влажности получено, что с увеличением последней резко возрастают как их абсолютные величины, так и их скорости изменения.

Выводы. Таким образом, снижение удароопасности пластов методом гидравлической их обработки достигается в результате снижения упругих и прочностных и повышения пластических свойств угля, что вызывает, в свою очередь, смещение вглубь от выработки массива максимальных напряжений.

Массив угля, прилегающий к выработке или оконтуренный несколькими выработками, утрачивает способность к хрупкому рушению, а возникающие нагрузки в значительной мере реализуются в виде пластических деформаций, не приводящих к горному удару.

Библиографический список

1. Чернов О. И. Движение жидкости в угольных пластах. – Движение жидкости в угольных пластах. – Новосибирск: Наука,1981. – 129 с.
2. Щербань А.П., Цырульников А.С. Газопроницаемость угольных пластов. – Киев: Издательство АН УССР, 1958. – 110 с.
3. Ходот В.В. Внезапные выбросы угля и газа. – М.: Госгортехиздат, 1961. – 363 с.
4. Чернов О.И. Газопроницаемость углей опасных и не опасных по внезапным выбросам участков пластов. – В кн.: Вопросы безопасности в угольных шахтах. Труды ВостНИИ. – Т. 6. – М.: Недра, 1965. – С. 32–37.
5. Аммосов И.И., Еремин И.В., Ермакова В. П., Гречишников В. П.. Зависимость внезапных выбросов в угольных шахтах от петрографических особенностей углей. – Труды ИГИ АН СССР, т. 6. - М., Академиздат, 1955. – С. 62–102.
6. Чернов О.И. Изучение трещиноватости Кузнецких углей в связи с выбросоопасностью участков пластов. – В кн.: Вопросы безопасности в угольных шахтах. Труды ВостНИИ. – Т. 6. – М.: Недра, 1965. – С. 24–32.
7. Ребиндер П.А. Избранные труды. Поверхностные явления в дисперсных системах. Коллоидная химия. – М: Наука, 1978. – 371 с.
8. Сергеев Е.М. Грунтоведение. – М.: МГУ, 1983. – 392 с.
9. Полубаринова–Кочина П.Я. Теория движения грунтовых вод. – М.: Наука, 1977. – 664 с.
10. Инструкция по безопасному ведению горных работ на пластах, опасных по внезапным выбросам угля (породы) и газа // Предупреждение газодинамических явлений в угольных шахтах: Сборник документов. Серия 05. Нормативные документы по безопасности, надзорной и разрешительной деятельности в угольной промышленности. 2-е изд., испр. – Выпуск 2 / НТЦ «Промышленная безопасность». – М., 2001. – С. 120–303.
11. Инженерные методы расчета параметров региональных способов предотвращения внезапных выбросов угля и газа (методические рекомендации) / В. Н. Пузырев, Т. Н. Калякина, В. Н. Хашин и др. – Кемерово, 1986. – 29 с. – (ВостНИИ).
12. Инженерные методы расчета параметров локальных способов предотвращения внезапных выбросов угля и газа (методические рекомендации)/ В. Н. Пузырев, Е. И. Фоминых, В. Н. Хашин и др. – Кемерово, 1986. – 9 с. – (ВостНИИ)

УДК 622.272:516.02

АНАЛИЗ УСЛОВИЙ ВОЗНИКНОВЕНИЯ ПРОЦЕССОВ ДЕФЛАГРАЦИИ И ДЕТОНАЦИИ В ПЫЛЕГАЗОВОЗДУШНЫХ ПОТОКАХ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК В ОКРЕСТНОСТИ ОЧАГОВ САМОНАГРЕВАНИЯ

д.т.н. С.В. Черданцев, к.т.н. Ю.М. Филатов
Научный центр ВостНИИ по промышленной и экологической безопасности в горной отрасли, г. Кемерово, Россия

Аннотация. В статье обсуждаются газодинамические и теплофизические условия перехода в процессах дефлаграции и детонации, имеющих место в пылегазовоздушных потоках очистных горных выработок

вблизи очагов самонагревания. На основе классических законов сохранения массы, импульсов и энергии получены формулы параметров пылегазовоздушного потока, пересекающего зону подвода теплоты. Построены графики, на базе которых обнаружены некоторые условия и закономерности протекания процессов химического реагирования пылегазовоздушных смесей в режимах дефлаграции и детонации.

Ключевые слова: горные выработки, пылегазовоздушные смеси, очаги самонагревания, зона подвода теплоты, законы сохранения массы, импульсов и энергии, энтальпия, числа Маха и Дамкелера, скачок уплотнения, детонация, дефлаграция.

Введение. В последние годы угольная отрасль регулярно испытывает проявления негативных факторов, существенно сдерживающих добычу угля подземным способом. Одними из этих факторов являются суфлярные и внезапные выбросы газа [1, 2]. К другим факторам относятся угольная пыль, образующаяся при работе горно-шахтного оборудования и очаги самонагревания угля.

Угольная пыль в атмосфере горных выработок образует пылегазовоздушные смеси (ПГВС), способные к химическому реагированию [3, 4]. При наличии источников зажигания, возникающих, например, от трения работающих частей машин и инструментов, может начаться процесс горения, рассмотренный в работах [5, 6] применительно к мелкодисперсным пылегазовоздушным смесям, а в работе [7] - к грубодисперсным смесям.

Очаги самонагревания приводят к изменению температурного поля горных пород, окружающих очистные выработки [8, 9]. Горные породы, обладая повышенной температурой, в свою очередь, передают теплоту в атмосферу горной выработки в её локальной области, которую будем называть зоной подвода теплоты.

В связи с повышенной температурой в зоне подвода теплоты существенно увеличивается предрасположенность ПГВС к химическому реагированию. Так в работе [10] показано влияние очагов самонагревания на воспламенение метановоздушной смеси, а в работе [11] выявлена склонность угольной пыли образовывать взрывчатую смесь в атмосфере горных выработок.

Здесь мы будем обсуждать некоторые условия протекания процессов дефлаграционного и детонационного горения ПГВС в очистных горных выработках в зависимости от газодинамической обстановки в первой и второй областях очистной выработки (рис. 1) и количества теплоты q, поступающего в атмосферу выработки из зоны подвода теплоты, обусловленной очагами самонагревания.

Нам представляется, что эта задача является достаточно актуальной, поскольку ее решение позволит выявить опасные и безопасные условия течения пылегазовоздушных потоков на выемочных участках угольных шахт.

Постановка и решение задачи. Пусть от очага самонагревания к некоторой области очистной горной выработки по всему сечению подводится теплота (рис. 1). Состояние пылегазовоздушной смеси будем описывать её скоростью u, плотностью ρ, давлением p и температурой T по Кельвину, которые в первой области будем снабжать индексом 1, а во второй области — индексом 2. Найдем параметры смеси в области 2, если ее параметры в области 1 нам известны.

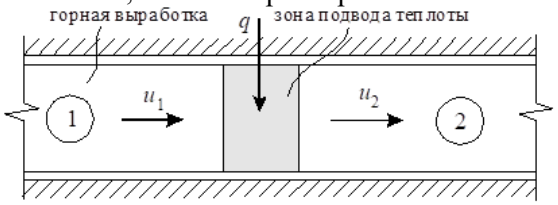


Рис. 1. Области течения ПГВС в горной выработке с подводом теплоты

Решение задачи построим в рамках следующих допущений:

– будем полагать пылегазовоздушные смеси однородной гомогенной средой, а зону подвода теплоты узким фронтом, при переходе через который параметры смеси могут изменяться скачкообразно;

– трением ПГВС на стенках выработки пренебрегаем и полагаем смесь по своим свойствам, близкую идеальному газу с постоянной удельной теплоемкостью;

– течение ПГВС в очистной выработке считаем стационарным и одномерным, зависящим только от координаты, направленной вдоль выработки.

Поскольку течение смеси является стационарным, то анализ ее состояния в очистной выработке удобно выполнить на базе фундаментальных законов сохранения: массы, импульсов и энергии [12—14], выражающихся соответственно уравнением неразрывности

$$\rho_2 u_2 = \rho_1 u_1, \tag{1}$$

уравнением импульсов

$$p_2 + \rho_2 u_2^2 = p_1 + \rho_1 u_1^2, \tag{2}$$

уравнением энергии

$$\frac{u_2^2}{2} + i_2 = \frac{u_1^2}{2} + i_1 + q, \tag{3}$$

где энтальпии i_1, i_2 мы можем определить по формулам [15]

$$i_1 = \frac{k}{k-1}\frac{p_1}{\rho_1},\ i_2 = \frac{k}{k-1}\frac{p_2}{\rho_2}, \tag{4}$$

в которых $k = c_p/c_v$ — показатель адиабаты Пуассона, а c_p и c_v — удельные теплоемкости ПГВС соответственно при постоянном давлении и при постоянном объеме. Далее везде показатель адиабаты принят $k = 1{,}4$.

В силу формул (4) уравнение энергии (3) перепишем следующим образом

$$\frac{u_2^2}{2} + \frac{k}{k-1}\frac{p_2}{\rho_2} = \frac{u_1^2}{2} + \frac{k}{k-1}\frac{p_1}{\rho_1} + q,$$

откуда найдем соотношение между квадратами скоростей

$$\frac{u_2^2}{u_1^2} = 1 + \frac{1}{u_1^2}\left[2q - \frac{2k}{k-1}\left(\frac{p_2}{\rho_2} - \frac{p_1}{\rho_1}\right)\right]. \tag{5}$$

Далее из уравнений неразрывности и импульсов получим формулу

$$p_2 = p_1 + \rho_1 u_1^2\left(1 - \frac{u_2}{u_1}\right), \tag{6}$$

с помощью которой, формула (3) преобразуется к виду

$$\left(\frac{u_2}{u_1}\right)^2 = 1 + \frac{2}{u_1^2}\left[q - \frac{a_1^2}{k-1}\left(1 - \frac{u_2}{u_1}\right)\left(M_1^2\frac{u_2}{u_1} - 1\right)\right], \tag{7}$$

где a_1 — скорость звука в области 1, определяемая по формуле [13, 14]

$$a_1 = \sqrt{k\frac{p_1}{\rho_1}}. \tag{8}$$

Учтем, что энтальпию смеси мы можем выразить по формуле [13, 14]

$$i_1 = \frac{a_1^2}{k-1} = c_p T_1 \tag{9}$$

и поэтому формулу (7) приведем к квадратному уравнению

$$\left(\frac{u_2}{u_1}\right)^2 - 2\frac{kM_1^2+1}{M_1^2(k+1)}\frac{u_2}{u_1} + \frac{(k-1)M_1^2+2\bar{q}}{M_1^2(k+1)} = 0,$$

корнями которого являются

$$\frac{u_2}{u_1} = 1 - \frac{1}{(k+1)M_1^2}\left[(M_1^2-1) \pm \sqrt{(M_1^2-1)^2 - 2(k+1)M_1^2\bar{q}}\right], \tag{10}$$

где $M_1 = u_1/a_1$ — число Маха в области 1, $\bar{q} = q/(c_p T_1)$ — число Дамкелера, представляющее собой безразмерную величину подводимой теплоты.

Далее из уравнения неразрывности (1) вытекает соотношение

$$\frac{\rho_2}{\rho_1} = \frac{(k+1)M_1^2}{(k+1)M_1^2 - \left[(M_1^2-1) \pm \sqrt{(M_1^2-1)^2 - 2(k+1)M_1^2\bar{q}}\right]}. \tag{11}$$

Преобразовав формулу (6) к виду

$$\frac{p_2}{p_1} = 1 + kM_1^2\left(1 - \frac{u_2}{u_1}\right),$$

и учитывая (10), получим соотношение между давлениями

$$\frac{p_2}{p_1} = 1 + \frac{k}{k+1}\left[(M_1^2-1) \pm \sqrt{(M_1^2-1)^2 - 2(k+1)M_1^2\bar{q}}\right]. \tag{12}$$

И, наконец, определим число Маха M_2 в области 2. Для этого преобразуем формулу $M_2 = u_2/a_2$, определяющую число Маха к виду

$$M_2 = \frac{u_2}{a_2} = \frac{u_2}{a_2}\cdot\frac{u_1}{u_1}\cdot\frac{a_1}{a_1} = \frac{u_2}{u_1}\frac{a_1}{a_2}M_1$$

и учитывая формулу (8) получим соотношение

$$M_2 = \sqrt{\frac{u_2}{u_1}\frac{p_1}{p_2}}\cdot M_1,$$

которое, в силу формул (10) и (12) приводится к виду

$$M_2 = \sqrt{\frac{M_1^2 - \frac{1}{k+1}\left[(M_1^2-1) \pm \sqrt{(M_1^2-1)^2 - 2(k+1)M_1^2\bar{q}}\right]}{1 + \frac{k}{k+1}\left[(M_1^2-1) \pm \sqrt{(M_1^2-1)^2 - 2(k+1)M_1^2\bar{q}}\right]}}. \tag{13}$$

Формулы (10) - (13), выражают зависимости между скоростями, плотностями, давлениями и числами Маха, в которых число Маха M_1 является независимой переменной, а число Дамкелера — параметром.

Для дальнейших рассуждений нам необходимо установить связь между давлением и плотностью пылегазовоздушной смеси. Для этой цели приведем формулу (6) с помощью уравнения (1) к виду

$$p_2 - p_1 = \frac{\rho_1}{\rho_2} u_1^2 (\rho_2 - \rho_1), \tag{14}$$

откуда получим

$$u_1^2 = \frac{p_2 - p_1}{\rho_2 - \rho_1} \cdot \frac{\rho_2}{\rho_1}, \tag{15}$$

и вновь с помощью уравнение (1) найдем

$$u_2^2 = \frac{p_2 - p_1}{\rho_2 - \rho_1} \cdot \frac{\rho_1}{\rho_2}. \tag{16}$$

Подставив формулы (15) и (16) в уравнение энергии (3), получим равенство

$$i_2 - i_1 = q + \frac{1}{2} \cdot \frac{(\rho_2 + \rho_1)}{\rho_1 \rho_2} (p_2 - p_1), \tag{17}$$

которое с помощью формул (4) и (9) приведем к виду

$$\frac{2k}{k-1}\left(\frac{p_2}{p_1}\frac{\rho_1}{\rho_2} - 1\right) = \frac{2qk}{c_p T_1 (k-1)} + \left(1 + \frac{\rho_1}{\rho_2}\right)\left(\frac{p_2}{p_1} - 1\right),$$

а после преобразования получим формулу

$$\frac{p_2}{p_1} = \frac{\frac{k+1}{k-1}\frac{\rho_1}{\rho_2} + \frac{2k}{k-1}\bar{q}}{\frac{k+1}{k-1}\frac{\rho_1}{\rho_2} - 1}, \tag{18}$$

выражающую связь между давлениями и плотностями пылегазовоздушной смеси в различных областях выработки, где величина $\bar{q}$ является числом Дамкелера, определяемая по формуле [12]

$$\bar{q} = \frac{q}{c_p T_1}. \tag{19}$$

Если $\bar{q} = 0$, то формула (18) превращается в формулу адиабаты Гюгонио [12 — 16].

Учитывая, что плотности и удельные объемы связаны между собой соотношениями $\rho_1 = 1/V_1$, $\rho_2 = 1/V_2$, приведем равенство (18) к более удобному виду

$$\bar{p}_2 = \frac{\frac{k+1}{k-1} - \bar{V}_2 + \frac{2k}{k-1}\bar{q}}{\frac{k+1}{k-1}\bar{V}_2 - 1}, \tag{20}$$

где относительное давление $\bar{p}_2$ и относительный удельный объем $\bar{V}_2$ определяются по формулам

$$\bar{p}_2 = p_2/p_1, \ \bar{V}_2 = V_2/V_1. \tag{21}$$

Формула (20) определяет возможные параметры $\bar{p}_2$ и $\bar{V}_2$ смеси, которые могут быть получены из некоторого исходного термодинамического состояния, давление p_1 и удельный объем V_1 которого известны.

Однако заметим, что искомые параметры $\bar{p}_2$ и $\bar{V}_2$ должны удовлетворять дополнительному условию, которые мы получим из равенства (14), преобразовав его к виду

$$\frac{p_2 - p_1}{V_1 - V_2} = \rho_1^2 u_1^2. \tag{22}$$

Так как величина $\rho_1^2 u_1^2 > 0$, то левая часть равенства (22) также положительна и, следовательно, мы пришли к неравенству

$$\frac{p_2 - p_1}{V_1 - V_2} > 0, \tag{23}$$

которое имеет место только тогда, когда

$$p_2 - p_1 > 0, \ V_1 - V_2 > 0 \ \text{ или } \ p_2 - p_1 < 0, \ V_1 - V_2 < 0. \tag{24}$$

Первые два неравенства (24) означают наличие скачка уплотнения, поскольку давление за фронтом скачка уплотнения p_2 больше, чем перед фронтом p_1, т.е. $p_2 > p_1$, а удельный объем V_2, наоборот, меньше V_1. Вторые два неравенства, показывают наличие волны разрежения, поскольку из неравенств следует, что $p_2 < p_1$, а $V_2 > V_1$. Следовательно, сочетания значений $\bar{p}_2$ и $\bar{V}_2$, полученных из формулы (20) и не удовлетворяющих неравенству (23) мы должны исключить из рассмотрения.

По формуле (20) построены графики функции $\bar{p}_2(\bar{V}_2)$, характеризующие возможные термодинамические состояния, которые могут быть достигнуты при определенном подводе теплоты $\bar{q}$ (рис. 2).

На графиках пунктирными линиями показаны интервалы значений $\bar{p}_2$ и $\bar{V}_2$, которые не удовлетворяют условию (23) и, следовательно, на этих интервалах имеет место нестационарное течение ПГВС.

Анализ полученных результатов. Анализируя графики (рис. 2), отметим, во-первых, с возрастанием числа Дамкелера, характеризующего подвод теплоты, графики смещаются в сторону больших $\bar{q}$. Во-вторых, чем больше число Дамкелера, тем длиннее пунктирные участки A_iB_i на графиках, значения $\bar{p}_2, \bar{V}_2$, на которых не удовлетворяют условию (23). Следовательно, все графики для которых число Дамкелера $\bar{q} \neq 0$ состоят из двух ветвей, разделенных пунктирными линиями.

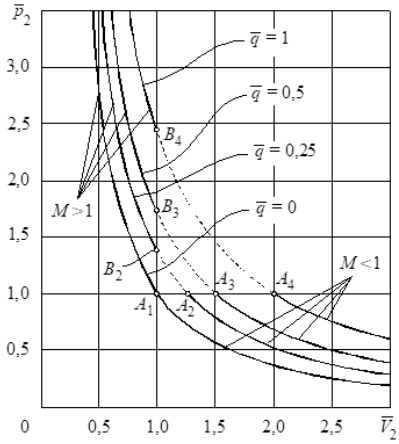


Рис. 2. Графики зависимостей давления $\bar{p}_2$ от удельного объема $\bar{V}_2$пылегазовоздушной смеси для ряда чисел Дамкелера $\bar{q}$

Чтобы выявить термодинамические и механические условия на каждой из ветвей, преобразуем формулу (22) сначала к равенству

$$\bar{p}_2 = 1 + kM_1^2(1 - \bar{V}_2), \tag{25}$$

выражающему линейную связь давления и удельного объема, а затем к формуле

$$\frac{\bar{p}_2 - 1}{1 - \bar{V}_2} = kM_1^2. \tag{26}$$

Анализ формулы (26) позволяет сделать следующие заключения. На верхней ветви гиперболы $\bar{p}_2 > 1, \bar{V}_2 < 1$ и поэтому из (26) вытекает, что $M_1 > 1$. На нижней ветви $\bar{p}_2 < 1,\ \bar{V}_2 > 1$ и поэтому $M_1 < 1$.

Таким образом, мы пришли к выводу, что движение пылегазовоздушной смеси распадается на сверхзвуковое течение ($M_1 > 1$), и дозвуковое ($M_1 < 1$).

Продолжая анализ графиков (рис. 2), замечаем, что при сверхзвуковом течении ($M_1 > 1$) давление $\bar{p}_2$ и плотность $\bar{\rho}_2$ в пылегазовоздушной смеси всегда возрастают, а удельный объем $\bar{V}_2$ уменьшается. Наоборот, при дозвуковом течении смеси ($M_1 < 1$), давление и плотность всегда уменьшаются, а удельный объем возрастает. В этом заключается принципиальное различие между сверхзвуковым и дозвуковым подводами теплоты.

В общем случае при заданном числе Маха M_1 для определения параметров смеси следует воспользоваться формулами (10) - (13), каждая из которых дает два значения параметра смеси. Рассмотрим более подробно определение параметров смеси и выполним анализ ее состояния для числа Дамкелера $\bar{q} = 0{,}5$. Анализ начнем с анализа параметров смеси в точке B_3 (рис. 3).

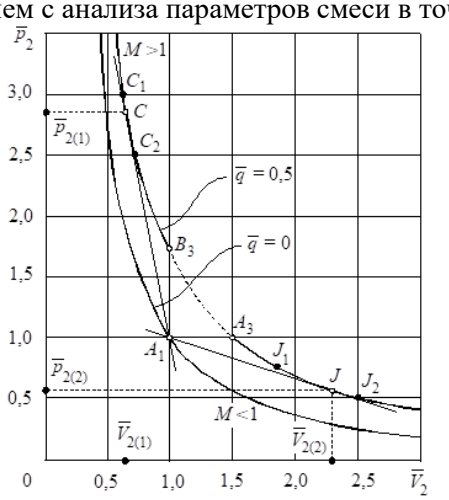


Рис. 3. К анализу газодинамических условий различных режимов горения пылегазовоздушной смеси в атмосфере горной выработки

Из графика видно, что в точке $\bar{V}_2 = 1$, а давление мы определим по формуле (20)

$$\bar{p}_{2(B_3)} = \frac{\frac{k+1}{k-1} - 1 + \frac{2k}{k-1}\cdot\bar{q}}{\frac{k+1}{k-1}\cdot 1 - 1} = 1 + k\cdot\bar{q}. \quad (27)$$

Далее мы определим число Маха M_1 из равенства (10), поскольку $u_2/u_1 = \rho_1/\rho_2 = V_2/V_1 = \bar{V}_2$. Так как $\bar{V}_2 = 1$, то (10) приводится к равенству

$$1 \pm \sqrt{1 - 2\frac{(k+1)M_1^2\cdot\bar{q}}{(M_1^2-1)^2}} = 0, \quad (28)$$

которое тождественно удовлетворяется либо при $M_1 \to \infty$ или $M_1 = 0$, причем только тогда, когда в равенстве (28) будет знак минус. Поскольку точка B_3 находится в сверхзвуковой области, то число Маха M_1 не может быть равным нулю, поэтому $M_1 \to \infty$, что означает бесконечно большую скорость u_1. Следовательно, при параметрах смеси, соответствующих точке B_3 не может происходить процесс дефлаграции, т.е. медленного горения.

Далее найдем параметры смеси в точке A_3, в которой $\bar{p}_2 = 1$, а удельный объем найдем по формуле (20)

$$\bar{V}_2|_{\bar{p}_2=1} = 1 + \bar{q}. \quad (29)$$

Число M_1 находим по формуле (12), которое при $\bar{p}_2 = 1$ приводится к равенству

$$1 \pm \sqrt{1 - \frac{2(k+1)M_1^2\cdot\bar{q}}{(M_1^2-1)^2}} = 0,$$

совпадающему с равенством (28), которое справедливо при $M_1 \to \infty$ или $M_1 = 0$ и при условии, что учитывается знак минус. Поскольку точка A_3 находится в дозвуковой области, то единственным значением числа Маха является $M_1 = 0$ и, следовательно, $u_1 \approx 0$. Это значит, что при параметрах смеси $\bar{p}_2 = 1$, $\bar{V}_2 = 1 + \bar{q}$ имеет место процесс дефлаграции, т.е. медленного горения, при котором скорость смеси $u_1 \approx 0$.

В описании состояния пылегазовоздушной смеси точки C и J (рис. 3), являющимися точками касания прямой (25) к графику функции (20), имеют особое значение. Координаты этих точек мы найдем из уравнения

$$\frac{k+1}{k-1} - \bar{V}_2 + \frac{2k}{k-1}\cdot\bar{q} = [1 + kM_1^2(1-\bar{V}_2)]\left(\frac{k+1}{k-1}\cdot\bar{V}_2 - 1\right), \quad (30)$$

образованного приравниванием правых частей формул (20) и (25).

Выполнив в (30) преобразования, получим квадратное уравнение

$$\bar{V}_2^2 - b\cdot\bar{V}_2 + c = 0, \quad (31)$$

в котором коэффициенты b и c равны

$$b = \frac{2(1+kM_1^2)}{M_1^2(k+1)},\ c = \frac{2(\bar{q}+1)+M_1^2(k-1)}{M_1^2(k+1)},$$

а корни определяются по формулам

$$\bar{V}_2 = \frac{(1+kM_1^2)}{M_1^2(k+1)} \pm \sqrt{\frac{(1+kM_1^2)^2}{[M_1^2(k+1)]^2} - \frac{2(\bar{q}+1)+M_1^2(k-1)}{M_1^2(k+1)}}. \quad (32)$$

Поскольку точка касания определена единственным образом, то величина $\bar{V}_2$ имеет единственное значение, если выражение под знаком радикалом равно нулю:

$$\frac{(1+kM_1^2)^2}{[M_1^2(k+1)]^2} - \frac{2(\bar{q}+1)+M_1^2(k-1)}{M_1^2(k+1)} = 0, \quad (33)$$

в силу чего искомую величину найдем по формуле

$$\bar{V}_2 = \frac{(1+kM_1^2)}{M_1^2(k+1)}, \quad (34)$$

а неизвестное число Маха M_1 определим из уравнения

$$(1+kM_1^2)^2 - [2(\bar{q}+1) + M_1^2(k-1)]M_1^2(k+1) = 0, \quad (35)$$

вытекающего из (33).

Корни уравнения (35) отыскиваем по формуле

$$M_1 = \sqrt{1 + \bar{q}(k+1)\left(1 \pm \sqrt{1 + \frac{2}{\bar{q}(k+1)}}\right)}, \quad (36)$$

которые при $\bar{q} = 0{,}5$ и k = 1,4 равны $M_{1(C)}$ = 2,04; $M_{1(J)}$ = 0,49. Далее по формуле (34) определяем $\bar{V}_{2(C)} = 0{,}684$, $\bar{V}_{2(J)} = 2{,}316$ и соответствующие им значения давления по формуле (20): $\bar{p}_{2(C)} = 2{,}843$, $\bar{p}_{2(J)} = 0{,}557$. Полученные значения показаны на рис. 3.

Подставляя поочередно найденные значения $M_{1(C)}$ и $M_{1(J)}$ в формулу (13) и учитывая в ней сначала знак «плюс», а затем «минус», получаем $M_2 = 1$. Таким образом, пылегазовоздушная смесь с параметрами $\bar{q} = 0{,}5$, $k = 1{,}4$, $M_{1(C)} = 2{,}04$ и $M_{1(J)} = 0{,}49$, соответствующими точкам C и J (рис. 3), движется за фронтом реакции со скоростью, равной местной скорости звука. Точки C и J называют соответственно верхней и нижней точками Чемпена – Жуге [14].

Найдем в точках C_1 и C_2, находящихся в окрестности точки C (рис. 3), число Маха M_1. Относительные давления в этих точках равны $\bar{p}_{2(C_1)} = 3{,}0$; $\bar{p}_{2(C_2)} = 2{,}5$. Подставляя в формулу (12) сначала $\bar{p}_{2(C_1)}$, а затем $\bar{p}_{2(C_2)}$, получаем два уравнения

$$\bar{p}_{2(C_1)} = 1 + \frac{k}{k+1}\left[(M_{1(C_1)}^2 - 1) + \sqrt{(M_{1(C_1)}^2 - 1)^2 - 2(k+1)M_{1(C_1)}^2\bar{q}}\right], \quad (37)$$

$$\bar{p}_{2(C_2)} = 1 + \frac{k}{k+1}\left[(M_{1(C_2)}^2 - 1) - \sqrt{(M_{1(C_2)}^2 - 1)^2 - 2(k+1)M_{1(C_2)}^2\bar{q}}\right], \quad (38)$$

каждое из которых имеет только один вещественный корень: $M_{1(C_1)} = 2{,}044$, $M_{1(C_2)} = 2{,}07$. При этом в уравнении (37) принят знак плюс, а в уравнении (38) – минус. В противном случае эти уравнения не имеют вещественных корней.

Сопоставляя полученные результаты, мы замечаем, что в точке C число Маха M_1 является минимальным, т.е. $M_{1(C)} = M_{1,\min} = 2{,}04$ на сверхзвуковой ветви графика (рис. 3), и это является еще одной особенностью параметров смеси в точке C.

Найдем число Маха M_2 за фронтом реакции в точке C_1, используя формулу (13). Подставляя в нее значение $M_{1(C_1)} = 2{,}044$, получим $M_{2(C_1)} = 0{,}954$. Для точек, лежащих еще выше точки C_1, число Маха M_2 уменьшается. Таким образом, движение смеси за фронтом реакции на сверхзвуковой ветви выше точки C является дозвуковым.

Из сказанного легко понять, что перед фронтом реакции в сверхзвуковой области возникает адиабатный скачок уплотнения, который способен вызвать быстропротекающую химическую реакцию в форме детонации. Процесс химического реагирования в точке C можно считать предельным случаем.

Подставляя в формулу (13) значение $M_{1(C_2)} = 2{,}07$, получим $M_{2(C_2)} = 1{,}133$. Для точек, лежащих ниже C_2 число Маха M_2 увеличивается. Таким образом, на отрезке B_3C графика за фронтом реакции существует сверхзвуковая скорость. И поэтому на этом отрезке имеет место сверхзвуковое горение, представляющее собой безударный подвод теплоты при сверхзвуковой скорости.

Выполняя аналогичные вычисления в точках J_1 и J_2, находящихся в окрестности точки J, найдем $M_{1(J_1)} = 0{,}455$, $M_{1(J_2)} = 0{,}488$. Следовательно, в точке J число Маха M_1 является максимальным $M_{1(C)} = M_{1,\max} = 0{,}49$ на дозвуковой ветви ($M_1 < 1$) графика (рис. 3). А числа Маха за фронтом реакции, полученные по формуле (13) соответственно равны $M_{2(J_1)} = 0{,}718$, $M_{2(J_2)} = 1{,}092$ и поэтому течение смеси за фронтом реакции в точках J_1 дозвуковое, а в точке J_2 сверхзвуковое. Следовательно, на участке JA_3 химическая реакция протекает в форме нормального горения (дефлаграции), что особенно характерно для точки A_3, в которой $M_1 = 0$, $\bar{p}_2 = 1$. А на участке графика ниже точки J смесь за фронтом реакции ускоряется до сверхзвуковой скорости. Поскольку $M_1 < 1$, а $M_2 > 1$, то $u_2 > u_1$ и, следовательно, на этом участке графика имеет место скачок разрежения. Как показано в работе [14] в этих условиях протекание химической реакции, практически, невозможно.

Таким образом, мы обсудили возможные сценарии протекания химической реакции в пылегазовоздушной смеси, движущейся по горным выработкам вблизи от очагов самонагревания.

Выводы. Анализ полученных формул и построенных графиков показал:

– чем больше число Дамкелера, характеризующее подвод теплоты, тем длиннее участки на графиках изменения относительного давления смеси от ее удельного объема, на которых не удовлетворяются условия стационарного течения смесей;

– в зависимости от газодинамических условий стационарного течения пылегазовоздушных смесей существуют четыре варианта химического реагирования смесей:

а) на фронте химической реакции число Маха $M_1 > 1$, а за фронтом оно $M_2 < 1$, что обуславливает появление сильного скачка уплотнения и переход реакции в режим детонации;

б) на фронте и за фронтом реакции числа Маха $M_1 > 1$, $M_2 > 1$ и поэтому имеет место сверхзвуковое горение ПГВС, без появления скачка уплотнения;

в) на фронте и за фронтом реакции числа Маха $M_1 < 1$, $M_2 < 1$ и поэтому реакция протекает в форме дефлаграции, т.е. нормального горения.

г) на фронте реакции $M_1 < 1$, а за фронтом $M_2 > 1$, в силу чего за фронтом реакции возникает скачок разрежения, что исключает условие протекания химической реакции.

Библиографический список

1. Большинский М. И., Лысиков Б. А., Каплюхин А. А. Газодинамические явления в шахтах. — Севастополь: Вебер, 2003. - 284 с.
2. Черданцев Н. В., Черданцев С. В., Ли Хи Ун, Филатов Ю. М., Шлапаков П. А., Лебедев К.С. Об одном подходе к описанию суфлярных выделений газа из резервуаров угольного массива в горные выработки. // Безопасность труда в промышленности. - 2017. - № 3. - С. 45–52.
3. Франк-Каменецкий Д. А. Диффузия и теплопередача в химической кинетике. — М.: Наука, 1987. — 502 с.
4. Канторович Б. В. Основы теории горения и газификации твердого топлива. - М.: Книга по требованию, 2013. - 601 с.
5. Черданцев С. В., Ли Х. У., Филатов Ю. М., Шлапаков П. А. Анализ процесса горения микрогетерогенных пылегазовоздушных смесей в горных выработках // Безопасность труда в промышленности. — 2017. № 11. — С. 10–15.
6. Cherdantsev S. V., Li Hi Un, Filatov Yu. M., Botvenko D. V., Shlapakov P. A., Kolykhalov V. V. Combustion of Fine Dispersed Dust-Gas-Air Mixtures in Underground Workings // Journal of Mining Science March 2018, Volume 54, Issue 2, pp 339–346.
7. Черданцев С. В., Ли Х. У., Филатов Ю. М., Шлапаков П. А. Анализ процесса выгорания грубодисперсных пылегазовоздушных смесей, движущихся в воздушных потоках горных выработок. // Химическая физика и мезоскопия. -2017. - № 4. - С. 513–523.
8. Oparin V. N., Kiryaeva T. A., Gavrilov V. Yu., Tanashev Yu. Yu., Bolotov V. A. Initiation of underground fire sources // Journal of Mining Science, May 2016, Volume 52, Issue 3, pp 576–592.
9. Cherdantsev S. V., Shlapakov P. A., Erastov A. Yu., Khaymin S. A., Lebedev K. S., Kolykhalov V. V., Shlapakov E. A. Investigation of the temperature field in the areas of rock and coal concentration near the self-heating zon // IOP Conference Series: Earth and Environmental Science, Volume 206, (2018) 012006.
10. Kurlenya M. V., Skritsky V. A. Methane Explosions and Causes of Their Origin in Highly Productive Sections of Coal Mines // Journal of Mining Science, 2017. Volume 53. № 5, pp 861–867.
11. Amelchugov S.P., Bykov V.I., Tsybenova S.B. Spontaneous Combustion of Brown-Coal Dust. Experiment, Determination of Kinetic Parameters, and Numerical Modeling / Combustion, Explosion and Shock Waves. - May 2002. - Volume 38, Issue 3, pp 295 – 300.
12. Бартльме Ф. Газодинамика горения (перевод с немецкого). — М.: Энергоиздат, 1981. — 280 с.
13. Овсянников Л. В. Лекции по основам газовой динамики. — Москва-Ижевск: Институт компьютерных исследований, 2003. — 336 с.
14. Рахматуллин Х. А., Сагомонян А. Я., Бунимович А. И., Зверев Н. Н. Газовая динамика. — М.: Высшая школа, 1965. — 723 с.
15. Вукалович М. П., Новиков И. И. Термодинамика. Учебное пособие для вузов. — М.: Машиностроение, 1972. — 672 с.

УДК 622.822.5

ПРОФИЛАКТИКА ЭНДОГЕННЫХ ПОЖАРОВ НА УГОЛЬНЫХ ШАХТАХ ДОНБАССА

д.т.н. Греков С.П., д.т.н. Пашковский П.С. Всякий А.А., Орликова В.П.
Государственный научно-исследовательский институт горноспасательного дела, пожарной безопасности и гражданской защиты «РЕСПИРАТОР», г. Донецк, Украина

Аннотация. Представлены исследования развития процесса самовозгорания углей Донбасса в конкретных горно-геологических условиях, базирующиеся на математических моделях хемосорбции кислорода углями и истечения метана. Рассмотрен способ снижения химической активности угля с помощью антипирогенов. С целью контроля самонагревания угля предложен метод определения температуры по газовому составу.

***Ключевые слова*:** эндогенный пожар, уголь, самовозгорание, антипироген, индикаторные газы, газовый анализ.

На шахтах Донбасса пожары составляют около 50 % от общего числа аварий. Известно, что возникновение эндогенных пожаров обусловлено способностью угля к химическому реагированию

с кислородом воздуха при нормальной температуре. Вначале при соприкосновении с воздухом происходит адсорбция кислорода с образованием на поверхности угля неустойчивых кислородных соединений типа перекисей. При низких температурах окисление протекает медленно. В условиях затрудненного теплообмена уголь нагревается, и скорость окисления увеличивается, неустойчивые кислородные соединения распадаются с выделением теплоты и газообразных продуктов окисления. Процесс становится автокаталитическим, что приводит к возгоранию угля.

В развитии самовозгорания важную роль играют химическая активность угля, условия образования скоплений измельченного активного угля, а также условия воздухо- и теплообмена.

Химическая активность является одним из основных физико-химических свойств угля, связанным с его происхождением. Причины образования скоплений угля, условия притока воздуха и теплообмена определяются горно-геологическими условиями залегания пласта и горнотехническими условиями отработки.

Эндогенные пожары возникают в любой выработке шахты, если имеется скопление измельченного угля. Но место и время возникновения пожара заранее точно определить трудно, а осуществлять постоянный и контроль всех выработок шахты без автоматически действующих средств невозможно. В то же время влияние факторов, приводящих к самовозгоранию, на конкретном участке с течением времени возрастает. Так, под воздействием горного давления герметичность изолирующих сооружений ухудшается, и возрастают утечки воздуха. Уголь дегазируется, теряет влагу, химическая активность его возрастает. В выработанном пространстве крутых пластов уголь дополнительно измельчается. Все это способствует интенсификации окислительных процессов. В настоящее время нет методов и средств определения реальной опасности возникновения эндогенного пожара, поэтому специальные профилактические мероприятия, а также ремонт изоляционных сооружений выполняются вне связи с интенсивностью окислительных процессов.

В зависимости от причин образования скоплений угля и притока воздуха число пожаров (%) в Донецком бассейне по данным за последние 30 лет распределяется следующим образом:

– изоляция выработанного пространства:
  1) некачественная – 32,9;
  2) несвоевременная – 12,3;
– несвоевременное проведение профилактических мероприятий – 17,3;
– оставление целиков угля в выработанном пространстве – 6,6;
– раздавливание предохранительных целиков – 5,1;
– невыполнение профилактических мероприятий при переходе выработками геологических нарушений – 5,1;
– оставление отбитого угля в погашенных выработках – 4,4;
– трещиноватость предохранительных целиков – 1,3;
– некачественное крепление и изоляция куполов за крепью выработки – 5,7;
– медленное подвигание очистных забоев – 5,7;
– засыпка пустот за крепью выработки породой с высокой концентрацией горючих веществ – 0,7;
– подработка (надработка):
  1) пластов самовозгорающегося угля – 0,6;
  2) пожарных участков – 0,4;
– прочие причины пожара от самовозгорания угля – 1,9.

Больше половины эндогенных пожаров произошло из-за некачественной и несвоевременной изоляции выработанного пространства и несвоевременного проведения профилактических мероприятий.

Анализ причин и мест возникновения пожаров определил необходимость проведения научных исследований НИИГД «Респиратор», направленных на их обнаружение, профилактику и способы тушения.

Институтом выполнены фундаментальные исследования природы самовозгорания углей Донбасса, степени склонности их к самовозгоранию, развития процесса самовозгорания, прогноза самовозгорания углей в конкретных горно-геологических условиях. Разработаны документы и материалы, регламентирующие горные работы на пластах угля, склонных к самовозгоранию, разработаны методы и технические средства тушения эндогенных пожаров. Исследованиями в 2018 году установлено, что реакции окисления угля, приводящие к его нагреванию и самовозгоранию, начи-

наются не сразу, а после окончания интенсивного выделения из его частиц, которое зависит от газоносности пласта, значения коэффициента внутренней диффузии метана в углях, пористости, диаметра частиц, дробимости. В то же время, при интенсивном выделении метана за счет эффекта дросселирования снижается температура угля и, соответственно, продолжительность инкубационного периода его самовозгорания. Процесс интенсивного выделения метана может протекать от 3-4 до 7 дней, что влияет на расчет склонности углей к самовозгоранию и изменяет группу эндогенной пожароопасности.

Математическая модель истечения из угля метана для длительного промежутка времени предложена А.Д. Алексеевым [2] в рамках предположения микроблокового строения угольного пласта, согласно которому дисперсия микроблоков угля предопределяет выбор интерполяционной функции в виде суммы нескольких экспонент с коэффициентами, характерными для каждого пласта.

Нами разработана более универсальная модель истечения метана из углей, отражающая фильтрационный и диффузионный его характер. Решение начально-краевой задачи этой модели [3] и выполненные эксперименты с углями разных стадий метаморфизма позволили установить зависимость для теплоты дросселирования из угля метана $q_{\text{др}}$, Дж/моль, в виде

$$q_{\text{др}} = \frac{\rho c_v T_0 \ln \frac{T_0 - \Delta T_{\text{ср}}}{T_0}}{J_{\text{м}} t_{\text{н}}}, \quad (1)$$

где ρ – плотность угля, кг/м^3; c_v – удельная теплоемкость угля, Дж/(кг·К); T_0 – начальная температура угля, К; $\Delta T_{\text{ср}}$ – среднее значение снижения температуры угля после дросселирования метана, К; $J_{\text{м}}$ – интенсивность выделения метана, моль/м^3; $t_{\text{н}}$ – время напорного выделения метана, с.

В результате экспериментальных исследований на лабораторной установке НИИГД «Респиратор» для нескольких пластов определены значения $q_{\text{др}}$, равные (4000 – 5000) Дж/моль, что дает возможность говорить о влиянии эффекта охлаждения угля на время достижения им критической температуры самовозгорания. Уточнен комплексный показатель склонности углей к самовозгоранию $\tau_{\text{к}}$, с, приведенный в работе [4], и алгоритм определения склонности углей к самовозгоранию, который заключается в экспериментальном определении физико-химических и механических параметров, влияющих на склонность к самовозгоранию, и последующем расчете $\tau_{\text{к}}$.

С целью профилактики самонагревания углей в доступных для этого местах была разработана математическая модель хемосорбции кислорода углями и их нагревание с использованием ранее проведенных исследований, приведенных в работе [3].

Используя полученные зависимости, выполнено математическое моделирование окисления угля, обработанного тремя видами антипирогенов, и необработанного. Рассчитаны интенсивности адсорбции кислорода для 24 и 250 ч от начала процесса при постоянной температуре 298 К и на протяжении всего эксперимента; найдены показатели склонности угля к самовозгоранию и вычислены интенсивности реакций окисления для различных моментов времени, использованных в экспериментах при постоянной (298 К) и переменной температуре, зависящей от реакции окисления. Найдены значения температуры угля для исследуемых моментов времени при обработке антипирогенами и без них, а также рассчитано время достижения углем критической температуры 363 К при отсутствии теплообмена с окружающей средой. Полученные результаты, представленные в табл. 1, показывают существенное влияние неизотермичности процесса адсорбции кислорода углями.

Таблица 1

Влияние антипирогенов на склонность угля к самовозгоранию

Антипироген	Интенсивность адсорбции $\partial N/\partial t \cdot 10^4$, моль/кг·с				Температура, К		Время достижения углем критической температуры, ч
	24 ч, T=298 К	250 ч, T=298 К	24 ч, T=var	250 ч, T=var	24 ч	250 ч	
-	4,3	6,2	5,7	4,5	317	476	70
0,16 % $Ca(HCO_3)_2$	1,7	3,0	2,0	10,0	306	400	140
0,5 % $CaCl_2$ + 0,5 % Na_2SiO_3	1,6	2,4	1,8	6,8	305	391	170
0,5 % Na_2SiO_3 + 0,5 % $CaCl_2$	1,2	1,5	1,4	3,4	303	365	240

Для установления роли антипирогенов в снижении химической активности угля использованы результаты математического моделирования процесса окисления и проанализированы различные его параметры (табл. 2).

Таблица 2

Изменение параметров угля под воздействием различных антипирогенов

Антипироген	Константа фазового равновесия γ, 1	Энергия активации E, Дж/моль	Константа скорости реакции в газовой фазе $k \cdot 10^{10}$, $м^3/моль \cdot с$	Коэффициент внутренней диффузии $D \cdot 10^{10}$, $м^2/с$
-	8,4	11063	1,5	8,0
0,16 % $Ca(HCO_3)_2$	6,7	11230	1,1	7,0
0,5 % $CaCl_2$ + 0,5 % Na_2SiO_3	3,7	11600	0,9	6,0
0,5 % Na_2SiO_3 + 0,5 % $CaCl_2$	2,3	12050	0,9	6,0

Как следует из представленных данных, антипирогены позволяют снизить значения параметро хемосорбции и увеличить значение энергии активации процесса. Конечный результат влияния антипирогенов – увеличение времени достижения углем критической температуры (таблица 1).

При профилактике эндогенных пожаров первостепенное значение имеет определение стадии развития процесса самовозгорания угля. Этим объясняется большой интерес к вопросам изыскания эффективных методов определения стадии развития процесса самовозгорания угля, значительное количество научно-исследовательских работ, выполненных в этом направлении.

Практика борьбы с эндогенными пожарами показывает, что состав шахтного воздуха является единственным источником информации о состоянии очага самонагревания или горения угля, на основании которого принимают конкретные оперативные решения по борьбе с пожаром.

Предложен ряд способов, базирующихся в основном на определении в шахтном воздухе индикаторных газов, которые в той или иной степени характеризуют развитие процесса окисления угля.

В странах СНГ в основу контроля развития и тушения изолированного пожара положен предложенный еще в 1940 г. А.А. Скочинским и В.М. Огиевским метод, основанный на измерении в пожарном участке объемной доли оксида углерода, а также температуры воздуха, пород и воды. При тушении пожара методом изоляции или комбинированным методом информацию о состоянии очага горения получают на основании наблюдений за газовым составом шахтного воздуха, температурой воздуха и сточных вод в изолированном участке. В течение всего времени изоляционных работ и после закрытия пожарного участка в воздухе контролируют объемную долю оксида и диоксида углерода, метана, кислорода и водорода. О развитии или затухании процесса самовозгорания судят по динамике изменения перечисленных параметров, руководствуясь при этом опытом и логикой. На основании абсолютной объемной доли оксида углерода делают заключение о состоянии пожара. В большинстве случаев считают, что объемная доля 0,01 % этого газа в выработке свидетельствует о развитом процессе горения. Однако, такая интерпретация данных газового анализа не имеет достаточного научного обоснования и правомочна лишь как обобщение опыта для конкретных условий. Объясняется это тем, что объемная доля оксида углерода в горных выработках зависит от размеров зоны угольного скопления, подверженного самонагреванию, которые, как правило, не известны, поскольку очаг самонагревания в большинстве случаев недоступен для непосредственного наблюдения. Объемная доля оксида углерода находится также в прямой зависимости от объема воздуха, проходящего через очаг самонагревания, и удаленности его от места отбора проб шахтного воздуха. Кроме того, оксид углерода может появляться в шахтах как результат молекулярного обмена или других реакций, не выделяющих теплоту.

Особенно наглядно недостатки оксида углерода как индикаторного газа проявляются при принятии решения о списании пожаров в категорию потушенных. В соответствии с нормативными документами, действующими в нашей стране, признаками потушенного пожара являются: отсутствие оксида углерода в пробах воздуха, отобранных из пожарного участка, снижение температуры воздуха в изолированном участке до нормальных температур данного горизонта шахты, понижение температуры воды, вытекающей из изолированного пожарного участка до температуры, характерной для данной выработки. После получения результатов, удовлетворяющих этим требования, за

пожарным участком устанавливают контрольное наблюдение продолжительностью от одного до трех месяцев, в зависимости от технологии очистных работ. При полученных данных, подтверждающих отсутствие признаков пожара, последний подлежит списанию. Однако, и при наличии всех перечисленных признаков, указывающих на отсутствие пожара, его списание может представлять опасность. С другой стороны, можно предположить случаи затягивания списания пожаров, что приносит значительный материальный ущерб шахтам.

На недостатки оксида углерода как индикаторного газа, характеризующего развитие процесса самонагревания и самовозгорания угля, указано и в работах немецких специалистов Р. Миллера и У. Куглера, которые отмечают, что появление в шахтном воздухе этого газа в тысячных долях процента характеризует зачастую не раннюю стадию, а развитый пожар. В этой связи рекомендуют увеличить чувствительность определения объемной доли оксида углерода до 0,0006 % [5].

В настоящее время современные газоанализаторы позволяют определять оксид углерода с нижним концентрационным пределом 0,0001 %. Однако большой опыт работы в исследовании проб воздуха, отобранных из выработанного пространства и дегазационных скважин шахт Донецкого бассейна, позволяют утверждать, что наличие в шахтном воздухе оксида углерода не может считаться надежным признаком самовозгорания угля.

На протяжении многих лет в нашей стране и за рубежом оксид углерода считали единственным индикатором развития процесса самонагревания и самовозгорания угля. Однако, учитывая отмеченные выше недостатки, во многих странах, в том числе и у нас, ведут активные поиски новых способов контролирования процесса самонагревания угля.

Для объективной оценки состояния очага самовозгорания необходимо исключить фактор влияния расстояния от очага до точки измерения индикаторного компонента. Это утверждение основано на исследовании с точки зрения теории конвективно-диффузионного переноса вещества, в данном случае распространение оксида углерода по выработке. Если этот процесс описать дифференциальным уравнением в частных производных

$$D\frac{\partial^2 C}{\partial x^2} = v\frac{\partial C}{\partial x}, \qquad (2)$$

где D – коэффициент продольной диффузии, м^2/с; C – объемная доля оксида углерода; x – расстояние от очага пожара до места отбора проб воздуха, м; v – скорость движения воздуха, м/с.

Решение уравнения (2) при краевых условиях $C(0,\tau) = C_0$ и $C(x,0) = 0$ будет следующим:

$$C = C_0 e^{-\frac{v}{D}x}. \qquad (3)$$

Из уравнения (3) следует, что объемная доля оксида углерода является функцией расстояния от точки измерения до очага пожара, скорости воздуха и коэффициента продольной диффузии. Поскольку в условиях реальных выработок значения утечек воздуха, как и расстояние от измерительных станций до очагов пожара, отличаются во много раз, прогноз о состоянии очага пожара на основании объемной доли оксида углерода в воздухе без учета его конвективно-диффузионного переноса не представляется обоснованным.

Поэтому правильнее оценивать состояние очага пожара на основании данных о соотношении объемных долей нескольких компонентов.

В результате исследований шахтного воздуха, проведенных в НИИГД «Респиратор», разработан метод контроля температуры в очагах самонагревания и горения угля по соотношению концентраций этилена и ацетилена в газовых пробах. Выбор этих газов в качестве индикаторных компонентов основан на приблизительно одинаковой сорбируемости их углями и породами, а также возможности пренебречь различиями в скоростях протекания вторичных реакций и надежно обнаружить аналитическими средствами разницу в скоростях образования компонентов из угля при повышении температуры [5].

Благодаря специально разработанной аппаратуре и методике анализа микропримесей создание метода позволило впервые определить в шахтном воздухе концентрации этилена и ацетилена с нижним пределом обнаружения порядка 10^{-7} % (объемная доля). При отсутствии самонагревания угля соотношение фоновых концентраций этих газов близко к единице.

С повышением температуры самонагревающегося угля растет выделение этилена и ацетилена. На стадии самонагревания и ранней стадии самовозгорания до температуры воспламенения летучих веществ рост объемной концентрации этилена опережает рост объемной концентрации ацетилена, вследствие чего соотношение этих газов закономерно увеличивается. После достижения температуры воспламенения летучих веществ угля в зависимости от массы скопления, в котором происходит процесс самовозгорания, и количества поступающего к нему воздуха может происходить дальнейший рост соотношения концентраций этилена и ацетилена или его резкое уменьшение

до значений, характерных для температуры ниже критической, с одновременным увеличением объемной доли ацетилена.

Температурная зависимость образования этилена и ацетилена из углей различной стадии метаморфизма была установлена экспериментальным путем в виде выражения

$$\frac{C_{эт}}{C_{ац}} = A_0 e^{-E/RT}, \quad (4)$$

где A_0 – предэкспоненциальный множитель, 1; E – энергия активации, Дж/моль; R – универсальная газовая постоянная, Дж/(моль·К); T – абсолютная температура угля, К.

Корреляционные кривые, характеризующие зависимость (4), для углей различных марок представлены на рис. 1.

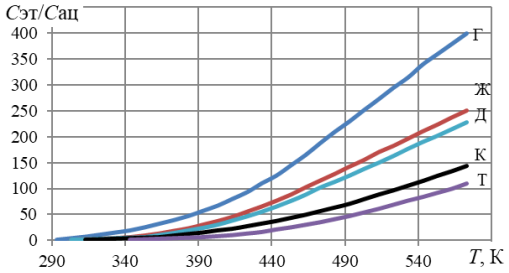


Рис. 1. Зависимость соотношения концентраций этилена и ацетилена от температуры углей различных марок

Метод нашел широкое практическое применение на шахтах Донбасса с целью контроля температуры очага самовозгорания угля, особенно в труднодоступных местах и на изолированных участках. Контроль температуры по соотношению концентраций этилена и ацетилена позволяет обоснованно решать вопросы о возможности списания эндогенных пожаров в категорию потушенных.

Однако использование специальных трубок-концентраторов для отбора газовой пробы и проведение анализа только в условиях лаборатории, оснащенной хроматографическим оборудованием (приставка к хроматографу), не позволяют проводить постоянный мониторинг шахтного воздуха.

Для решения этой проблемы разработан метод определения температуры самонагревания угля, основанный на соотношении концентраций оксида углерода и адсорбированного кислорода, при этом концентрацию кислорода, адсорбированного очагом окисления, определяют произведением концентрации кислорода в исходящей струе и параметра, характеризующего долю поверхности угля, принимающей участие в реакции окисления [6].

В качестве индикаторных компонентов использован оксид углерода, который ядовит и представляет наибольшую опасность для человека, химически инертен, образуется в основном в результате процесса самонагревания угля и других окислительных процессов, протекающих при недостатке кислорода. В знаменателе использована концентрация адсорбированного кислорода, выступающего инициатором реакций окисления угля, протекающих по радикально-цепному механизму [7].

Исследования низкотемпературного окисления угольной поверхности позволили нам рассмотреть процесс самонагревания угля в слое зернистого вещества, определить долю реакционной поверхности твердого топлива и получить аналитическое решение для определения температуры.

На основании результатов экспериментальных исследований определения концентрации оксида углерода, образующегося в результате окисления, и адсорбированного кислорода установлены зависимости температуры скопления угля от соотношения $C_{CO}/C^c_{O_2}$ для углей различной стадии метаморфизма, имеющие общий вид

$$T = a\left(\frac{C_{CO}}{C^c_{O_2}}\right)^b, \quad (5)$$

где C_{CO} – концентрация оксида углерода в шахтном воздухе, %; $C^c_{O_2}$ – концентрация адсорбированного кислорода в шахтном воздухе, %; a и b – коэффициенты, зависящие от доли летучих веществ угля.

Соотношение $C_{CO}/C^c_{O_2}$ для каждого типа угля установлено в лабораторных условиях газодинамическим методом путем пропускания кислорода через слой угля с такой же скоростью, которая характерна для подземных условий его самонагревания.

Выводы. Применение разработанного метода позволит контролировать изменение температуры угля, оперативно выявлять очаг его самонагревания и предупредить возникновение эндогенного пожара.

Библиографический список

1. Агеев, В.Г. Эндогенные пожары на различных этапах становления шахт Донбасса [Текст]/ В.Г. Агеев, П.С. Пашковский, С.П. Греков. – Донецк, 2018. – 147 с.
2. Алексеев, А.Д. Физика угля и горных процессов [Текст]/ А.Д. Алексеев // Наукова думка. – Киев, 2010. – 423 с.
3. Пашковский, П.С. Актуальные вопросы борьбы с самовозгоранием угля: сб. науч. тр. [Текст]/ П.С. Пашковский, С.П. Греков, И.Н. Зинченко. – Донецк: ЧП «Арпи», 2012. – 656 с.
4. Пашковский, П.С. Совершенствование методики определения склонности углей к самовозгоранию [Текст]/ П.С. Пашковский, С.П. Греков, В.П. Орликова // Наукоемкие технологии разработки и использования минеральных ресурсов: науч. журнал / Сиб. гос. индустр. ун-т; под общ. ред. В.Н. Фрянова. – Новокузнецк, 2018. – № 4. – С. 415-419.
5. 5 Пашковский, П.С. Эндогенные пожары в угольных шахтах / П.С. Пашковский. – Донецк: Ноулидж (донецкое отделение), 2013. – 792 с.
6. Греков, С.П. Определение температуры самовозгорания угля по соотношению оксида углерода и убыли кислорода на аварийном участке / С.П. Греков, П.С. Пашковский, В.П. Орликова // ВіТР. Безопасность и пожарная техника. – Польша, 3(2015). – С. 119-127.
7. Захаров, Е.И. Механизм процесса самонагревания угля и перехода его в самовозгорание [Электронный ресурс]/ Е.И. Захаров, Н.М. Качурин, Д.Д. Малахова // Известия Тульского государственного университета. Науки о земле. – Тула: ТулГУ. – 2013. – № 2. – С. 42-51. – https://elibrary.ru/download/elibrary_23050511_24924600.pdf.

УДК 622. 831. 3: 622. 614. 84

УЧАСТИЕ ГОРНОГО ДАВЛЕНИЯ В ФОРМИРОВАНИИ ОЧАГОВ САМОНАГРЕВАНИЯ УГЛЯ И ВОЗНИКНОВЕНИИ ЭНДОГЕННЫХ ПОЖАРОВ

д.т.н. Скрицкий В.А.
Институт горного дела им. Н.А. Чинакала СО РАН, г. Новосибирск, Россия

Аннотация. Описан механизм повышения температуры угля в краевых частях угольных пластов под воздействием сил опорного горного давления. Приведены результаты замеров температуры угля в деформируемом угольном массиве. Установлена причина взрывов метана, происходящих в действующих высокопроизводительных выемочных участках шахт.

Ключевые слова: шахта, уголь, самовозгорание, выемочный участок, горное давление, выработанное пространство, метан, взрыв.

В выработанном пространстве выемочных участков угольных шахт, также, как и угольных буртах при складировании добытого угля, очаги самонагревания возникают и развиваются не на поверхности, а внутри разрыхленных скоплений угля, если туда поступает воздух. Когда количество тепла, выделяющееся при окислении угля, превышает возможности его отвода, то происходит аккумуляция тепла, в результате чего температура окисляющегося угля повышается. Внутри разрыхленного скопления угля возникает очаг самонагревания, в котором, по мере поступления в него воздуха, происходит нарастание температуры угля. Когда в окисляющемся объеме температура угля достигнет 350 ~ 400°С, то происходит возгорание угля. В результате внутри разрыхленного угля возникает локальный очаг тлеющего угля диаметром 5-8 сантиметров. Такой очаг тлеющего угля, возникший внутри разрыхленного угольного скопления, начинает перемещаться навстречу поступающему к нему воздуху и одновременно увеличиваться в размере. После выхода тлеющего угля на поверхность разрыхленного угольного скопления, тление преобразуется в пламенное горение [1,2].

Подобный механизм зарождения и развития очагов самонагревания и самовозгорания не противоречит условиям хранения угля в угольных буртах на открытых угольных терминалах (например, в портах), или в осыпях на откосах в угольных разрезах. Поверхность угольных откосов, расположенная на солнечной стороне, прогревается, за счет чего нагреваются уголь и поступающий

к нему воздух [3]. Воздух вовнутрь осыпи или угольного бурта поступает под действием ветровой нагрузки. Проницаемость для воздуха по высоте угольных буртов различается из-за гравитационного фракционного расслоения, которое происходит в процессе отсыпки буртов. Угольные частицы самых крупных фракций скатываются к подошве, соответственно, самая высокая проницаемость угольных откосов приурочена к их нижней части. За счет фракционного расслоения угля внутри бурта по всей высоте его отсыпки, образуются многочисленные каналы переменного сечения, по которым с различными скоростями перемещается воздух. В местах, в которых скорость воздуха снижается до пожароопасных значений, возникают и развиваются очаги самонагревания угля [4, 5].

В угольных шахтах, особенно при отработке пологих угольных пластов, процессы формирования разрыхленных скоплений угля в выработанном пространстве и поступление к ним воздуха происходят иначе, чем в угольные бурты на земной поверхности или в угольных осыпях на угольных разрезах. Основные отличия заключаются в том, что:

– потери разрыхленного угля, образующиеся в выработанном пространстве, не подвергаются фракционному расслоению по размеру;

– ни скопления разрыхленного угля, ни поступающие к ним утечки воздуха не нагреваются от внешних источников тепла, как, например, в буртах и осыпях на земной поверхности от солнца;

– направление движения утечек воздуха относительно скоплений разрыхленных потерь угля в выработанном пространстве не фронтальное, как в случае с угольными буртами на земной поверхности, а параллельно напластованию;

– принято считать, что температура разрыхленных потерь угля, образующихся в выработанном пространстве, практически равна температуре углепородного массива.

Казалось бы, что при таких существенных отличиях очаги самовозгорания в угольных шахтах не должны возникать. Кроме того, исходя из изложенных выше представлений, невозможно объяснить, в результате чего в выработанном пространстве вовнутрь угольного скопления происходит поступление воздуха, когда очаг самонагревания там еще не возник? И это притом, что известно – очаги самовозгорания угля возникают внутри, а не на поверхности разрыхленных скоплений угля [2, 6].

В разрыхленном угле, находящегося в выработанном пространстве, воздухообмен между его внутренней и внешней частью может быть объяснен лишь перепадом температуры между внутренней частью разрыхленного угля и окружающим его выработанным пространством. Следовательно, внутри формирующихся в выработанном пространстве скоплений разрыхленного угля температура должна изначально быть выше, чем температура обрушенных пород и проходящих мимо утечек воздуха. Однако, по общепринятым представлениям, считается, что температура обрушенных пород и разрыхленных потерь угля во всех частях выработанного пространства одинаковая, обусловленная геотермическим градиентом. Природу появления температурных аномалий в скоплениях разрыхленного угля, образующихся в выработанном пространстве, невозможно объяснить ни геотермическим градиентом, ни процессом низкотемпературного окисления угля.

Опорным горным давлением фактически совершается механическая работа по деформации и разрушению краевой части угольного пласта. Поэтому причиной возникновения температурных аномалий внутри образующихся в выработанном пространстве разрыхленных скоплениях угля может быть тепло, выделяющееся в процессе механической работы, совершаемой опорным горным давлением по деформации и разрушению краевой части угольного пласта. Вследствие этого температура раздавленного и разрыхленного угля, в краевой части угольного массива, должна повышаться. О том, что в процессе механической работы выделяется тепло известно всем из учебников физики, еще со школьной скамьи [7]. Однако, по непонятной причине, до настоящего времени при исследованиях геомеханических процессов, протекающих в горных массивах, это общеизвестное физическое явление не принимается во внимание.

В связи с этим научный и практический интерес представляют исследования по изучению изменения температуры угля в краевой части угольного массива в процессе его разрушения под действием сил опорного горного давления. Чтобы изучить динамику изменения температуры угля в краевой части угольного пласта в процессе ее деформации под действием сил опорного горного давления, в шахтах Кузбасса и Караганды были проведены специальные исследования [8]. Замеры производились в межлавных целиках при столбовой системе отработки пологих угольных пластов. Каждая из замерных станций состояла из нескольких (3-4) шпуров глубиной 5м. В каждом из шпуров размещались температурные датчики, в качестве которых использовались терморезисторы типа КМТ-4. После установки терморезисторов устья шпуров герметизировали глиной на глубину не ме-

нее 0,5м. Ежесуточно, по мере приближения очистных забоев к замерным станциям, брались отсчеты с каждого из температурных датчиков в замерной станции. В независимости от шахт, в которых производились замеры, показания температуры угля внутри краевой части целиков были схожи и не имели существенного различия. Поэтому в качестве примера изменения температуры угля в краевой части целика, по мере нарастания опорного горного давления, ниже представлены результаты замерах, проведенных на шахте им. В.И. Ленина (г. Междуреченск) в выемочном участке по пласту IV-V.

Замерная станция была заложена в межлавном угольном целике, шириной 14м, с конвейерного штрека лавы 0-5-1-2. Угольный целик отделял выработанное пространство ранее отработанной лавы от действующего выемочного участка. Замерная станция состояла из четырех шпуров длиной по 5м каждый. На момент оборудования замерной станции шпуры, с размещенными в них термодатчиками, отстояли от сопряжения лавы с конвейерным штреком на расстоянии: шпур № 1- 24м, шпур № 2 – 32м, шпур № 3 – 35м и шпур № 4 – 43м (рис.1).

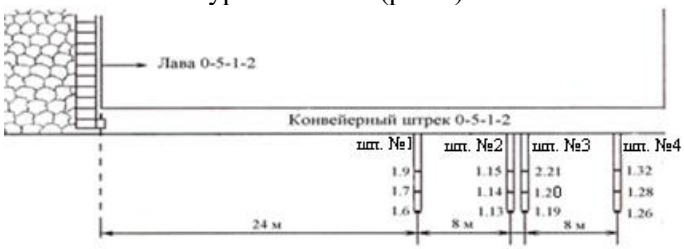


Рис. 1. Схема оборудования в конвейерном штреке замерной станции и размещения в шпурах термодатчиков

Графики изменения температуры угля в межлавном целике, в зависимости от расстояния до очистного забоя, представлены на рис. 2. Температура угля внутри краевой части межлавного целика, вне зоны максимальной величины опорного давления от действующей лавы, не превышала 15°С. Динамика изменения температуры угля внутри краевой части краевой части межлавного целика, по мере подвигания лавы в направлении замерной станции, наглядно свидетельствует о наличии взаимосвязи повышения температуры угля с нарастанием опорного горного давления.

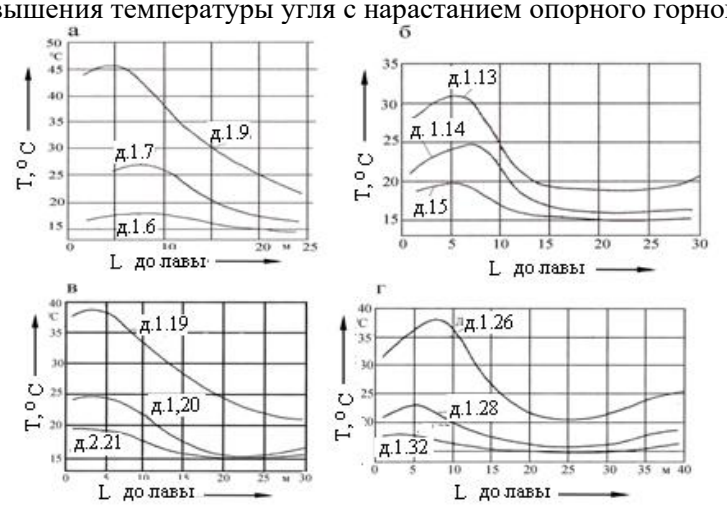


Рис. 2. Изменение температуры угля в скважинах: а – шпур № 1; б – шпур № 2; в – шпур № 3; г – шпур № 4

При проведении шахтных исследований установлено, что во всех шпурах максимальная температура наблюдалась на глубине 5м от борта штрека. А минимальный рост температуры угля показали датчики, находящиеся на глубине 2м от борта конвейерного штрека.

В зоне максимального воздействия опорного горного давления на краевую часть угольного пласта температура угля возрастала на 15÷35°С по сравнению с температурой окружающего углепородного массива. Следовательно, когда замерные станции окажутся в выработанном пространстве, где опорное горное давление, воздействующее на межлавный целик, станет выше, то температура формирующихся при этом скоплений разрыхленного угля может достигнуть даже более высоких (40-50°С) значений. Из-за возникшего перепада температуры между нагретым в процессе механодеструкции углем и проходящим через выработанное пространство воздухом возникает тепловая

депрессия. Под действием этой тепловой депрессии, вовнутрь раздавленной краевой части угольного целика, будет поступать воздух, подпитывая кислородом окислительный процесс. При этом двуокись углерода, иные газообразные продукты окисления и избыточная влага будут выноситься из окисляющегося объема разрыхленного и перемятого угля краевой части межлавного целика [9].

Ранее подобные замеры не производились, поэтому до настоящего времени в угольных шахтах, при разработке мероприятий по предотвращению эндогенных пожаров, горное давление не рассматривается как один из факторов способствующих возникновению очагов самонагревания угля. Именно поэтому используемые на шахтах способы профилактики эндогенных пожаров продолжают оставаться недостаточно эффективными. Об этом, в частности, свидетельствуют случаи возникновения эндогенных пожаров в выработанных пространствах шахт. А очагами самовозгорания угля, возникающими в выработанном пространстве, могут инициироваться взрывы метана [10].

Ранее взрывы метана в шахтах России происходили преимущественно при отработке крутых угольных пластов. При отработке же пологих пластов, когда выемочные участки проветривались возвратноточным способом, взрывы метана происходили исключительно редко. Так как при возвратноточном способе проветривания выемочных участков очаги самонагревания угля выявлялись в ранней стадии их возникновения, что предопределяло возможность предпринимать меры по их подавлению.

Однако, в последние 20-25 лет при высокопроизводительной отработке выемочных участков, проветриваемых комбинированным способом, взрывы метана при отработке пологих пластов стали происходить практически регулярно. При комбинированном способе проветривания через выработанное пространство действующего очистного забоя постоянно перепускается большое количество воздуха. Это, даже без учета повышения температуры угля в зоне воздействия опорного горного давления на краевую часть пласта, предопределяет повышенную угрозу возникновения очагов самовозгорания угля в выработанном пространстве [10].

Существенный недостаток комбинированных способов проветривания, помимо повышенной эндогенной пожароопасности, заключается в том, что при таком проветривании весьма сложно, а чаще и невозможно идентифицировать не только возникновение очага самонагревания угля в выработанном пространстве действующей лавы, но даже и очага самовозгорания угля. Сложилось ложное представление будто при высоких скоростях отработки выемочных столбов очаги самонагревания угля в выработанном пространстве не успевают возникнуть. Вероятно, это обусловлено тем, что в действующих бассейновых инструкциях по предупреждению и тушению эндогенных пожаров в угольных шахтах (далее бассейновые инструкции) говорится, что при подвигании очистных забоев со скоростью более 90м в месяц, обеспечивается пожаробезопасная отработка выемочных участков. Положения о пожаробезопасных скоростях подвигания очистных забоев были сформулированы на основании результатов исследований, выполненных в 60-70-ты годы прошедшего века, когда выемочные участки проветривались по возвратноточной схеме, межлавные целики не прорезались сбойками, а суточная добыча угля не превышала 1 тыс. тонн. В те годы в бассейновые инструкции были внесены «пожаробезопасные» скорости подвигания очистных забоев, но применимы они были только к выемочным участкам проветриваемых возвратноточным способом, так как глубина проветривания выработанного пространства при этом не превышала 30м. В те же годы был внесен запрет на прямоточное проветривание выемочных участков при отработке склонных к самовозгоранию угольных пластов.

Когда же производительность очистных механизированных комплексов многократно повысилась, то в выемочных участках, проветриваемых возвратноточным способом, возникли проблемы с управлением метановыделения. Тогда для проветривания высокопроизводительных выемочных участков стали использовать различные сочетания прямоточных и возвратноточных схем проветривания, назвав их «комбинированным способом проветривания». Поэтому в настоящее время при отработке пологих пластов вместо используемой ранее классической схемы ДСО с возвратноточным способом проветривания очистного забоя, повсеместно стали использоваться многоштрековые схемы подготовки выемочных столбов и комбинированные способы проветривания выемочных участков. Несмотря, что скорость подвигания высокопроизводительных очистных забоев превышает 100 м/мес., достигая 200 м и более, на них не может и не должно распространяться положение о пожаробезопасной скорости отработки выемочных участков, так как такие участки проветриваются не возвратноточным способом. Однако, в действующих бассейновых инструкциях до настоящего времени сохранились положения, что при подвигании очистного забоя со скоростью более 90 м/мес. обеспечивается пожаробезопасная отработка выемочных столбов.

Так как высокопроизводительная отработка очистных забоев происходит якобы с пожаробезопасной скоростью, то в проектах отработки выемочных участков не предусматриваются специальные эффективные меры для обнаружения и локализации возникающих очагов самонагревания угля. Как следствие - даже очаги самовозгорания угля практически не выявляются. Поэтому возникающие очаги самовозгорания угля совершенно неожиданно (наподобие внезапного выброса угля и газа), проявляются сами взрывами метана в выработанном пространстве [11]. В случае если при взрыве метана, произошедшем в выработанном пространстве, в призабойное пространство лавы и в примыкающие к ней выработки выносится горящий метан, то взрыв распространяется по действующим горным выработкам, где во взрыве уже принимает участие и угольная пыль.

Предотвратить распространение взрыва метана из выработанного пространства в очистной забой и в действующие горные выработки представляется возможным, если в куполе обрушения пород, примыкающем к очистному забою, не будет скапливаться метан. Для этого монтажную камеру лавы следует проходить не на нижней высотной отметке выемочного столба как обычно, а на верхней, чтобы весь подготавливаемый к отработке, выемочный столб располагался ниже монтажной камеры. Тогда в процессе отработки выемочного столба весь метан как выделяющийся в выработанном пространстве, так и попадающий туда из очистного забоя будет поступать в купол обрушения над монтажной камерой, откуда газовую смесь с высокой концентрацией метана, пригодной для утилизации, можно отбирать в дегазационный трубопровод [12]. При подобном порядке ведения очистных работ не менее 60-70% метана [13] выделяющегося в процессе высокопроизводительной отработки выемочных участков будет изолированно отводиться в дегазационный трубопровод. Количество воздуха, потребное для проветривания очистного забоя и примыкающих горных выработок, сократится не мене чем в 2 раза. При такой отработке выемочных столбов будет обеспечена взрывобезопасная высокопроизводительная отработка пологих угольных пластов. Кроме того, будет получен экономический эффект за счет снижения затрат на проветривание горных выработок и прибыли от утилизации добываемого угольного метана [14].

Выводы. До настоящего времени в угледобывающей отрасли нигде – ни при разработке пожарно-профилактических мероприятий, ни при разработке проектов шахт, либо выемочных участков не учитывается, что в процессе механодеструкции краевой части угольного пласта опорным горным давлением совершается механическая работа, при которой выделяется тепло. Поэтому разрабатываемые технологические схемы отработки угольных пластов оказываются опасными по возникновению эндогенных пожаров, а используемые способы предотвращения очагов самовозгорания угля оказываются недостаточно эффективными.

В ИГД СО РАН созданы научные и практические предпосылки для разработки новых технических решений, в которых учитывается участие горного давления в возникновении очагов самовозгорания угля, что обеспечит безопасное ведение горных работ и повысит экономическую эффективность угольных шахт.

Библиографический список

1. Линденау Н.И. Происхождение, профилактика и тушение эндогенных пожаров в угольных шахтах / Маевская В.М., Крылов В.Ф.// – М.: Недра, 1977. – 387с.

2. Веселовский В.С. Физические основы самовозгорания угля и руд / Виноградова А.П. и др. // – М.: Недра, 1972. – 147с.

3. Амельчугов С.П. Особенности теплофизических процессов при добыче, хранении, транспортировке и использовании бурого угля /С.П. Амельчугов // Автореф. дисс. д. т.н. – Красноярск. – 2002. – 39 с.

4. Единые правила безопасности при разработке месторождений полезных ископаемых открытым способом (ПБ 03-498-02)

5. 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.

6. Инструкция по предупреждению и тушению подземных эндогенных пожаров в шахтах Кузбасса / ВостНИИ. – Кемерово. – 2007 – 86 с.

7. Перышкин А.В. Курс физики, часть II /А.В. Перышкин // Учпедгиз .–1962.– 223 с.

8. Попов В.Б. Влияние горного давления на формирование в выработанном пространстве зон с повышенной температурой угля / В.Б. Попов, В.А. Скрицкий // Сб. научн. тр. РосНИИГД. – Кемерово. – 2000. – С. 95-97.

9. Скрицкий В.А. Об эндогенной пожароопасности выемочных участков при высокопроизводительной отработке пологих угольных пластов, склонных к самовозгоранию / В.А. Скрицкий // Международная научн. конф. Интерэкспо Гео-Сибирь-2017. - Новосибирск - СГУГиТ- 2017 – т. 2. – С. 144-147.

10. Скрицкий В.А. Причины, в результате чего в шахтах, отрабатывающих пологие угольные пласты, стали происходить взрывы метана / В.А. Скрицкий // Международная научн. конф. ИнтерЭкспо ГЭО-Сибирь-2016 XII., «Недропользование, горное дело» г. Новосибирск. – 2016. – т. 4. – С. 20-25.

11. Скрицкий В.А. Взрывы метана в шахтах: трагедия на «Ульяновской»/ В.А. Скрицкий // М: Горная промышленность. – 2008. – № 3. – С. 63-67.

12. 12. Патент РФ № 2360128 М. кл. Е 21F 7/00 на изобретение «Способ дегазации выработанного пространства» // Скрицкий В.А., Кулаков Г.И./ Бюллетень № 18, 27. 06. 2009 г.

13. Звягильский, Е.Л. Управление метановыделением на выемочных участках угольных шахт / Е.Л. Звягильский, Б.В. Бокий, О.И. Касимов // Донецк: Ноулидж, Донецкое отделение. – 2013. – 125 с.

14. Курленя М.В. Предотвращение взрывов метана за счет совмещения подземной отработки пологих пластов с попутной добычей метана / М.В. Курленя, В.А. Скрицкий, А.А. Ли // Вестник НЦ ВостНИИ. – Кемерово. — 2014. – № 2. – С. 74-78.

УДК 614.8:622:658.3

АКТУАЛИЗАЦИЯ ИССЛЕДОВАНИЙ В АСПЕКТЕ ЛОКАЛИЗАЦИИ И ЛИКВИДАЦИИ АВАРИЙ НА УГОЛЬНЫХ ШАХТАХ РОССИИ, СВЯЗАННЫХ С ЭНДОГЕННЫМИ ПОЖАРАМИ

к.т.н. Ярош А.С., д.т.н. Голик А.С.
Научно-исследовательский институт горноспасательного дела, г. Кемерово, Россия

Аннотация. В статье раскрыта актуальность проблемы локализации и ликвидации аварий на угольных шахтах России, связанных эндогенными пожарами. Представлена классификация методов борьбы с пожарами на угольных шахтах. Сделаны основные выводы по анализу аварий в России за период 2004-2017 гг. Определен круг задач, необходимых для решения при формировании системы жизнеобеспечения работников угольных шахт при локализации и ликвидации аварий, связанных с эндогенными пожарами.

Ключевые слова: локализация и ликвидация аварий, эндогенный пожар, системы жизнеобеспечения, метод радикального воздействия.

Согласно «Отчета о деятельности Федеральной службы по экологическому , технологическому и атомному надзору в 2017 г.» [1], инспекторским составом горного надзора на опасных производственных объектах угольной промышленности проведено 7218 проверок, в том числе 119 плановых проверок, 524 внеплановые проверки и 6571 проверка, проведенная в порядке осуществления режима постоянного государственного контроля (надзора). По итогам проверок было выявлено 51 473 нарушения (из них 51 268 нарушений обязательных требований законодательства, 205 невыполнений предписаний органов государственного контроля (надзора).

В отчетном периоде в основном угледобывающем регионе Сибирским управлением проведена работа по расчету значений показателей, используемых для оценки вероятности возникновения потенциальных негативных последствий несоблюдения требований в области промышленной безопасности. Расчет произведен в соответствии с методикой, содержащей порядок оценки уровня промышленной безопасности для различных групп опасных производственных объектов. В результате расчета получены риск-ориентированные интегральные показатели промышленной безопасности, которые характеризуют уровень риска возникновения аварий на опасных производственных объектах.

По данным Международной научно-практической конференции « Поземная угледобыча XXI век» проведенной в сентября 2018 года, на секции «Промышленная безопасность» [2], в системооб-

разующей угольной компании «СУЭК-Кузбасс» и др., созданы единые диспетчерские аналитические центры мониторинга состояния всех производственных процессов. Отклонения от оптимальных режимов работы и газовой обстановки на объектах контролируются в режиме онлайн, с выводом информации на общий диспетчерский пульт. В дальнейшем необходимо увязать информационные системы, созданные в организациях, с информационными ресурсами Ростехнадзора, что позволит прогнозировать возможность возникновения аварий и проводить проверки с учетом имеющихся рисков.

Однако, несмотря на такую громадную работу, проводимую органами надзорных служб, на угольных шахтах России происходят аварии. Львиную долю по 2004 году в травматизме занимают аварии, связанные с пожарами и взрывом метана (рис.1).

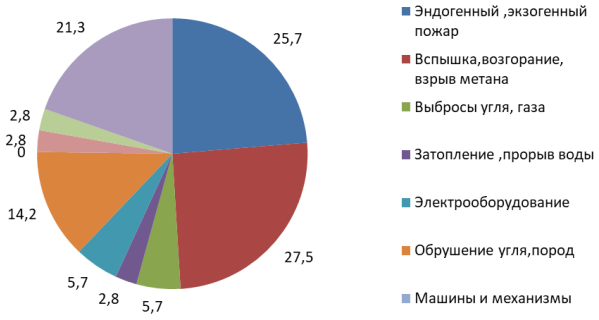


Рис. 1. Структура аварий на угольных шахтах в 2004 году

Снижение показателей аварийности и травматизма в 2017 году, связано прежде всего с проводимыми Правительством Российской Федерации мероприятиями по реструктуризации угольной промышленности, в результате которой были закрыты около 200 убыточных шахт. На угольных шахтах внедрены дегазация и многофункциональные системы промышленной безопасности. Приняты новые инструкции и федеральные нормы и правила в области промышленной безопасности, среди которых Правила безопасности в угольных шахтах. Ситуацию структуры травматизма в 2017 году отражает, диаграмма на рис. 2.

Как видно из рис.2, актуальность борьбы с эндогенными пожарами, взрывами не снижается, т.к. они от общего итога в структуре составляют 55,6%. При увеличении нагрузок на очистные забои, развиваются МФСБ на угольных шахтах, следовательно, такие же адекватные системы надо создавать и на форсмажорный случай – наступления аварий, связанных со взрывами и пожарами их локализацией и ликвидацией.

Проблемы, связанные с эндогенными пожарами, на научной основе начались изучаться еще в 1927 году в МакНИИ и позднее в НИЛ ВГСЧ в 1935 год, а в 1968 году в ВНИИГД, а на современном этапе получили развитие в 1991 году в РосНИИГД.

Исследования, связанные с проблемой борьбы с эндогенными пожарами, изучались еще ранее за рубежом. Так в 1829 году в Гамбурге был объявлен конкурс на способ механического или химического воздействия на уголь с целью предотвращения самовозгорания [3]. С этого момента началась развиваться теория самовозгорания ископаемых углей. В различное время над ней работали как зарубежные, так и отечественные ученые; химик Ю.Либих (пиритная теория), Ф.Фишер (фенольная теория) [4]. В СССР эта теория развита Б.В. Троновым [5].

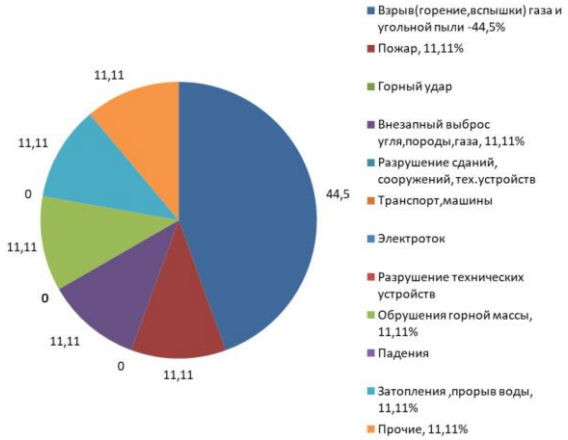


Рис. 2. Структура аварий на угольных шахтах в 2017 году

Зарубежные исследователи, англичане Уиллер, Лэмплоу, Хилл и др., в начале XX века сформулировали основные положения теории уголь-кислородных комплексов.

В СССР сформировалось два направления исследований: первые придерживались чисто химических представлений о самовозгорании угля (В.С.Крым, Н.М.Караваев и др.), второе – изучение влияния горнотехнических факторов на возникновение эндогенных пожаров (Л.Д. Шевяков, В.Ф. Парусимов и др.) [6].

Третье научное направление разработки проблемы борьбы с эндогенными пожарами представляют труды ученых, рассматривающих самовозгорания угля как химических процесс, протекающий в оптимальных физических условиях А.А. Скочинского, В.С. Веселовского, В.М. Маевской [4, 6 - 8] и др.

Кроме того, проблемам прогноза, профилактики и тушения пожаров посвящены научно-исследовательские работы ряда ученых [9 - 18] и др.

Семенов Н.Н. разработал тепловую теорию для горючих смесей с естественной температурой, с периодом индукции [19]. Существует также бактериальная теория [20], согласно которой, начальной причиной нагревания угля являются процессы жизнедеятельности бактерий, способствующих окислению органического вещества углей.

Ввиду множества теорий самовозгорания углей, то в взаимосвязи с последними существует и множество методов борьбы с эндогенными пожарами. На основе контент-анализа авторы предлагают следующую классификацию методов борьбы с пожарами на угольных шахтах (табл.1).

Таблица 1

Классификация методов борьбы с пожарами на угольных шахтах

Активные	Пассивные	Комбинированные	Инновационные
1.Тушение заливкой непосредственного очага пожара управляемой струей воды (из брандспойта)	К очагу горения прекращается доступ воздуха. 1.Изолирование очага пожара или участка, где возник пожар перемычками	Сочетание внешней изоляции участка с активными мерами. 1.Механическое или простое заливание очагов пожара суспензией – вода плюс глина и песок	Методы нового уровня (радикального) воздействия, на очаг пожара исключающие совпадения с первыми тремя методами
2.Тушение тонкораспыленной водой (туманом)	2.Закрытие всех выработок и трещин, сообщающих шахту с земной поверхностью	2.Химическое заиливание очагов пожара с добавлением к заилывающей смеси антипирогенов	1.Формировнаие системы жизнеобеспечения работников угольных шахт при локализации и ликвидации подземных пожаров, осложненных взрывами метановоздушной смеси
3.Тушение химическими огнетушителями	3.Затопление участка пожара или всей шахты в целом	3.Тушение пожаров методом гидравлической закладки и тампонажа выработки	
4.Тушение воздушно-механической пеной		4.Тушение инертными газами посредством простого заполнения ими изолированного перемычками пожарного участка	
5.Тушение с засыпкой непосредственно пламени и раскаленных масс песком, инертной пылью, глиной и тому подобными инертными породами и материалами			

6.Ешение вдуванием (пульверизация) в очаг пожара инертной пыли по трубам при помощи сжатого инертного газа			
7.Ешение посредством разборки и выемки (выбойка) очагов горения 8.тушение затоплением участка пожара или всей шахты			

В принципе, методы приведенные в табл.1, при их эффективном и активном воздействии локализируют и тушат пожар, поэтому локализацию мы представляем как процесс эффективного тушения, т.к. локализация есть ограничение действия того или иного явления.

При самом худшем исходе, когда пожар ликвидировать не удалось, то могут возникнуть взрывы метана. Для локализации взрывов метана применяют: водяные и сланцевые заслоны, также инженерные сооружения для гашения ударных волн в горных выработках: взрывогасящие, противовзрывные изоляционные и вспомогательные. Возможно, есть в «природе» и более радикальные методы воздействия на очаги аварий, в АО «НИИГД» разрабатываются концептуальные подходы решения этой проблемы. Наилучшим решением, видится создание системы жизнеобеспечения работников угольных шахт при локализации и ликвидации подземных пожаров, осложненных взрывами метановоздушной смеси [21].

Ввиду того, что взрыв может привести как к вторичному взрыву метана и угольной пыли, так и пожару, то вышеприведенные меры локализации и ликвидации могут использовать и отделения ВГСЧ.

Как уже было приведено в концепции, оперативность и результативность ВГСЧ зависит ряда факторов: мобильности средства доставки респираторщиков и пострадавших (золотой час), эффективных средств разборки завалов (многофункциональный горноспасательный комплекс), оказания первой медицинской помощи, эффективности разведки и обследование места (очага) аварии, выбора оптимального метода работы по локализации и ликвидации аварий из предлагаемой классификации (см. табл. 1), где упор делается на инновационные методы локализации пожаров и взрывов, при главной цели – спасение людей попавших в аварию и минимизация ущерба предприятию (угольной компании) .

Выводы. На основе вышеизложенного сделаны следующие выводы:

– первое, направление борьбы с эндогенными пожарами, взрывами не снижается, а становится еще более актуальным и значимым, т.к. они в общем итоге в структуре аварийности на угольных шахтах России составляют порядка 55,6%. Ввиду того, что на угольных шахтах развиваются МФСБ , то в соответствие с ними, при катастрофическом варианте развития событий ,(если эти системы не предотвратили аварию) , надо создавать адекватные системы жизнеобеспечения (такие же действенные) при наступлении аварий, связанных со взрывами и пожарами их локализацией и ликвидацией;

– второе, эффективность таких систем жизнеобеспечения работников угольных шахт в аварийной ситуации, при локализации и ликвидации подземных пожаров, осложненных взрывами метановоздушной смеси, в первую очередь определяется оперативностью и правильностью действий горного диспетчера и его связи с ВГСЧ и их дальнейшими оперативными действиями;

– третье, согласно разработанной концепции оперативность и результативность ВГСЧ зависит от ряда факторов: мобильности средства доставки респираторщиков и пострадавших (золотой час), эффективности средств разборки завалов (многофункциональный горноспасательный комплекс), оказания первой медицинской помощи, эффективности разведки и обследование места (очага) аварии, выбора оптимального метода работы по локализации и ликвидации аварий из предлагаемой классификации, при учете того, что научные исследования в данном аспекте, дадут инновационный прорывной метод борьбы с пожарами и взрывами.

В принципе для создания эффективной системы жизнеобеспечения для локализации и ликвидации аварий на угольных шахтах, связанных эндогенными пожарами, надо решить следующий комплекс задач:

1. Научно обосновать систему жизнеобеспечения работников угольных шахт при локализации и ликвидации подземных пожаров, осложненных взрывами метановоздушной смеси.

2. Разработать модели и методы количественной оценки надежности системы жизнеобеспечения работников угольных шахт при локализации и ликвидации подземных пожаров, осложненных взрывами метановоздушной смеси.

3. Разработать инновационные методы совершенствования системы жизнеобеспечения работников угольных шахт при локализации и ликвидации подземных пожаров, осложненных взрывами метановоздушной смеси.

4. Разработать методическое, техническое, организационное и информационно-мониторинговое обеспечение системы жизнеобеспечения работников угольных шахт при локализации и ликвидации подземных пожаров, осложненных взрывами метановоздушной смеси при различных уровнях аварий.

5. Провести ряд шахтных испытаний для обоснования внедрения в практику элементов системы жизнеобеспечения работников угольных шахт при возможной локализации и ликвидации подземных пожаров, осложненных взрывами метановоздушной смеси, при положительной экспертной и технико-экономической оценке.

Библиографический список

1. Отчет о деятельности Федеральной службы по экологическому, технологическому и атомному надзору в 2017 г.- 420с.

2. Программа конференции. Международная научно-практическая конференция «Поземная угледобыча XXI век» 10-14 сентября 2018 года, г. Ленинск -Кузнецкий.

3. Горбатов В.А. Безопасность работ при локализации пожаров на склонных к самовозгоранию пластах угля / В.А. Горбатов, И.М. Васенин, В.Г. Игишев. – Кемерово: Кузбассвузиздат, 2004. – 156 с.

4. Скочинский А.А. Исследования о применении антипирогенов при борьбе с рудничными пожарами / А.А. Скочинский, С.З. Макаров. – М.; Л.: Наука,1947. – 240с.

5. Тронов Б.В. Фенольная теория окисления углей // Журнал прикладной химии. – 1940. – Т.7. – Вып.13. – С.1054 –1058.

6. Веселовский В.С. Самовозгорание промышленных материалов/ В.С. Веселовский, Н.Д. Алексеева, Л.П. Виноградова и др. – М.: Наука, 1964. – 246с.

7. Скочинский А.А. Рудничные пожары/ А.А. Скочинский, В.М. Огиевский – М.: Углетехиздат, 1954. – 338 с.

8. Линденау Н.И. Происхождение, профилактика и тушение эндогенных пожаров в угольных шахтах / Н.И. Линденау, В.М. Маевская, В.Ф. Крылов. – М.: Недра, 1997. – 319 с.

9. Балтайтс В.Я. Тушение пожаров в угольных шахтах. – Госгортехиздат,1976. – 160 с.

10. Саранчук В.И. Теоретические основы самовозгорания угля / В.И. Саранчук, Х.А. Баев – М.: Недра,1976. – 150 с.

11. .Пашновский П.С. Новая технология предотвращения эндогенных пожаров в выработанных пространствах комплексно-механизированных забоев // Уголь Украины. – 1994. – №11. – С. 36–38.

12. .Глузберг Е.И. Теоретические основы прогноза и профилактики эндогенных пожаров . – М.: Недра, 1986. – 160 с.

13. .Кузьминский С.П. Научные основы профилактики эндогенных пожаров на угольных шахтах Средней Азии. – Фрунзе: Илим, 1977. – 211 с.

14. .Бонецкий В.А. Основы пожаробезопасности ведения горных работ на базе исследования аэротермодинамики обрушенных пород и деформированного массива: автореф.дис. д-ра техн.наук.- Ленинград,1984. – 37 с.

15. .Белавенцев Л.П. Аэрозольная профилактика эндогенных пожаров в угольных шахтах : автореф.дис. д-ра техн.наук. - Кемерово, 1988. – 48 с.

16. .Егошин. Разработка рациональных технологических решений для предупреждения и тушения пожаров на шахтах Кузбасса : автореф.дис. д-ра техн.наук. - Новосибирск, 1989. - 43 с.

17. .Игишев В.Г. Борьба с самовозгоранием угля в шахте. – М.: Недра, 1987. – 177 с.

18. .Портола В.А. Обоснование и разработка способов обнаружения ,локализации и контроля за ходом тушения очагов самовозгорания угля в шахтах : автореф.дис. д-ра техн.наук. - Кемерово, 2002. – 39 с.

19. .Семенов Н.Н. Тепловая теория горения и взрывов // Успехи физических наук. – 1940. – Т. 23. – С. 251 – 292 с.

20. .Скочинский А.А., Огиевский В.М. Рудничные пожары. – М.: Издательство «Горное дело» ООО «Киммерийский центр», 2011. – 376 с.

21. Голик А.С., Ярош А.С., Новоселов С.В., Попов В.Б. Система жизнеобеспечения работников угольных шахт при локализации и ликвидации подземных пожаров, осложненных взрывами метановоздушной смеси // Вестник научного центра по безопасности работ в угольной промышленности. Научно-технический журнал. – 2018. – №4. – С. 49-53.

УДК 622.85:622.271.45

ВЫСОКОЭФФЕКТИВНЫЕ ИНЖЕНЕРНЫЕ РЕШЕНИЯ ПО ПРЕДОТВРАЩЕНИЮ ПОЖАРОВ НА УГОЛЬНЫХ РАЗРЕЗАХ ВОСТОЧНОЙ АВСТРАЛИИ

[1, 2] д.т.н. Зеньков И. В.

1 - Сибирский государственный университет науки и технологий им. академика М. Ф. Решетнёва, г. Красноярск, Россия

2 - Институт вычислительных технологий СО РАН, г. Новосибирск, Россия

Аннотация. В статье представлены инженерные решения, практическая реализация которых позволяет на угольных разрезах Австралии существенно снизить риск возникновения возгораний угольных пластов при их разработке.

Ключевые слова: Австралия, штаты Квисленд и Виктория, открытая угледобыча, угольные разрезы, возгорание угольных пластов, профилактика пожаров, противопожарные мероприятия.

К настоящему времени Австралия уверенно занимает одно из лидирующих позиций в мире по добыче угля открытым способом. Вместе с тем, большие площади вскрытого угля являются реальной угрозой возникновения масштабных пожаров на угольных разрезах, при возникновении которых происходит гибель людей, уничтожение горнотранспортного оборудования, а также сокращение вскрытых запасов угля, подготовленного к выемке. На территории Австралии все угольные разрезы можно условно разделить на две группы – разрезы, отрабатывающие мощные (до 80 м) пласты бурого энергетического угля на юго-востоке материка в штате Виктория; разрезы, работающие на горизонтальных или слабонаклонных пластах вдоль восточного побережья в штатах Квинсленд и Новый Южный Уэльс. Некоторые разрезы из последней группы находятся в долинах рек Макензи и Досон.

На разрезах, входящих в первую группу угольные пласты разрабатывают 3-4 уступами с применением роторных экскаваторов большой единичной мощности и транспортировкой угля по забойным конвейерам. При этом площадь вскрытого угля может достигать 180 га и более (разрез «Траралгон Восток»). На этом разрезе реализовано надежное решение, позволяющее на всем пути угля из забоя до котлов тепловых станций резко снизить риск его возгорания. Вдоль всех забойных конвейеров проложены трубы, в которые под давлением подается вода. Через вращающиеся сопла происходит орошение поверхности угольного пласта и всего того, что находится на его поверхности (на рис. 1 в центре). Площадь орошения пласта с одной трубы составляет 15 га. Это достигается за счет расположения сопел через 45-50 м. Давление воды в трубе обеспечивает дальность разлета водяной струи не менее 50 м. В полосе орошения находится угольный конвейер. Период интенсивного полива пластов – с декабря по май.

Рис. 1. Орошение поверхности угольного пласта на разрезе «Траралгон Восток»

Угольные пласты горизонтального и наклонного залегания мощностью до 25 м разрабатывают блоками протяженностью 1,1-1,8 км каждый. На самом протяженном разрезе в мире «Моранба» длиной 50 км фронт горных работ разбит на 34 блока. Организация горных работ предусматривает разработку вскрытого пласта не на всем его протяжении. Часть блоков с горно-геологическими характеристиками, обеспечивающими наилучшие технико-экономические показатели разреза, находится в разработке, а другая часть – в затопленном состоянии во избежание возникновения возгорания угольного пласта. В ситуации, когда в разрабатываемых блоках происходит ухудшение горно-геологических характеристик пластов, из блоков, находящихся в затопленном состоянии, откачивается вода с переливом в блоки, в которых накануне производилась добыча угля. Такой порядок отработки карьерных полей является типичным для угольных разрезов Австралии. На рис. 2 показан разрез «Кианга» протяженностью 25 км, где часть блоков разрабатывается, а часть находится в затопленном состоянии.

Рис. 2. Угольный разрез «Кианга» на снимке из космоса

Только в одном блоке протяженностью 1,5 км, площадь откоса угольного уступа и основания отработанного пласта может достигать 150000 м^2. На разрезе «Кианга» восемь блоков общей протяженностью 13 км являются рабочими, а 21 блок длиной в диапазоне 380-1100 м, находится в затопленном состоянии. По нашей оценке, объем воды в техногенных водоемах составляет не менее 18 млн. м^3. Время на перемещение воды между блоками зависит от количества и производительности насосов.

Выводы. Таким образом, следует отметить экономическую целесообразность внедрения подобных мероприятий по снижению риска возгорания угольных пластов в угледобывающем секторе Австралии, что может быть рекомендовано для российских угольных разрезов, где были случаи масштабного горения угольных пластов (разрез «Уртуйский», Бурятия, 2012 г.).

УДК 622.279.34

ПОВЫШЕНИЕ ЭФФЕКТИВНОСТИ ДЕГАЗАЦИОННЫХ МЕРОПРИЯТИЙ ПОСРЕДСТВОМ ИМПУЛЬСНОГО НАГНЕТАНИЯ ВОДЫ В УГОЛЬНЫЙ ПЛАСТ

к.т.н. Плаксин М.С., Родин Р.И.
Федеральный исследовательский центр угля и углехимии СО РАН, г. Кемерово, Россия

Аннотация. В работе проведен анализ известных дегазационных мероприятий и их эффективности. Представлены возможные пути повышения продуктивности дегазации угольных пластов. В частности, рассмотрен вариант интенсификации дебита метана с применением способа нагнетания жидкости в угольный пласт в импульсном режиме для создания дополнительной поверхности газоотдачи. Прогнозируется процесс метановыделения на основе современных представлений о состояниях метана в угольном пласте.

Ключевые слова: угольный пласт, дегазация, метан, импульсный гидроразрыв.

В публикации рассмотрена проблема низкой эффективности дегазационных мероприятий при подготовке выемочного участка к очистным работам. Решение указанной проблемы напрямую влияет на повышение уровня безопасности ведения горных работ по газовому фактору. Поднимая вопрос низкой эффективности дегазации, необходимо, в первую очередь, обратиться к практике пластовой предварительной дегазации. При данном способе дегазации, в случае проведения ее в зоне предварительного гидроразрыва, по схеме с перекрещивающимися скважинами согласно нормативной документации коэффициента дегазации может достигать 0,5 [1]. Однако для достижения такого результата необходимо создание технологии и средств поинтервального гидроразрыва, которые смогут обеспечит равномерную обработку выемочного столба.

В настоящее время на шахтах Кузбасса активно внедряют способ бурения направленными дегазационными скважинами [2]. Объем извлеченного метана при бурении указанным способом в два раза выше, чем при применении традиционной схемы бурения. Применение традиционных схем бурения на практике [3] приводит в среднем лишь к извлечению 10 % метана от общего количества, заключенного в угольном пласте. Дело в том, что угольный пласт в неразгруженном состоянии имеет низкую проницаемость и практически не отдает газ в дегазационные скважины, а реализует свой газовый потенциал при его отработке после снятия нагрузки и образования новой поверхности газоотдачи в процессе разрушения.

Мировой опыт [4] также, как и российский [5], говорит о том, что проницаемость пласта уменьшается с увеличением глубины залегания пласта, и самым эффективным способом повышения проницаемости является отработка защитных пластов, который приводит к снижению геостатических напряжений в пласте. Однако, применение такого способа не всегда возможно ввиду геологических особенностей отрабатываемого участка.

В работе [6] отмечается, что продолжительная десорбция позволяет повысить проницаемость пласта не только существенным развитием зоны влияния скважины, но и снижением механической прочности угля вплоть до частичного разрушения. Таким образом, для повышения проницаемости угольного пласта необходима его системная дезинтеграция.

В зарубежных исследованиях [7, 8] процессов адсорбции и десорбции в угле и их влиянии на механические свойства при бурении скважины отмечают, что при повышении давления свободного газа в кливаже, вследствие перераспределения напряжений в окрестности скважины, происходит сжатие угольной матрицы и снижение адсорбции. Это свидетельствует о том, что на микроуровне давление газа имеет большое влияние на изменение проницаемости, а, следовательно, и на характер метановыделения.

В работе [9] приводится классификация насыщения угля водой. Отмечается, что гравитационная вода заполняет в угольном пласте только крупные трещины и пустоты размером 0,5 - 5 мк и более (объем пустот 10 - 15%). Около 10 - 20% объема пустот заполняется под влиянием капиллярных сил (капиллярное насыщение). Адсорбционно-связанной жидкостью заполняется порядка 50 - 70%. Для адсорбционно насыщения угля может понадобиться от нескольких секунд до нескольких суток. До 10 - 15 % пустот и вовсе не заполняются водой вследствие неуправляемости фильтрационными процессами и наличием замкнутых пустот. Результаты исследования говорят о том, что для перехода от гравитационного насыщения угля к капиллярно-адсорбционному заполнению пустот необходимо многократное нагнетание воды с максимальной плотностью фильтрационного потока и образование новых фильтрующих трещин посредством гидродинамических импульсов.

Решая вопросы эффективности дегазационных мероприятий, необходимо учитывать и современные представления [10] о формах существования метана в пласте. Он содержится в трех состояниях: свободном, адсорбированном и по типу твердого углегазового раствора (ТУГР). С увеличением глубин доля метана в состоянии по типу ТУГР 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 адсорбированного 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 обусловливает невысокую скорость выделения метана в скважины. Но распад ТУГР при снижении напряжений интенсифицирует процесс диффузии, повышая градиент давления, необходимый для роста скорости фильтрации.

Отдельно стоит отметить влияние метаморфизма на проницаемость углей. В [11] указано, что снижение выхода летучих веществ приводит к повышению объема микропор и сорбционной метаноемкости, т.е. росту потенциальной возможности для транспортировки газа внутри блока угля. В работе [12] говорится о сложности теоретической оценки фильтрации газа через матрицу угля, которая заключается в наличие влаги и сорбционной взаимосвязью угля с метаном.

Представленная оценка подчеркивает актуальность и сложность решения задач по повышению эффективности 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 [13, 14].

Анализ способов воздействия на угольный пласт с целью интенсификации дегазации показал, что наиболее приемлемыми являются технологии, направленные на создание высоких физических нагрузок на пласт водой, воздухом, различными газами, а также виброволновое воздействие, т.е.

изменение природного напряженного состояния массива. Многие из них существенно различаются в деталях осуществления, например, скважина воздействия может располагаться как на поверхности, так и в подземной горной выработке. Также стоит отметить такие способы повышения газопроницаемости, как подработка и надработка дегазируемого угольного пласта, обработка углеметановых пластов кислотами, тепловое и электрогидравлическое воздействия.

Возможность выбора способа воздействия на пласт зависит от условий его отработки. Например, воздействие через скважину с поверхности приводит к большим материальным 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 высоконапорного увлажнения угольного пласта с элементами гидроразрыва угольного пласта через дегазационные скважины [1]. При этом необходимо уделять внимание предварительной оценке напряженного состояния массива для расчета оптимальных параметров гидроразрыва угольного пласта [15]. Данную проблему возможно решить при использовании измерительного гидроразрыва [16]. В источнике [17] отмечается, что для достижения эффективного дебита из скважины необходимо выполнение гидроразрыва с применением песка (проппанта).

На рис.1 представлен график изменения давления подаваемой воды и ее расхода при высоконапорном увлажнении пласта с элементами гидроразрыва в общем виде. В результате выполнения процесса высоконапорной подачи воды в пласт на этапе 1 создается сеть магистральных трещин, что приводит к формированию в трещинах градиента давления свободного газа и способствует фильтрационному потоку к обнаженной поверхности угольного пласта, на этапе 2 происходит вскрытие закрытых микротрещин и закупоривая микропор (т.е. режим нагнетания переходит преимущественно к режиму фильтрации воды), что приводит к снижению газовыделения, как в период дегазации пласта, так и в момент разрушения угля при его механической отбойке [18].

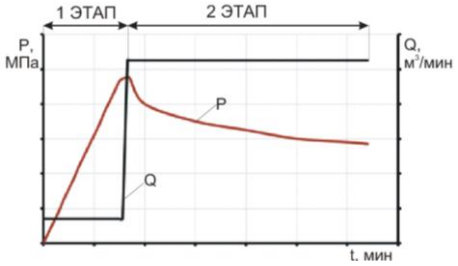
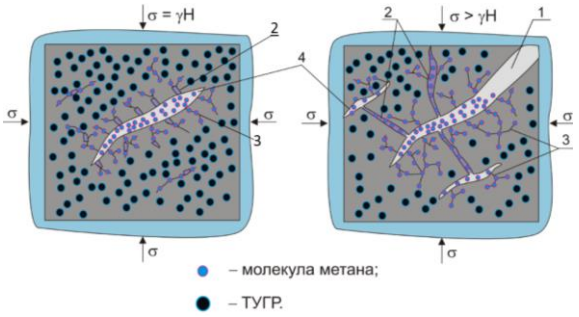


Рис.1. Изменение давления подаваемой жидкости и ее расхода в результате выполнения высоконапорного увлажнения пласта с элементами гидроразрыва [19]

На рис. 2 показана схема процесса изменения физического состояния углеметанового геоматериала. Слева на рис. 2 представлена модель блочного состояния угля в нетронутом массиве. Справа на рис. 2 отражен результат выполнения высоконапорного увлажнения с элементами 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, созданная давлением воды; 2 – макропоры; 3 – микропоры; 4 – видимые поры и трещины

Рис. 2. Схематическое представление о физическом состоянии углеметановых геоматериалов с изменением пористости в угольном пласте до и после выполнения гидроразрыва

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, что высокая эффективность дегазации метана из скважин может быть обусловлена высокой газопроницаемостью ее призабойной зоны [17], где имеется высокая фильтрационная способность пласта благодаря наличию механической разгрузки.

Для повышения эффективности применения гидроразрыва с целью достижения высокой газоотдачи угольного пласта необходимо:

- проводить целую «серию гидроразрывов» по длине одной скважины [18], исключая этап 2 (рис.1);
- проводить его в импульсном режиме нагнетания жидкости [19], разрушая берега трещин;
- повышать газоотдачу трещины гидроразрыва посредством применения проппанта [15].

В работе [20] 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 характерно для угольного пласта.

Ожидаемый результат при применении импульсного режима при гидроразрыве угольного пласта:

- развитие пор и трещин путем их интеграции, что приведет к интенсификации выделения свободного и сорбированного метана в режиме фильтрации;

- разрушение берегов трещин с выносом разрушенных частиц потоком жидкости в скважину, что приводит к увеличению механической разгрузки берегов трещин.

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.

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. 3).

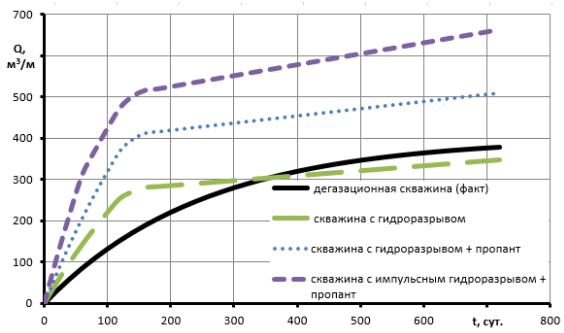


Рис. 3. График притока метана за время работы типичной дегазационной скважины и ожидаемый эффект от применения средств интенсификации процесса газоотдачи

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 в 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.

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. По нашим представлениям, импульсный режим нагнетания жидкости разрушит берега микротрещин и не даст возможности после снятия давления воды им «замкнуться». Применение проппанта, в частности песка, будет способствовать току метана в области макропор.

Выводы. Система «уголь–метан» является сложнейшим малоизученным природным геоматериалом с позиции исследования фильтрационных характеристик, научные исследования до сих пор вынуждены при разработке мер по снижению газовой и газодинамической опасности опираться на горно-экспериментальные данные.

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.

Изменение природного напряженного состояния в угольном массиве способствует передачи необходимого количества энергии в систему «уголь-метан» для активизации процесса распада ТУГР у берегов щели гидроразрыва. Дальнейший распад будет частично поддерживаться энергией диссипации ТУГР.

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. Черепов, А.А. Метану в шахте не место // Федеральный научно-практический журнал «Уголь Кузбасса» – 2018. - №3. - С.4-5

3. Родин, Р.И. Эффективность дегазации шахт Кузбасса // Вестник научного центра по безопасности работ в угольной промышленности. – 2011. – №2-2 – С.116-119.

4. Pinkun, G. Permeability prediction in deep coal seam: a case study on the No. 3 coal seam of the Southern Qinshui Basin in China / G. Pinkun, C. Yuanping // The Scientific World Journal. 2013. P.10.

5. Мазаник, Е.В., Усовершенствованная технология предварительной дегазации угольных пластов на основе их гидроразрыва / Е.В. Мазаник, А.В. Понизов, А.П. Садов, С.В. Сластунов // Знание. – 2016. – №5-1(34). – С.111-116

6. Moore, R.L. History matching and permeability increases of mature coalbed methane wells in San Juan Basin / R.L. Moore, D. Loftin, I. Palmer // SPE Asia pacific oil and gas conference and exhibition, 20-22 September 2011, Jakarta, Indonesia.

7. Espinoza, D. N. Desorption-induced shear failure of coal bed seams during gas depletion / D. N. Espinoza, J.-M. Pereira, M. Vandamme, P. Dangla, S. Vidal-Gilbert // International Journal of Coal Geology 137. 2015. pp.142-151.

8. Espinoza, D.N. A transverse isotropic model for microporous solids - Application to coal matrix adsorption and swelling / D.N. Espinoza, M. Vandamme, P. Dangla, J.-M. Pereira, S. Vidal-Gilbert // Journal of Geophysical Research Solid Earth 118. 2013. pp.6113-6123.

9. Панов, Г.Е. Исследования процессов адсорбционного и капиллярного насыщения ископаемых углей в связи с эффективностью предварительного увлажнения // Сборник трудов всесоюзного научно-технического совещания по методам нагнетания воды в угольные пласты, состоявшегося в гор. Кемерово 3-4 июля 1963 г.. - М.: Недра, 1965. – С.218-225.

10. Диплом на открытие №9. Свойство органического вещества образовывать с газами метастабильные однофазные системы по типу твердых растворов / А.Д. Алексеев, А.Т. Айруни, Ю.Ф. Васючков, И.В. Зверев, В.В. Синолицкий, М.О. Долгова, И.Л. Эттингер – Акад. ест. наук, Ассоц. авт. науч. откр. от 10.11.1994, рег. №16, Москва. – 3 с.

11. Эттингер, И.Л. Газоемкость ископаемых углей – Москва: Недра, 1966. – 223 с.

12. Кузнецов, С.В. Природная проницаемость угольных пластов и методы ее определения /

С.В. Кузнецов, Р.Н. Кригман. – Москва: Наука, 1978. – 122 с.

13. Полевщиков, Г.Я. Основы эффективной разработки углеметановых месторождений Кузбасса / Г.Я. Полевщиков, Е.Н. Козырева, М.В. Шинкевич, О.В. Брюзгина // Вестник Кузбасского государственного технического университета. – 2011. – № 3. – С. 8 – 11.

14. Малышев, Ю.Н. Фундаментально-прикладные методы решения проблемы угольных пластов / Ю.Н. Малышев, К.Н. Трубецкой, А.Т. Айруни. – М.: ИАГН, 2000. – 519

15. 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.

16. 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 // ГИАБ. – 2016. – №6. – С. 381-388.

17. Gray, I, 2002 Dartbrook low permeability zones, Sigra Pty Ltd, Report to Dartbrook Coal Pty Ltd, Job number 35.

18. 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.

19. Венгер, В.Г. Применение технологии гидроразрыва для эффективной дегазации в условиях лавы 555 ш. «Чертинская-Коксовая» / В.Г. Венгер, Е.А. Разумов, Е.А. Зеляева, Т.О. Григорьева // ГИАБ. – 2018. – Специальный выпуск № 49. – С. 117 – 125.

20. Брюков, Ю.М. Проблемы техногенных газодинамических явлений / Ю.М. Бирюков, А.А. Пименов, Р.Р. Ходжаев. – Калининград: КГТУ, 2005. – 200 с.

21. 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.

22. 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.

23. 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.

24. Васючков, Ю.Ф. Использование вибрации как способа управления газодинамическим состоянием угольного массива / Ю.Ф. Васючков, М.В. Павленко // ГИАБ. – 2004. – № 8. – С. 49 – 54.

УДК 622.279.34:543.051

ОСНОВЫ СОЗДАНИЯ ИННОВАЦИОННОГО МЕТОДА ОПРЕДЕЛЕНИЯ ПРИРОДНОЙ ГАЗОНОСНОСТИ УГОЛЬНЫХ ПЛАСТОВ

к.т.н. Плаксин М.С., к.т.н. Козырева Е.Н., Родин Р.И.
Федеральный исследовательский центр угля и углехимии СО РАН, г. Кемерово, Россия

Аннотация. В статье рассматривается вопрос, посвященный основам создания метода и устройства замера газоносности угольного пласта, обладающего высокой точностью. Предлагается создание устройства, обеспечивающего полный замер содержащегося в угольной пробе газа с момента ее выбуривания (при бурении шпура на расстоянии 4-6 метров от кромки пласта в забое подготовительной выработки) и до герметизации в термобарометрическую колбу (штыбоприемник). Отмечается ценность результатов, полученных с помощью термобарометрических колб.

Отдельно рассматриваются требования, предъявляемые к переносному расходомеру, устройству для замера и фиксирования информации о потоке газа при бурении шпура по угольному пласту. Отмечены ожидаемые трудности определения объема газа, выделяющегося с поверхности скважины из общего объема газа, замеренного при бурении шпура.

Кроме отмеченной производственной выгоды, разрабатываемое устройство позволит получать до 20 газокинетических и газодинамических характеристик угля, что позволит получить новые знания о природе углеметанового вещества.

Ключевые слова: газоносность угольного пласта, газообильность выработок, безопасность горных работ, подготовительная выработка, газокинетическая реакция угольного пласта, расходомер, бурение шпура.

При отработке газоносных угольных пластов подземным способом угледобывающие предприятия в России и в мире сталкиваются с проблемой повышенного содержания метана в рудничной атмосфере, которая, в свою очередь, усугубляется с увеличением глубины их залегания. Для расчета параметров вентиляции, обеспечивающих требуемое процентное газосодержание в атмосфере выработки, необходимо прогнозировать ее газообильность. При этом «качество» прогноза напрямую зависит от определения величины природного содержания метана в угле.

При разработке методов определения безопасных условий ведения горных работ большое внимание уделяется «порядку» точности входящих в алгоритм параметров. При этом чем ниже точность, тем выше должен быть «коэффициент запаса». Определяющим значением при расчете газообильности горных выработок, проводимых по угольному пласту, является природная газоносность угля. Уточнение газоносности необходимо с той позиции, что газовый фактор является основным препятствием повышения производительности горных работ на угольных шахтах.

В связи с этим оперативное определение газоносности угольных пластов для уточнения данных геологической разведки послужит дополнительной основой для принятия оптимального технологического решения, расчета вентиляционных и дегазационных систем шахты.

В настоящее время в России, согласно [1], для определения газоносности в основном применяется прямой [2] и косвенный методы [3]. Проблема применения косвенного метода заключается, в первую очередь, в соблюдении термодинамических условий, которые соответствовали бы природным условиям угольного пласта.

На достоверность определения газоносности прямым методом большое влияние имеет время подъема угольного керна до его герметизации. В работе [4] отмечается, что наиболее распространенный метод прямого определения природной газоносности с применением специальных колонковых снарядов и выбуриванием керна не приводит к снижению потерь, так как интенсивное снижение действовавших в нем напряжений с формированием давления свободного газа приводит к развитию микро-, а затем макротрещин в керне и соответствующему увеличению скорости выделения метана. При этом время выбуривания керна до его герметизации на порядок выше времени выбуривания такой же массы разрушенного угля. В результате формируется значительный объем упущенного (не замеренного) газа и при расчете газоносности сильно страдает точность определения.

В качестве зарубежных методик по определению газоносности углей можно отметить, например, десорбционный метод, утвержденный Горным Бюро США [5], Институтом Исследований Газа [6], метод медленной десорбции согласно австралийскому стандарту AS 3980 1999 [7].

Для прямого определения газоносности угольного пласта компания DMT GmbH & Co предлагает выбуривать разрушенный уголь при помощи бурового оборудования с пневматическим приводом и полых буровых штанг [8]. Для отбора пробы с определенной глубины скважины производится отсасывание угля через полые буровые штанги.

Этот процесс осуществляется при помощи эжектора, который устанавливается между бурильной колонной и источником сжатого воздуха. Перенос буровой мелочи от забоя скважины до сборочной емкости эжектора занимает несколько секунд. Применение данного оборудования позволяет производить отбор проб с расстояния более 20 м от забоя выработки, что обеспечивает извлечение угля с ненарушенным содержанием газа.

Однако в процессе отбора не происходит прямого замера потери газа из угля с момента его разрушения до герметизации. Таким образом оценка газоносности угля идет по данным, полученным уже после герметизации образца разрушенного угля в процессе лабораторных испытаний. Данный метод позволяет оперативно оценить риски возникновения газодинамических явлений на основе установления аномальных зон на выемочном участке.

В источнике [9] представлена модель (рис. 1) изменения газоносности пласта и остаточной газоносности отбитого угля во времени от начала ведения работ по предварительной дегазации пласта до момента удаления отбитого угля за пределы участка.

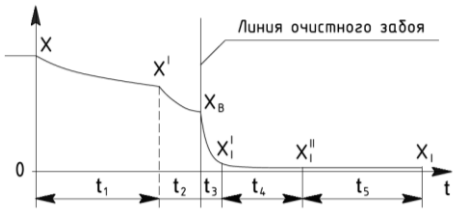


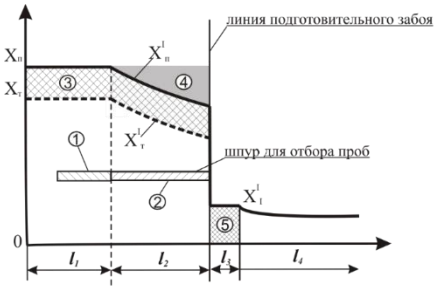
Рис. 1. Модель изменения газоносности пласта X и отбитого угля во времени t [9]

Данная модель отлично коррелируется с современным представлением о формах существования метана в угле [10]. А именно интенсивного выделения метана в результате снижения или полного снятия геостатических напряжений в процессе отработки угольного пласта и запуска механизма распада твердого углегазового раствора. В модели интервал времени t_1 характеризует снижение природной газоносности под влиянием применения предварительной дегазации. Стоит отметить, что данное снижение возможно и под воздействием процессов над и подработки пласта, а также других средств, направленных на заблаговременное или предварительное изолированное извлечение метана угольного пласта. Интервал времени t_2 относится к процессу снижения газоносности пласта в результате приближения линии очистного забоя и значительной разгрузки от горного давления в условиях усиленного трещинообразования в призабойной части. В период времени t_3 происходит значительное снижение газоносности угля до остаточной газоносности отбитого в лаве угля. За время t_4 происходит снижение газоносности в пределах выемочного участка в процессе транспортировки отбитого угля. Время t_5 характеризует дальнейшее незначительное снижение газоносности угля за пределами выемочного участка шахты. Основными параметрами, определяющими газовыделение из отрабатываемого пласта в забое, являются его газоносность в зоне выемки Хв и остаточная газоносность отбитого угля X_I^I.

Согласно данной модели для определения природной газоносности угля необходимо отбирать пробы за зоной влияния забоя выработки в интервале X и X^I на участке пласта, не подвергающемуся влиянию предварительной дегазации. В противном случае возможно установить лишь технологическую газоносность пласта.

Оптимальным местом для определения природной газоносности угля является призабойная часть подготовительной выработки (рис. 2) по следующим причинам.

1. Сравнительно небольшое расстояние от кромки забоя выработки до участка угольного пласта с природной газоносностью (от 4 м).
2. Позволяет проводить исследования газокинетических характеристик пласта в его призабойной части до зоны опорного давления, что имеет большое значение для решения вопросов, связанных с газодинамическими явлениями.

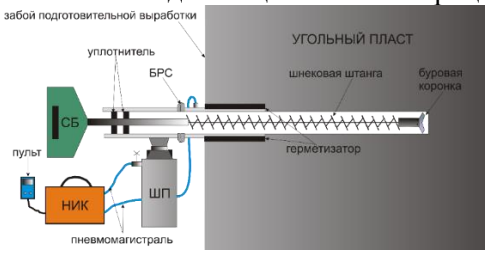


1 – зона определения природной (технологической) газоносности
2 – зона оценки газокинетических и газодинамических характеристик призабойной зоны пласта
3 – зона эффективности дегазационных мероприятий
4 – зона активного снижения газового потенциала пласта
5 – зона отбитого угля

Рис. 2. Модель изменения природной $X_п$ и технологической $X_т$ газоносностей по длине подготовительной выработки

Исходя из вышеуказанного, для разработки прямого метода замера газоносности необходима разработка спецоборудования, позволяющего производить полный замер газа с момента снижения природных напряжений в угле при отборе проб угля до их герметизации.

На рис. 3 и 4 представлены принципиальная и пневматическая схемы устройства, позволяющего выполнять замеры полного объема выделяющегося газа в процессе бурения интервала шпура.



СБ – сверло бурильное; ШП – штыбоприемник (либо ТБК); НИК – носимый измерительный комплекс; БРС – быстроразъемное соединение

Рис. 3. Принципиальная схема устройства для оперативного измерения газоносности угля

Пробы отбираются при бурении шпуров в забой подготовительной выработки на глубине 4-6 м от кромки пласта, при условии, что скорость подвигания забоя выработки составляет более 3,5 м/сут за последние 5 сут.

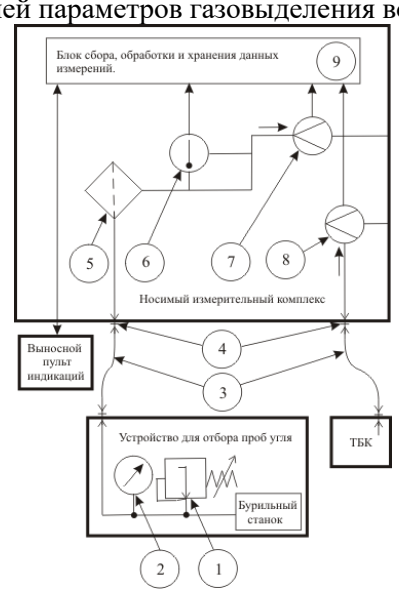
Далее описаны основные этапы замера газоносности угольного пласта.

1. Подготовительный этап.

Данный этап включает такие технологические операции как выбор мест отбора проб по площади забоя, выбуривания ниши для установки оборудования в угольном массиве, подключение и настройка электрооборудования.

2. Этап отбора проб.

После установки устройства бурится шпур глубиной 4 м без отбора проб, но с замером параметров газокинетической реакции угольного пласта через вновь образованную поверхность шпура. Далее выполняется два цикла поинтервального бурения протяженностью по 1 м с отбором и герметизацией проб, а также с фиксацией параметров газовыделения во время бурения.



1 – клапан предохранительный сбросовый; 2 – манометр; 3 – шланг гибкий газовый; 4 – легкоразъемный газовый штуцер; 5 – фильтр воздушный; 6 – датчик температуры газа; 7 – расходомер большого потока (0,5-25 л/мин); 8 – расходомер малого потока (0-2 л/мин); 9 – блок электроники

Рис. 4. Пневматическая схема устройства отбора проб угля и измерения газоносности

Отбор проб в виде штыба выполняется в специально разработанные термобарометрические колбы (ТБК) (либо штыбоприемник) [11], время с момента отбойки угля до момента герметизации составляет 40-100 с. Отобраны более 100 проб угля с использованием ТБК (рис. 5) на шахтах Кузбасса, получены научные результаты [12], которые сопоставимые с мировыми [13 - 15].

Рис. 5. ТБК (штыбоприемник) в разборе и разрезе

3. Этап выполнения лабораторного анализа.

После отбора проб в шахтных условиях, ТБК с пробами доставляются в лабораторию и помещаются в термостат. Далее выполняется ряд операций по определению остаточной газоносности пробы, включающий ступенчатые выпуски газа из ТБК и технический анализ проб угля.

4. Этап расчетов.

Наибольшую сложность разрабатываемого метода представляет определение объема газа выделившегося в процессе разрушения пробы угля, поскольку значительную долю газа, учитываемую расходомером, составляет метан с поверхности шпура. Разделение потоков при расчетах планируется выполнять, основываясь на современных представлениях о состоянии пласта в приконтурной его части [16, 17] и газокинетических характеристиках угля, полученных при разработке шпурового метода прогноза [18, 19].

Расчет газоносности пласта (пробы) выполняется по формуле

$$\chi_{пл} = (\frac{V_1 - V_2}{m_n}) + \chi_{прб}, \text{ см}^3/\text{г с.б.м.},$$

где V_1 – общий объем газа, выделившийся при бурении интервала шпура, см^3; V_2 – объем газа, выделившийся со стенок шпура при отборе пробы, см^3; m_n – масса пробы, г с.б.м. ; $\chi_{прб}$ – остаточная газоносность после герметизации пробы угля, см^3/г с.б.м.

Замеры объемов газа возлагаются на совместную разработку Института угля ФИЦ УУХ СО РАН и Института физики полупроводников СО РАН – носимый измерительный комплекс (НИК). НИК предназначен для измерения и фиксации динамики расхода метана из шпура, посредством электронных датчиков и автономной микропроцессорной системы. Отличительной особенностью устройства НИК является возможность настройки различных измерительных диапазонов расхода газовой смеси, что позволяет избежать влияние погрешностей на результаты измерения. Вторая особенность – возможность одновременного выполнения независимого измерения двух потоков газа: потока из пробы в штыбоприемнике и с поверхности шпура.

На рис. 6 представлен экспериментальный образец устройства для отбора проб угля и измерения газоносности. Устройство состоит из сверла бурильного (рис.6 в) и двух разработанных узлов: устройства отбора проб (рис.6 а) и носимого измерительного комплекса (рис.6 б). На момент написания публикации производится подготовительная работа по созданию стенда согласно программе и методики проведения лабораторных испытаний устройства.

а

б

в

Рис. 6. Устройство для оперативного измерения газоносности угольного пласта и мониторинга его газодинамических (энергетических) показателей: а – устройство отбора проб; б – носимый измерительный комплекс; в – сверло бурильное

Выводы. Подводя итог, в результате выполненной работы, кроме производственной выгоды в виде устройства и метода для высокоточного замера газоносности угольного пласта, необходимо отметить научную пользу. Разрабатываемое устройство позволит получать до 20 газокинетических и газодинамических характеристик угля, что позволит получить новые знания о природе углеметанового вещества.

Благодарности. Статья подготовлена при финансовой поддержке Министерства науки и высшего образования Российской Федерации в рамках Федеральной целевой программы «Исследования и разработки по приоритетным направлениям развития научно-технологического комплекса России на 2014-2020 годы»; проект «Разработка технологии эффективного освоения угольных месторождений комплексом с роботизированным управляемым выпуском подкровельной толщи» (Соглашение №14.604.21.0173, Уникальный идентификатор Соглашения RFMEFI60417X0173).

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. Рекомендации по определению газоносности угольных пластов. Серия 05. Выпуск 48. – Закрытое акционерное общество «Научно-технический центр исследований проблем промышленной безопасности», 2017. – 44 с.

3. Потокина, Р.Р. Лабораторные методы определения газоносности угольных пластов / Р.Р. Потокина, Н.В. Журавлева, З.Р. Исмагилов // Химия в интересах устойчивого развития. – 2013. – Т. 21. № 5. – С. 519-523.

4. Полевщиков, Г.Я. Оценка влияния напряжений на газоносность приконтурной части пласта / Г.Я. Полевщиков, Е.Н. Козырева, А.А. Рябцев, Р.И. Родин, Е.С. Непеина, Е.М. Цуран // Вестник Научного центра по безопасности работ в угольной промышленности. – 2016. – № 1. – С. 16-24.

5. Diamond, W. P. Direct method determination of the gas content of coal – Procedures and results: U.S. Bureau of Mines Report of Investigations 8515 / W.P. Diamond, J.R. Levine // 1981. 36 p.

6. McLennan, J. D. A Guide to Determining Coalbed Gas, Gas Research Institute Report GRI-94/0396 / J.D. McLennan, P.S. Schafer, T.J. Pratt // Chicago, Illinois. 1995. 123 p.

7. Standards Association of Australia, 1999, Australian Standard AS. 3980–1999: Guide to the Determination of Gas Content of Coal Seams. Direct Desorption Method, North Sydney, NSW.

8. Imgrund, T. Relaxation and gas drainage boreholes for high performance longwall operations in low permeability coal seams / T. Imgrund, F. Bauer // Mining Report, 149. 2013. pp. 159-166.

9. Руководство по проектированию вентиляции угольных шахт // – Макеевка-Донбасс. – 1989. – 320 с.

10. Диплом на открытие №9. Свойство органического вещества образовывать с газами метастабильные однофазные системы по типу твердых растворов / А.Д. Алексеев, А.Т. Айруни, Ю.Ф. Васючков, И.В. Зверев, В.В. Синолицкий, М.О. Долгова, И.Л. Эттингер – Акад. ест. наук, Ассоц. авт. науч. откр. от 10.11.1994, рег. №16, Москва. – 3 с.

11. Патент РФ № 2526962, 27.08.2014. Полевщиков Г. Я., Рябцев А. А., Непеина Е. С., Цуран Е. М., Титов В. П., Ванин Е. А., Мельгунов М.С., Назарова Л.А., Назаров Л.А. Способ определения газокинетических характеристик угольного пласта. 2013. Бюл. № 24.

12. Козырева, Е.Н. Влияние температуры на сорбционную метаноемкость коксующихся углей Кузбасса / Е.Н. Козырева, Е.Н. Непеина, М.В. Шинкевич // Кокс и химия. – 2018. – № 3. – С. 38-42.

13. Liu, S. A new theoretical approach to model sorption induced coal shrinkage or swelling / S. Liu, S. Harpalani // AAPG Bulletin. 2013. Vol. 97. No. 7. pp. 1033-1049.

14. Bo, Li. A method of determining the permeability coefficient of coal seam based on the permeability of loaded coal / Li Bo, Wei Jianping, Wang Kai, Li Peng, Wang Ke // International Journal of Mining Science and Technology. 2014. Issue 5. Vol. 24. pp. 637-641.

15. Espinoza, D. N. Desorption-induced shear failure of coal bed seams during gas depletion / D. N. Espinoza, J.-M. Pereira, M. Vandamme, P. Dangla, S. Vidal-Gilbert // International Journal of Coal Geology 137. 2015. pp. 142–151.

16. Мурашев, В.И. Разработка научных основ безопасного ведения горных работ в угольных шахтах на основе исследования геомеханических процессов: Дис. д.т.н. – М., 1980. – 36 с.

17. Курленя, М.В. Проблемы нелинейной геомеханики / М.В. Курленя, В.Н. Опарин // ФТПРПИ. – 1999. –№3. – С. 12-26.

18. Зыков, В.С. Внезапные выбросы угля и газа и другие газодинамические явления в шахтах. – Кемерово: Институт угля и углехимии СО РАН, 2010. – 333 с.

19. Полевщиков, Г.Я. Физико-химическая основа внезапности динамических газопроявлений в угольных шахтах / Г.Я. Полевщиков, Е.Н. Козырева, Т.А. Киряева // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2004. – №8. – С. 81-87.

УДК 622.831

ОБОСНОВАНИЕ БЕЗОПАСНЫХ (ПО ГАЗОВОМУ ФАКТОРУ) ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ ПАРАМЕТРОВ ОЧИСТНЫХ И ПОДГОТОВИТЕЛЬНЫХ ЗАБОЕВ НА ОСНОВЕ ОПЕРАТИВНОГО ИЗМЕРЕНИЯ ГАЗОНОСНОСТИ УГОЛЬНОГО ПЛАСТА

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

Аннотация. В статье показано влияние изменчивости газоносности угольного пласта на технологические параметры: геометрические размеры выемочного участка, направление движения забоев, скорость подвигания очистного забоя и подготовительной выработки, наличие подработки и (или) наработки пластов-спутников. Результаты применимы для рациональной раскройки шахтного поля и для безопасной отработки угольного пласта.

Ключевые слова: угольный пласт, газоносность, градиент газоносности, раскройка шахтного поля, технологические параметры

Задачи по повышению газовой безопасности возникают на каждой стадии освоения месторождения: при геологоразведочных работах и получении данных о природных свойствах угольных пластов; при планировке шахтного поля; при выборе порядка отработки пластов в свите и обеспечении максимально допускаемой нагрузки на подготовительные и очистные забои; на этапах заблаговременного выбора схемы управления газовыделением на выемочном участке или по трассе проведения подготовительной выработки, а также непосредственно при ведении горных работ на шахте при оперативном применении методов и средств управления состоянием пласта.

Такие задачи решаются отечественными и зарубежными исследователями [1 – 6].

Основой решения задач по снижению остроты газового фактора является достоверная информация о газокинетических характеристиках угольных пластов и их природной газоносности. Количество газа, фактически содержащегося в единице массы угля до начала ведения горных работ, и изменение газоносности пласта в результате технологического воздействия являются одними из основных показателей при рациональном выборе комплексной схемы управления газовыделением на выемочном участке и в подготовительном забое.

Например, горно-экспериментальные и аналитические исследования сотрудников Института угля ФИЦ УУХ СО РАН и специалистов горнодобывающих предприятий, выполненные на участках Чертинского месторождения, подтверждают следующий вывод. При подработке угольного пласта (при мощности междупластья около 40 м) происходит снижение его природной газоносности до 50 % вследствие снижения упругой энергии вмещающего массива и реализации газового потенциала. Уточнение газоносности отрабатываемого пласта выполнялось прямыми замерами объемов газа в пластовых пробах, отобранных из горных выработок. Сравнительные результаты природной и остаточной газоносности частично дегазированного пласта позволили решить вопрос о необходимости и целесообразности применения барьерной дегазации при проведении подготовительных выработок и пластовой дегазации в пределах влияния подработанной зоны на выемочные участки [7, 8]. Моделирование геомеханической структуризации массива с учетом его стратиграфии позволили оптимизировать параметры дегазации подрабатываемых и надрабатываемых пластов-спутников. Цель оптимизации – расчет количества скважин, их длин, углов разворота и мест заложения для достижения максимально возможного снижения метанообильности готовящегося к отработке выемочного участка.

Горно-экспериментальные и аналитические исследования выполнялись на участках Ленинского и Чертинского месторождений. Было выполнено: уточнение природной газоносности угольных пластов по геологоразведочным данным; геомеханическое обоснование изменения напряженного состояния горного массива и, как следствие, снижения газоносности отрабатываемых пластов; установлены закономерности их газоистощения. В результате обоснованы параметры комплексной схемы управления газовыделением на выемочном участке и условия совместного применения способов проветривания, газоотвода через выработанное пространство и дегазации [9].

С учетом изменчивости природной газоносности пластов и динамики метановыделения в различных горно-технологических условиях, установленных на участках Алардинского и Байдаевского месторождений, получены зависимости, позволяющие управлять метанообильностью подготовительного и очистного забоя такими технологическими параметрами, как скорость подвигания проходческого и очистного комбайна, нагрузка на забои [10].

Для более 20-ти участков месторождений Кузбасса выполнено пространственное моделирование (картирование) природных свойств пластов, включая их природную газоносность и газовый потенциал [11]. При расчете доли реализации газового потенциала пласта (прогноз газовыделения) возникает сложность, связанная с эффектом саморазрушения угля при разгрузке от горного давления за счет энергии содержащегося в нем газа. Учитывая нелинейную зависимость скорости газовыделения из отбиваемого угля от природной газоносности пласта, выявлена потенциальная способность пласта к саморазрушению, определяемая как газодинамическая активность. Этот энергетический показатель интегрирует совокупное влияние газоносности, глубины залегания пласта и выхода летучих веществ и позволяет выделить границы перехода от газовой опасности к газодинамической. В результате зонирования углеметановых пластов по уровню их газодинамической активности рассчитаны требуемые коэффициенты дегазации, ориентированные на предотвращение саморазрушения пласта, за счет энергии содержащегося в нем газа. Такая степень дегазации предотвращает спонтанный рост начальной скорости газовыделения из отбиваемого угля с ростом газоносности [12].

С применением параметрической модели геомеханической структуризации вмещающего массива с учетом реализации его потенциальной энергии при подвигании очистных забоев, в основе

которой лежат новые знания о нелинейности геомеханических процессов, было установлено, что длина выемочного столба должна быть кратна длине очистного забоя. Выполнение этого условия применимо во избежание таких негативных явлений, как горных ударов, пучения почвы и выдавливания бортов выработок, в том числе с повышенным газовыделением.

Газоносность угольного пласта также служит базовой характеристикой для определения участков с повышенным газосодержанием, которые могут быть перспективны с точки зрения добычи и утилизации шахтного метана.

Приведенные выше примеры обоснования безопасных (по газовому фактору) технологических параметров очистных и подготовительных забоев выполнены на основе методов, разработанных в Институте угля ФИЦ УУХ СО РАН, развивающих, дополняющих и учитывающих требования нормативных документов, действующих в угольной отрасли [13–16].

Разработаны методы:

– формирования баз геологоразведочных данных и расчета газовых потенциалов;

– уточнения и картирования природной газоносности угольных пластов в зависимости от литологических и гидростатических напряжений, глубины залегания пластов и их природных свойств;

– зонирования пластов по уровням опасности и газодинамической активности, и определения границы технологически достижимой безопасности горных работ, в том числе по трассе подготовительной выработки;

– моделирования геомеханической структуризации вмещающего массива с учетом реализации его потенциальной энергии при подвигании очистных забоев;

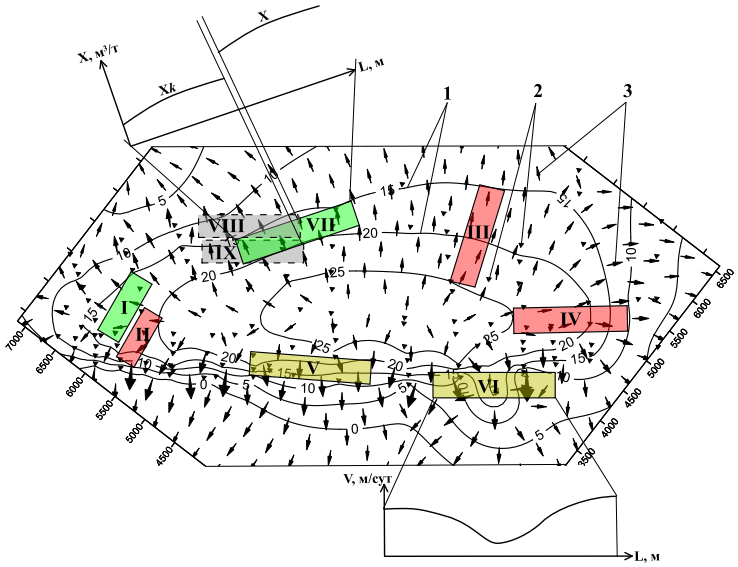
– прогноза динамики метанообильности подготовительных и очистных забоев;

– расчета параметров комплексной схемы управления газовыделением на выемочном участке;

– оперативного измерения газоносности и определения газокинетических характеристик угольных пластов по пробам угля (угольного штыба), отобранных из подземных выработок.

Основой всех перечисленных методов является, во-первых, достоверное значение природной газоносности пласта, а в случае необходимости ее уточнение по установленным зависимостям или прямым замерам; а во-вторых, установление изменчивости газоносности по площади и глубине горного отвода, либо в пределах выемочного участка или по трассе выработки.

На рис. 1 представлена карта газоносности (изогазы 1) угольного пласта, построенная по координатам устьев геологоразведочных скважин 2 на участке одного из месторождений Кузбасса. На карте градиент газоносности пласта показан как векторная величина, указывающая стрелками 3 направление наибольшего возрастания ее значений. Цифрами I – IX отмечены выемочные столбы, а их цвета означают рекомендуемые места их заложения для отработки и не рекомендуемые места.



1 – изогазы, м^3/т; 2 – устья геологоразведочных скважин; 3 – градиент газоносности;
I – IX – выемочные столбы; X – природная газоносность, м^3/т; *k* – коэффициент дегазации;
L – длина выемочного столба (или выработки), м; V – скорость подвигания забоя, м/сут

Рис. 1. Схема расположения выемочных столбов на карте газоносности отрабатываемого угольного пласта

Рассмотрим различные варианты местоположения выемочных столбов. На стадии планировки шахтного поля рекомендуется закладывать выемочные столбы и подготовительные выработки по направлению с учетом градиента газоносности. Рекомендуемое направление – перпендикулярно вектору градиента, не рекомендуемое – вдоль градиента.

Выемочные столбы I и II. Несмотря на их близкое местоположение природные особенности свойств пласта таковы, что в первом случае (столб I) при прохождении оконтуривающих выработок и при подвигании очистного забоя перпендикулярно вектору градиента газоносности происходит плавная смена метастабильных состояний пласта. Во втором случае (столб II, вдоль градиента) – их резкая смена (10 $м^3$/т на 500 м). Так как в зоне развивающихся геомеханических и газокинетических процессов происходит нарушение структуры угольного пласта, то есть реализация энергии на развитие дислокаций и образования микротрещин, то быстрое нарастание энергии может привести к опасному газовыделению динамического вида – вплоть до внезапных выбросов угля и газа (при больших значениях газоносности и давления внутрипластового газа). Для лавы I недопустимо увеличение длины столба, так как это приведет к его попаданию в зону с изменением направления градиента газоносности.

Примером потенциального возникновения опасных газодинамических ситуаций могут служить выемочные столы III и IV, но по сравнению с лавой II, для них прирост газоносности на 10 $м^3$/т приходится на расстояние 1500 м и при заблаговременном принятии мер по управлению газовыделением на опасных (высокогазоносных) участках возможно снижение газодинамической опасности. Такими мерами служат: пластовая дегазация, снижение скорости подвигания забоя, увеличение количества воздуха для проветривания.

Несмотря на то, что выемочные столбы V и VI закладываются перпендикулярно вектору градиента газоносности, в этих горно-геологических условиях существует опасность возникновения газодинамических ситуаций по линии очистного забоя, так как на небольшом расстоянии, около 300 м (длина очистного забоя), природная газоносность меняется на 10 $м^3$/т. Снизить остроту проблемы возможно оптимизацией параметров схем дегазации и проветривания, либо уменьшением длины очистного забоя, что может быть экономически нецелесообразно. Еще одной особенностью условий местоположения выемочного столба VI является значительная изменчивость газоносности по его оси. Регулирование максимально допускаемой рабочей скорости комбайна, как показано на графике в правой нижней части рис. 1, может обеспечить безопасную по газовому фактору отработку столба на всем его протяжении.

Выемочный столб VII закладывается в условиях предварительной отработки выше- или нижележащих пластов, например, сближенными столбами VIII и IX. Если столб VII полностью или частично попадает в зону влияния геомеханической разгрузки от под- или надрабатываемого массива, то в этой зоне природная газоносность отрабатываемого пласта уменьшится на коэффициент *k,* зависящий от мощности междупластья и углов сдвижений, как показано на графике в левой верхней части рис. 1. В этом случае участок с газоносностью X*k,* по сравнению с участком X, потребует меньших затрат на применение методов и средств управления состоянием пласта по снижению газовой опасности.

Рассмотренные на рис. 1 примеры подтверждают необходимость достоверной и оперативной информации о природной газоносности пласта, в том числе частично дегазированного в результате ведения горных работ. Уточнить газоносность отрабатываемого пласта возможно прямыми замерами объемов газа в пластовых пробах, отобранных из горных выработок [17, 18]. В этом случае расчет газа, упущенного при отборе проб (керна или штыба), выполняется методом экстраполяции данных замеров при значительном (до 20 минут) времени с момента отбора пробы до ее герметизации.

В качестве инновационного метода оперативного определения газоносности в настоящее время выполняются работы по созданию устройства, обеспечивающего полный замер газа, содержащегося в угольной пробе, с момента ее выбуривания (при бурении шпура на расстоянии 4-6 м от кромки пласта в забое подготовительной выработки) и до герметизации в термобарометрическую колбу (штыбоприемник). Кроме того, разрабатываемое устройство позволит получать до 20-ти газокинетических и газодинамических характеристик угля.

Выводы. Таким образом, разработанные методы, основные условия и примеры местоположений выемочных столбов и подготовительных выработок, представленные на рис. 1, учитывают влияние изменчивости газоносности угольного пласта на технологические параметры. Эти методы, при их совместном применении, служат алгоритмом для комплексной оценки природных свойств участка месторождения и расчета технологических параметров, способствующих безопасной (по

газовому фактору) отработке выемочных участков и проходке подготовительных выработок. Такие как: геометрические размеры выемочного участка, направление движения забоев, скорость подвигания очистного забоя и подготовительной выработки, наличие подработки и (или) наработки пластов-спутников.

Библиографический список

1. Klishin, V. I., Opruk G. Y., Tatsienko A. L. Technology and means of a coal seam interval hydraulic fracturing for the seam degassing intensification // В Сборнике: IOP Conference Series: Earth and Environmental Science Сер. «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.

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

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

4. Xue S., Wang J., Yuan L., Wang Y., Xie J. A coupled dem and lbm model for simulation of outbursts of coal and gas // International Journal of Coal Science and Technology. – 2015. – V. 2. – № 1. – PP. 22–29.

5. Romanov V. N., Graeser L. C., Jikich S. A., Soong Y., Irdi G. A. Coal–gas interaction: implications of changes in texture and porosity // International Journal of Coal Science and Technology. – 2016. – V. 3. – № 1. – PP. 10–19.

6. Ройтер М., Крах М., Майрхофер К., Кислинг У., Векслер Ю. Мониторинг динамических проявлений горного давления в системе управления МАРКО «Цифровая шахта» // Наукоемкие технологии разработки и использования минеральных ресурсов: сб. науч. статей / сиб. Гос индустр. Ун-т; под общей ред. В.Н. Фрянова. – Новокузнецк. – 2015. – С. 33–39.

7. Козырева Е. Н., Шинкевич М. В., Смирнов С. Р., Исамбетов В. Ф. Необходимость применения пластовой дегазации по уточненной газоносности пласта (на примере лавы № 449 Шахты «Чертинская-Коксовая») // Вестник научного центра по безопасности работ в угольной промышленности. – 2018. – № 1. – С. 14–19.

8. Плаксин М. С., Родин Р. И., Смирнов С. Р. Современные возможности по прогнозу газоносности угольного пласта при проведении подготовительных выработок // Вестник научного центра по безопасности работ в угольной промышленности. – 2018. – № 2. – С. 16–21.

9. Козырева Е. Н., Шинкевич М. В. Проветривание и дегазация выемочного участка при интенсивном метановыделении из отрабатываемого пласта и вмещающих пород // Вестник Кузбасского государственного технического университета. – 2017. – № 4. – С. 28–36.

10. Шинкевич М. В., Козырева Е. Н., Плаксин М. С., Родин Р. И. Методические основы прогноза динамики метанообильности выемочного участка при отработке мощных и сближенных пластов длинными столбами // Вестник Научного центра по безопасности работ в угольной промышленности. – 2017. – № 3. – С. 23–29.

11. Козырева Е. Н., Рябцев А. А., Граничева О. В., Плаксин М. С., Леонтьева Е. В., Родин Р. И. Методические основы автоматизированной оценки распределения газового потенциала вмещающего массива // Вестник Научного центра по безопасности работ в угольной промышленности. – 2016. – № 3. – С. 20–26.

12. Рябцев А. А., Плаксин М. С. Метод автоматизированного текущего контроля газодинамической активности угольных пластов при проведении подготовительных выработок на основе данных регионального прогноза // Вестник научного центра по безопасности работ в угольной промышленности. – 2019. – № 1. – С. 81–88.

13. Инструкция по применению схем проветривания выемочных участков шахт с изолированным отводом метана из выработанного пространства с помощью газоотсасывающих установок. (Утв. приказом Федеральной службы по экологическому, технологическому и атомному надзору от 01.12.2011 г. № 680). — 126 с.

14. Инструкция по дегазации угольных шахт. Серия 05. Выпуск 22. – М.: Закрытое акцио-

нерное общество «Научно-технический центр исследований проблем промышленной безопасности», 2015. – 250 с.

15. 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.

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

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

18. Патент RU 2526962 «Способ определения газокинетических характеристик угольного пласта» / Полевщиков Г. Я., Рябцев А. А., Непеина Е. С., Цуран Е. М., Титов В. П., Ванин Е. А., Мельгунов М. С., Назарова Л. А., Назаров Л. А. Опубл. 27.08.2014, Бюл. № 24.

УДК 550.4.07

СИСТЕМА НЕПРЕРЫВНОГО МОНИТОРИНГА ПОЧВЕННОЙ МИГРАЦИИ ГАЗОВ ПРИ ПРОТЕЧКАХ НЕФТЕГАЗОВЫХ СКВАЖИН

[1]к.т.н. Юркевич Н.В., [2] Мичурин Е.М., [1]к.г.-м.н. Юркевич Н.В.

1 – Институт нефтегазовой геологии и геофизики им. А. А. Трофимука СО РАН, Новосибирск, Россия

2 - Clarity Oil&Gas Solutions Inc., Калгари, Канада

Аннотация. Высокая стоимость ремонта протекающих нефтяных и газовых скважин является серьезной проблемой для операторов и регулирующих органов. После завершения каждого геолого-технического мероприятия успешность ремонта оценивается, в том числе, по концентрациям газов на поверхности различными устройствами. Текущая процедура мониторинга является трудоемкой, требуя от персонала физического присутствия на скважине и измерения уровня концентрации газа с помощью дорогих ручных контрольно-измерительных приборов. Из-за сложной природы вентиляционных потоков обсадной колонны и механизмов миграции газа непрерывный мониторинг с доступом к данным в режиме реального времени является новой парадигмой для анализа успеха ремонта. В данной статье представлен прототип недорогой и эффективный системы для непрерывного мониторинга поверхностного вентиляционного потока обсадной колонны и почвенной миграции метана.

Ключевые слова: метан, утечки, нефтегазовая скважина, непрерывный мониторинг, генезис.

Введение. Текущая тенденция в добыче нефти и газа состоит в старении и естественном разрушении инфраструктуры, созданной промышленностью в течение более 100 лет. Нежелательные потоки газа и/или жидкости на поверхность между поверхностью/кольцевым пространством обсадной колонны или за ее пределами являются серьезной проблемой при разработке и добыче нефти и газа [1]. Основываясь на механизме миграции, существует три типа утечек - внутренняя, поверхностного вентиляционного потока обсадной колонны (ПВПОК, *от английского SCVF - surface casing vent flow*) и почвенная миграция газа (ПМГ, рис. 1 и рис. 2).

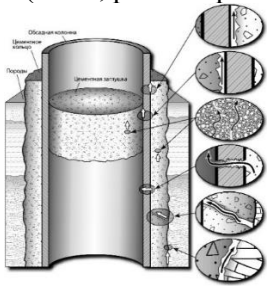


Рис.1 Механизмы нарушения целостности ствола скважины [3]

Внутренняя утечка часто происходит из-за повреждений обсадной колонны, оборудования скважин или цементных заглушек. Обычно это создает давление внутри эксплуатационной колонны. ПВПОК часто встречается в нефтегазовой промышленности и иногда также называется

устойчивым кольцевым давлением, устойчивым давлением в обсадной колонне, кольцевым давлением газа, вентиляционным потоком в обсадной колонне или затрубным газовым потоком. Такое условие существует, когда газ поступает во внешнее кольцевое пространство эксплуатационной колонны из пласта источника находящегося ниже башмака кондуктора или крайней обсадной колонны, выходит на поверхность или создает давление газа на поверхности. Почвенная миграция газа (ПМГ) происходит, когда газ мигрирует за пределы цементного кольца кондуктора или крайней обсадной трубы. Почвенная миграция газа может быть вызвана тем, что глубинные газы из пластов под башмаком крайней обсадной колонны мигрируют вверх, проходя снаружи башмака крайней обсадной колонны. Утечка может быть вызвана плохим цементным кольцом крайней обсадной колонны или трещинами в цементе или породах на башмаке обсадной колонны из-за избыточного давления. Почвенная миграция газа также может происходить из неглубинных скоплений газа, расположенных над башмаком внешней обсадной колонны, протекающих через плохо зацементированную крайнюю обсадную колонну [2].

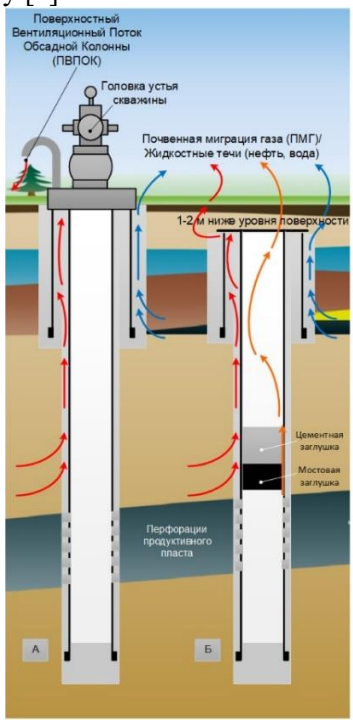


Рис. 2. ПВПОК и ПМГ в операционных и заброшенных скважинах (А – операционная скважина, Б – заброшенная скважина)

Хорошее понимание геологической структуры, через которую проходит ствол скважины, необходимо для оценки всех потенциальных газоносных коллекторов, которые могут способствовать возникновению проблемы. В сложных сценариях может быть движение газа между соседними скважинами из-за проблем с первичным цементированием, которые делают возможным проникновение газа в другие горизонты. Природный газ и жидкости находят свой путь к поверхности из-за отсутствия целостности цемента между эксплуатационной обсадной колонной и крайней обсадной колонной. Это сложная комбинация неадекватной связи цемента с обсадной колонной, отсутствия связи цемента с границей открытой скважины и разрывов внутри цемента. Кроме того, существует большая вероятность проявления данной проблемы для скважин, в которых возврат цемента на поверхность не был достигнут во время первичных операций цементирования обсадной колонны. Зрелые месторождения особенно уязвимы, поскольку методы цементирования при их разработке были несовершенны [1]. Однако, даже при совершенных технологиях и практиках бурения и первичного цементирования, существует значительная вероятность нарушения целостности ствола на любом этапе существования скважины. Промышленность сталкивается с серьезной проблемой понимания и исправления этих сценариев.

Чтобы понять масштаб проблемы, необходимо рассмотреть общее количество скважин, пробуренных промышленностью. Доступ к этим данным часто затруднен или полностью закрыт в некоторых регионах. Однако, есть страны, где прозрачность данных является важнейшим компонентом общественного доверия и такие данные общедоступны как результат сотрудничества между отраслью и регулирующими органами. Например, в 2017 году в Западной Канаде было более

600 000 скважин, которые принадлежали более чем 600 операторам. Согласно исследованию, проведенному Alberta Energy Regulator в 2011 - 2013 годах, в среднем 10% полностью заброшенных скважин имеют протечки. Кроме того, примерно в 6% активных и неактивных скважин были обнаружены проблемы с ПВПОК или ПМГ [4].

Ремонт и мониторинг этих ситуаций не генерируют прибыли и может привести к значительным расходам. В результате возникает растущая потребность в рентабельных технологиях, связанных с выводом из эксплуатации и ремонтом нефтяных и газовых скважин по всему миру.

С тех пор, как в 1859 году была пробурена первая скважина, нефтегазовой отраслью было сделано много технологических разработок и усовершенствований. С постоянной целью сделать добычу углеводородов более рентабельной, промышленность разработала множество важных инструментов и технологий, которые помогают улучшить процесс разведки, бурения и добычи нефти и газа. Однако, методы консервирования, устранение проблем целостности скважины, принципиально не изменились в течение десятилетий. Гипотеза, с которой работает отрасль, заключается в том, что, если цементные заглушки правильно установлены, они сохранят свою целостность бесконечно долго. Тем не менее, ежегодное число эксплуатационных инцидентов, связанных с утечкой из нефтяных и газовых скважин, исследования, проведённые Alberta Energy Regulator, а также сведения о долговечности инфраструктуры в гражданском строительстве, ставят под вопрос обоснованность этой гипотезы. Поскольку инфраструктура стареет, а ее элементы и материалы разрушаются, требуются новые эффективные и надежные технологические решения, чтобы смягчить потенциал для будущего катастрофического воздействия на окружающую среду со стороны нефтегазовой промышленности.

Метан является загрязнителем воздуха и вносит серьезный вклад в эффект глобального потепления, признанного серьезной мировой проблемой. В одних только Соединенных Штатах есть приблизительно 3 миллиона заброшенных нефтяных и газовых скважин. Предполагается, что выбросы метана из этих скважин являются вторым по величине потенциальным вкладом в общие выбросы и не включены в кадастр выбросов. Отсутствуют эмпирические исследования, которые можно использовать для оценки потенциала эмиссии метана этих скважин [5].

Водоносные горизонты пресной питьевой воды, через которые проходят нефтяные и газовые скважины, подвержены риску загрязнения различными загрязнителями (природный газ из пластов, нефть, буровые растворы, химикаты для утилизации и хранения и т. д.). Все скважины, в том числе полностью заброшенные, могут обеспечить пути распространения загрязняющих подземные воды соединений или для перемещения их на поверхность. Если имеются пригодные для использования водоносные горизонты и подтверждена миграция газа на поверхности, исходящей из источника ниже глубины водоносного слоя, можно с уверенностью заключить, что этот водоносный горизонт загрязнен (см. рис 2). В результате, скважины с пресной водой, пробуренные в одном и том же водоносном слое и расположенные в непосредственной близости от протекающих нефтяных и газовых скважин, должны быть проверены на загрязнение и потенциально полностью выведены из эксплуатации.

Метан нетоксичен и не создает опасности при вдыхании в ограниченных количествах; однако, если большие количества природного газа или метана могут вытеснять воздух, недостаток кислорода может привести к удушью. Метан также может быть легковоспламеняющимся при смешивании с воздухом в определенных концентрациях (от 4.5 до 15 процентов) и считается источником серьезной пожарной опасности. При попадании в замкнутые пространства или бытовые системы водоснабжения, наличие метана может быть причиной эвакуации. Эти риски создают определенные ограничения для землеустройства и строительных работ в непосредственной близости от любой существующей нефтегазовой скважины.

Целью данной работы стала разработка системы непрерывного мониторинга миграции метана за пределы нефтегазовой скважины.

Методология выявления проблем почвенной миграции газа. Почвенная миграция газа - поток газа, который обнаруживается на поверхности за пределами самой крайней обсадной колонны. Чтобы проверить скважину на миграцию газа, бурится особым образом расположенная серия углублений в почве диаметром не более 64 мм вокруг самой внешней обсадной колонны, и для определения присутствия природного газа используется показатель «Нижний уровень взрывобезопасности» (LEL). Испытания могут проводиться только при условии отсутствия снежного покрова и вне периодов выпадения осадков и сразу после. Большинство случаев почвенной миграции газа могут быть устранены во время ликвидации и консервирования скважины, если только нет рисков возникновения пожара, общественной безопасности или окружающей среде, связанные с миграцией

газа. Существует два способа оценки миграции газа: точечные или кратковременные измерения в течение одного дня, и непрерывный продолжительный мониторинг (в течение нескольких недель или месяцев). Точечные измерения могут быть проведены несколькими приборами. Крупные добывающий компании часто проходят такое тестирование, используя собственный профессионально обученный персонал.

Согласно государственным стандартам Западной Канады, существует минимальное количество точек тестирования образцов [6, 7]:

– два в пределах 30 см от ствола скважины на противоположных сторонах;

– с интервалом в два метра наружу от ствола скважины каждые 90° (крест со стволом скважины в центре) на расстояние шесть метров;

– в любых точках в пределах 75 метров от ствола скважины, где наблюдается явное угнетение растительности;

– правила также описывают минимально необходимое оборудование для успешного тестирования миграции газа;

– штанга или шнек (диаметром 64 мм или менее), способные проникать минимум на 50 см;

– калиброванный монитор или другой прибор, способный обнаруживать углеводороды в концентрации на 1% ниже взрывоопасного предела (LEL);

– оборудование или материал для герметизации отверстия на поверхности, при отборе проб почвенных газов

После того, как все приготовления завершены, проводится процедура тестирования. Если получены менее полномасштабные показания, горизонт почвы должен быть проверен, чтобы убедиться, что показания не являются результатом загрязненных твердых веществ из-за разливов дизельного топлива, растворителей, масла и т. д. Если есть подозрения на загрязненные почвы, почва должна быть выкопана и убрана. Затем требуется повторное тестирование. Контрольно-измерительные приборы должны регулярно калиброваться и проверяться ежедневно при использовании.

Обычно испытание на почвенную миграцию газа проводили с использованием индикатора горючих газов (CGI) или измерителя взрыва или, в некоторых случаях, с использованием детектора ионизации пламени (FID). Благодаря значительному улучшению инфракрасной технологии миграция газа в основном измеряется с помощью портативных детекторов метана (PMD), оснащенных насосом и всасывающей крышкой. Существуют примеры автономных систем измерения парниковых газов для анализа миграции газа на полигонах [8, 9]. Однако в настоящее время не существует решения для непрерывного измерения утечек в нефтяных и газовых скважинах, и предлагаемая в этой статье система предназначена для устранения этого технологического разрыва.

Предлагаемое решение, результаты испытаний. Разработанная система непрерывного мониторинга предназначена для получения трех ключевых элементов информации о протекающей скважине в режиме реального времени:

- измерения поверхностного вентиляционного потока обсадной колонны (давление, температура, расход газа, концентрация газа (ppm для CH_4, CO, CO_2, H_2S), объем жидкости в день) с линиями отбора проб газа и жидкости для химического и изотопного лабораторного анализа;
- измерения почвенной миграции газа (концентрация CH_4 в ppm и %LEL с линией отбора проб газа для химического и изотопного лабораторного анализа);
- фото скважины (прямое включение камерой высокого разрешения, архивирование снимков за день) для мониторинга растительности на месте.

Система имеет защиту данных от перебоев с подключением к Интернету и делает запись как в автономном, так и в онлайн-режиме, а в совокупности с блоком электропитания (комбинация панели солнечной энергии и аккумуляторной батареи), обеспечивающим автономную работу системы без обслуживания в течение 6 месяцев, может использоваться в очень удаленных участках.

Полевые испытания прототипа системы непрерывного мониторинга почвенной миграции газа (монитора миграции газа) описаны ниже.

Конфигурация системы представлена на рис. 3. Измеритель миграции газа состоит из 49 пробоотборников (или наземных зондов), подключенных к системе измерения концентрации. Пробоотборник представляет собой механический элемент, который состоит из перфорированной трубки из нержавеющей стали и ручного клапана для отбора проб газа. Каждая контрольная точка, где установлен заземляющий датчик, обеспечивает непрерывное измерение концентрации CH_4 (ppm и % LEL).

Каждый наземный зонд оснащен линией отбора проб газа (и имеет возможность ее обхода) для пластиковых / металлических контейнеров для химического и изотопного лабораторного анализа отобранных газов.

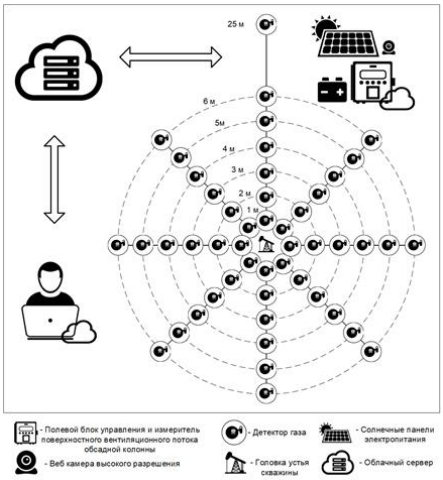


Рис. 3. Конфигурация системы непрерывного мониторинга почвенной миграции газов

Система измерения концентрации оснащена датчиками на основе абсорбционного инфракрасного метода измерений. Эта лазерная технология широко используется для обнаружения утечки метана и обеспечивает высокую эффективность, короткое время отклика, высокую точность в диапазоне от 1 ppm до 100 об.%. газа, и высокую селективность по отношению к целевому газу.

Монитор миграции газа имеет общий блок питания и электронику с измерителем поверхностного вентиляционного потока обсадной колонны и блоком видеонаблюдения, установленными в одном корпусе. Система подключена к центральному облачному серверу, а также имеет автономное хранилище данных. Полевой доступ в Интернет осуществляется через обычные сотовые сети формата 3G / 4G.

Было разработано специальное программное обеспечение для сбора, обработки и представления данных со всех 49 точек тестирования (рис. 4). Программное обеспечение также позволяет записывать результаты в формате визуализации ГИС для более эффективного визуального анализа успешности ремонтных работ скважины.

Рис. 4. Панель непрерывного мониторинга за почвенной миграцией газа

Испытания измерителя миграции газа проводились в период с конца весны до середины осени 2018 года. В качестве испытательного объекта была выбрана скважина с утечкой газа, расположенная в Казахстане.

Перед развертыванием системы все датчики были протестированы и откалиброваны в лабораторных условиях. Все 49 датчиков были установлены, как показано на рис. 3. Частота выборки была установлена в одно измерение (все 49 контрольных точек) каждые 30 минут. Отбор проб газа также проводился в свободные от дождя дни для анализа химического состава и изотопного анализа. Во время отбора проб газа портативным детектором метана, калиброванным каждый раз перед испытанием, были проверены показания со всех 49 точек измерения.

Собранные пробы газа были обработаны в лабораторных условиях в течение 24 часов после отбора проб методами газовой хроматографии и изотопного анализа (на изотопы углерода) [10]. Было подтверждено что повышенные уровни метана, измеренные разработанной системой непрерывного мониторинга почвенной миграции газов, имеют термогенную природу (рис. 5).

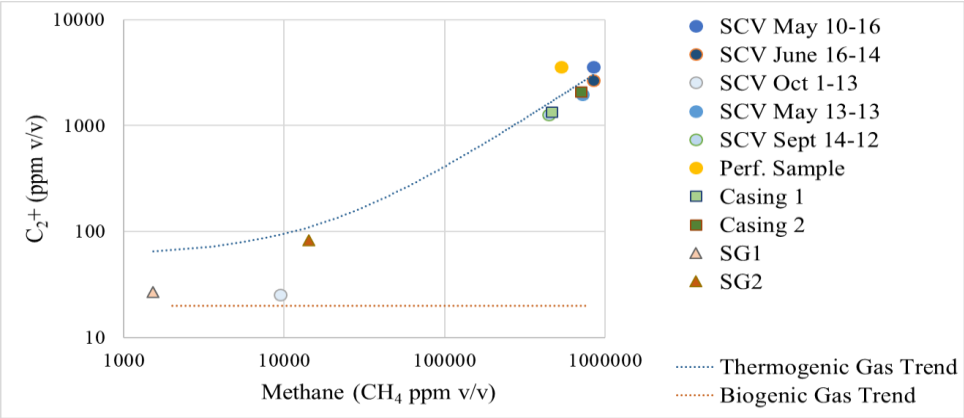


Рис. 5. C_2+ и концентрация метана в образцах

Выводы. Прототип системы монитора миграции газа был успешно реализован и апробирован в качестве платформы для мониторинга утечек нефтяных и газовых скважин в режиме реального времени. Измеритель газовой миграции измеряет концентрации метана в почве в 48 точках, стратегически расположенных в радиусе 6 метров вокруг устья скважины, и фоновую концентрацию метана в почве в 25 метрах от устья скважины.

Основными преимуществами разработанной системы непрерывного мониторинга являются согласованность данных, визуализация ГИС в течение всего периода мониторинга и более качественная информация по сравнению с процессом ручных измерений. Таким образом, использование монитора миграции газа снижает риск пропущенных событий и возможность ошибки оператора. Кроме того, более высокая частота отбора проб обеспечивает источник новой экологической информации о динамике механизмов миграции газа из текущих скважинах, что в конечном итоге ведет к более эффективным ремонтным работам.

Благодарности. Работа была поддержана Clarity Oil & Gas Solutions Inc., ее партнерами, РФФИ (грант № 18-310-20010), программой ФНИ № 0331-2019-0031.

Авторы выражают благодарность Алексу Джонсу за помощь в координации всех полевых работ.

Библиографический список

1. Slater, H. J. The Recommended Practice for Surface Casing Vent Flow and Gas Migration Intervention, Society of Petroleum Engineers Annual Technical Conference and Exhibition, SPE 134257, Italy, September 2010.
2. Watson, T. L., Bachu, S. Evaluation of the Potential for Gas and CO2 Leakage along Wellbores, Society of Petroleum Engineers E&P Environmental and Safety Conference, SPE 106817, U.S.A., March 2007
3. Celia, M. A., Bachu, S., Nordbotten, J. M., Kavetski, D., Gasda, S.E. Modeling Critical Leakage Pathways in a Risk Assessment Framework: Representation of Abandoned Wells, Fourth Annual Conference on Carbon Capture and Sequestration DOE/NETL, 2005
4. Boyer, G. Vent Flow/Gas Migration Data Trends in the Western Provinces, Society of Petroleum Engineers/Canadian Society for Gas Migration GeoConference, Canada, March 2016
5. Kanga, M., Kannoa, C. M., Reida, M. C., Zhangb, X., Mauzeralla, D. L., Celiaa, M. A., Chenc, Y. and Onstottc, T. C. Direct measurements of methane emissions from abandoned oil and gas wells in Pennsylvania", PNAS, December, 2014
6. Alberta Energy Regulator, Interim Directive 2003-01, January 2003
7. Alberta Energy Regulator, Directive 020, Well Abandonment, December 2018
8. Beirne, S., Kierman, B. M., Fay, C., Foley, C., Corcoran, B., Smeaton, A.F., Diamond, D. Autonomous greenhouse gas measurement system for analysis of gas migration on landfill sites. IEEE Sensors Applications Symposium Proceedings, pp.143-148, IEEE Computer Society, 2010
9. Fay, C., Doherty, A. R., Beirne, S., Collins, F., Foley, C., Healy, J. et al., Remote Real-Time Monitoring of Subsurface Landfill Gas Migration pp. 6603-6628, Sensors ISSN 1424-8220, November 2011
10. Szatkowski, B., Whittaker, S., Johnston, B. Identifying the source of migrating gases in surface casing vents and soils using stable carbon isotops, Golden Lake Pool, West-central Saskatchewan", Saskatchewan Industry and Resources, Misc. Rep. 2002-4.1, pp. 118-125, April 2002.

УДК 622.1:550.34

ПРИМЕРЫ РАЗРУШИТЕЛЬНОГО ВОЗДЕЙСТВИЯ КРУПНЫХ ЗЕМЛЕТРЯСЕНИЙ НА СОСТОЯНИЕ ПОДЗЕМНЫХ ВЫРАБОТОК ШАХТ И РУДНИКОВ В МИРОВОЙ ГОРНОЙ ПРАКТИКЕ

Поляков Д.А.
Научный центр проблем безопасного освоения недр ВНИИ-ГЕО, г. Кемерово, Россия

Аннотация. Проанализированы условия «провоцирующей» и «защитной» реакции недр на прохождение фронтов сейсмических волн сквозь нарушенную горными выработками геологическую толщу. Изложены предположения о возникновении разрушительных эффектов лишь при наличии в массиве крупноплощадных обнажений, вызывающих эффекты концентрации, отражения, преломления и рассеяния сейсмических волн, обуславливающих состояние сейсмоуязвимости объектов подземных горных работ.

Ключевые слова: аварии на шахтах, сейсмические воздействия, устойчивость подземных выработок, безопасность горных работ.

Случаи крупных аварий от воздействия природных и техногенных землетрясений в последние десятилетия с тревожной регулярностью происходят в крупных горнодобывающих регионах мира. Наблюдается тенденция постепенного «разрастания» природных сейсмоактивных зон в сторону крупнейших мировых центров открытой и подземной добычи. Тенденция эта обнаружила серьезную уязвимость, в первую очередь, объектов подземной горной среды от сейсмических воздействий природных и техногенных землетрясений. Природа возрастания сейсмических активизаций в горнопромышленных регионах до настоящего времени остается до конца не понятой и имеет противоречивые оценки в среде специалистов сейсмологов.

Анализ типичных ситуаций проявления сейсмических аварий на шахтах и рудниках ставит ряд вопросов, наиболее актуальными из которых, по нашему мнению, являются следующие:

– почему сейсмические воздействия землетрясений проявляют себя избирательно, вызывая крупные, порой катастрофические обрушения пород на одних шахтах и не оказывают заметного влияния на соседние;

– почему характер и масштабы сейсмических разрушений в подземных выработках кардинально отличаются от разрушений на земной поверхности;

– какие качества горной среды в наибольшей степени инициируют проявление сейсмических аварий. Что является более опасным - наличие зон предельно напряженного состояния массива либо, напротив, высокой степени его структурной нарушенности и ослабленного состояния горных пород;

– можно ли снизить риски разрушительного воздействия транзитных землетрясений выбором наиболее рациональной стратегии развития горных работ.

На протяжении многих лет в среде специалистов преобладала общая точка зрения о «защитной» роли подземной горной среды при сейсмических воздействиях транзитных землетрясений, снижающей степень их негативного влияния на подземные сооружения и горные выработки. Такое мнение основывалось на представительном объеме объективных сейсмологических данных, указывающих на гораздо более низкий (в 2-5 раз) уровень сейсмических колебаний в подземных выработках, чем на земной поверхности [1]. Известно, что наиболее слабые транзитные землетрясения (с магнитудой $M<2,0$) подземными сейсморегистраторами часто вообще не улавливаются и проявляют себя лишь на сейсмограммах наземных станций.

В качестве классического примера «щадящего» воздействия крупных землетрясений на подземные горные выработки часто приводится пример крупнейшего в XX веке природного Таншаньского землетрясения, произошедшего 28 июля 1976 г. в китайской провинции Хэбэй. Землетрясение имело беспрецедентные последствия по числу жертв и масштабам вызванных им разрушений. Магнитуда первого, самого мощного толчка составляла 8,2 по Рихтеру. После него толчки продолжались еще на протяжении нескольких дней, достигнув количества 130 афтершоков, крупнейший из которых имел магнитуду 7,1. Очаг землетрясения находился непосредственно под шахтерским городом Таншань, который был полностью до основания разрушен. Только по официальной статистике под его руинами погибли 242 000 жителей. Разрушения имели место даже в столице Китая, расположенной в 140 км к западу от очаговой зоны.

При этом отмечается, что находящаяся практически в эпицентре землетрясения шахта Тан-Шань получила несравнимо меньшие повреждения. По официальной информации, все находившиеся под землей 1000 человек после первого же толчка были без потерь эвакуированы на поверхность. Отмечается также, что подземные выработки шахты испытали значительно меньшие колебания и повреждения, чем сооружения на поверхности, причем с глубиной масштаб этих повреждений существенно уменьшался. Ствол шахты испытал лишь умеренные повреждения и обеспечил выход людей на поверхность.

Характер описанных сейсмических разрушений подземных выработок указывает на преобладание взбросовых деформаций со стороны почвы и наличие локальных очаговых разрушений бортов и кровли выработок, чаще по ранее образованным отслоениям. Разрушительным воздействиям практически не были подвержены участки выработок, пройденные в крепких, устойчивых породах либо имеющие качественную забутовку закрепного пространства. Большинство из этих выработок при ведении восстановительных работ были признаны пригодными для восстановления и не привели к потере шахты в целом.

Значительная часть независимых информационных ресурсов указывает на возможное сокрытие информации о реальном количестве жертв и обстоятельствах этой трагедии. Отдельными исследователями, в частности, предполагается возможность скрытия фактов гибели шахтеров под землей [2, 3]. Однако сам факт несоизмеримо меньшего масштаба разрушительных последствий в подземных выработках не оспаривается.

В таблице 1 приведены примеры аварий, вызванных сейсмическими событиями, произошедшие за последние полтора десятилетия на мировых подземных горнодобывающих предприятиях [4 - 10].

Согласно представленной в табл. 1 информации, наиболее опасным формам сейсмического поражения подвержены, в первую очередь, выработки длительно эксплуатируемых горнодобывающих предприятий, характеризующиеся широко развернутым фронтом очистной добычи и повышенной степенью «изрезанности» массива.

Стратегия недропользования в Кузбассе в последние десятилетия ориентирована исключительно на прирост масштабов освоения недр. По мере нарастания площадей и масштабов добычи угля, вопросы сейсмической уязвимости объектов открытой и подземной добычи становятся для нашего региона критически важными. Этому в немалой степени способствует его примыкающее положение к Алтае-Саянской сейсмоактивной зоне, входящей в структуру крупнейшего планетарного сейсмоактивного пояса с неослабляемым ресурсом сейсмической активности.

Таблица 1

Примеры аварий сейсмической природы, произошедших на шахтах и рудниках мира за последние 15 лет (по данным [4-10])

Дата землетрясения	Страна, шахта	Магнитуда	Последствия	Жертвы	Примечания
14.02.2005	Китай, шахта "Суньцзявань"	-	Взрыв газа на глубине 242 м	203 погибших, 22 пострадавших	За 10 мин до детонации рудничного газа были зафиксированы подземные толчки
09.03.2005	ЮАР, DRDGOLD	5,0	Обрушение породы	13 пострадавших	
06.08.2007	США, штат Юта	4,0	Обрушение породы	Под завалами оказалось 6 рабочих	Спустя час после землетрясения
16.08.2007	Украина, Мужиевский рудник	4,3	Горный удар	Без жертв	
23.11.2008	Чехия, шахта «Карвинский Дул»	3,7	Обрушение породы	2 погибших, 3 пострадавших	
28.03.2011	Россия, Таштагольский железн. рудник	3,8	Горный удар на глубине 280 м	1 пострадавший	

20.03.2013	Польша, г. Польковица, медный рудник «Рудна»	4,7	Обрушение породы на глубине 600 м	1 погибший, 19 пострадавших	Люди были заблокированы под завалами
4.09.23014	Босния, г. Зеница, угольная шахта «Распоточье»	3,5	Взрыв газа и обрушения породы на глубине 600 м	5 погибших	34 чел. заблокированы под завалами в штольне
8.10.2014	Грузия, г. Ткибули, шахта им. Мендели	3,7	Обрушение породы	4 пострадавших, погибших нет	Эпицентр землетрясения в 5 км от Ткибули
29.11.2016	Польша, г. Польковица, медный рудник «Рудна»	3,4	Обрушение породы	9 погибших, 8 пострадавших	Предположит. глубина очага землетрясения 1,1 км
28.08.2016	Украина, г. Стебник (Львовская обл.), калийный рудник	2,8	Обрушение породы	Без жертв	Рудник закрыт в 1983 г. Работал более полувека
3.05.2018	ЮАР, золоторудная шахта «Масакхан»	2,2	Обрушение породы	7 погибших, 6 пострадавших	Сейсмические обрушения носят постоянный характер
12.01.2019	Китай, г. Шэньму, шахта «Лицзягоу»	4,0	Обрушение породы	21 погибший	66 чел. после обрушения были спасены

На ряде крупнейших горнодобывающих предприятий Кузбасса уже имели место случаи проявления внезапных сейсмических активизаций. Первая из них произошла в окрестностях Таштагольского рудника (пос. Кочура, 1986 г.), затем серия аналогичных явлений на шахтах «Осинниковская» (2005 г.), «Полысаевская» (2007 г.) и на разрезе «Бачатский» (2013 г.). Последнее сейсмическое явление оценивается сейсмологами как крупнейшее техногенное землетрясение, произошедшее в России за весь период деятельности горнодобывающей отрасли страны [11].

Бачатское землетрясение произошло 19 июня 2013 г. и имело магнитуду Ms=5,6. Его гипоцентр находился непосредственно под западным бортом Бачатского разреза на глубине всего 3-5 км от земной поверхности. В пятибалльную зону сотрясаемости (по шкале MSK-64) попали ближайшие к его очаговой зоне шахтерские города Кузбасса - Белово, Ленинск-Кузнецкий, Полысаево. Получили повреждения многие жилые и промышленные строения на поверхности, однако значимого негативного воздействия на устойчивость бортов Бачатского разреза и состояние подземных горных выработок расположенных поблизости угольных шахт это землетрясение не вызвало. Только за первый год с момента его проявления были зарегистрированы сотни афтершоковых событий с магнитудой от 0,5 до 1,0-3,0. Подземные толчки в районе его очаговой зоны периодически возобновляются до настоящего времени, постепенно нарушая конструктивную целостность бортов разреза и увеличивая его сейсмоуязвимость.

Принятая большинством специалистов квалификация Бачатского землетрясения как чисто техногенного, по нашему мнению, является ошибочной, поскольку по ряду признаков оно соответствует и природным сейсмическим явлениям. В пользу техногенной природы свидетельствует непосредственная близость очаговой зоны к территории горнодобывающего объекта. Однако весьма высокая энергия основного сейсмического толчка и весьма длительная фаза развития последующих афтершоковых явлений (продолжавшихся на протяжении более года), безусловно, свидетельствуют о наличии природных источников его энергии. В этой связи Бачатское землетрясение рассматривается ВНИИ-ГЕО как природно-техногенное, в равной мере зависимое от совокупности природных и техногенных факторов.

На основании многолетних наблюдений на объектах угледобычи Кузбасса, в качестве основного провоцирующего фактора проявления сейсмических разрушений в подземных выработках

ВНИИ-ГЕО рассматривает наличие крупноплощадных обнажений выработанных пространств, вызывающих сложные эффекты концентрации, отражения, преломления и рассеяния сейсмических волн в подземной горной среде. При пересечении фронтом сейсмической волны границ протяженных выработанных пространств кратно возрастают амплитуды не только продольных сейсмических волн P, но и компоненты сдвиговых смещений вдоль поверхностей обнажений (волн Релея R и Лява L). Наличие крупных объемов выработанных пространств резко повышает «сейсмоуязвимость» объектов подземных горных работ, провоцируя массовые обрушения расслоенной породной толщи в пространство выработок.

При этом сам факт наличия в массиве крупных площадей обнажений является необходимым, но недостаточным для провоцирования массовых сейсмических обрушений. Лишь при формировании над выработанным пространством развитой системы расслоений и раскрытых полостных структур возникает реальная опасность их обрушений при прохождении фронта сейсмической волны. Из теории сдвижения горных пород хорошо известно, что сам процесс расслоения кровли является не мгновенным, достаточно продолжительным, а в ситуациях труднообрушаемых кровель может носить весьма затяжной, «инерционный» характер. В развитии негативной реакции горной среды на сейсмические воздействия неизбежно возникает фаза «подготовительного» периода. Лишь при достаточном развитии структур расслоения и ослабления массива сотрясательный эффект может привести к крупным обрушениям и даже к целой серии обрушений (в виде цепной реакции), приводящих к структурной перестройке массива.

Дополнительным фактором в локализации зон сейсмического поражения недр является геологическая предрасположенность участка недр к проявлению сейсмических активизаций. Определяется она способностью отдельных элементов геологической среды концентрировать энергию проходящих через массив сейсмических волн в определенных структурных узлах. По оценкам ВНИИ-ГЕО, в наибольшей степени таким качеством обладают широко распространенные в структуре Кузбасса брахисинклинальные складки, протяженность которых достигает от нескольких сот метров до нескольких километров [12]. В силу своей геометрической формы они могут выступать в качестве «сейсмических линз» и концентрировать энергию проходящих сейсмических волн в замковых частях складок. Таким же качеством обладают и пологие тектонические зоны (надвиги), подстилающие продуктивные угольные свиты. Они также способствуют концентрации сейсмической энергии на участках сопряжений пологих надвигов со взбросами и взбросо-сдвигами [12].

Выводы. Проявлению сейсмических аварий на шахтах и рудниках способствует высокая степень техногенного поражения участка недр и наличие крупных объемов образованных в нем выработанных пространств.

Моменту возникновению крупных аварий сейсмической природы предшествует период развития процессов расслоения налегающей толщи пород и образования в ней полостных структур.

Предрасположенность отдельных участков недр к периодически повторяющимся проявлениям сейсмических обрушений может быть следствием концентрации во вмещающих элементах геологической среды на данных участках энергии сейсмических волн. По косвенным признакам в структуре геологической среды Кузбасса такими концентрирующими качествами могут обладать брахисинклинальные складки и пологие тектонические зоны (надвиги).

Библиографический список

1. Лысиков Б.А. Характер проявления землетрясения на угольные шахты/ Лысиков Б.А., Березняк А.Д.: сб. трудов кафедры "СШ и ПС", ДонНТУ. - Донецк: изд. ДонНТУ, 2005.
2. http://www.gota.ru/item/41
3. https://vk.com/wall-21245447_277034
4. http://www.eurosmi.ru/993zemletryasenie_vyzvalo_obval_na_shahte_v_polshe_17_gornyakov_ostalis_pod_zemleiy.html
5. http://vedomosti-ua.com/91241-v-yuar-iz-za-zemletryaseniya-proizoshlo-obrushenie-v-shahte-est-zhertvy.html
6. https://rutube.ru/video/914d8e9a17d06a0e49ddd0482080693b/
7. http://www.vseneprostotak.ru/2013/03/zemletryasenie-stalo-prichinoy-obvala-na-shahte-v-polshe-pod-zemley-zablokirovanyi-17-gornyakov/
8. https://altapress.ru/proisshestvija/story/iz-za-zemletryaseniya-v-polskoy-shahte-zavalilo-chelovek-104364
9. https://www.ekhokavkaza.com/a/26627720.html
10. http://www.xinhuanet.com/english/2019-01/13/c_137739371.htm$

Еманов А.Ф. Крупнейший техногенный процесс на Земле. Бачатское землетрясение 18.06.2013 г. (ML=6.1, Кузбасс) / Еманов А.Ф., Еманов А.А., Фатеев А.В. и др. // Интерэкспо ГЕО-Сибирь. - 2014.- Т. 2. - №2. - С. 80-84.

11. Лазаревич Т.И. Геодинамическое районирование Южного Кузбасса / Лазаревич Т.И., Мазикин В.П., Малый И.А. и др.- Кемерово: Редакционно-издательская фирма «Весть», 2006. - 184 с.

УДК 622.02, 622.03, 622.862

УПРАВЛЕНИЕ РИСКАМИ ВОЗНИКНОВЕНИЯ АВАРИЙНЫХ СИТУАЦИЙ ПРИ ВЕДЕНИИ ПОДЗЕМНОЙ ДОБЫЧИ В ЗОНАХ ВЛИЯНИЯ КРУПНЫХ ГЕОЛОГИЧЕСКИХ НАРУШЕНИЙ

к.т.н. Лазаревич Т.И., Харкевич А.С., Власенко Ю.Н., к.т.н. Шубина Е.А.
Научный центр проблем безопасного освоения недр «ВНИИ-ГЕО», г. Кемерово, Россия

Аннотация. На основе анализа произошедших на шахтах Кузбасса крупных аварий, отмечена приуроченность некоторых из них к зонам влияния геологических нарушений. По результатам выполненных авторами исследований актуализирована методика расчета зон тектонического влияния геологических нарушений, в том числе с учетом влияния вторичных геологических и горнотехнических факторов.

Ключевые слова: шахта, промышленная безопасность, авария, пласты угля, пликативные и дизьюнктивные нарушения, разломы, складки, динамические явления, обрушение пород кровли.

Кузнецкий угольный бассейн представляет собой крупную замкнутую тектоническую депрессию, выполненную мощными (до 10 км), в различной степени дислоцированными средне-верхнепалеозойскими и мезозойскими вулканогенно-осадочными отложениями. Структура бассейна сформирована в основном движениями фундамента и окружающих складчатых сооружений в течение нескольких геологических периодов – от девона до юры включительно [1]. Многоэтапность геологического развития и переходное тектоническое положение бассейна на стыке геологических систем с различной степенью мобильности, предопределили неоднородность его тектонической структуры с усложнением от молодых комплексов к более древним, от средней части к периферии и по направлению с востока на запад – от каледонских обрамляющих структур к герцинским.

В результате активности тектонических процессов в Кузнецком угольном бассейне были сформированы пликативные и дизьюнктивные нарушения. Пликативные нарушения преимущественно представлены синклинальными и антиклинальными складками различного порядка, среди которых выделяются линейные складки, брахискладки, купола и флексуры. Дизъюнктивные нарушения представлены различными взбросами, сбросами, надвигами, горстами, грабенами, сдвигами.

Крупные разрывные нарушения с амплитудой смещения 1000 м и более и протяженностью более 100 км определяющие структурный класс региона, часто связаны с глубинными разломами земной коры. В границах Кузнецкого бассейна такие нарушения представлены надвигами и взбросами: Томский, Тырганский, Афонино-Киселёвский, Журинский, Соколовский, Иганинский и др. [1].

Указанным региональным разломам сопутствуют ветвящиеся системы крупных дизъюнктивных разрывов, имеющих характерные изломанные направления, которые оперяются более мелкими разломами. Примерами таких крупных нарушений, вблизи которых проводились горные работы, являются: Терентьевский надвиг на поле ш/у «Анжерское», взброс «В» на поле шахты «Абашевская», надвиг «Н» на поле шахты «Осинниковская», Киселевский взброс на поле шахты «Карагайлинская», взбросы «II» и «III» на поле шахты «Усковская» (бывшая Ульяновская»), взброс «А» на поле шахты «Полосухинская», взброс «IV» на поле шахты «Талдинская-Западная-1».

Следует отметить, что помимо установленных пликативных и разрывных нарушений установлена сейсмическая активность Кузбасса, которая связана с более глубокими и протяженными геодинамически активными разломами, такими как Барнаульско-Сорочинский, Пеньковский, Западно-Мартайгинский, Кондомско-Лебедской, Ташелгино-Темирский, Кытмановский и др. Местами передачи энергии от крупных сейсмических событий служат малые разрывы, связанные с глубинными разломами данных направлений [2, 3]. Схема тектонической нарушенности Кузбасса представлена на рис. 1.

Пликативные структуры Кузнецкого бассейна представлены широким диапазоном порядков – от микроформ до складок протяженностью в десятки километров. Широко распространены моноклинали, зачастую осложненные флексурами. Углы падения крыльев складок 30-50° Сравнительно узкие антиклинали, на отдельных участках имеют крутые падения до 80°. По сравнению с синклиналями, антиклинали обычно существенно осложнены разнообразной волнистостью.

Сближенное залегание угольных пластов, их склонность к динамическими явлениям (горным ударам, внезапным выбросам угля и газа, и т.д.) [4], высокая природная газоносность, большое количество синклинальных и антиклинальных складок осложнённых разного рода разрывами, являются особенностями угольного бассейна и в совокупности со значительно увеличившейся в последнее время глубиной ведения горных работ, усложняют обеспечение безопасной добычи угля.

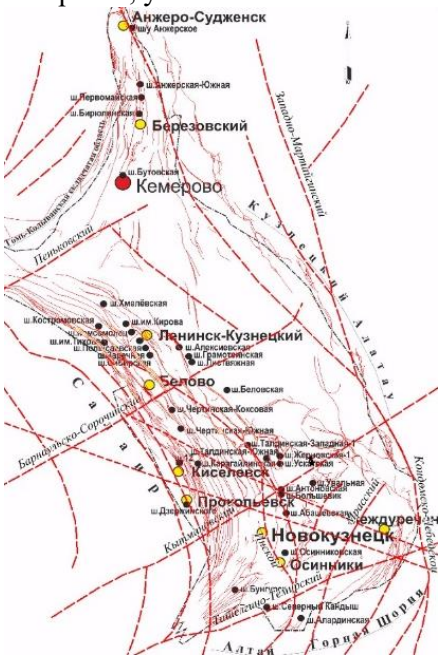


Рис. 1. Схема тектонической нарушенности Кузбасса

Выявление и картирование тектонических нарушений по материалам геологоразведочных работ в целом носит прогнозный и вероятностный характер. Вскрытие разрывных нарушений горными работами зачастую обнаруживает несоответствие их прогнозного местоположения. Известно, что чем большую величину имеет тектонический разрыв, тем легче он обнаруживается при проведении геологоразведочных работ и наоборот.

Для выявления средних разрывных нарушений с амплитудой 10-100 м и протяженностью до 10 м, необходимо проведение комплекса геологоразведочных и геофизических работ по более плотной разведочной сети. Нарушения с амплитудой смещения 10-20 м, при проведении геологоразведочных работ, как правило, выявляются случайно, либо при бурении скважин по дополнительным профилям в случае возникновения оснований для разрешения неоднозначной геологической ситуации по соседним разведочным линиям [5]. Обычно такие нарушения являются основанием для определения границ лицензионного участка, а также для выделения выемочных блоков и панелей в его контуре.

Разрывы с амплитудой смещения 3-10 м классифицируются как мелкие и могут выявляться лишь частично. Нередки случаи неподтвержденных нарушений, либо пересечения их в непредвиденном месте, что также служит источником повышенных рисков аварий и происходящих несчастных случаев. Как правило, такие нарушения выявляются и уточняются при проведении горно-разведочных, вскрывающих и подготовительных выработок, а также при помощи подземной геофизики (при «оконтуривании» выемочных участков).

Очень мелкие разрывы с амплитудой смещения до 3 м, как правило, по величине соотношений амплитуды смещения к мощности пласта делятся на при подкласса: до 0,5; 0,5-1,0 и свыше 1. Протяженность разрывов данного класса колеблется от нескольких метров до 1000 м. Мелкие нарушения с трудом поддаются диагностике на стадии бурения геологоразведочных скважин, поэтому выявляются в большом количестве в процессе ведения подготовительных и горнопроходческих ра-

бот, реже встречаются в столбе оконтуренных лав при ведении очистных работ. Разрывы с соотношением амплитуды и мощности поражаемого ими угольного пласта 0,5-1,0 могут преодолеваться очистным забоем при выполнении определённых технологических операций [6].

Мелкие (с амплитудами до 10 м) и очень мелкие (с амплитудами до 3 м) дизъюнктивные нарушения встречаются довольно часто. На всех без исключения шахтных полях геологоразведочными работами выявлено от 2-3 до 15-20 мелких разрывов. Имеющийся на сегодняшний день опыт по геодинамическому районированию недр показал, что малоамплитудная нарушенность недр повсеместно возрастает в створных направлениях геодинамически активных разломов, где им сопутствует увеличение частоты концентраций напряжений в массиве и повышенная проницаемость недр.

Сместители разрывных нарушений и оси пликативных структур сопровождаются зонами тектонического влияния, вблизи которых нормативными документами устанавливается опасная зона. Зоны тектонического влияния крупных нарушений были определены ещё на стадии геологоразведочных работ, по весьма разобщенным нормативным и методическим документам и кажутся завышенными, что может негативно отразится на полноте извлечения полезного ископаемого.

Зоны влияния тектонических нарушений характеризуются наличием минимум трех сопутствующих рисков:

– сопутствующих разрывных нарушений, замыкающихся на сместителе «материнского» разрыва;

– зон повышенной трещиноватости угля и пород, охватывающих примыкающие к сместителю разрыва область пород;

– зоны перехода от ослабленного трещиноватого массива к прочному.

Размеры зон влияния геологических нарушений определяются на основе комплекса косвенных признаков залегания пластов: геометрических элементов залегания поверхностей сместителей, контрастных изменений физических характеристик углей пластов по глубине и площади их залегания, величине полной или вертикальной амплитуды смещения крыльев разрывов, ширины зоны дробления, размеров зон измененного состояния и свойств угольных пластов и вмещающих их пород, и т.д.

Опыт ведения горных работ на шахтах Кузбасса у геологических нарушений весьма широк и однозначно показывает, что устойчивость кровли и бортов выработок, проводимых в зоне влияния нарушений, значительно ниже, чем в незатронутом массиве. При проведении выработок часто происходят высыпания и обрушения угля и породы с бортов, кровли и груди забоя выработок, образование куполов в кровле. Основной мерой безопасной проходки горных выработок в зонах тектонического влияния геологических нарушений, является своевременное применение усиленной металлической рамной крепи с затяжкой в круговую.

Несмотря на принимаемые меры безопасности, в шахтах при переходе геологических нарушений или ведении работ в зоне их тектонического влияния случаются аварийные ситуации и инциденты, в том числе связанные с возникновением опасных напряжений в массиве на входе или выходе из зоны тектонического влияния нарушения. Очень часто в процессе проведения выработок и установки в них крепления применяется химическое укрепление массива смолой или цементными растворами, а также обработка нарушенного массива специальными антипирогенными составами для исключения самонагревания угля на нарушенных участках.

Аварии и крупные инциденты, связанные с ведением горных работ у геологических нарушений известны на шахте «им. С.Д Тихова» Никитинского месторождения, на шахтах «Абашевская» и «Юбилейная» на Байдаевском месторождении, на шахтах «им. А.Д. Рубана» и «Листвяжная» на Егозово-Красноярском месторождении, ш/у «Анжерское» Анжерского месторождения, и т.д. Сведения по некоторым произошедшим авариям изложены в табл. 1.

В связи с необходимостью проведения мероприятий, обеспечивающих безопасность работ в зоне влияния нарушения, ведение горных работ сопровождается существенной потерей темпов, как при проведении подготовительных выработок, так и при работе очистного забоя. Для перехода разрывных нарушений, амплитуда которых превышает мощность пласта (т.е. соотношение более 1), требуется перемонтаж очистного комплекса. Следует отметить, что принятие решения о необходимости перемонтажа и определение технологии перехода небольших нарушений, зависит и от других природных факторов, таких как устойчивость кровли, трещиноватость, крепость вмещающих пород, обводнённость и т.д.

Таблица 1

Сведения о происшедших авариях, связанных с ведением горных работ у геологических нарушений

Шахта	Дата	Пласт	Выработка	Глубина, м	Основные причины аварии	Последствия
«им. С.Д Тихова»	08.02.19 г	23	Лава 23-1-4	350	Ведение очистных работ в районе мелкоамплитудного нарушения.	3 чел. получили травмы, 1 погиб
«Юбилейная»	07.08.16 г	16	Путевой уклон пл.16	760	Вскрытие непрогнозируемого геологического нарушения	Погибли 2 чел.
«Абашевская»	23.10.05 г	16	Основной конвейерный штрек	592	Разрывное нарушение с амплитудой смещения 2 м	Погибли 2 чел.
«Абашевская»	22.04.02 г	16	Конвейерный штрек 16-15 (низ)	638	Непрогнозируемое геологическое нарушение	Погиб 1 чел.
«Красногорская»	18.08.01 г	III-IV Внутренний	X Подэтажн. штрек	440	Непрогнозируемое геологическое нарушение	Погибли 2 чел.
«Тайжина»	10.04.04 г	Е-5	Конв. штрек 1-1-5-6	650	Геодинамическое явление, обусловленное воздействием упругой энергии накопленной массивом с участием энергии сжатого газа	Травмировано 6 чел. Погибли - 47 чел.
«Абашевская»	03.05.08 г	16	Лава 16-17	430-660	Отработка лавы в зоне влияния гелогическиго нарушения сопровождалась сильным куполением кровли и повышенным газовыделением	Отработка лавы 16-17 полностью прекращена
«Ш/У «Анжерское»	17.02.00 г	Коксовый	Лава 23	550-600	Зона влияния Терентьевского надвига, наличие тяжелой кровли	Микроудар, комбайн был сброшен с конвейера

Практически все нормативные документы горной отрасли включают фактор тектонической нарушенности недр как основополагающий при оценке преобладающих форм геомеханических, сейсмических, геодинамических, газодинамических, гидрогеологических и иных форм рисков при осуществлении подземной добычи. Однако, действующие в настоящее время нормативные требования и методические указания по определению границ безопасного ведения горных работ у геологических нарушений и возникающих вблизи их зон опасных концентраций напряжений, составлены по результатам исследований, выполненных ВНИМИ в 1970-х годах, весьма разрознены и уже не охватывают всего разнообразия изменившихся к настоящему времени геологических и горнотехнических условий отработки угольных пластов в Кузбассе [7, 8].

В настоящее время, в связи с переходом на более глубокие горизонты отработки (в настоящее время ведение горных работ в границах Кузнецкого угольного бассейна достигает 500-900 метров от поверхности), применением скоростных и производительных технологий угледобычи, увеличением горного давления и напряженности углевмещающего массива в связи с увеличением глубины

ведения горных работ, также меняется и тектоническое влияние на массив геологических нарушений. Динамика последних лет в части увеличения глубины ведения горных работ на угольных шахтах Кузбасса обязывает более детально подходить к изучению тектонической нарушенности массива, так как с увеличением глубины ведения горных работ резко возрастает вероятность возникновения динамических явлений (ДЯ) не только в зонах тектонической нарушенности, но и при подходе к ним. В этих условиях достаточно сложно достичь соответствующей эффективности в обеспечении безопасности, руководствуясь устаревшими, хотя и хорошо зарекомендовавшими себя в прошлом, способами и методическими подходами в решении проблемы безопасного ведения работ у геологических нарушений. Зачастую, отдавая приоритет безопасности ведения работ, зоны влияния тектонических нарушений прогнозируются с большим «запасом», что неизбежно приводит к увеличению уровня потерь полезного ископаемого в недрах или снижению темпов проведения горных выработок.

В связи с тем, что с момента проведения исследований по установлению размеров зон тектонического влияния разрывов и издания первого временного руководства прошло достаточно много времени, изменились условия ведения работ, и в каждом конкретном случае ширину зоны тектонического влияния можно определить только по данным инструментальных наблюдений, выполненных в натурных условиях, то есть в забоях подготовительных и очистных выработках, авторами настоящей работы, с целью установления истинных размеров ширины зон тектонического влияния нарушений посредствам оценки фактического геомеханического (напряженного) состояния горного массива вблизи сместителя, были выполнены инструментальные геофизические наблюдения и исследования физико-механических свойств горных пород.

Инструментальные геофизические наблюдения, основанные на регистрации наведенных электромагнитных полей с помощью единственной и уникальной аппаратуры типа АЭШ-1, были выполнены в выработках различных угольных шахт Кузбасса, пройденных в непосредственной близости и на различном удалении от дизъюнктивов [9]. Одновременно с этим также отобраны и изучены физико-механические свойства угля и породы кровли угольных пластов.

На каждом из объектов исследований устанавливался индивидуальный состав признаков идентификации положения зон влияния пликативных и разрывных нарушений, на основе которых формировались обобщенные выводы о нахождении границ этих зон. Разнообразие составов признаков «внешнего» влияния на объектах наблюдений способствовало повышению представительности полученных результатов. В качестве важнейших из вторичных факторов влияния на геометрическую конфигурацию зон тектонической нарушенности рассматривались:

– положение пересекаемого геологического нарушения в зоне влияния более крупного разлома (наложение зон);

– наличие сопутствующих более мелких или пликативных нарушений;

– высокая степень общей нарушенности шахтного поля;

– большая глубина залегания исследуемой области разрыва;

– воздействие на зону влияния разрывного нарушения ЗПГД от целиков и краевых частей массива вышеотработанных угольных пластов;

– интенсивные темпы ведения работ в зонах влияния разрывных нарушений;

– большие площади выработанных пространств, пересекающих или примыкающих к зонам влияния тектонических нарушений;

– склонность пластов к динамическим явлениям в зонах влияния разрывных нарушений;

– наличие мощных сейсмических воздействий промышленных взрывов, производимых на ближайших («покрывающих», смежных) объектах открытой добычи.

Результаты выполненных инструментальных исследований на некоторых шахтах Кузбасса в горногеологических и горнотехнических условиях ведения горных работ, осложненных наличием дизъюнктивных и пликативных нарушений, представлены в табл. 2 и табл. 3 соответственно.

Проводившимися авторами геомеханическими исследованиями установлено, что все указанные типы тектонических структур характеризуются не только различными масштабными уровнями, но и специфическими формами реакции на ведение в зонах их влияния подземных горных работ. Чем крупнее тектоническое нарушение, поражающее участок недр, тем менее связной оказывается разделяемая им горная среда.

Таблица 2

Результаты инструментальных геофизических исследований в зонах дизъюнктивных нарушений

Шахта, пласт, лава	Мощность пласта, м	Крепость угля f	Глубина, м	Тип нарушения, амплитуда, м	Расчетная ширина зоны тектонического влияния, м		Фактическая ширина зоны тектонического влияния в, м	Примечание
					лежачее крыло	висячее крыло		
«Абашевская», 16, лава 16-17	1,3-1,7	1,3.	430-660	Взброс «102-102», 0,5-4,5	5	11	20	В зоне влияния взброса возникли интенсивные обрушения и куполения кровли. Отработка лавы 16-17 прекращена
«Большевик», 29а, лава 29-58	3,4	1,2	445	Согласный взброс «И», 10-40	16	32	150-200	Геофизические исследования показали, что направление простирания сместителя расположено вдоль выработок оконтуривающих лаву
Ш/У «им. А.Д. Рубана», Полысаевский -2, лава 812	5,1	1,2	220-235	согласный взброс II-II, 100-120	27	55	200	Поле шахты залегает между крупнейшими разломами Центрального Кузбасса - Виноградовским и Журинским взбросами. Взброс II-II является сопутствующим нарушением и образует в границах шахтного поля развитую сеть апофиз
«Полосухинская», 26а, лава 26-313	1,76-2,85	0,8-1,0	570	Взброс, 1,4	3	6	15-20	Условия проведенных исследований являются наиболее распространенными на шахтах Кузбасса: диагонально секущий выемочный столб наклонный взброс, подсеченный одной вскрывающей выработкой с прогнозными элементами залегания

Следует отметить, в некоторых случаях опасные зоны могут быть комплексными, т.е. участок геологического нарушения может быть опасным по нескольким факторам. Например, опасные зоны, связанные с газодинамическими факторами, такими как горные удары, внезапные выбросы угля и газа, или обусловленные опасностью прорыва воды в подземные горные выработки, когда нарушение проходит вблизи или пересекает водоносный горизонт или затопленные выработки. Следовательно, для любого геологического нарушения, должна быть рассчитана и утверждена в соот-

ветствующем порядке опасная зона, а в случаях его расположения на удароопасном или выбросоопасном пласте, опасная зона считается комплексной, указывается опасность пласта по горным ударам или внезапным выбросам угля и газа и производится расчет границ опасной зоны, обусловленной газодинамическими факторами.

Таблица 3

Результаты исследований прочностных свойств в зонах пликативных нарушений

Шахта, пласт, лава (выработка)	Глубина, м	Тип нарушения	Крепость угля f		Расчетная ширина зоны тектонического влияния в замковой части пласта, м	Фактическая ширина зоны тектонического влияния в плоскости пласта, м	Примечание
			в зоне тектонического влияния складки	вне зоны тектонического влияния складки			
«Красногорская», Горелый, квершлаг №5 гор. -150 м	350	Красногорская антиклиналь	0,35	1,2-1,5 (включения колчедана)	175	200	Установлено наличия дополнительной разрывной тектоники и снижение крепости угля
«Юбилейная», 16	750	Байдаевская брахисинклиналь	0,65	1,5-1,8	Внутренний угол более 130 °-зона не рассчитывается	20	Установлено неоднородное напряженное и геомеханическое состояние углепородного массива которое сопровождалось образованием куполов более 5 м.
«Ш/У «Котинское», 52, лава 52-09	320-395	Соколовская синклиналь	1,7-2,8	1,8-3,5	Внутренний угол более 130 ° -зона не рассчитывается	Отсутствует	Сделан вывод об исключении из перечня опасных зон тектонического влияния нарушения

В этой связи, уже давно назрела необходимость разработки методики определения параметров опасных зон у геологических нарушений и возникающих вблизи их зон опасных концентраций напряжений, дополненной результатами современных исследований.

Методика должна включать в себя порядок построения и нанесения границ опасных зон на горно-графическую документацию, рекомендации по шахтному мониторингу зон тектонического влияния нарушений, учет взаимозависимых факторов риска, требующих не только комплексного подхода, но и всестороннего системного анализа горно-геологической обстановки участка, а также рекомендации по безопасному ведению горных работ в указанных опасных зонах.

Выполнение натурных инструментальных геофизических наблюдений в горных выработках, позволяют выявить очаги напряженности, которые возникают при накоплении угольными пластами потенциальной упругой энергии в зоне тектонического влияния разрыва и на её границе.

Выводы.Таким образом, для снижения риска возникновения аварийных ситуаций при ведении подземной добычи в зонах влияния геологических нарушений и предотвращения возникновения газодинамических явлений на данных участках, при планировании горных работ в установленном порядке составляется перечень опасных зон, который утверждается техническим руководителем предприятия. Данный перечень должен являться основой составления технического задания для проведения натурных инструментальных геофизических наблюдений в действующих горных выработках предприятия, расположенных на данном участке шахтного поля.

Рекомендуемый порядок обеспечения безопасного ведения горных работ и снижения рисков возникновения аварийных ситуаций в опасных зонах, обусловленных геологическими факторами и геомеханическими процессами представлены в табл. 4.

Таблица 4

Ответственность служб предприятий за безопасное ведение горных работ в опасных зонах

Наименование зоны	Отнесение участка к опасной зоне, составление технического задания для проведения натурных геофизических исследований, расчет и построение границ, ликвидация	Проведение натурных геофизических исследований, системного анализа условий разработка рекомендации	Разработка проекта или мероприятий безопасного ведения горных работ в опасной зоне	Утверждение границ опасной зоны и проекта (мероприятий) безопасного ведения горных работ в опасной зоне	Ознакомление персонала с проектом (мероприятиями) безопасного ведения горных работ в опасной зоне	Должностные лица, контролирующие ведение работ в опасной зоне
Зона, обусловленная геологическими факторами						
Опасная зона тектонического влияния геологического нарушения	Главный геолог	Специализированная организация	Технологическая	Технический руководитель предприятия	Начальник участка, служба контроля за креплением горных выработок	Зам. дир. по ТБ и ОТ, зам. дир. по производству, начальник участка АБ (ВТБ), гл. геолог, гл. маркшейдер
Зоны, возникающие под воздействием геомеханических процессов						
Опасная зона по горным ударам в условиях геологического нарушения	Главный геолог	Специализированная организация	Технологическая	Технический руководитель предприятия	Начальник участка, руководитель службы предупреждения ДЯ	Зам. дир. по ТБ и ОТ, зам. дир. по производству, начальник участка АБ (ВТБ), руководитель службы предупреждения ДЯ, гл.геолог, гл.маркшейдер
Опасные по внезапным выбросам угля (породы) и газа условиях геологического нарушения	Главный геолог	Специализированная организация	Технологическая	Технический руководитель предприятия	Начальник участка, руководитель службы предупреждения ДЯ	Зам. дир. по ТБ и ОТ, зам. дир. по производству, начальник участка АБ (ВТБ), руководитель службы предупреждения ДЯ, гл. геолог, гл.маркшейдер

Библиографический список

1. Угольная база России. Том II. Угольные бассейны и месторождения Западной Сибири. (Кузнецкий, Горловский, Западно-Сибирский бассейны, месторождения Алтайского края и Республики Алтай). М., «Геоинформцентр», 2003.
2. Коллектив авт. Лазаревич Т.И., Мазикин В.П., Малый И.А., Ковалев В.А., Поляков А.Н., Харкевич А.С., Шабаров А.Н. Геодинамическое районирование Южного Кузбасса. Монография. ВНИМИ, Кемеровское Представительство, 2006.
3. Лазаревич Т.И., Шахурдин С.А. Прогнозирование динамически активных разломов. Проблемы геодинамической безопасности. II Международное рабочее совещание. - СПб., 1997.
4. Федеральные нормы и правила "Инструкция по прогнозу динамических явлений и мониторингу массива горных пород при отработке угольных месторождений". – М, 2016.
5. Сендерзон Э.М., Юзвицкий А.З. и др. Методика разведки угольных месторождений Кузнецкого бассейна. – Кемерово, 1978.
6. Классификации тектонических разрывов угольных пластов по их морфологическим признакам и величинам. - Л.: ВНИМИ, 1981.
7. Долгополова Т.И. Исследования влияния складчатого залегания пластов в Кузбассе на условия возникновения горных ударов: дис. … канд. техн. наук /Т.И. Долгополова (Лазаревич Т.И.); ВНИМИ. – Прокопьевск, 1971 – 147 с.
8. Временное руководство по определению размеров зон тектонического влияния у разрывов и в замках складок. Т.И. Долгополова (Лазаревич Т.И.). – Л.: ВНИМИ, 1971. – 28 с.
9. Лазаревич Т.И., Гомзяков А.В. Оценка устойчивости целиков геофизическими методами // Горная геофизика. - 1998 г. - С. 267 - 271.

УДК 622.015/.016:622.2:622.83

ВАЖНЕЙШИЕ АСПЕКТЫ ОБЕСПЕЧЕНИЯ БЕЗОПАСНОСТИ СОВМЕЩЕННОЙ ОТКРЫТО-ПОДЗЕМНОЙ ДОБЫЧИ В УСЛОВИЯХ ВОЗРАСТАНИЯ СТЕПЕНИ ИХ ВЗАИМНОГО НЕГАТИВНОГО ВОЗДЕЙСТВИЯ

[1]Харкевич А.С., [2]Мефодьев С.Н., [1]Денисов С.В.
1 - Научный центр проблем безопасного освоения недр ВНИИ-ГЕО, г. Кемерово, Россия
2 - ООО «Шахта «Южная», г. Кемерово, Россия

Аннотация. Отмечена тенденция непрерывного нарастания техногенной нагрузки на недра Кузбасса, вызванная существенным увеличением плотности размещении объектов угледобычи и использования схем совмещенной открыто-подземной добычи. Рассмотрены важнейшие аспекты их взаимного негативного влияния. Отмечена назревшая необходимость разработки единых технических регламентов ведения открыто-подземной добычи как единого технологического процесса.

Ключевые слова: негативные последствия, факторы, степень воздействия.

При постоянном наращивании удельного веса объектов открыто-подземной добычи уже в ближайшей перспективе в Кузбассе следует ожидать создание крупных агломераций открыто-подземных горных работ с комплексом нерешенных проблем их взаимного негативного воздействия. Только на протяжении последнего десятилетия в регионе произошло кратное увеличение доли действующих угледобывающих предприятий, ведущих совмещенную открыто-подземную добычу угля на ограниченных площадях угледобычи.

В условиях резко изменившихся за эти годы технологий подземной отработки угольных пластов в регионе был выявлен целый комплекс разнообразных форм взаимного негативного влияния открытых и подземных горных работ. В ряду преобладающих факторов их взаимного влияния нами рассматриваются:

– сейсмическое воздействие взрывных работ, ведущихся на объектах открытой добычи, на устойчивость вмещающих пород вокруг подземных очистных и подготовительных выработок;

– возникновение в подземной горной среде техногенных сейсмических явлений, провоцируемых производимыми на угольных разрезах промышленными взрывами;

– изменение нагрузки налегающей толщи пород на отрабатываемые пласты под породными отвалами и карьерной выемкой;

– повышение проницаемости налегающей толщи пород, обеспечивающей инфильтрацию грунтовых вод и газов из породных отвалов и объемов взрываемой горной массы в подземные выработки;

– формирование полостных структур и зон расслоение пород кровли над выработанным пространством отрабатываемых пластов, ослабляющих устойчивость кровли;

– увеличение размеров мульды сдвижения, образующейся над выработанным пространством отрабатываемых пластов за счет «выполаживания» углов сдвижения пород под действием систематически повторяющегося сотрясательного воздействия взрывных работ;

– активизация оползневых процессов и явлений в подрабатываемых бортах карьерных выемок и отвалов вскрышных пород;

– увеличение размеров зоны тектонического влияния геологических нарушений под влиянием промышленных взрывов и углубления карьерной выемки;

– наличие рисков вскрытия угольным разрезом подземных горных выработок, представляющих опасность нарушения системы вентиляции всей шахты;

– возникновение источников поступления воздуха из карьерной выемки в шахту, несущее опасность самонагревания угля и его самовозгорания.

Наглядными примерами проявления перечисленных процессов и явлений на объектах открыто-подземной добычи являются следующие.

Разрез «Моховский», шахта «Полысаевская». Отмечается повышенная степень сейсмического воздействия массовых взрывов, производимых на разрезе «Моховский» на объекты инфраструктуры промышленной площадки шахты «Полысаевская». В 2011 году на промплощадке шахты произошло разрушение здания водоочистной станции под действием производимых на разрезе промышленных взрывов.

Разрез «Заречный», шахта «Талдинская-Западная-2». В 2013 г. горнодобывающие предприятия достигли предельного сближения. Минимальная высота предохранительного целика между открытыми работами и подземными выработками составляла 60 м. Производимые в этот период на угольном разрезе промышленные взрывы, оказывали негативное влияние на подземные выработки, проявляющееся в снижении устойчивости анкерной крепи, усилении скорости смещения приконтурного массива угля и пород, росте трещиноватости угля и снижении устойчивости пород кровли [1].

Формирование в границах горного отвода отвала вскрышных пород повлекло существенное возрастание нагрузки на отрабатываемые пласты под его основанием и, соответственно, обусловило перенос границ отнесения отрабатываемых пластов к угрожаемым по горным ударам на вышележащие горизонты.

В мае 2014 г. на горном отводе произошло формирование ядра крупнейшего за всю историю Кузбасса «Талдинского» оползня, повлекшего крупные негативные последствия (деформации ряда инженерных и природных поверхностных объектов, подтопление примыкающих территорий в результате возникшей запруженности реки и водотоков).

Разрез «Караканский», шахта «Беловская». Отмечались многочисленные негативные эффекты отработки сближенных пластов, в первую очередь в зонах выходов пластов под наносы. Возник значительный нагрузочный эффект на отрабатываемые пласты от массы формируемого на территории горного отвода отвала вскрышных пород. В результате возникшего в 2016 г. оползания бортов разреза под влиянием подземных горных работ, произошла деформация уступов и образование зоны оползания бортов на значительную высоту.

Разрез «Калтанский», шахта «Алардинская». В 2016 году произошло формирование крупной очаговой зоны природно-техногенной сейсмической активизации, связанной с открытыми горными работами, с магнитудой событий до 3-4. Крупнейшие события были локализованы в зоне отвалов карьерного поля Осинниковского разреза [2]. В результате прохождения фронта сейсмической волны от произошедшего 09.12.2016 г. землетрясения с магнитудой 4, произошел выброс газа и угольной пыли в подземную выработку шахты, деформация крепления выработки, вывал породы.

Разрез «Черниговский», шахта «Южная». После взрыва, произведенного на участке открытых горных работ 05 марта на удалении порядка 250 м от действующих подземных выработок, произошли интенсивные расслоения пород кровли, возникли очаги обрушения породы в выработку и деформирование крепи.

Спрогнозированная рядом экспертных организаций умеренная степень сейсмического воздействия промышленных взрывов на подземные выработки, на основе которых принимались проектные решения были ошибочными в силу неучтенных факторов влияния ослабленной кровли. В

результате были выбраны не соответствующие структурным особенностям кровли параметров крепления подготовительных выработок, занижены размеров зон опасного сейсмического воздействия промышленных взрывов.

Следует отметить, что до настоящего времени отсутствует единый норматив оценки сейсмических рисков влияния взрывных работ на подземные выработки и окружающую среду. Для разработки критерия для этой оценки необходимо провести комплексные исследования по установлению опасных параметров сейсмических волн и уровней их опасного сейсмического воздействия (как по допустимым расстояниям, так и энергетическим характеристикам).

Выводы. Таким образом, в качестве важнейших аспектов обеспечения безопасности совмещенной открыто-подземной добычи в условиях возрастания степени их взаимного негативного воздействия нами рассматриваются:

– согласованность и скоординированность программ развития, схем и графиков выполнения работ на объектах открытой и подземной добычи, исключающих ситуации критически сближенного размещения участков добычи;

– расширение функциональных возможностей систем контроля состояния горного массива, как элементов многофункциональных систем безопасности шахт (МФСБ) для отслеживания процессов взаимного негативного воздействия объектов открытой и подземной добычи;

– обеспечение более «щадящего» режима производства промышленных взрывов, для снижения уровня их сейсмического воздействия на рабочие зоны подземных работ;

– выбор схем планировки шахтных полей и графиков отработки выемочных единиц, не допускающих критических форм развития деформационных процессов в мульдах сдвижения при подработке бортов разреза и отвалов вскрышных пород;

– организация контроля за опасностью проникновения в горную среду вредных веществ из тела отвала и взрываемой горной массы;

– согласованный режим совместного ведения открытых и подземных горных работ на практике может быть реализован только в рамках одного предприятия, на котором вопросы планирования и производства добычи могут быть осуществлены без конфликта интересов во взаимоувязанном календарном графике работ;

– разработка единых технических регламентов ведения открыто-подземной добычи как единого технологического процесса с учетом сформулированных выше положений и требований их взаимной увязки.

Библиографический список

1. Щипачев А.С. Обеспечение безопасного поддержания и эксплуатации горных выработок шахты «Талдинская-Западная-2»при воздействии массовых взрывов ОГР разреза «Заречный»/ Щипачев А.С.// Горный информационно-аналитический бюллетень. - 2014. - №3. - С. 35-41.

2. Еманов А.А. Техногенная сейсмическая активизация на юге Кузбасса (п. Малиновка) /Еманов А.А., Еманов А.Ф., Фатеев А.В., Лескова Е.В.// Интерэкспо ГЕО-Сибирь. - Новосибирск: СГУГИТ, 2017. - Т. 3. - С. 66-71.

УДК 622.01:550.348

РЕШЕНИЕ ЗАДАЧ ЭФФЕКТИВНОГО УПРАВЛЕНИЯ ГЕОДИНАМИЧЕСКИМИ РИСКАМИ И ПРЕДОТВРАЩЕНИЯ ДИНАМИЧЕСКИХ ЯВЛЕНИЙ ПРИ ОТРАБОТКЕ ПЛАСТОВ С ТЯЖЕЛЫМИ КРОВЛЯМИ

[1]Лазаревич Т.И., [1]Харкевич А.С., [2]Полищук Л.В., [1]Денисов С.В.
1 - Научный центр проблем безопасного освоения недр ВНИИ-ГЕО, г. Кемерово, Россия
2 - ООО «Шахта «Юбилейная», г. Новокузнецк, Россия

Аннотация. По результатам проведенных на одном из проблемных участков добычи пласта 16 шахты «Юбилейная» в 2017-2019 гг. мониторинговых наблюдений прослежен цикличный режим развития сопутствующих сейсмических и геодинамических процессов при наличии широкого комплекса «управляющих» параметров состояния окружающей горной среды. Отмечена возможность управления кровлей корректировкой параметров и схем ведения горных работ.

Ключевые слова: геодинамические явления в угольных шахтах, управление тяжелой кровлей, геофизический мониторинг, безопасность горных работ.

Современный этап развития угольной отрасли характеризуется тем, что многие шахты вынуждены вести добычу в сложных и особо сложных горно-геологических условиях. Основными причинами этого являются:

– возросшие глубины ведения горных работ, часто уходящие за границы отнесения угольных пластов к опасным по горным ударам [1] и внезапным выбросам угля и газа [2];

– переход на интенсивные технологии отработки угольных пластов, использующие высокоскоростные режимы добычи и крупные площади выемочных единиц;

– постоянно растущие объемы выработанного пространства;

– присутствие в выработанном пространстве предохранительных целиков, зачастую сложноконфигурированных и нагруженных;

– влияние смежных добывающих предприятий, в том числе ликвидированных и затопленных.

Влияние перечисленных выше негативных факторов в той или иной степени испытывают на сегодняшний день все шахты Кузбасса.

Характерным примером, с этой точки зрения, является шахта «Юбилейная», ведущая разработку угля Байдаевского месторождения. Практически все шахты, действовавшие на территории Байдаевского геолого-промышленного района, испытали негативные последствия крупных аварий геомеханической и геодинамической природы, что позволяет говорить о данном районе, как одной из наиболее проблемных территорий угледобычи в Кузбассе. Большинство смежных шахт - «Абашевская», «Антоновская», «Большевик», «Есаульская» - отрабатывало практически ту же свиту пластов, что и «Юбилейная» в почти идентичных условиях, отличающихся лишь специфическими структурно-геологическими и технологическими особенностями, не затрагивающими общую природу происходящих сейсмо-геодинамических процессов.

За годы работы на шахте «Юбилейной» был зарегистрирован целый ряд динамических явлений:

– два горных удара в межлавных целиках, разделяющих лавы 16-05 и 16-07 (17.09.1995 г.), а также лавы 16-11 и 16-09 (01.07.2001 г.) на пласте 16;

– толчок (горно-тектонический удар) в верхней части лавы 16-07 (18.05.1995 г.) на пласте 16;

– два микроудара при доработке запасов пласта 26а выемочным участком 34-36 (11.02.1989 г. в печи №3) и выемочным участком 29 (15.03.1989 г. в штреке №7);

– внезапный выброс угля и газа в полевом квершлаге, вскрывающем пласт 14, при пересечении его забоем одного из некондиционных пластов свиты;

– динамическое разрушение кровли пласта 16 при проведении Центрального путевого уклона вдоль оси Абашевской брахисинклинали в призабойной части проводимой выработки на отметке -450 м;

– 11 случаев суфлярных выделений метана и проявлений повышенных газовыделений при проведении оконтуривающих выработок выемочных участков на пластах 16 и 25 (в лавах 16-12, 16-14, 25-18, 25-20, 25-27).

Из-за усложнения горно-геологических условий и опасных условий труда в 2010 г. работа шахты была остановлена, и даже поднимался вопрос о ее ликвидации. Однако дефицит добываемых шахтой углей марки Ж обусловил необходимость возобновления добычи.

С целью снижения рисков возникновения аварийных ситуаций ООО «ВНИИ-ГЕО» осуществляет научное сопровождение горных работ шахты «Юбилейная» по пласту 16 с октября 2016 года.

Разрабатываемый с участием авторов на протяжении последних лет общий методологический подход к решению задачи повышения безопасности угольных шахт предусматривает [3-9]:

– системный анализ горно-геологических и горнотехнических условий отработки угольного пласта;

– проведение комплекса сейсмических и геофизических наблюдений;

– сопоставительный анализ реакции горного массива на производимые работы и зависимости уровня сейсмической активности недр от режима добычи;

– корректировку схем и параметров технологии добычи как средств управления геомеханическим и сейсмогеодинамическим состоянием массива.

Пласт 16 на поле шахты имеет мощность от 1.4 до 1.8 м, при средней вынимаемой мощности 1.6 м. В 0.15 м от кровли пласта и в 0,40 м от почвы пласта наблюдаются линзовидные прослои алевролита, мощность которых от 0.01 до 0.09 м, в среднем – 0.02 м. Природная газоносность пласта 16 с глубиной увеличивается до 30 $м^3$/т. Уголь пласта не склонен к самовозгоранию, угольная пыль взрывоопасна. Пласт 16 угрожаем по горным ударам с глубины 190 м, а с глубины 400 м пласт отнесен к опасным по горным ударам. По внезапным выбросам угля и газа пласт является опасным с глубины 580 м.

По качественным показателям уголь пласта 16 относится к марке Ж. Сопротивление угля резанию 125 кг/см. Коэффициент крепости f = 0.8–1.0.

Ложная кровля пласта 16 развита на отдельных участках и представлена углистым алевролитом. Мощность ложной кровли достигает 0.2 м, крепость – f = 3.

Непосредственная кровля пласта 16 сложена мелким, средним и крупным алевролитами мощностью 0.4–5.5 м, обычно слоистыми, внизу слоя до 0.4 м – косослоистыми. Породы непосредственной кровли изменяются от среднеустойчивых до устойчивых, f = 4–5, допустимая площадь обнажения 15 $м^2$, время устойчивого обнажения до 1 час.

Основная кровля пласта мощностью до 25 м сложена алевролитом средне- и крупнозернистым с прослоями (от 4 до 12 м) мелкозернистого песчаника f = 6 – 11, по обрушаемости классифицируется от средней до тяжелой.

Почва пласта – алевролит мелкий и средний, редко крупный, f = 4 – 5, не склонна к пучению.

Обводненность участка весьма слабая, приток воды возможен до 1–3 $м^3$/час при встрече зон трещиноватости.

Отработка пласта 16 осуществляется столбовой системой по простиранию. Длина очистного забоя составляет 250 м, выемочного столба – порядка 2000 м. Отработка осуществляется от фланга к центру в нисходящем порядке, максимальная глубина составляет около 700 м.

Присутствие в породах кровли слоев алевролита и прочного песчаника мощностью до 12 м делает ее труднообрушаемой [10]. В процессе ведения очистных работ это приводит к задержкам в посадках основной кровли и ее зависанию на значительных площадях выемочного участка. Посадка основной кровли при этом происходит в форме внезапного, без предупредительных признаков, обрушения зависающей консоли. Массовое обрушение пород кровли и вызванная им воздушная волна могут привести к повреждениям крепи очистной и подготовительных выработок, заваливанию механизированного комплекса и загазовыванию рудничной атмосферы за счет вытеснения газа из выработанного пространства и дополнительного выделения газа из обрушенных пород. Накопление значительных напряжений в приконтурном массиве к моменту обрушения кровли повышает риск возникновения горных ударов.

Анализ горно-геологических и горнотехнических условий отработки угольного пласта 16 и предварительное электромагнитное зондирование, при ширине защитной зоны порядка 7 м [11], на глубину до 12 м аппаратурой АЭШ-1 [5] массива, пород кровли и почвы пласта, проведенное по оконтуривающим рабочую лаву вспомогательным выработкам, позволили выявить в структуре горного массива зоны повышенных напряжений и ослабленные зоны. На основании полученных результатов были разработаны рекомендации по безопасному ведению очистных работ, включившие в себя:

– периодический контроль напряженного состояния и степени удароопасности пласта по выходу буровой мелочи;

– обеспечение равномерности подвигания линии очистного забоя лавы 3 м/сутки;

– опережающую (не менее 60 м) разгрузку краевой части пласта скважинами большого (200–250 мм) диаметра длиной не менее 20 м и расстоянием между скважинами не более 1 м;

– гидродинамическую стратификацию пород основной кровли способом направленного гидроразрыва с целью снижения нагрузок в кровле и предотвращения разломов почвы пласта 16. Параметры и схема заложения скважин с учетом конкретных горно-геологических условий, формирующихся при отработке лавы, являются авторской разработкой ООО «ВНИИ-ГЕО»;

– бурение газодренажных скважин в почву пласта и контроль за газовыделением.

Контроль эффективности профилактических мероприятий на всех участках приведения выработок в неудароопасное состояние на начальном этапе отработки столба 16-17 осуществлялся механическим (по выходу буровой мелочи) и геофизическим (аппаратурой АЭШ-1) методами через каждые 15 м подвигания очистного забоя.

Оперативный контроль сопровождающих горные работы геомеханических процессов осуществлялся с помощью локальной сети сейсмических станций на базе регистраторов «Байкал-АСН»

[12, 13]. Регистрация велась в непрерывном режиме, данные станций по сети интернет поступали в центр обработки. Обработка осуществлялась в соответствии с общими рекомендациями [14]. Изменения сейсмической активности оценивались по количеству регистрируемых за определенный промежуток времени, обычно – сутки, сейсмических событий и их суммарной энергии.

Анализ пространственно-временного распределения зарегистрированных сейсмических событий позволил выделить среди них три основных группы. Низкоэнергетические сейсмические события энергетических классов $K < 5$ создают общий сейсмический фон, который может повышаться в условиях нарастающих нагрузок, но одновременно является признаком развивающихся в массиве микроразрушений, сопутствующих, в частности, бурению разгрузочных и дегазационных скважин и является признаком происходящих разгружающих процессов. Эта часть событий происходит в горизонте лавы и приурочена к участку ведения горных работ. Максимальная деструктивная зона таких событий охватывает область с радиусом не более 5 м. Миграция фронта сейсмической зоны, сформированной этой группой, полностью отражает динамику проведения профилактических мероприятий.

Среднеэнергетические сейсмические явления классов $5 \leq K < 6$ чаще всего сопутствуют геомеханическим процессам обрушения кровли, отжимам угля из забоя, проявлениям тресков и щелчков из очагов напряженного состояния пласта, а также при проявлениях толчкообразных форм деформирования массива (по И. М. Петухову). Их можно связать с перераспределением напряжений в массиве, обусловленным выемкой угля. Очаги таких сейсмических событий залегают преимущественно в породах кровли и почвы пласта на глубине 200-900 м от дневной поверхности и «оконтуривают» рабочий участок. В среднем, энергетический вклад этой группы событий остается практически неизменным за весь период наблюдений и, возможно, определяется только объемом извлеченного угля.

Наиболее сильные события энергетических классов $K \geq 6$ выделяют в массив энергию, соизмеримую с энергией крупных динамических явлений. Большинство из них генерируются в подстилающей геологической среде, и часть ощущается как подземные толчки с сотрясением массива. Видимо, их можно рассматривать, как отражение геодинамических процессов в границах шахтного поля, возникающих в результате горных работ и внешних региональных факторов. Максимальные количества событий этой группы были зарегистрированы в периоды переходов очистных забоев 16-17 и 16-19 через разрезные печи, а также после начала отработки нижележащего пласта 15 в декабре 2018 г. Анализ пространственного распределения данной группы событий показывает, что их очаги приурочены к геодинамически активным структурам, выявленным в границах шахтного поля, могут быть удалены от участка непосредственного ведения горных работ на 2-3 км и лежат преимущественно на глубине 900-1500 м от дневной поверхности.

Квазипериодический, циклический характер изменения сейсмической активности в контуре отработки столба позволил оценить шаг обрушения основной и непосредственной кровли. По данным сейсмологического мониторинга шаг обрушения непосредственной кровли составил 4 - 6 м, а основной – 32 – 40 м.

Согласно расчетам, выполненным для условий пласта 16 шахты «Юбилейная» согласно [15, 16], без подбучивания зависающих пород кровли в выработанном пространстве шаг обрушения непосредственной кровли составил 3,8 м, основной кровли – 28,2 м, а в условиях подбучивания 4,7 и 39,8 м соответственно.

Сопоставление с результатами, полученными из сейсмических наблюдений, подтверждает наличие подбучивания пород основной кровли, приводящего к зависанию пород в выработанном пространстве и увеличению шага ее обрушения.

Увеличение скорости подвигания очистного забоя с 3–4 до 6 – 7 м/сутки сопровождалось ростом шага обрушения непосредственной кровли до 10 – 12 м, а основной до 50 м. При этом уровень регистрируемой сейсмической энергии увеличивался примерно вдвое при сохранении числа сейсмических событий. Увеличение пролетов зависающей кровли сопровождалось ростом линейных размеров обрушающихся блоков породы, которые могли достигать нескольких метров. Такие изменения повышали риск возникновения аварийных ситуаций геодинамической и газодинамической природы. Обратное снижение скорости с 7 до 2-3 м/сутки, как правило, сопровождалось значительным, в несколько раз, снижением сейсмической активность в течение нескольких дней, пока уровень деформаций пород кровли вновь достигал запредельных значений.

Выводы. Результаты сейсмологического мониторинга показали, что помимо указанного влияния скорости подвигания очистного забоя, наиболее значимыми факторами, инициирующими развитие сейсмических процессов в районе отработки пласта 16, являются:

– приближение забоя лавы на расстояние 100 - 230 м к целикам вскрывающих уклонов, испытывающих действие опорных напряжений от выработанного

пространства вышеотработанных пластов;

– увеличение глубины отработки лавы с 350 до 600-700 м;

– сложная структура пород углевмещающей толщи пласта 16, представленная чередующимися слоями прочных песчаников и ослабленных пород кровли и почвы;

– наличие в подстилающей геологической среде мощных нарушений, поражающих нижележащую геологическую толщу непосредственно под пластом 16;

– наличие по периметру шахтного поля многочисленных затопленных выработанных пространств ранее ликвидированных шахт («Зыряновская», «Нагорная», «Байдаевская», «Абашевская», «Большевик» и др.).

Использованный подход позволил шахте «Юбилейная» в течение 2017 – 2019 гг. отработать в особо опасных условиях без серьезных происшествий столба 16-17 и 16-19.

Библиографический список

1. Каталог пластов угля, склонных к горным ударам, на месторождениях Российской Федерации. - СПб.: ВНИМИ, 1996.-12 с.

2. Линник В.Ю. Горно-геологические и качественные характеристики угольных пластов России, отрабатываемых подземным способом / Линник В.Ю, Поляков А.В., Линник Ю.Н.//Изв. ТулГУ. - Науки о Земле. - 2017.-Вып. 3.- С. 168-182.

3. Лазаревич Т.И. Разработка методических принципов оценки напряженного состояния пластов в условиях сложного геодинамического режима месторождения/ Лазаревич Т.И., Поляков А.Н., Скитович В.П., Харкевич А.С. // Горный информационно-аналитический бюллетень. - 2002. - №12. - С. 104-108.

4. Шабаров А.Н. Природа крупных аварий последних лет и современные методы и средства решения проблемы прогноза и предотвращения геодинамических явлений на шахтах России / Шабаров А.Н., Лазаревич Т.И., Кротов Н.В. и др. // Современные проблемы безопасной разработки угольных месторождений. Координационное совещание 22-24 ноября 2005 г.: сб. докладов. – СПб.: ВНИМИ, 2006. - С. 27-39.

5. Харкевич А.С. Прогноз положения зон геодинамической активности угольных пластов геофизическими методами на шахтах Кузбасса/ Харкевич А.С.// Геомеханические и геодинамические аспекты повышения эффективности добычи шахтного и угольного метана. Рабочее совещание 20-22 сентября 2006 г.: сб. докладов. – СПб.: ВНИМИ, 2006. - С. 42-51.

6. 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.

7. Харкевич А.С. Опыт борьбы с удароопасностью угольных пластов в современных условиях и применяемых технологий угледобычи с использованием системы непрерывных инструментальных наблюдений/ Харкевич А.С. // Сборник научных трудов ВНИМИ. – СПб.: ВНИМИ, 2012. - С. 78-96.

8. 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.

9. Харкевич А.С. Исследование параметров наведенных электромагнитных полей для оценки напряженно-деформированного состояния горного массива/ Харкевич А.С., Лазаревич Т.И., Зыков В.С. // Маркшейдерский вестник. - 2016. - №5. - С. 32-36.

10. Временные указания по управлению горным давлением в очистных забоях на пластах мощностью до 3,5 м с углом падения до 35°. - Л.: ВНИМИ, 1982. - 136 с.

11. Инструкция по безопасному ведению горных работ на шахтах, разрабатывающих угольные пласты, склонные к горным ударам (РД 05-328-99). - М, 2000.

12. Панин С.Ф. Опыт организации сейсмического мониторинга на участке проявления горных ударов на шахте Алардинская в Кузбассе / Панин С.Ф., Поляков А.Н. // Сборник научных трудов ВНИМИ. – СПб.: ВНИМИ, 2012. - С. 50-61.

13. Денисов С.В. Специфика и формы проявления техногенной сейсмичности на горнодобывающих предприятиях Кузбасса по материалам инструментальных наблюдений/ Денисов С.В., Полякова А.А., Добрынин Р.В. // Наукоемкие технологии разработки и использования минеральных

ресурсов: науч. журнал / Сиб. гос. индустр. ун-т.; под общей ред. В.Н. Фрянова. - Новокузнецк. - 2018. - №4. - С. 462-465.

14. 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.

15. Борисов А.А. Механика горных пород и массивов / Борисов А.А. - М.: Недра, 1980. - 166 с.

16. Черняк И.Л. Геомеханическое обеспечение ведения горных работ / Черняк И.Л. - М.: МГИ, 1989. - 78 с.

УДК 622.01:550.348

ОЦЕНКА КОНСТРУКТИВНОГО РЕСУРСА СТОЙКОСТИ ЗДАНИЙ И СООРУЖЕНИЙ НА ТЕРРИТОРИЯХ АКТИВИЗАЦИИ СЕЙСМИЧЕСКИХ, ГЕОДИНАМИЧЕСКИХ И ДЕФОРМАЦИОННЫХ ВОЗДЕЙСТВИЙ

Лазаревич Т.И., Поляков А.Н., Харкевич А.С., Добрынин Р.Р.
Научный центр проблем безопасного освоения недр «ВНИИ-ГЕО», г. Кемерово, Россия

Аннотация. Изложены методические основы оценки рисков негативного воздействия сейсмических и геодинамических процессов на конструктивную целостность зданий и сооружений, находящихся на промплощадках шахт с использованием программных ресурсов проектно-вычислительных комплексов типа Structure CAD (SCAD) (в режимах расчета их реакции на статические и динамические воздействия).

Ключевые слова: деформационные воздействия, геологическая среда, реакция, конструкции зданий и сооружений.

Охрана зданий и сооружений, возводимых на промплощадках шахт и рудников, от негативного влияния подземных горных работ, входит в круг приоритетных задач горной геомеханики и обязательных условий обеспечения их безопасной эксплуатации. «Правилами безопасности...» [1] закреплено требование обеспечения надежного прогноза и контроля за развитием деформационных процессов на охраняемых территориях, включая оценку геодинамических процессов, сейсмических явлений и возможного «накопительного эффекта» от периодически повторяющихся сейсмических воздействий природных и техногенных землетрясений.

По мере расширения круга контролируемых источников деформационного воздействия на объекты шахтной инфраструктуры, возникла потребность в более объективной и «адресной» оценке ресурса сопротивляемости возводимых на промплощадках шахт зданий и сооружений с учетом дополнительно оцениваемых факторов влияния. В ряду важнейших из этих факторов в условиях шахт Кузбасса мы рассматриваем:

- геодинамически активные структуры, формирующие «полосовые» зоны периодически активизирующихся деформационных воздействий на основания зданий и сооружений;
- зоны дискретно развивающихся процессов сдвижения пород на выходах пластов под наносы, создающих зоны опасных концентрации напряжений по границам мульд сдвижения;
- сместители природных геологических нарушений (в том числе скрытые, не обнаруживаемые по материалам геологоразведочных работ);
- перераспределенные нагрузки от аварийно разрушенных конструктивных связей (случайное разрушение элементов конструкций от внешних воздействий);
- деформационная реакция налегающей толщи пород и земной поверхности на процессы затопления шахт и др.

Все перечисленные источники избыточного деформационного воздействия входят в разряд сложнопрогнозируемых и могут проявить себя лишь на стадии освоения месторождений, поэтому на стадии проектирования могут быть учтены лишь расширением диапазона «запаса конструктивной прочности» ответственных элементов конструкций, не допускающего превышения критических уровней деформаций.

В настоящей работе анализируется возможность использования для этих целей программных ресурсов современных проектно-вычислительных комплексов типа Structure CAD (SCAD) Мираж, ПК Лира, представляющих собой интегрированные системы прочностного анализа «сопротивляемости» несущих конструкций деформационным и сейсмическим воздействиям на основе метода

конечных элементов. Стандартный инструментарий их программных возможностей позволяет производить более тонкий анализ ожидаемой реакции контролируемых объектов на дополнительно возникающие со стороны их основания и фундаментов статические и динамические (сейсмические) нагрузки.

В качестве основных форм деформационных воздействий со стороны подстилающей геологической среды мы рассматриваем:

- сдвиговые деформации оснований вдоль линий простирания сместителей (геодинамически активные структуры, разрывные нарушения);
- импульсные сейсмические воздействия на основания сооружений при прохождении волны природного, техногенного землетрясения или промышленного взрыва;
- остаточные деформации, возникающие в основании фундаментов (в грунтах) после прохождения фронта сейсмической волны (просадки, разворот);
- распределенные градиентные нагрузки за границами мульд сдвижения подработанной толщи пород;

Все виды перечисленных форм дополнительного деформационного воздействия на элементы горной среды выявляются на основе проведения комплексных мониторинговых наблюдений в системе контроля состояния горного массива как элемента многофункциональной системы безопасности угольных шахт [2]. По материалам мониторинга производится зонирование площадей активизации геодинамических, сейсмических, геомеханических, гидрогеологических процессов, в результате которого в границах горного отвода выделяются зонально ограниченные площади проявления перечисленных выше форм активизации деформационных процессов. Для каждой из этих зон устанавливается фактически регистрируемый и предельно возможный диапазон варьирования деформаций, повышающих риски достижения критически опасных значений нагружения несущих конструкций [3].

Для решения такого рода задач в последние годы успешно используются проектно-вычислительные комплексы типа Structure CAD (SCAD), Мираж, Лира и др. В основу каждой из них положена система функциональных модулей, позволяющих производить многовариантные расчеты нагрузок, возникающих в элементах несущих конструкций. Программные возможности этих комплексов позволяют производить вычисления по индивидуальным характеристикам нагрузочных эффектов, производимых перечисленными выше формами деформационных воздействий геомеханической, сейсмической, геодинамической природы.

Расчеты ожидаемой реакции элементов конструкций зданий и сооружений на дополнительные деформационные воздействия осуществляются в рамках единой информационной среды (проекта). В рамках проекта задается элементный состав конструкции, все виды пространственных геометрических связей её элементов, параметрическое описание её механических характеристик.

Операции синтеза расчетной схемы и анализ результатов расчетов представляются в единой графической среде, где для всех узлов и элементов конструкций отображаются расчетные нагрузки и выстраиваются эпюры напряжений. Ввод исходных данных и анализ результатов расчетов осуществляется в интерактивном графическом режиме с использованием, соответственно, модулей графического предпроцессора и графического постпроцессора, обеспечивающих весь комплекс процедур подготовки, проведения расчетов и визуализации их результатов.

Этапы решения задач включают стадии «исходные данные», «расчет», «результаты», «конструирование». На каждом из перечисленных этапов, включая проведение базового варианта расчетов и серии последующих вариантных (для поиска оптимальных решений), используются соответствующие модули расчетных постпроцессоров. Функции контроля исходных данных и анализ результатов полностью унифицированы, что позволяет непосредственно видеть «отклик» программы на предлагаемые варианты корректировки конструктивных решений (усиление прочности деформируемых элементов) практически в диалоговом режиме.

Для установления реакции конструктивных элементов зданий и сооружений на воздействия дополнительно возникающих нагрузок сейсмической, геодинамической или гидрогеологической природы с целью оценки ресурса их сейсмо- и деформационной стойкости, в проектно-вычислительном комплексе учтена возможность «достраивания» элементов конструкций и наложения дополнительных нагрузочных эффектов к ранее уже построенным и просчитанным их «базовым» вариантам. Такие возможности позволяют оценить не только относительный ресурс их устойчивости, но и абсолютную степень возрастания нагрузок по отношению к базовому варианту.

Расчетные схемы моделируются как по несущим стержневым элементам конструкции каркаса (колонны, ригели, рамы, фермы), так и закрепленным к ним стеновым покрытиям. По плоскостным

элементам конструкций расчет дополнительных смещений, деформаций и напряжений от возникающих в основании сооружений внешних деформационных воздействий сейсмической и геодинамической природы, производится с использованием метода конечных элементов с предварительной генерацией разбивочной сетки вдоль створных направлений выявленных по материалам мониторинга активных структур.

В случае возникновении в конструкции охраняемых зданий и сооружений критически нагруженных элементов, использование проектно-вычислительных комплексов типа SCAD может оказать существенную помощь при выборе конструктивных мер охраны. Комплексы обеспечивают возможность максимально адаптировать схему конструктивной защиты сооружений к компоновке его несущих узлов элементов и проводить практически в диалоговом режиме весь комплекс предваряющих выбор этих мер многовариантных расчетов рабочих конструктивных параметров.

Активизация источников развития деформационных процессов на промплощадках шахт и рудников геодинамической, сейсмической, гидрогеологической природы несет риски критического ослабления или даже повреждения несущих элементов конструкций зданий и сооружений.

При наличии на шахтах систем комплексного контроля состояния горного массива как элементов многофункциональной системы безопасности (МФСБ) обеспечивается возможность не только своевременного выявления этих источников, но и полного параметрического описания характера их деформационного воздействия на охраняемые объекты промплощадок.

По материалам регистрации параметров деформационного воздействия с использованием проектно-вычислительных комплексов (современных САПР) могут быть просчитаны любые нагрузочные эффекты, возникающие в ответственных узлах и конструктивных элементах охраняемых зданий и сооружений.

Выводы. Актуальность изложенных в статье позиций усиливается введением 01.07.2015 г. нового ГОСТа № 27751-201Н «Надежность строительных конструкций и оснований», предусматривающего осуществление научно-технического сопровождения проектной документации для сооружений повышенного уровня ответственности (КС-3). Оценка конструктивного ресурса стойкости зданий и сооружений на основе материалов мониторинговых наблюдений состояния горного массива в системе МФСБ представлена планограммой на рис. 1.

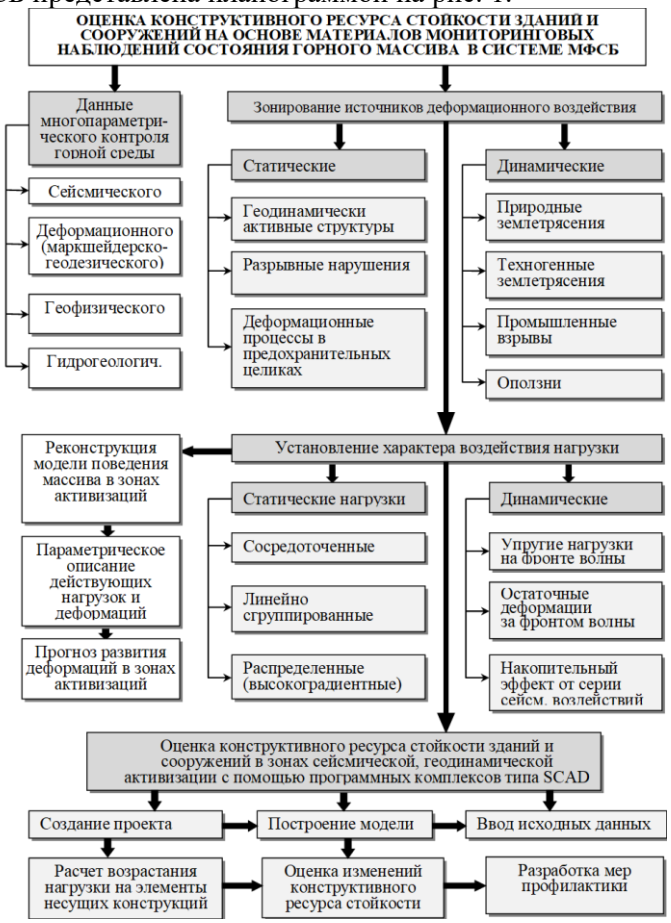


Рис. 1. Планограмма выполнения оценки конструктивного ресурса сейсмической и геодинамической стойкости зданий и сооружений на территориях промплощадок шахт и рудников

Библиографический список

1. Федеральные нормы и правила в области промышленной безопасности. «Правила безопасности в угольных шахтах». Серия 05 . Вып. 40. М.: ЗАО НТЦ ПБ, 2017.;
2. Д.В. Яковлев, Т.И. Лазаревич, А.Н. Поляков. Принципы построения систем контроля состояния горного массива на основе анализа актуальных рисков осуществления подземной добычи. Промышленная безопасность минерально-сырьевого комплекса в XXI веке // Горн. инф.-анал. бюлл. - 2015. - № 2. - с.471-481.
3. Т.И. Лазаревич, А.Н. Поляков. Решение задач сейсмогеодинамической безопасности Кузбасса на основе построения сети сейсмогеодинамических полигонов на его проблемных объектах угледобычи // Наукоемкие технологии разработки и использования минеральных ресурсов: научн. журнал/ Сиб. гос. индустр. ун-т, под редакцией В.Н. Фрянова. – Новокузнецк, 2018. - №4. – с. 469-473.

УДК 622.86

РАЗРАБОТКА И РЕАЛИЗАЦИЯ АЛГОРИТМА ОЦЕНКИ ДЕЙСТВИЙ РУКОВОДИТЕЛЯ ГОРНОСПАСАТЕЛЬНЫХ РАБОТ ПРИ ЛИКВИДАЦИИ АВАРИЙ НА ОБЪЕКТАХ ВЕДЕНИЯ ГОРНЫХ РАБОТ

[2]д.т.н. Домрачев А.Н., [1,2] к.т.н. Говорухин Ю.М., [1]к.т.н. Криволапов В.Г.,[1,3]д.т.н. Палеев Д.Ю.
1 – Национальный горноспасательный центр, г. Новокузнецк, Россия
2 –Сибирский государственный индустриальный университет, г. Новокузнецк, Россия
3 – Федеральный исследовательский центр угля и углехимии СО РАН, г. Кемерово, Россия

Аннотация. Рассмотрена возможность использования методов оптимального проектирования и разработки эталонного проекта при оценке эффективности действий руководителя горноспасательных работ при ликвидации аварий на объектах ведения горных работ.

Ключевые слова: оптимальное проектирование, интегральный показатель эффективности, ликвидация аварии, карты учета аварий, оценка действий руководителя горноспасательных работ.

Оптимальное проектирование горных предприятий характеризуется развитым математическим аппаратом, использование которого может быть диверсифицировано на смежные области, в том числе на оценку решений по ведению аварийно-спасательных работ на горных предприятиях. В отличии от подхода, изложенного в [1], интегральная оценка эффективности принимаемых решений базируется на показателе интегрального функционала, который определяется как результат математического сопоставления принятых показателей эффективности сравниваемых вариантов с помощью специального метода теории принятия сложных решений [2]. Оценка n вариантов решения с аналогичным комплексом показателей – критериев эффективности $\{I_i\}=I_1,I_2,\ldots,I_m\}$, формируется как прямоугольная матрица A из показателей проектов размером $m \times n$, где m – количество учитываемых показателей, n- количество вариантов решения.

$$A=\{I_{ij}\}=\begin{matrix} I_{11} & I_{12} & \ldots I_{1j} & \ldots & I_{1n} \\ I_{21} & I_{22} & \ldots I_{2j} & \ldots & I_{2n} \\ \ldots & \ldots & \ldots \ldots & \ldots & \ldots \\ I_{i1} & I_{i2} & \ldots I_{ij} & \ldots & I_{in} \\ \ldots & \ldots & \ldots \ldots & \ldots & \ldots \\ I_{m1} & I_{m2} & \ldots I_{mj} & \ldots & I_{mn} \end{matrix}. \quad (1)$$

В приведённой матрице I_{ij}– значение i – го показателя эффективности для j – го варианта решения руководителя горноспасательных работ (РГСР). Каждый вектор-столбец $\{I_j\}$ соответствует одному набору показателей для определенного варианта решения. Чтобы оценить принятое решение по совокупной оценке эффективности требуется вычислить для каждого варианта значение некоторого функционала $K_{инт.i}=f\{I_{ij}\}$, по уровню которых составляется убывающий или возрастающий ряд сравниваемых вариантов решений.

$$K_{инт.1} \leqslant K_{инт.2} \leqslant \ldots\ldots \leqslant K_{инт.j} \leqslant \ldots.. \leqslant K_{инт.n}. \quad (2)$$

При использовании метода суммарных среднеквадратичных отклонений реализуется определение параметров «эталонного решения», когда в каждой строке (1) находятся оптимальные значения, соответствующие минимуму или максимуму показателя. Эти эталонные значения, независимо

от того, какому варианту решения они принадлежат, в комплексе составляют условное эталонное решение. Следующим шагом является переход к безразмерной относительной форме с помощью величины

$$\delta_{ij} = \frac{\left|I_i^{эт} - I_{ij}^{ф}\right|}{\left|I_i^{max} - I_i^{min}\right|}, \quad (3)$$

где $I_i^{эт}$ – значение i-го показателя для эталонного решения; $I_{ij}^{ф}$ – значение i-го показателя для j-го варианта решения; I_i^{max} – максимальное значение i-го показателя; I_i^{min} – минимальное значение i-го показателя.

После вычисления по формуле (3) относительных отклонений модель натуральных значений показателей заменяется матричной моделью относительных отклонений

$$\{\delta_{ij}\} = \begin{matrix} \delta_{11} & \delta_{12} & \dots \delta_{1j} & \dots & \delta_{1n} \\ \delta_{21} & \delta_{22} & \dots \delta_{2j} & \dots & \delta I_{2n} \\ \dots & \dots & \dots \dots & \dots & \dots \\ \delta_{i1} & \delta_{i2} & \dots \delta_{ij} & \dots & \delta_{in} \\ \dots & \dots & \dots \dots & \dots & \dots \\ \delta_{m1} & \delta_{m2} & \dots \delta_{mj} & \dots & \delta_{mn} \end{matrix}. \quad (4)$$

В качестве суммирующей функции обоснована квадратичная средняя арифметическая функция

$$K_{инт.i} = f(\delta_{ij}) = \sqrt{\sum_{i=1}^{m} (\delta_{ij}\varphi_i)^2} \to min, \quad (5)$$

где φ_i – коэффициент важностиi-го показателя.

Интегральный показатель эффективности варианта решения представляет собой суммарную величину среднеквадратичных относительных отклонений по всем важным диверсифицированным показателям от их эталонных значений. Чем меньше это суммарное отклонение, тем в меньшей степени реальный проект уступает условному эталонному варианту.

При реализации данного подхода в качестве приоритетных задач следует рассматривать выбор перечня факторов, входящих в матрицу определения интегрального показателя оценки эффективности принимаемых решений.

Оценка действий РГСР может осуществляться ранжированием по значениям $K_{инт.i}$, с последующим переходом к балльной оценке, который выполняется по формуле

$$M_i = \left(1 - \frac{R_i - 1}{R_N}\right) N, \quad (7)$$

где R_i – рангi-го варианта решения; R_N – общее число ранжируемых вариантов; N – максимальное число баллов для оценочной шкалы; M_i – балльная оценкаi-го варианта решения.

При реализации данного подхода в качестве приоритетных задач следует рассматривать выбор перечня факторов, входящих в матрицу определения интегрального показателя оценки эффективности принимаемых решений. Результаты выбора перечня показателей сведен в табл. 1.

Таблица 1

Результаты выбора перечня показателей для матрицы определения интегрального показателя оценки эффективности принимаемых решений

№ пп	Наименование показателя	Ед. изм.	Источники получения данных	
			оцениваемый вариант	базовые варианты
1	Длительность ликвидации аварии	сут.	Экспертная оценка [3], имитационная модель [5]	Карты учёта аварий
2	Число пострадавших при ликвидации аварии	чел	Модель оценки риска [4]	Карты учёта аварий
3	Число погибших при ликвидации аварии	чел	Модель оценки риска [4]	Карты учёта аварий
4	Число привлеченных работников ВГСЧ МЧС России	чел	Итеративный выбор (с оптимизацией параметров)	Карты учёта аварий
5	Число привлеченных работников ВГК шахт	чел	Итеративный выбор (с оптимизацией параметров)	Карты учета аварий
6	Количество отработанных при ликвидации аварии респираторо-часов	час	Имитационная модель [5]	Карты учёта аварий

7	Количество привлеченных к ликвидации аварии единиц техники (по видам оборудования)	шт.	Итеративный выбор (с оптимизацией параметров)	Карты учёта аварий
8	Количество изменений режима (режимов) проветривания зоны аварийно-спасательных работ и шахты в целом	шт.	Экспертная оценка [3, 6]	Карты учёта аварий
9	(Вероятность) ликвидации аварии на ранней стадии		Модель оценки риска [4]	Карты учёта аварий

На основании изложенных выше принципов разработана учебная программа, скриншот которой приведен на рис. 1.

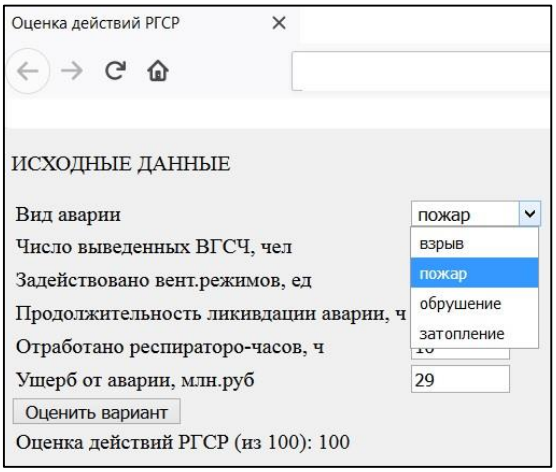


Рис. 1. Скриншот программы оценки действий РГСР

Выводы. Вышеописанный подход используется в учебном процессе при оценке результатов командно-штабных учений в ФГКУ «Национальный горноспасательный центр» и может быть рекомендован для включения в систему обработки данных электронных карт учета аварий, а также к реализации при разработке алгоритмов действий в различных аварийных ситуациях.

Библиографический список

1. Домрачев А.Н. К вопросу о формализации оценки действий руководителя ликвидации аварии при проведении аварийно-спасательных работ на горных предприятиях / А.Н. Домрачев, В.Г. Криволапов, Ю.М. Говорухин, Д.Ю. Палеев // Наукоёмкие технологии разработки и использования минеральных ресурсов : сб. науч. статей / Сиб. гос. индустр. ун-т ; под общ. ред. В.Н. Фрянова. – Новокузнецк. – 2018. – №4. – С.476-479.

2. Проектирование шахт: учебник для вузов по специальности «Технология и комплексная механизация подземных разработок месторождений полезных ископаемых» / А.С. Бурчаков, А.С. Малкин, М.И. Устинов; под общ. ред. А.С. Бурчакова. – 3-е изд., перераб. и доп. – М.: Недра, 1985. – 399 с.

3. Павлова А.Н. Методы обработки экспертной информации // А.Н. Павлова, Б.В. Соколов. – ГУАП СПб; 2005. – 45 с.

4. Домрачев А.Н. 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.

5. Домрачев А.Н. К вопросу об оценке трудоёмкости ведения аварийно-спасательных работ на горных предприятиях / А.Н. Домрачев, Д.Ю. Палеев, Ю.М. Говорухин, В.Г. Криволапов, В.И. Липатин // Вестник Научного центра по безопасности работ в угольной промышленности. – Кемерово. – 2014. – №1. – С.37-39.

6. Домрачев А.Н.The use expert methods and game theory methods when making decisions during rescue works / А.Н. Домрачев, В.Г. Криволапов, Ю.М. Говорухин, В.И. Липатин, Д.Ю. Палеев // Вестник Научного центра по безопасности работ в угольной промышленности. – 2014. – №1. – С.33-36.

УДК 622.86

SWOT-АНАЛИЗ СУЩЕСТВУЮЩЕЙ ОРГАНИЗАЦИОННО-ФУНКЦИОНАЛЬНОЙ СТРУКТУРЫ ВОЕНИЗИРОВАННЫХ ГОРНОСПАСАТЕЛЬНЫХ ЧАСТЕЙ

[2]д.т.н. Домрачев А.Н., [1,2] к.т.н. Говорухин Ю.М., [1]к.т.н. Криволапов В.Г., [1,3]д.т.н. Палеев Д.Ю.
1 – Национальный горноспасательный центр, г. Новокузнецк, Россия
2 –Сибирский государственный индустриальный университет, г. Новокузнецк, Россия
3 – Федеральный исследовательский центр угля и углехимии СО РАН, г. Кемерово, Россия

Аннотация. Проведён анализ слабых и сильных сторон (SWOT – анализ) существующей организационно-функциональной структуры военизированных горноспасательных частей (ВГСЧ) в целом.

Ключевые слова: экспертная оценка трендов, внешние вызовы, сильные стороны.

Горная промышленность России находится в непрерывном развитии – изменяются горно-геологические условия ведения горных работ, совершенствуются технологии добычи полезных ископаемых, повышается уровень информационного и инженерного обеспечения, развиваются системы мониторинга и контроля параметров безопасности технологических процессов. Параллельно идёт непрерывное совершенствование тактики, технического обеспечения и уровня подготовки личного состава аварийно-спасательных служб, что в сочетании с развитием структур вспомогательных горноспасательных служб на горных предприятиях создает качественно новую ситуацию для выполнения основных задач горноспасательной службы МЧС России.

Одним из этапов развития структуры ВГСЧ стало создание региональных и национальных горноспасательных центров, осуществляющих функции профессиональной подготовки и переподготовки горноспасателей и шахтеров, методического, нормативного и научного обеспечения ведения горноспасательных работ, а также служащих для базирования высокопрофессиональных горноспасательных формирований повышенной мобильности. В настоящее время создан в г. Новокузнецке «Национальный горноспасательный центр» и важной составляющей стратегии развития горноспасательной службы становится интегрирование существующих и перспективных центров в структуру ВГСЧ МЧС России с целью наиболее полного раскрытия их потенциала.

В этой связи встал вопрос – усовершенствование процесса управления силами и средствами ВГСЧ МСЧ России с учётом монопольного положения на рынке горноспасательных услуг. Для достижения этой цели требуется решение ряда задач, одна из которых – проведение анализа слабых и сильных сторон существующей организационно-функциональной структуры ВГСЧ и её жизнестойкости.

Жизнестойкость – очень важное качество любой сложной организационной структуры, способность противостоять угрозам и быстро восстанавливаться. Управление жизнестойкостью – процесс разработки и реализации мер воздействия, способных в кратчайшее время вернуть предприятие в рабочее состояние после негативных явлений, с целью минимизации возникших в связи с этим потерь. Жизнестойкость определяется тем, насколько быстро организация после кризиса может вернуться в прежнее положение, какой ценой возможно это осуществить, а также тем, как она может использовать возникшие новые возможности для своего развития. Чем быстрее и с меньшими затратами предприятие преодолеет кризисную ситуацию, а при возможности даже выиграет от случившегося, тем более жизнестойким можно его считать.

При высокой степени нестабильности внешней и внутренней среды организация может подвергнуться негативным влияниям. Степень опасности зависит от характера угроз. Можно выделить внутренние и внешние угрозы.

К внутренним для ВГСЧ можно отнести:

- негибкость контрактов с обслуживаемыми предприятиями. Это делает систему отношений жесткой и при сбоях может привести к разрыву этих отношений;
- недостаток современного горноспасательного оборудования в условиях роста тяжести аварий на обслуживаемых объектах;
- недостаточная оснащённость современным программным обеспечением как для управления системой ВГСЧ, так и для инженерного обеспечения ликвидации аварий;
- фактическая ликвидация горноспасательной науки;
- несоответствие нормативной базы современным вызовам;

- низкая корпоративная культура и недостаточная мотивация сотрудников и организации в целом. Организация, как и отдельный человек, должна иметь разумную мотивацию своей деятельности. Устойчивый характер делу придаёт работа, позволяющая человеку реализовать свой потенциал и ощущать уважение к себе. Следствием низкой мотивации является равнодушие персонала к делам организации, отсутствие возможности организации осуществлять необходимые преобразования;

- негибкость системы управления. Неверное распределение между сотрудниками полномочий и отсутствие специалистов, способных быстро переключаться с одной задачи на другую, что не позволяет организации быстро реагировать на возникшие сбои.

К внешним угрозам можно отнести общеэкономические:

- возрастающий уровень конкуренции и её изменяющийся характер. Конкуренция заставляет предприятие работать не только более интенсивно и бороться за покупателя, но и учитывать, что в ситуации, когда в его деятельности появляются сбои или неудачи, его место тут же будет занято другой структурой. Жизнестойкое предприятие всегда более конкурентоспособное;

- нестабильность спроса. Спрос всегда малопредсказуем. Предприятие, чтобы снизить его негативное влияние, должно быть всегда готово к изменению спроса.

Также отрицательно влияют на жизнестойкость организаций такие явления деструктивного характера как коррупция и взяточничество.

Сделаем выбор и обоснование направлений дальнейшего совершенствования системы ВГСЧ МЧС России с использованием аппарата SWOT-анализа, применяемого для первичной оценки текущей ситуации, основанной на рассмотрении её с четырех сторон. Сильные и слабые стороны – это внутренняя среда, то что имеем на текущий момент времени. Возможности и угрозы – факторы внешней среды. Они могут произойти, а могут и нет, это зависит в том числе и от действий ВГСЧ.

Функциональная схема SWOT-анализа возможностей и угроз при функционировании организации в сложных внешних условиях приведена на рис. 1 [1].

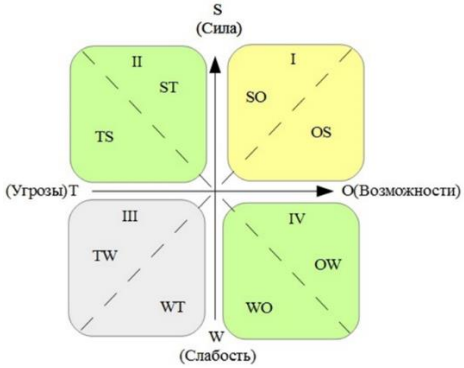


Рисунок 1 – Функциональная схема SWOT-анализа возможностей и угроз

В табл. 1 приведён алгоритм интерпретации результатов SWOT-анализа возможностей и угроз при функционировании организации в сложных внешних условиях.

Таблица 1

Интерпретация результатов SWOT-анализа возможностей и угроз при функционировании организации в сложных внешних условиях

Сектор	Характеристика	Стратегии
OS	Внешняя среда предоставляет возможности для развития и роста	Концентрированный рост (усиление позиции, расширение номенклатуры услуг) Интегрированный рост (вертикальная интеграция)
SO	Для использования благоприятных возможностей внешнего окружения Организация должна иметь сильные конкурентные преимущества	Концентрированный рост (усиление позиции, расширение номенклатуры услуг) Интегрированный рост (горизонтальная интеграция). Диверсифицированный рост (концентрированная диверсификация)
ST	Неблагоприятная внешняя обстановка не очень значительно сказывается на деятельности организации. Организация имеет большой	Концентрированный рост (усиление позиции, расширение номенклатуры услуг) Диверсифицированный рост (концентрированная диверсификация, горизонтальная диверсификация, конгломератная диверсификация)

	внутренний потенциал и противостоит угрозам	
ST	Неблагоприятная внешняя обстановка не очень значительно сказывается на деятельности Организации. Организация имеет большой внутренний потенциал и противостоит угрозам	Концентрированный рост (усиление позиции, расширение номенклатуры услуг) Диверсифицированный рост (концентрированная диверсификация, горизонтальная диверсификация, конгломератная диверсификация)
TS	Организация выживает в неблагоприятной внешней обстановке благодаря своим сильным сторонам	Диверсифицированный рост (концентрированная диверсификация, горизонтальная диверсификация). Стратегия сокращения (сокращение затрат, отказ от направлений на длительную перспективу)
TW	Неблагоприятное внешнее окружение оказывает сильное давление на организацию	Стратегия сокращения (сокращение затрат, отказ от направлений на длительную перспективу)
WT	Слабые стороны организации сами становятся угрозами, которые возрастают под воздействием неблагоприятной внешней обстановки	Стратегия сокращения (сокращение затрат, отказ от направлений на длительную перспективу)
WO	Организация не может воспользоваться благоприятными возможностями в силу слабости своих внутренних факторов	Стратегия сокращения (оптимизация структуры; поддержка только сложившихся направлений)
OW	Возможности внешней среды не могут быть использованы в полной мере в силу слабости внутренних факторов	Стратегия сокращения. Концентрированный рост при усилении слабых внутренних позиций

Для определения показателей SWOT-анализа выполнена экспертная оценка трендов развития ВГСЧ и внешней среды функционирования данной структуры [2 - 7]. В качестве экспертов были привлечены заместители и помощники командиров территориальных соединений (отрядов) ВГСЧ.

Вычисление коэффициентов компетентности экспертов и обобщённой оценки объектов сведено к расчётам по следующим рекуррентным формулам:

$$x_i^t = \sum_{i=1}^{m} x_{ij} k_j^{t-1},$$
$$\lambda^t = \sum_{i=1}^{n} \sum_{i=1}^{m} x_{ij} x_i^t, \quad (1)$$
$$k_j^t = \frac{1}{\lambda^t} \sum_{i=1}^{n} \sum_{j=1}^{m} x_{ij} x_i^t,$$

где $x_{i,j}$ – оценка i-го объекта j-м экспертом; t–номер шага итеративной процедуры.

В векторно-матричной форме эти уравнения имеют вид

$$\overrightarrow{x^t} = \frac{1}{\lambda^{t-1}} B \overrightarrow{x^{t-1}}, \quad (2)$$
$$\overrightarrow{k^t} = \frac{1}{\lambda^t} C \overrightarrow{k^{t-1}},$$

где B, C – матрицы размерности (n×n) и (m×m); $B = XX^T, C = X^T X, X = \|x_{ij}\|$.

Предельные значения векторов $\vec{x}$, $\vec{k}$ вычисляются при решении системы уравнений

$$B\vec{x} = \overrightarrow{\lambda_B x^t}, \sum_{i=1}^{n} x_i = 1, \quad (3)$$
$$C\vec{k} = \overrightarrow{\lambda_C k^t}, \sum_{j=1}^{m} k_j = 1, \quad 4)$$

где λ_B, λ_C – максимальные собственные числа матриц B и C.

Каждую ранжировку y^j можно представить в виде матрицы парных сравнений, элементы которой определены следующим образом

$$y_{ik}^{j} = \begin{cases} 1, x_{ij} \le x_{kj} \\ 0, x_{ij} > x_{kj} \end{cases}, \quad (5)$$

где x_{ij}, x_{kj} – оценка *j*-м экспертам *i*-го и *k*-го объектов.

Величина r_i рассматривается как реализация некой случайной величины, для которой может быть определена дисперсия

$$r_i = \sum_{j=1}^{m} r_{ij}, \quad (6)$$

где *i=1,2,..,n*.

Математическое ожидание $\overline{r_i}$ определяется как

$$\bar{r} = \frac{1}{n}\sum_{i=1}^{n} r_i. \quad (7)$$

Тогда дисперсия

$$D = \frac{1}{n-1}\sum_{i=1}^{n}(r_i - \bar{r})^2. \quad (8)$$

Параметр *S* соответственно определяется

$$S = \sum_{i=1}^{n}(r_i - \bar{r})^2. \quad (9)$$

При этом коэффициент конкордации *W* в общем случае определяется как

$$W = \frac{12}{m^2(n^3-n)}S. \quad (10)$$

При наличии связанных рангов в матрице ранжировок вводится параметр T_j - показатель связанных рангов в *j*-й ранжировке

$$T_j = \sum_{k=1}^{H_j}\left(h_k^3 - h_k\right), \quad (11)$$

где H_j – число групп равных рангов в *j*-й ранжировке; h_k – число равных рангов в *k*-й группе.

При наличии связанных рангов коэффициент конкордации *W* определяется как

$$W = \frac{12S}{m^2(n^3-n) - m\sum_{j=1}^{m} T_j}. \quad (12)$$

При обработке результатов ранжирования меру взаимосвязи между результатами ранжирования двух экспертов принято оценивать коэффициентом ранговой корреляции. При отсутствии связных рангов коэффициент ранговой корреляции вычисляется по формуле

$$\rho = 1 - \frac{6\sum_{j=1}^{n}\left(r_j^{(\nu)} - r_j^{(\mu)}\right)^2}{n^3-n}, \quad (13)$$

где $r_j^{(\nu)}$ – оценка (ранжировка) ν-го эксперта; $r_j^{(\mu)}$ – оценка (ранжировка) μ-го эксперта.

При наличии связанных рангов определяются величины T_ν и T_μ

$$T_\nu = \frac{1}{2(n^3-n)}\sum_{k=1}^{H_\nu}\left(h_k^3 - h_k\right); \quad (14)$$

$$T_\mu = \frac{1}{2(n^3-n)}\sum_{k=1}^{H_\mu}\left(h_k^3 - h_k\right), \quad (15)$$

где H_ν – число групп равных рангов в *ν*-й ранжировке; h_k – число равных рангов в *k*-й группе; H_μ - рангов в *μ*-й ранжировке; h_k – число равных рангов в *k*-й группе.

Коэффициент ранговой корреляции вычисляется по формуле

$$\rho = \frac{\rho - T_\nu - T_\mu}{\sqrt{\left(1-2T_\nu\right)\left(1-2T_\mu\right)}}, \quad (16)$$

где ρ – коэффициент ранговой корреляции без связанных рангов.

Результаты экспертной оценки обработаны в соответствии с алгоритмом, представленным зависимостями (2) - (4). В качестве внешних вызовов (угроз) рассматривались тенденции территориального развития горной промышленности и передача функций ВГСЧ другим структурам, например, вспомогательным горноспасательным командам (ВГК). Для исключения дублирования объектов оценки сильные и слабые стороны организации рассматривались в совокупности (недостаточно выраженные сильные стороны при обработке расценивались как слабости и наоборот с оценкой дополнением до 10 балльного значения). Неожиданной стала высокая оценка существующего кадрового потенциала ВГСЧ при относительно низкой оценке сложившейся системы подготовки кадров низшего и среднего звена. При рассмотрении внешних возможностей основной упор делался на развитие технических средств ведения аварийно-спасательных работ и ликвидации аварий на ранней стадии, однако прогресс в этой области одновременно является одним из вызовов в части сокращения численности и изменения структуры сил ВГСЧ. Укрупнённые результаты экспертной

оценки приведены в табл. 2. Результаты экспертной оценки для выбора трендов развития ВГСЧ приведены на рис. 2.

Таблица 2

Сводные результаты экспертной оценки

Показатели SWOT-анализа	Направленность показателей SWOT-анализа	Число объектов оценки	Средняя оценка	Коэффициент конкордации экспертов
Сильные стороны ВГСЧ	Кадровое, материальное, инженерное обеспечение	10	5,7	0,29
Вызовы (угрозы)	Развитие аналогичных структур угольных компаний и территориальное развитие горной промышленности	8	4,88	0,57
Возможности развития	Техническое обеспечение	8	4,38	0,86
Слабые стороны ВГСЧ	Юридическое обеспечение, научное сопровождение, территориальное размещение, структура организации	8	4,38	0,27

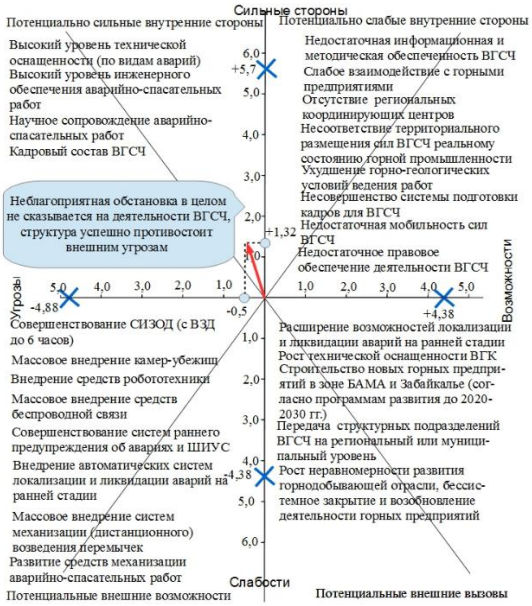


Рис. 2. Результаты экспертной оценки для выбора трендов развития ВГСЧ

На основе этих результатов выбраны наиболее значимые факторы по каждой группе показателей SWOT-анализа, сведения о которых приведены в табл. 3.

Таблица 3

Наиболее значимые факторы по номенклатуре показателей SWOT-анализа

Сильные стороны	Слабые стороны (внутренние вызовы)
1) Техническая оснащённость средствами повышения мобильности 2) Техническая оснащённость средствами обеспечения и защиты органов дыхания 3) Территориальное размещение сил ВГСЧ относительно действующих, и строящихся горных предприятий 4) Образовательный уровень и подготовленность рядового и младшего командного состава 5) Техническая оснащённость средствами тушения экзогенных пожаров	1) Слабое правовое обеспечение деятельности ВГСЧ 2) Взаимодействие профилактических служб ВГСЧ со службами промышленной безопасности шахт и угольных компаний 3) Ухудшение горно-геологических условий функционирования предприятий горнодобывающей промышленности России 4) Недостаточная информационная и методическая обеспеченность ВГСЧ 5) Отсутствие в структуре ВГСЧ региональных координирующих центров

ИТОГО – 57	ИТОГО – 35
(Внешние) возможности	Внешние вызовы (угрозы)
1) Массовое внедрение систем контроля положения и состояния работников горных предприятий (система SBGPS и её аналоги) 2) Массовое внедрение беспроводных систем связи при ведении аварийно-спасательных работ 3) Массовое внедрение автоматизированных систем контроля и предотвращения развития аварий на ранней стадии 4) Массовое внедрение средств механизации ведения аварийно-спасательных работ 5) Разработка и массовое внедрение систем возведения перемычек с поверхности через скважины	1) Рост технической оснащённости ВГК 2) Строительство новых горных предприятий в зоне БАМа и Забайкалье (согласно программам развития до 2020-2030 гг.) 3) Расширение возможностей технических средств локализации и ликвидации аварий на ранней стадии 4) Развитие средств дистанционной ликвидации аварий на всех стадиях 5) Рост неравномерности развития горнодобывающей отрасли
ИТОГО – 35	ИТОГО – 39

Данные, приведённые в табл. 4, свидетельствуют об относительной объективности и независимости мнений экспертов. Наибольшему внешнему влиянию подвержен эксперт № 7, однако коэффициенты парной корреляции его оценок с оценками экспертов № 3 и № 6 не превышают 0,55.

Таблица 4

Средневзвешенный коэффициент парной корреляции мнений экспертов
(с учётом наличия связанных рангов)

	Э1	Э2	Э3	Э4	Э5	Э6	Э7	Э8
Э1	1	-0,46	-0,47	0,11	-0,32	-0,23	-0,03	0,08
Э2	-0,46	1	0,45	-0,24	-0,15	0,21	0,30	0,22
Э3	-0,47	0,45	1	0,29	0,21	0,37	0,53	0,36
Э4	0,11	-0,24	0,29	1	0,17	0,37	0,06	0,10
Э5	-0,32	-0,15	0,21	0,17	1	0,12	0,32	0,39
Э6	-0,23	0,21	0,37	0,37	0,12	1	0,55	0,15
Э7	-0,03	0,30	0,53	0,06	0,32	0,55	1	0,32
Э8	0,08	0,22	0,36	0,10	0,39	0,15	0,32	1

Выводы. Внешние возможности не отвечают существующим (прежде всего внешним) вызовам и угрозам, хотя организация пока сохраняет положительную динамику развития благодаря значительному внутреннему потенциалу. Однако суммарная оценка сильных сторон составляет 57 % от максимально возможной, в то время как оценка угроз – 49 %, т.е. для сложившейся ситуации при нарастании внешних угроз вполне ожидаемо исчерпание потенциала имеющихся сильных сторон ВГСЧ. При этом эксперты достаточно пессимистично отнеслись к возможности решения данной проблемы за счёт развития технического обеспечения аварийно-спасательных работ и, таким образом, на первый план выходит оптимизация структуры организации.

Библиографический список

1. Волкова Л. Методика проведения SWOT-анализа / Л. Волкова. – М.: 2010. – 167 с.

2. Павлова А.Н. Методы обработки экспертной информации / А.Н. Павлова, Б.В. Соколов. – СПб.: ГУАП СПб, 2005. – 45 с.

3. Домрачев А.Н. К вопросу об оценке трудоемкости ведения аварийно-спасательных работ на горных предприятиях / А.Н. Домрачев, В.Г. Криволапов, Ю.М. Говорухин, В.И. Липатин, Д.Ю. Палеев // Вестник Научного центра по безопасности работ в угольной промышленности. – 2014. – №1. – С.37-39.

4. Домрачев А.Н. The use expert methods and game theory methods when making decisions during rescue works / А.Н. Домрачев, В.Г. Криволапов, Ю.М. Говорухин, В.И. Липатин, Д.Ю. Палеев // Вестник Научного центра по безопасности работ в угольной промышленности. – 2014. – №1. – С.33-36.

5. Домрачев А.Н. Методология анализа и оценки риска при ведении аварийно-спасательных работ на горных предприятиях: монография / А.Н. Домрачев, В.Г. Криволапов, Ю.М. Говорухин, А.В. Масленков. – Кемерово: Кузбассвузиздат, 2013. – 204 с.

6. Agarwal R., Grassl W., Pahl J. Meta-SWOT: introducing a new strategic planning tool. Journal of Business Strategy, 33(2), 2012, pp. 12-21.

7. Helms M.M., Nixon J. Exploring SWOT analysis – where are we now?: A review of academic research from the last decade. Journal of Strategy and Management, 3(3), 2010, pp. 215-251.

УДК 622.411.33:622.416.3

АНАЛИЗ СУЩЕСТВУЮЩИХ АЛГОРИТМОВ ОЦЕНКИ ДЕБИТОВ МЕТАНА ИЗ РАЗРАБАТЫВАЕМЫХ ПОЛОГИХ ПЛАСТОВ С ЦЕЛЬЮ ОПРЕДЕЛЕНИЯ СТРУКТУРЫ ГАЗОВОГО БАЛАНСА ВЫЕМОЧНЫХ УЧАСТКОВ

[1,2] к.т.н. Говорухин Ю.М., [1]к.т.н. Криволапов В.Г., [1,3]д.т.н. Палеев Д.Ю.
1 – Национальный горноспасательный центр, г. Новокузнецк, Россия
2 –Сибирский государственный индустриальный университет, г. Новокузнецк, Россия
3 – Федеральный исследовательский центр угля и углехимии СО РАН, г. Кемерово, Россия

Аннотация. Выполнен анализ существующих алгоритмов оценки дебитов метана из разрабатываемых длинными очистными забоями пластов. Выявлены основные их преимущества и недостатки. Установлен наиболее рациональный алгоритм с точки зрения достоверности оценки дебитов метана как при нормально функционировании горного предприятия, так и при ведении аварийно-спасательных (горноспасательных) работ.

Ключевые слова: угольная шахта, горные выработки, алгоритм, дебит метана, газовый баланс, объёмы загазования.

Введение. При проектировании вентиляции высокопроизводительных угольных шахт или при ведении аварийно-спасательных (горноспасательных) работ (АСР) одной из важных практических задач является определение дебитов метана на участке в зависимости от конкретных горно-геологических и горнотехнических условий. В первом случае это необходимо с целью выбора наиболее эффективных систем управления газовыделением на выемочном участке и как следствие повышения безопасности горных работ и увеличения нагрузки на очистной забой. Во втором – определения возможных объёмов загазованных выработок и времени их загазования для определения безопасных расстояний (рис. 1).

Для безопасных условий ведения горных работ на угольных шахтах существуют нормативно-технические документы, регламентирующие порядок расчёта дебитов метана [1, 2]. При авариях с обрушениями, нарушением проветривания и т.п. положения таких документов не всегда могут адекватно отражать возникшие условия и достоверный прогноз создавшейся обстановки.

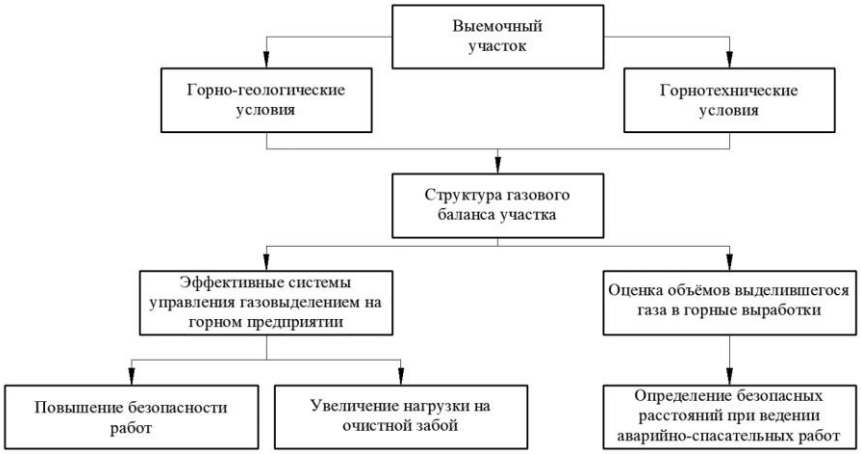


Рис. 1. Практическое применение результатов оценки дебитов метана на горном предприятии

Ряд крупных техногенных катастроф на угольных шахтах России, и гибели как горнорабочих, так и горноспасателей, в результате неверного определения дебитов метана, объёмов загазований и,

как следствие, безопасных расстояний при взрывах метановоздушных смесей, показал необходимость разработки документа применительно к аварийным условиям. Ошибки в определении объёмов выработок загазованных пылегазовоздушной смесью, принимаемых для расчёта силы взрыва и последующего проявления поражающих факторов в горных выработках, приводят к трагическим последствиям.

Анализ существующих алгоритмов оценки дебитов метана. Существуют различные алгоритмы оценки метанообильности [1 - 12].

1. Горно-статический. Основан на предположении, что метанообильность шахт растёт ступенчато в зависимости от глубины разработки. Данный метод является весьма ориентировочным и применялся для оценки метанообильности до глубины 700-800 м в условиях действующего предприятия.

2. Модели на основе аналитических зависимостей (разработки Г.Д. Лидина, Б.Г. Тарасова, В.А. Колмакова, А.Э. Петросяна, А.А. Мясникова, Н.И. Линденау, В.М. Маевской и др.). Данные математические модели учитывают физические закономерности, которые лежат в основе процессов переноса метана из угля и пород. Они позволяют учитывать изменение метанообильности во времени в зависимости от горного и газового давления, газопроницаемости, как при добычных (проходческих работах) – подвижный массив, так и при внеплановых остановках – неподвижный масси~~в~~в. К примеру, в основе модели Б.Г. Тарасова и В.А. Колмакова использована потенциальная функция Л.С. Лейбензона $F(P)$, м^3/(м·сут), учитывающая условия фильтрации метана в зависимости от проницаемости массива k, м^2, плотности среды ρ, т/м^3, и давления газа P, Па, имеющая общий вид

$$F(P) = \frac{1}{\mu}\int k(P)\rho(P)dP, \quad (1)$$

где μ – динамическая вязкость, Па·с.

Существенными недостатками данного типа моделей являются:

- попытка учесть большое количество горно-геологических параметров конкретных месторождений, что является в принципе достаточно сложной задачей;
- данные параметры могут широко варьироваться в пределах одного шахтного поля и даже в пределах разрабатываемого пласта;
- в условиях конкретного геомассива на газодинамические процессы накладываются дополнительные, зачастую плохо прогнозируемые эффекты;
- использование этих моделей затруднено отсутствием достоверных необходимых для расчёта исходных данных. Например, проницаемость угля (зависит от генезиса, трещиноватости, газового давления), исходное газовое давление в пласте, постоянные сорбции Лэнгмюра и др.
- сложность реализации в целях практического применения при проектировании и в условиях действующих угольных предприятий.

Все эти причины обусловили то, что данные модели не получили широкого распространения на практике.

3. По разности природной и остаточной газоносности. Этот метод закреплён в нормативно-технических документах [1, 2] и применяется при проектировании вентиляции шахт в целом и отдельных объектов проветривания. Преимуществом данного метода является то, что он сравнительно прост и расчёт базируется на свойствах угля и пород десорбировать газ при отделении их от массива. Параметры, учитывающие газовое давление, проницаемость, горное давление и т.п. введены в алгоритм в виде эмпирических коэффициентов, которые получены для разных бассейнов и месторождений угля. Эти коэффициенты имеют разный физический смысл, поэтому справедливы только для тех условий, в которых они были получены.

К особенностям можно отнести возможность чрезмерного завышения прогнозных дебитов метана в горные выработки и необходимость уточнения эмпирических коэффициентов.

4. По фактической метанообильности (по данным лав-аналогов).

Применяется для условий действующих шахт. Основан на степенном законе изменения абсолютной газообильности в зависимости от длины очистного забоя и объёмов добычи угля. При этом влияние горно-геологических и горнотехнических факторов может учитываться эмпирическими коэффициентами. Данный метод получил широкое распространение в связи со своей большей достоверностью и простотой рсчётов.

Источники метановыделения в шахте и структура газового баланса. При разработке пластов длинными столбами с обрушением кровли основными источниками метановыделения являются (рис. 2) [3 - 6, 11] следующие.

Рис. 2. Источники метановыделения

1) Разрабатываемый пласт (очистной забой). Интенсивность данного источника метановыделения изменяется в зависимости от длины забоя. При длине до 100 м роль этого источника метана в газовом балансе сравнительно невелика из-за частичной дегазации массива выработками, особенно при значительном разрыве во времени между завершением подготовительных и началом очистных работ.

2) Выработанное пространство. Метановыделение из выработанного пространства связано с наличием в под- и надрабатываемой угленосных толщах сближенных пластов и газоносных пород, а также не вынимаемых пачек угля. Величина газовыделения зависит от площади выработанного пространства и шага обрушения основной кровли.

3) Обнажённые поверхности пластов в подготовительных выработках. На величину газовыделения из этого источника оказывают влияние тектонические особенности участка, газоносность пласта, скорость проведения и общая протяжённость сети выработок.

При большой скорости подвигания очистных и подготовительных выработок в газовом балансе повышается роль газовыделения из отбитого угля.

Выводы. При выемке мощных пластов с разделением на слои (первый (верхний) слой) и управлением кровлей полным обрушением метановыделение из выработанного пространства определяется поступлением метана из временно не вынимаемого слоя. Крупным источником также является почва призабойного пространства. При выемке второго слоя источниками метановыделения в ВП являются потери угля, скопления метана в полостях и пустотах после отработки первого слоя, сближенные пласты и пропластки.

Библиографический список

1. Инструкция по применению схем проветривания выемочных участков шахт с изолированным отводом метана из выработанного пространства с помощью газоотсасывающих установок, утверждённая приказом Федеральной службы по экологическому, технологическому и атомному надзору от 01.12.2011 № 680 (зарегистрировано Минюстом России 29.12.2011, рег. № 22815).

2. Руководство по проектированию вентиляции угольных шахт / Кол. авторов. – Макеевка-Донбасс: МакНИИ, 1989. – 319 с.

3. Говорухин Ю.М. Программа расчёта вентиляции выемочных участков / Ю.М. Говорухин, В.Г. Криволапов, А.Н. Домрачев, О.Ю. Лукашов // Наукоёмкие технологии разработки и использования минеральных ресурсов / Сиб. гос. индустр. ун-т; под общей ред. В.Н. Фрянова. – Новокузнецк. – 2016. – №2. – С.445-448.

4. Говорухин Ю.М. К вопросу об управлении газовыделением выемочного участка / Ю.М. Говорухин, В.Г. Криволапов // Наукоёмкие технологии разработки и использования минеральных ресурсов / Сиб. гос. индустр. ун-т; под общей ред. В.Н. Фрянова. – Новокузнецк. – 2010. – С.396-399.

5. Говорухин Ю.М. Сравнительная оценка фактического и проектного метановыделения в выработанное пространство угольных шахт / Ю.М. Говорухин, В.Г. Криволапов, Д.Ю. Палеев, А.Н. Кнышенко // Вестник Научного центра по безопасности работ в угольной промышленности. – Кемерово. – 2010. – №1. – С.27-30.

6. Говорухин Ю.М. Математическое моделирование миграции метана в горные выработки при остановленном очистном забое / Ю.М. Говорухин, А.Н. Домрачев, В.Г. Криволапов, Д.Ю. Палеев // Наукоёмкие технологии разработки и использования минеральных ресурсов / Сиб. гос. индустр. ун-т; под общей ред. В.Н. Фрянова. – Новокузнецк. – 2017. – №3. – С.424-429.

7. Аэрология горных предприятий: учебник для вузов / К.З. Ушаков [и др.]. – 3-е изд., перераб. и доп. – М.: Недра, 1987. – 421 с.

8. Петросян А.Э. Выделение метана в угольных шахтах / А.Э. Петросян. – М.: Наука, 1975. – 188 с.

9. Рудничная вентиляция: справочник / Н.Ф. Гращенков [и др.]; под ред. К.З. Ушакова. – 2-е изд., перераб. и доп. – М.: Недра, 1988. – 440 с.

10. Тарасов Б.Г. Газовый барьер угольных шахт / Б.Г. Тарасов, В.А. Колмаков. – М.: Недра, 1978. – 200 с.

11. Фрянов В.Н. Состояние и направление развития безопасной технологии подземной угледобычи / В.Н. Фрянов, Л.Д. Павлова; Мин-во образования и науки РФ, Федер. агентство по образованию, Сиб. гос. индустриальный ун-т. – Новосибирск: Издательство СО РАН, 2009. – 238 с.

12. McPherson M.J. Subsurface Ventilation Engineering [Электронный ресурс] / M.J. McPherson. – URL: http://www.mvsengineering.com.

УДК 622.86

АНАЛИЗ И ПРОГНОЗ ДИНАМИКИ АВАРИЙ И ИНЦИДЕНТОВ НА ПРЕДПРИЯТИЯХ ГОРНОЙ ПРОМЫШЛЕННОСТИ И ПОДЗЕМНОГО СТРОИТЕЛЬСТВА РОССИЙСКОЙ ФЕДЕРАЦИИ

[2]д.т.н. Домрачев А.Н., [1,2] к.т.н. Говорухин Ю.М., [1]к.т.н. Криволапов В.Г.,[1,3]д.т.н. Палеев Д.Ю.
1 – Национальный горноспасательный центр, г. Новокузнецк, Россия
2 –Сибирский государственный индустриальный университет, г. Новокузнецк, Россия
3 – Федеральный исследовательский центр угля и углехимии СО РАН, г. Кемерово, Россия

Аннотация. Выполнен анализ аварийного предприятий горной промышленности и подземного строительства России. Выявлены основные причины возникновения аварий.

Ключевые слова: опасные производственные объекты, горная промышленность, подземное строительство, аварии, травматизм.

Как отмечено в подпрограмме «Безопасность и охрана труда в угольной промышленности» [1] продолжает увеличиваться доля подземной добычи угля, осуществляемой в неблагоприятных горно-геологических условиях. За последние 10 лет средняя глубина отработки пластов на шахтах увеличилась на 12 % и в 2012 г составила 441 м. В результате реализации «Стратегии…» к 2030 г. предполагается снизить среднюю глубину разработки на шахтах до 350 м в 2030 г.

За период с 2008 по 2012 гг. уровень смертельного травматизма был снижен с 0,19 до 0,15 человека на 1 млн тонн добытого угля [1]. Однако если в период с 2013 по 2015 г. существовала успокаивающая тенденция снижения количества смертельных случаев на шахтах с 57 до 11, то уже в первом квартале 2016 г. это количество выросло до 36 (шахта «Северная», г. Воркута). Соответственно, в этот период по количеству смертельных случаев на 1 млн т добычи угля (1,44) Россия сравнялась с Китаем (1,5 в 2010 г.), занимающим первое место в мире по аварийности шахт. Следует отметить, что на первом месте в мире по безопасности шахт находится Австралия (0,03 смертей/млн. т), где законодательством предусмотрен запрет эксплуатации угольных шахт с метаноносностью пластов более 9 $м^3/т$ без предварительной дегазации. В России дегазация угольного пласта обязательна, когда работами по вентиляции невозможно обеспечить содержание взрывоопасных газов (метана) в рудничной атмосфере действующих горных выработок шахты в размере до 1 %, а также, когда природная метаноносность пласта превышает 13 $м^3/т$ с.б.м. и работами по вентиляции невозможно обеспечить содержание метана в исходящей струе очистной горной выработки в размере менее 1 % и [2]. Неявное ограничение 13 $м^3/т$ с.б.м. (достаточно обеспечить 1 % в исходящей струе) позволяет без какой-либо предварительной дегазации эксплуатировать сверхкатегорные шахты с метаноносностью пластов более 20 $м^3/т$ и даже до 40 $м^3/т$. Так, например, в Кузбассе 22 из 60 эксплуатируемых шахт относятся к сверхкатегорным с метаноносностью свыше 15 $м^3/т$, в том

числе 15 шахт – опасные по внезапным выбросам угля и газа. Основными причинами возникновения взрывов метановоздушных смесей в шахтах, по мнению авторов [3], являются:

- выборочная отработка наиболее благоприятных пластов в свите;
- эксплуатация сверхкатегорных шахт с метаноносностью более 15 м^3/т без их предварительной дегазации;
- отсутствие предварительной и низкая эффективность текущей дегазации метаноносных угольных пластов;
- использование системы разработки длинными столбами по простиранию с обрушением кровли без применения каких-либо способов её разупрочнения и принудительной посадки;
- применение всасывающего способа проветривания шахт и комбинированных схем проветривания очистных забоев при отработке угольных пластов, склонных к самовозгоранию;
- сдельно-премиальная система оплаты труда шахтёров [3].

На основании Протокола совещания у Председателя Правительства Российской Федерации Д.А. Медведева от 04.04.2016 создана Комиссия по выявлению шахт, осуществляющих добычу угля в особо опасных горно-геологических условиях [4]. В число горно-геологических факторов, определенных Комиссией для особого анализа, включены (в скобках отражено количество действующих шахт с указанной степенью опасности, по данным анализа АО «Росинформуголь»):

- опасность по внезапным выбросам породы, газа и (или) пыли (30 шахт);
- опасность по самовозгоранию угля (32 шахты);
- опасность по горным ударам (33 шахты);
- опасность по взрывам пыли (54 шахты);
- опасность по прорывам воды, пульпы (25 шахт).

Кроме того, оценивались условия и состояние производственных систем, напрямую влияющих на основные факторы опасности:

- состояние системы проветривания шахты;
- состояние системы дегазации шахты;
- состояние системы пылевзрывозащиты.

Согласно проведённому анализу, в государственном реестре опасных производственных объектов числились 82 угольные шахты, из них: 58 работающих, 7 находящихся на консервации с неопределённым сроком, 5 в процедуре банкротства или конкурсного производства, 12 входят в комплексную программу ликвидации убыточных шахт. Как правило, шахты характеризуются целым комплексом опасных горно-геологических факторов. Так, из эксплуатируемых угольных шахт 21 шахта характеризуется тремя и более факторами опасности. Три шахты имеют все пять факторов опасности. Обобщение и систематизация данных проводились аналитиками и специалистами АО «Росинформуголь» и ННЦ – ГП ИГД им. А.А. Скочинского. Из проведённого Комиссией анализа установлено, что основной вклад в суммарную степень рисков вносят (по оценкам экспертов Комиссии):

- опасности взрыва газа и пыли – около 30 % общего балла;
- опасности, обусловленные состоянием проветривания шахты, – около 14-18 % общего балла;
- опасности, обусловленные состоянием систем пылевзрывозащиты – около 12-21 % общего балла;
- опасности по горным ударам – около 7-17 % общего балла.

Выводы экспертов в целом подтверждаются статистикой аварийности и опытом эксплуатации угольных шахт [5].

На горнорудных предприятиях России сохраняется тенденция постоянного ухудшения геологических и горнотехнических условий разработки месторождений. Средневзвешенная (по добыче) глубина карьеров восьми горно-обогатительных комбинатов за период 2000 – 2006 гг. возросла на 40 м и достигла 280 м. Эта тенденция в основном сохранится и до 2020 г., и средневзвешенная глубина крупных железорудных карьеров достигнет 350 м, что значительно усложнит горные работы на большой глубине и особенно транспорт руды на ДОФ и вскрыши в отвалы.

По геологическим условиям месторождения железных руд, разрабатываемые подземным способом, относятся в основном ко второй группе сложности. Таштагольское и Шерегешское месторождения в Горной Шории отнесены к удароопасным, а Абаканское, Естюнинское, Высокогорское, Песчанское, Гороблагодатское и Казское месторождения – к склонным к горным ударам.

Постоянно усложняются условия подземной разработки калийных руд. Так на Гремячинском месторождении мощность рудного тела составляет от 2,3 до 21,5 м, глубина залегания сильвинитового пласта от 1004 до 1295 м. Вскрытие осуществляется тремя вертикальными стволами диаметром 7 м и глубиной скиповых стволов 1147 м, клетевого ствола – 1115 м.

Библиографический список

1. Программа развития угольной промышленности России до 2030 г. [Электронный ресурс]. – Режим доступа: http://www.garant.ru.

2. Приказ Ростехнадзора от 01.12.2011 № 679 «Об утверждении Инструкции по дегазации угольных шахт» (зарегистрировано в Минюсте России 29.12.2011, рег. № 22811).

3. Ордин А.А. О необходимости изменения горного законодательства и нормативных актов для предотвращения взрывов метана на угольных шахтах России / А.А. Ордин, А.М. Никольский // Уголь. – №6. – 2016. – С.38-41.

4. Твердов А.А. Тенденции повышения безопасности на угольных шахтах с особо опасными горно-геологическими условиями / А.А. Твердов, С.Б. Никишичев, А.Б. Яновский, А.И. Скрыль // Уголь. – №3. – 2017. – С.4-8.

5. Воевода А.А. О применении сетей Петри в процессе объектно-ориентированного анализа и проектирования / А.А. Воевода, Д.В. Прытков // Сборник научных трудов НГТУ. – 2009. – № 4(58). – С.131-138.

УДК 622.86:004.42

ПОВЫШЕНИЕ КАЧЕСТВА И ОПЕРАТИВНОСТИ ВЫПОЛНЕНИЯ ИНЖЕНЕРНЫХ РАСЧЁТОВ ПРИ ВЕДЕНИИ ГОРНОСПАСАТЕЛЬНЫХ РАБОТ

[1,2] к.т.н. Говорухин Ю.М., [1]к.т.н. Криволапов В.Г.,[1,3]д.т.н. Палеев Д.Ю., [2]д.т.н. Домрачев А.Н.
1 – Национальный горноспасательный центр, г. Новокузнецк, Россия
2 –Сибирский государственный индустриальный университет, г. Новокузнецк, Россия
3 – Федеральный исследовательский центр угля и углехимии СО РАН, г. Кемерово, Россия

Аннотация. В статье приведены результаты анализа действующих нормативно правовых документов, существующих компьютерных программ, а также методик, используемых группой инженерного обеспечения, для технического обеспечения аварийно-спасательных (горноспасательных) работ. Обоснованы направления по совершенствованию программных продуктов с целью повышения качества проводимых расчётов и оперативности их выполнения. Разработана программа-оболочка с несколькими демонстрационными реализациями методик.

Ключевые слова: Горноспасательные работы, нормативно правовые документы, группа инженерного обеспечения, расчётные методики, программное обеспечение, электронный блокнот.

При выполнении работ по локализации и ликвидации последствий аварии на объекте ведения горных работ создаётся командный пункт (КП), при котором организовывается группа инженерного обеспечения (ГИО) [1-3]. Основными задачами ГИО является выполнение специфических расчётов для анализа аварийной обстановки и прогнозированию вариантов её развития. Такие расчёты позволяют определить параметры подземного пожара и установить наиболее эффективные средства его тушения, выбрать безопасный и эффективный режим проветривания участка и горного предприятия в целом при возникновении аварийной ситуации, избежать нежелательных последствий и осложнений.

Одним из направлений повышения качества и оперативности выполнения инженерных расчётов является перевод существующих методик в электронный вид. В настоящее время существует достаточное количество различных компьютерных реализаций расчётных методик в виде excel-таблиц (или в других табличных процессорах, например, LibreOffice Calc). Недостатками такого подхода являются:

- огромное количество excel-файлов и листов в них;
- труднодостижимые в реальной обстановке точность и внимательность при заполнении исходных данных, т.к. зачастую не реализуется проверка вводимых значений, а программа не всегда реагирует на некорректность математических действий;

- высокая вероятность порчи расчётных формул в ячейках посредством случайного редактирования, причём закравшаяся ошибка может оказаться незаметной и существенно влияющей на конечный результат.

С учётом изложенных недостатков в Новокузнецком филиале ВНИИПО МЧС России в 2013 году разработан программный комплекс «Блокнот руководителя группы инженерного обеспечения ведения аварийно-спасательных работ» (электронный блокнот). В него интегрировано 16 справочных и расчётных приложений [4 - 6]. Главное окно программы, с открытыми для расчёта методиками по оценке взрываемости смеси горючих газов и величины тепловой депрессии при пожаре, приведено на рис. 1.

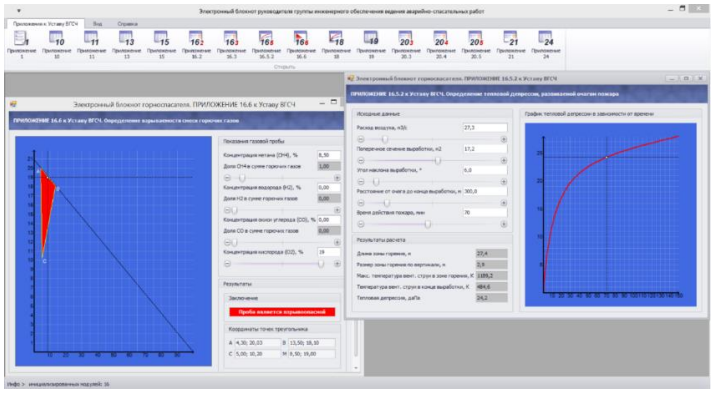


Рис. 1. Электронный «Блокнот руководителя группы инженерного обеспечения ведения аварийно-спасательных работ»

Это приложение стало существенным шагом в повышении оперативности выполнения расчётов и качества прогноза аварийной обстановки. Оно широко применяется специалистами ВГСЧ МЧС России, но в связи с ведением в действие таких нормативно правовых документов как:

- Федеральные нормы и правила в области промышленной безопасности «Инструкция по локализации и ликвидации последствий аварий на опасных производственных объектов, на которых ведутся горные работы», утверждённые приказом Ростехнадзора от 31.10.2016 N 449 (зарегистрировано в Минюсте России 29.11.2016 N 44480) [1];

- Устав военизированной горноспасательной части по организации и ведению горноспасательных работ, утверждённый приказом МЧС России от 09.06.2017 N 251 (зарегистрировано в Минюсте России 24.08.2017 N 47930) [2];

- Сборник нормативных правовых актов военизированных горноспасательных частей / Коллектив авторов. – М.: МЧС России, 2014. – 284 с. [3].

По результатам анализа опыта работы ГИО на КП, установлено что структура и пользовательский интерфейс существующего электронного блокнота требуют детального пересмотра с учётом современных инструментальных средств и подходов к разработке программного обеспечения. На основе анализа существующих языков программирования (ЯП), компиляторов, а также интегрированных сред разработки (IDE) выбраны: ЯП C++, компилятор gcc/MinGW (GNU GPL), IDE QtCreator (фреймворк Qt, GNU LGPL v3) [7 - 9].

На рис. 2 приведена информационная модель реализации новой версии электронного блокнота и форматированного вывода с помощью Qt/C++. Данная модель позволяет создать на основе интерфейсов модульную структуру приложения, в которой каждая отдельная методика достаточно легко интегрируется в программу и также исключается из неё. Таким образом, количество методик, включённых в электронный блокнот, может быть не ограниченно.

На основе разработанной модели и выбранных инструментальных средств разработан проект приложения, в состав которого вошли следующий пилотный набор расчётных инженерных методик:

- оценка величины тепловой депрессии, развиваемой очагом пожара;
- расчёт параметров подачи азота в горные выработки;
- оценка устойчивости проветривания выработок при подаче инертных газов;
- расчёт времени загазования метаном забоя тупиковой выработки;
- расчёт времени загазования метаном аварийного участка;
- расчёт параметров водоупорных клинчатых перемычек;
- расчёт проёмов в изолирующих перемычках, обеспечивающих проветривание аварийного участка.

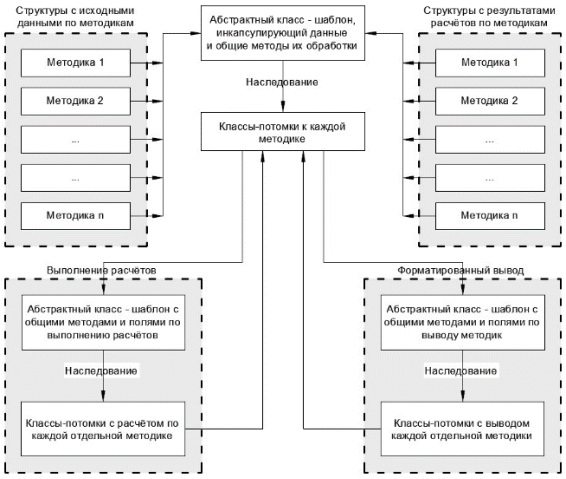


Рис. 2. Информационная модель диаграммы классов выполнения расчётов и форматированного вывода

На рис. 3 приведено главное окно разработанной программы. В ней к каждой инженерной методике реализовано отдельное диалоговое окно, позволяющее вводить необходимые данные. При этом для того, чтобы не допустить неверного расчёта, в случае ошибочного ввода данных (выход за допустимый диапазон, ввод нечислового значения и т.п.), в приложении реализована проверка передаваемых на расчёт параметров.

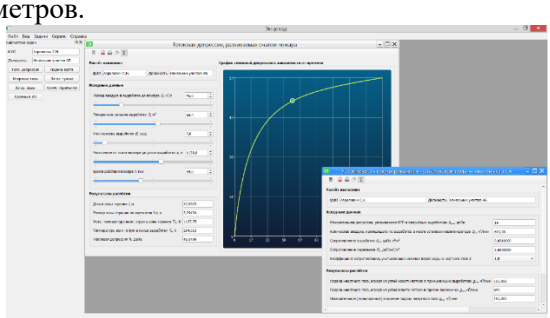


Рис. 3. Главное окно новой версии электронного блокнота

Для выбора оптимального формата представления результатов расчёта выполнен анализ наиболее распространённых типов файлов для хранения текстов, по результатам которого выбран pdf-формат как наиболее распространённый в электронном документообороте. При этом реализована возможность как вывода на печать, так и сохранения в указанном формате выполненного расчёта. Печатные формы документов возможно формировать как в развёрнутом виде с указанием всех формул и расчётов по ним, так и вывод только результатов в виде таблиц (рис. 4).

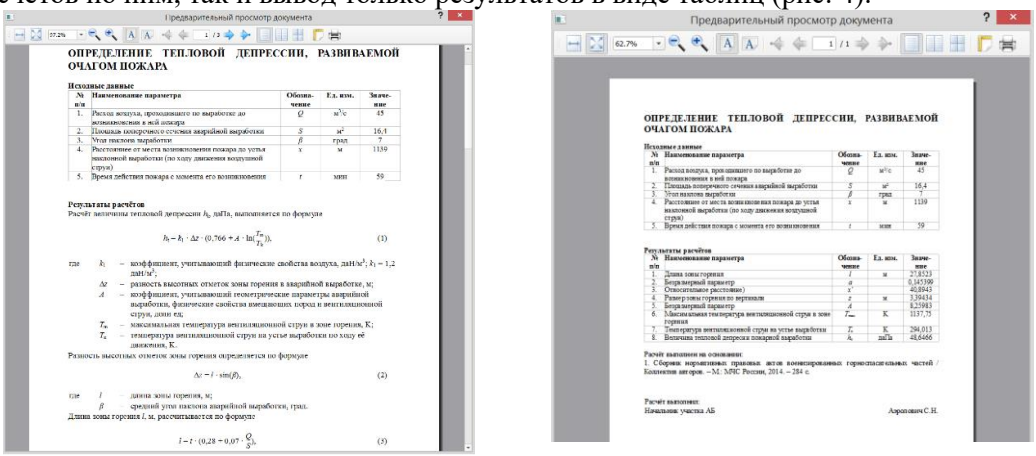


Рис. 4. Предварительный просмотр выполненного расчёта

Помимо этого, обязательно указывается на основании чего выполнен расчёт и кем он выполнен. Таким образом, в отличии от предшественника в данной версии электронного блокнота возможно создавать твёрдые копии выполненных расчётов, которые могут являться документами.

Выводы. Внедрение разработанного приложения с определённым спектром методик и печатных форм различных документов с заполнением позволит обеспечить высокую оперативность и качество прогноза развития горноспасательных работ.

Библиографический список

1. Федеральные нормы и правила в области промышленной безопасности «Инструкция по локализации и ликвидации последствий аварий на опасных производственных объектов, на которых ведутся горные работы», утверждённые приказом Ростехнадзора от 31.10.2016 N 449 (Зарегистрировано в Минюсте России 29.11.2016 N 44480).

2. Устав военизированной горноспасательной части по организации и ведению горноспасательных работ, утверждённый приказом МЧС России от 09 июня 2017 года N 251 (Зарегистрировано в Минюсте России 24.08.2017 N 47930).

3. Сборник нормативных правовых актов военизированных горноспасательных частей / Коллектив авторов. – М.: МЧС России, 2014. – 284 с.

4. Домрачев А.Н. 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.

5. Домрачев А.Н. К вопросу об оценке трудоёмкости ведения аварийно-спасательных работ на горных предприятиях / А.Н. Домрачев, Д.Ю. Палеев, Ю.М. Говорухин, В.Г. Криволапов, В.И. Липатин // Вестник Научного центра по безопасности работ в угольной промышленности. – Кемерово. – 2014. – №1. – С.37-39.

6. Домрачев А.Н. К вопросу о формализации оценки действий руководителя ликвидации аварии при ведении аварийно-спасательных работ на горных предприятиях / А.Н. Домрачев, В.Г. Криволапов, Ю.М. Говорухин, Д.Ю. Палеев // Наукоёмкие технологии разработки и использования минеральных ресурсов: сб. науч. статей / Сиб. гос. индустр. ун-т; под общей ред. В.Н. Фрянова. – Новокузнецк. – 2018. – №4. – С.476-479.

7. Алексеев Е.Р. Программирование на языке C++ в среде Qt Creator: / Е.Р. Алексеев, Г.Г. Злобин, Д.А. Костюк [и др.]. – М.: ALT Linux, 2015. – 448 с. (Библиотека ALT Linux).

8. Шлее М. Qt 5.10. Профессиональное программирование на C++ / М. Шлее. – СПб.: БХВ-Петербург, 2018. – 1072 с.

1. Саммерфилд М. Qt. Профессиональное программирование. Разработка кроссплатформенных приложений на C++ / М. Саммерфилд. – СПб.: Символ-Плюс, 2011. – 560 с.

УДК 622.414.2:004.942

ИСПОЛЬЗОВАНИЕ CFD-ПАКЕТОВ ПРИ РЕШЕНИИ ЗАДАЧ ВЕНТИЛЯЦИИ ШАХТ И ПОДГОТОВКЕ ГОРНЫХ ИНЖЕНЕРОВ

[1,2] к.т.н. Говорухин Ю.М., [1]к.т.н. Криволапов В.Г., [1,3]д.т.н. Палеев Д.Ю.
1 – Национальный горноспасательный центр, г. Новокузнецк, Россия
2 –Сибирский государственный индустриальный университет, г. Новокузнецк, Россия
3 – Федеральный исследовательский центр угля и углехимии СО РАН, г. Кемерово, Россия

Аннотация. Рассмотрены коммерческое и свободное программное обеспечение, применяемое при численном моделирование аэрогидродинамических процессов. Приведены их преимущества и недостатки. Выполнено моделирование и оценка влияния четырёх схем местных сопротивлений на векторное поле скорости потока. Приведены графики изменения x-компоненты вектора скорости и избыточного давления в потоке.

Ключевые слова: программное обеспечение, моделирование, горные выработки, местные сопротивления, турбулентный режим, модели турбулентности, уравнения Навье-Стокса.

Общая часть. С широким развитием и внедрением вычислительной техники всё большее применение находят такие области прикладной математики как численные методы. В этой связи разработаны различные программные продукты, которые позволяют оперативно решать производственные задачи для практически любой отрасли промышленности. К таким задачам можно отнести моделирование аэрогазодинамических процессов, протекающих в горных выработках, анализ шахтной вентиляционной сети и т.п. Результаты такого вида моделирования также могут служить наглядным материалом для обучающихся при описании каких-либо сложных процессов [1 - 3].

Например, при подготовке горных инженеров на дисциплинах «Аэрология горных предприятий», «Системы управления газовыделением угольных шахт» и т.п.

Одним из распространённых коммерческих программных комплексов для инженерного анализа является ANSYS [4 - 6]. Этот комплекс является конгломератом, в который входят многочисленные пакеты для разных видов задач. Например, для решения задач вычислительной аэрогидродинамики (CFD) в нём могут применяться:

- DesignModeler и SpaceClaim (создание и редактирование геометрических моделей расчётных областей);
- Meshing (генерирование сетки);
- Fluent и CFX (моделирование аэрогидродинамических процессов).

ANSYS является современным технологичным комплексом, позволяющим решать требуемые задачи и анализировать полученные данные. Это отличный отлаженный инструмент для многих производственных задач в сфере механики жидкости и газа, прочностного анализа, теплопередачи и теплообмена, электродинамики, акустики, а также механики связанных полей. При возникновении каких-либо проблем всегда предоставляется техническая поддержка. Данный программный продукт в зависимости от своей компоновки под вид решаемых задач имеет различную цену, но в целом она колеблется в диапазоне нескольких десятков-сотен тысяч евро. При этом распараллеливание вычислительной задачи на несколько ядер также требует приобретения соответствующей лицензии (2 - 4, 5 - 32, 33 - 128 ядер и т.д.), таким образом эта дополнительная лицензия также обходится в диапазоне нескольких десятков-сотен тысяч евро. Также к недостаткам можно отнести ограниченное информационное пространство пользовательской частью, т.е. данный комплекс – это своеобразный чёрный ящик, в котором закрыты все алгоритмы, так они являются бизнес-преимуществом.

Компания ANSYS для ознакомления с программой предоставляет бесплатную академическую версию, которая может использоваться только для целей обучения и ознакомления. Она имеет ряд ограничений для каждого из своих модулей. Например, при построении геометрии доступно не более 50 тел или 300 поверхностей. Fluent и CFX принимают на расчёт не более 512 тысяч ячеек/узлов. Ansys Mechanical для прочностного анализа – не более 32 тысяч элементов.

С развитием мировой сети Интернет и появлением такого феномена как комьюнити (связанные на основе общих целей люди из разных стран) активное развитие получило так называемое свободное программное обеспечение, которое стало альтернативой коммерческим программам. Оно распространяется на основе бесплатных видов лицензий, таких как GNU GPL, GNU LGPL и др. Перспективные проекты зачастую финансируются и поддерживаются крупными компаниями (например, Intel, IBM и др.).

Среди таких программ можно выделить OpenFOAM, SALOME, Paraview, Elmer, Z88Aurora и многие др. OpenFOAM (Open Source Field Operation And Manipulation CFD ToolBox) – свободно распространяемый пакет для операций со скалярными, векторными и тензорными полями [9 - 11]. Он представляет собой фреймворк – набор средств языка программирования C++ для настройки и расширения численных решателей для задач механики сплошной среды, в том числе вычислительной гидродинамики (CFD). Он состоит примерно из 100 C++ - библиотек и 250 предварительно собранных пакетов, которые делятся на решатели (решение задач механики сплошной среды) и утилиты (обработка данных). Структура OpenFoam (The OpenFOAM Foundation Ltd) показана на рис. 1. Комплекс реализован на базе платформ Unix и GNU/Linux.

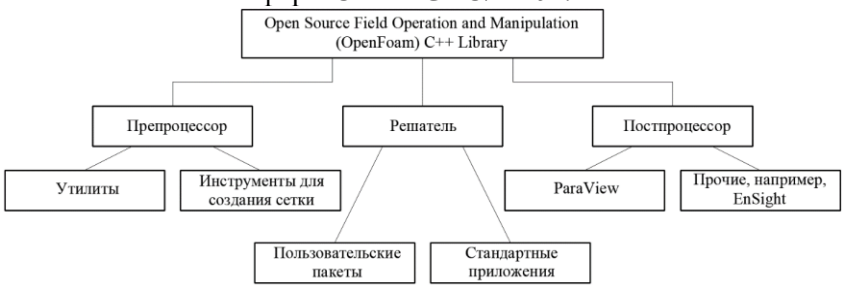


Рис. 1. Структура пакета программ OpenFOAM (The OpenFOAM Foundation Ltd) [7]

Данный комплекс программных пакетов может свободно использоваться без каких-либо ограничений при решении производственных задач любой сложности, поддерживает распараллеливание вычислительной задачи. Результаты моделирования возможно применять при подготовке гор-

ных инженеров для визуального восприятия сущности протекающих процессов (как аэрогазодинамических, так и геомеханических). В качестве примера рассмотрено численное моделирование влияния местных сопротивлений в горных выработках на процессы движения воздуха.

Математическая постановка задачи. Для математического описания турбулентного несжимаемого, изотермического, однофазного потока в стационарной постановке используются дифференциальные уравнения Навье-Стокса, осреднённые по числу Рейнольдса (RANS-уравнения). В векторной форме данные уравнения имеют вид [9, 11]

$$\nabla \cdot (\vec{u}\vec{u}) = -\frac{1}{\rho}\nabla p + \nabla \cdot (\nu \nabla \vec{u}) - \overline{u'u'}, \quad (1)$$

где $\vec{u}$ – вектор скорости потока; ρ – плотность воздуха; p – избыточное давление воздуха; ν – кинематическая вязкость воздуха; $\overline{u'}$ – тензор турбулентных напряжений Рейнольдса.

Для замыкания данных уравнений дополнительно необходимо ввести уравнения неразрывности и уравнения для определения турбулентных напряжений. Для этой цели принята стандартная высокорейнольдсовая модель турбулентности второго порядка $k-\omega$ (модель Уилкокса). В этом случае для расчёта напряжений Рейнольдса дополнительно решаются два дифференциальных уравнений соответственно одно для k (кинетическая энергия турбулентности), второе для ω (удельная скорость диссипации кинетической энергии) [6, 7, 9 - 11]

$$\nabla \cdot \vec{u} = 0, \quad (2)$$

$$-\overline{u'u'} = \frac{1}{\rho}\mu_t\{\nabla\vec{u} + (\nabla\vec{u})^T\} - \frac{2}{3}k\bar{I}, \quad (3)$$

$$\nabla \cdot (\rho\vec{u}k) = \nabla \cdot \left(\mu_{eff,k}\nabla k\right) + P_k - \beta^*\rho k\omega, \quad (4)$$

$$\nabla \cdot (\rho\vec{u}\omega) = \nabla \cdot \left(\mu_{eff,\omega}\nabla\omega\right) + C_{\alpha 1}\frac{\omega}{k}P_k - C_{\beta 1}\rho\omega^2, \quad (5)$$

$$\mu_t = \rho\frac{k}{\omega}, \quad (6)$$

$$\mu_{eff,k} = \mu + \frac{\mu_t}{\sigma_{k1}}, \quad (7)$$

$$\mu_{eff,\omega} = \mu + \frac{\mu_t}{\sigma_{\omega 1}}, \quad (8)$$

где $\bar{I}$ – единичный тензор напряжений; P_k – коэффициент, учитывающий генерирование турбулентной энергии; $C_{\alpha 1}$, $C_{\beta 1}$, β^*, σ_{k1}, $\sigma_{\omega 1}$ – константы принятой модели турбулентности; μ – динамическая вязкость воздуха; μ_t – турбулентная вязкость.

Общая схема граничных условий для математических моделей схем местных сопротивлений приведена на рис. 2, использованы граничные условия Дирихле (1 рода) и фон Неймана (2 рода). Задача решена в двухмерной пространстве.

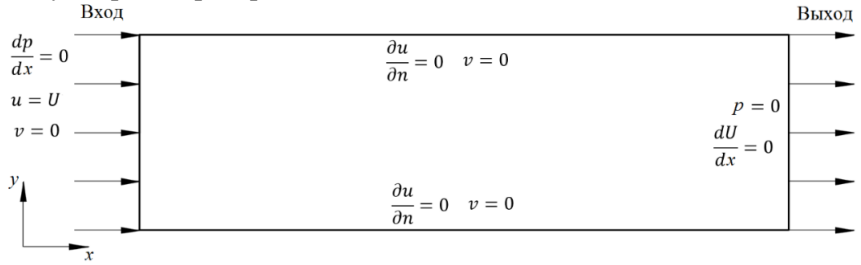


Рис. 2. Граничные условий рассматриваемых моделей для p (избыточное или манометрическое давление) и для U (вектор скорости потока)

Для связи уравнений по скорости и давлению использован алгоритм SIMPLE (Semi-Implicit Method for Pressure-Linked Equations) метода Патанкара. Рассмотрены четыре схемы местных сопротивлений:

1. Поворот выработки на 90° (рис. 3).
2. Слияние двух потоков в выработках, примыкающих друг другу под углом 90° (рис. 4).
3. Поворот выработки на 90° с уменьшением поперечного сечения и тупиковой частью (рис. 5).
4. Перемычка с вентиляционным окном в выработке (рис. 6).

Результаты моделирования. Для решения указанной системы уравнений (1 - 8) использован стандартный (предварительно собранный) решатель simpleFoam пакета OpenFOAM (The OpenFOAM Foundation Ltd). Результаты решения задачи оценки влияния местных сопротивлений на поле скорости и избыточное давление приведены на рисунках (3 - 6).

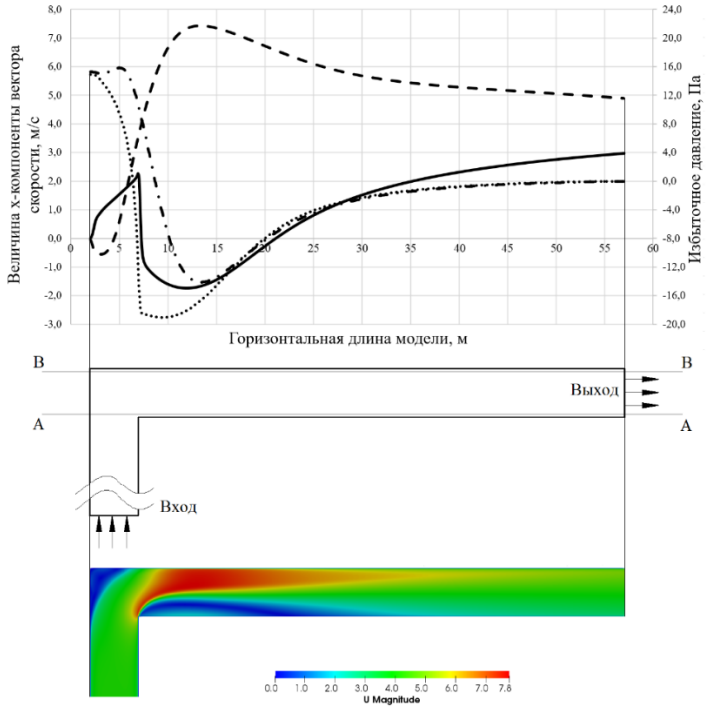


Рис. 3. Изменение скорости потока воздуха при повороте выработки на 90°: изменение x-компоненты вектора скорости (сплошная линия) и избыточного давления (линия точками) по линии А-А, по линии В-В (соответственно, пунктирная линия и штрихпунктирная линия)

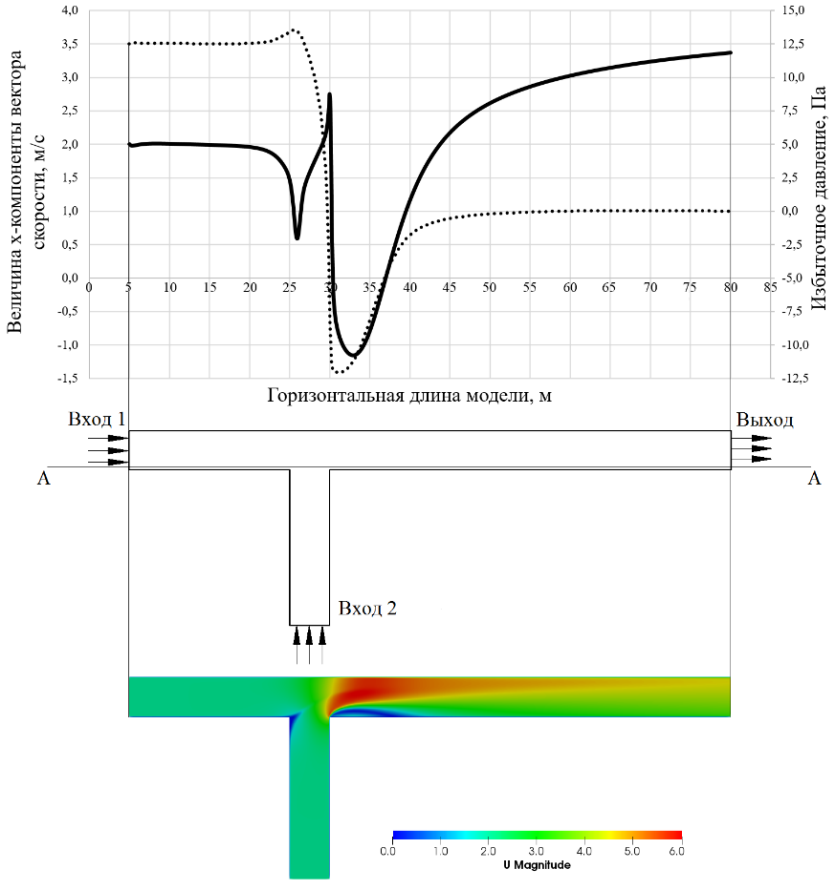


Рис. 4. Изменение скорости воздуха при слиянии двух потоков в выработке (угол примыкания выработок 90°): изменение x-компоненты вектора скорости (сплошная линия) и избыточного давления (линия точками) по линии А-А

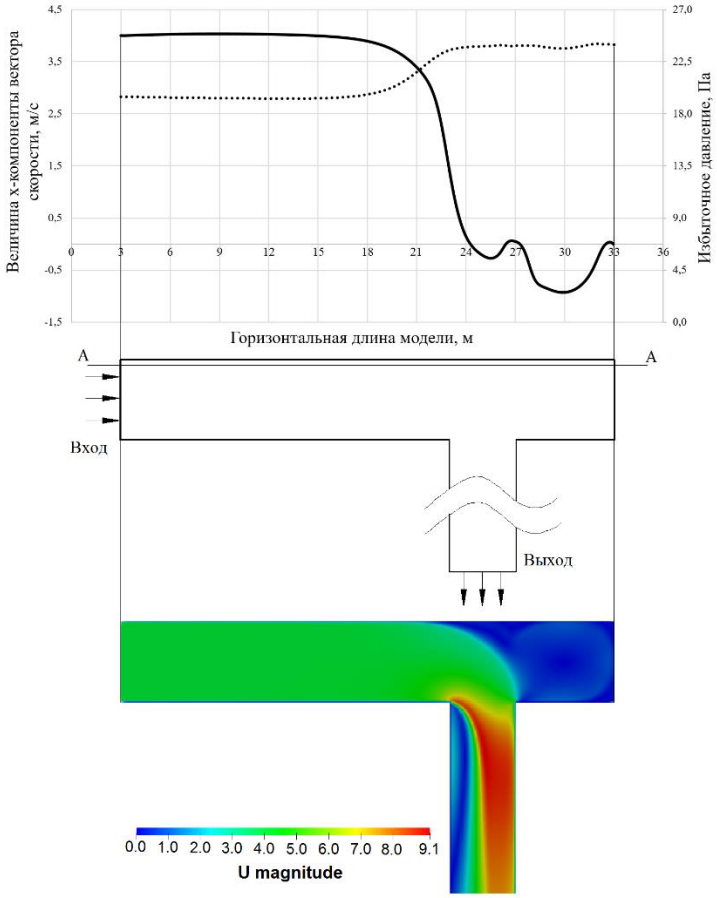


Рис. 5. Изменение скорости потока воздуха при повороте выработки на 90° с уменьшением сечения и тупиковой частью: изменение x-компоненты вектора скорости (сплошная линия) и избыточного давления (линия точками) по линиям А-А

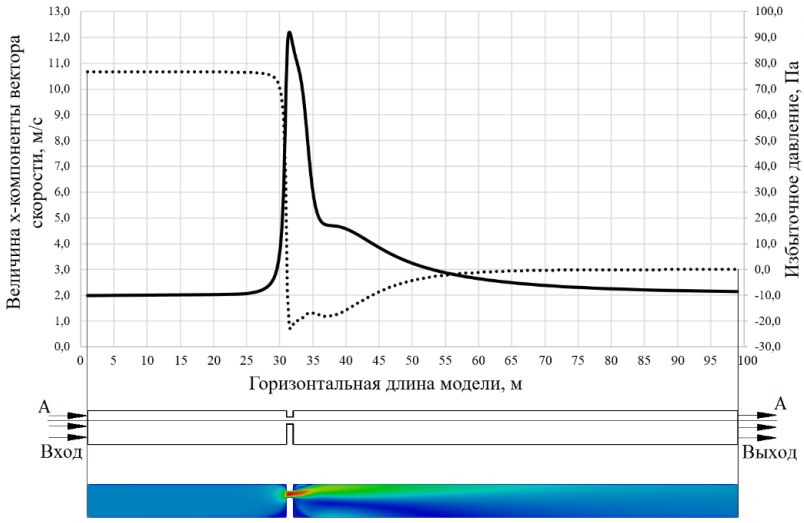


Рис. 6. Изменение скорости потока воздуха при его прохождении через вентиляционное окно: изменение x-компоненты вектора скорости (сплошная линия) и избыточного давления (линия точками) по линиям А-А

Вывод. Полученные результаты качественно совпадают с данными экспериментальных работ по исследованию режимов движения жидкости и газов, приведённых в [8].

Библиографический список

1. Говорухин Ю.М. К вопросу об управлении газовыделением выемочного участка / Ю.М. Говорухин, В.Г. Криволапов // Наукоёмкие технологии разработки и использования минеральных ресурсов сборник научных статей. Под общей редакцией В.Н. Фрянова. – 2010. – С.396-399.

2. Говорухин Ю.М. Программа расчёта вентиляции выемочных участков / Ю.М Говорухин, В.Г. Криволапов, А.Н. Домрачев, О.Ю. Лукашов // Наукоёмкие технологии разработки и использования минеральных ресурсов. Под общей редакцией В.Н. Фрянова. – 2016. – №3. – С. 445-448.

3. Говорухин Ю.М. Математическое моделирование миграции метана в горные выработки при остановленном очистном забое / А.Н. Домрачев, В.Г. Криволапов, Д.Ю. Палеев // Наукоёмкие технологии разработки и использования минеральных ресурсов. Под общей редакцией В.Н. Фрянова. – 2017. – №3. – С.424-429.

4. Основы работы в ANSYS 17 / Н.Н. Фёдорова [и др.]. – М.: ДМК Пресс, 2017. – 210 с.

5. Денисов М.А. Компьютерное проектирование. Ansys: учебное пособие / М.А. Денисов. – Екатеринбург: Изд-во Урал. ун-та, 2014. – 77 с.

6. Миньков Л.Л. Численное решение задач гидродинамики с помощью вычислительного пакета Ansys Fluent: учебное пособие / Л.Л. Миньков, К.М. Моисеева. – Томск: STT, 2017. – 122 с.

7. Аэрология горных предприятий: учебник для вузов / К.З. Ушаков [и др.]. – 3-е изд., перераб. и доп. – М.: Недра, 1987. – 421 с.

8. Ван-Дайк М. Альбом течений жидкости и газа / М. Ван-Дайк. – М.: Мир, 1986. – 184 с.

9. Moukalled F. The Finite Volume Method in Computational Fluid Dynamics: An Advanced Introduction with OpenFOAM and Matlab / F. Moukalled, L. Mangani, M. Darwish. – Springer, 2016. – 817 p.

10. OpenFOAM. The OpenFOAM Foundation: User Guide. Version 6. – 2018. – 237 p.

11. Jasac H. Error Analysis and Estimation for the Finite Volume Method with Application to Fluid Flows. – Thesis for the Degree of Doctor of Philosophy of the University of London and Diploma of Imperial College. – June 1996. – 396 p.

338.1:658.012:622.8(571.17)

СИСТЕМНАЯ ОЦЕНКА ПРОМЫШЛЕННОЙ БЕЗОПАСНОСТИ ТЭК РЕГИОНА В АСПЕКТЕ ЭКОНОМИЧЕСКОЙ БЕЗОПАСНОСТИ КЕМЕРОВСКОЙ ОБЛАСТИ

к.э.н. Новоселов С.В.

Научно-исследовательский институт горноспасательного дела, г. Кемерово, Россия

Аннотация. Статья раскрывает актуальное научное направление – системную оценку промышленной безопасности ТЭК региона в аспекте экономической безопасности Кемеровской области. Дана характеристика промышленной безопасности ТЭК Кемеровской области. Предлагается формирование синергетического эффекта при взаимодействии различных подсистем безопасности.

Ключевые слова: система экономической безопасности, промышленная безопасность, экологическая безопасность, синергетический эффект.

Кемеровская область имеет мощный ТЭК, который представлен Сибирской генерирующей компанией (СГК), 42 действующими шахтами, 110 угольными разрезами и 79 объектами по обогащению и переработке полезных ископаемых.

Сибирская генерирующая компания ведущий энергохолдинг России. Компания обеспечивает надежное теплоснабжение, участвует в рынке электрической энергии, активно развивает инфраструктуру городов присутствия. Главным конкурентным преимуществом компании остается использование местных энергетических углей, добываемых предприятиями СУЭК.

В составе СГК четыре филиала:

–- Абаканский (Республика Хакасия, Республика Тыва, часть Красноярского края);

–- Барнаульский (Алтайский край);

–- Кузбасский (Кемеровская область);

–- Красноярский (Красноярский край).

Суммарная установленная электрическая мощность СГК составляет 10,9 ГВт, тепловая мощность - 23,9 тыс. Гкал/час [1].

Результаты работы экономики региона, выраженные валовым региональным продуктом (ВРП), и объемы части ВРП, созданного основными отраслями ТЭК Кемеровской области – горной промышленностью и электроэнергетикой, приведены на рис.1

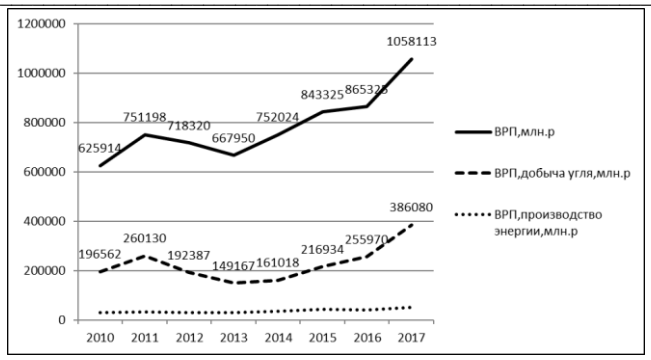


Рис.1. Динамика ВРП в Кемеровской области, и отраслей ТЭК за период 2010-2017гг.

Настоящий этап роста подземной угледобычи в России, и в ее ведущем угольном бассейне Кузбассе, сопряжен с актуальностью и значимостью проблем промышленной безопасности и экологии [2]. Производственный травматизм в угольной промышленности имеет случайное распределение, закономерности развития которого, сложно прогнозировать, ему характерно скачкообразное (пиковое) фактическое проявление, что раскрывалось в публикациях [3, 4]. Травматизм в отраслях ТЭК Кемеровской области, за период 2013-2017гг. представлен на рис. 2.

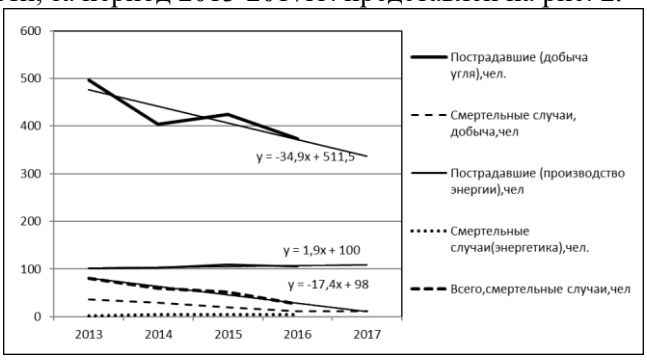


Рис.2. Травматизм в отраслях ТЭК Кемеровской области

Как видно, из графиков, в отраслях ТЭК Кузбасса происходит относительное снижение травматизма согласно зависимостям: в угольной отрасли – y = -34,9x + 511,5; в энергетике минимальное увеличение за период – y = 1,9x + 100; при общем снижении травматизма в отраслях ТЭК Кемеровской области по зависимости – y = -17,4x + 98.

Как отмечалось в источнике [5] «…Начиная с 2000-х годов, Россия ведет целенаправленную политику в аспекте Концепции национальной безопасности, согласно ряда законодательных актов [6-8] и др.», в соответствии с чем рассматривалась графическая модель взаимодействий факторов в системе региональной безопасности региона (СЭБР) по принципу:«входы - процесс- выходы» [5].

В данной модели показано, что взаимодействие промышленной и экономической безопасности, формирует синергетический эффект, обеспечивающий стабильное развитие региона. Это объясняется тем, что «львиную» долю доходов в ВРП Кемеровской области дают отрасли ТЭК, которые развиты в регионе, подробные оценки и расчеты приведены [9, 10] . Одним из важных стратегических аспектов, который необходимо учитывать для обеспечения промышленной и экологической безопасности в Кемеровской области, является проектирование шахт нового поколения (многофункциональные шахто-системы). Теорию и практику проектирования инновационных производств в угольной промышленности разрабатывали и поддерживают, ряд российских ученых и практиков угольной отрасли, такие как А.С. Астахов, А.С. Бурчаков, А.С. Малкин, П.В. Егоров, В.Н. Вылегжанин, В.П. Мазикин, Ю.Н. Малышев, Л.А. Пучков, А.В. Ремезов, В.В. Мельник, В.В. Агафонов и др. [11].

Выводы. Таким образом, для эффективного и стабильного развития Кемеровской области, необходим энергоэффективный региональный топливно-энергетический комплекс, работающий без системных аварий. Соответственно, для обеспечения стабильной экономической ситуации в Кемеровской области, значимую роль играет активизация работы в области промышленной безопасности, направленная на снижение риска аварий, и тем самым, обеспечивает стабильность функционирования всех отраслей экономики региона – «привязанных» к ТЭК, как потребителей «главных». не возобновляемых, топливно-энергетических ресурсов.

Библиографический список

1. Сайт: http://sibgenco.ru.Дата обращения 14.03.2019. 20-34
2. Новоселов С.В., Мельник В.В., Агафонов В.В.Год экологии в России и пути решения геоэкологических проблем в Кузбассе // Уголь. - 2017. – №3. – С.78-79
3. 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. - 2017. – №9. – С.32-35
4. Новоселов С.В., Голик А.С., Попов В.Б.Определение вероятности взрывов метана в очистных забоях сверхкатегорных угольных шахт в условиях радикального увеличения нагрузок – превентивная мера безопасности // Уголь. - 2019. – №2. – С.15-18
5. Новоселов С.В., Панихидников С.А.Системная оценка экономической безопасности региона // Уголь. - 2018. – № 12. – С.48-53
6. Закон Российской Федерации от 5 марта 1992 г. № 2446-1 «О безопасности» (с изменениями от 25 декабря 1992 г. и 25 июля 2002 г.).
7. 7. О государственной стратегии экономической безопасности Российской Федерации (Основные положения): Указ Президента Российской Федерации от 29 апреля 1996 г. №608.
8. Концепция национальной безопасности Российской Федерации: Указ Президента Российской Федерации от 10 января 2000 г. № 24.
9. Новоселов С.В. Системная оценка стратегического развития топливно - энергетического комплекса региона: вопросы теории, методологии и практики (на примере ТЭК Кемеровской области на период 2020 - 2035гг.): монография / С.В. Новоселов. – Кемерово, 2017. – 194 с.
10. Новоселов С.В., Ремезов А.В., Харитонов В.Г., Брынько А.Ф. Технико-экономическая характеристика проектов многопрофильных углеперерабатывающих компаний// Уголь. - 2012. – № 9. – С.66-68
11. Новоселов С.В..А.Альтернативные подходы и дискуссионные вопросы при проектировании шахт нового поколения уровня 2035 года // Уголь. - 2019. – № 1. – С.37-39

УДК 622.8:614(571.17)

ФАКТОРЫ, ОПРЕДЕЛЯЮЩИЕ ПРОМЫШЛЕННУЮ БЕЗОПАСНОСТЬ НА ШАХТАХ КУЗБАССА

[1]к.э.н. Новоселов С.В., [2]д.т.н. Голик А.С., [2]д.т.н. Попов В.Б.
1 - Научно-исследовательский институт горноспасательного дела, г. Кемерово, Россия
2 - Сибирское отделение Международной академии наук экологии и безопасности жизнедеятельности, г. Кемерово, Россия

Аннотация. Статья освещает тенденции травматизма в угольной промышленности России и Кузбасса. Выделены основные группы факторов влияющих на промышленную безопасность угольных шахт: горно-геологические, технико-технологические, организационно-социальные, человеческий фактор, законодательно-административные. Предложены меры по повышению промышленной безопасности шахт.

Ключевые слова: промышленная безопасность, травматизм, оценка уровня безопасности, мгновенная нейтрализация, концентрированная локализация.

Травматизм в угольной промышленности является наиболее «болезненной» проблемой в ряде стран, добывающих уголь. Анализ состояния дел в этом вопросе показал значительное различие в угледобывающих странах, так в недавнем прошлом удельный травматизм в США с 1998 – 2008гг. снижался с 0,03 до 0,008 чел./млн.т, в Китае с 2000 – 2009гг., было тоже снижение порядка с 7 до 1,5 чел./млн.т , т.е. разница в 187 раз, расчет произведен по данным[1],[2]. В России в этот же период травматизм находился в пределах соответственно 0,6 - 0,15 чел./млн. т, согласно официальным данным Ростехнадзора [3]. В США показатели были лучше, чем в России, примерно в 18 раз, но у нас по сравнению с Китаем, ситуация на порядок лучше. Однако, если в какой-либо год происходит масштабная авария, то показатели по промышленной безопасности резко ухудшаются.

По официальным данным, ситуацию по добыче угля и травматизму в угольной отрасли России отражает график (рис. 1).

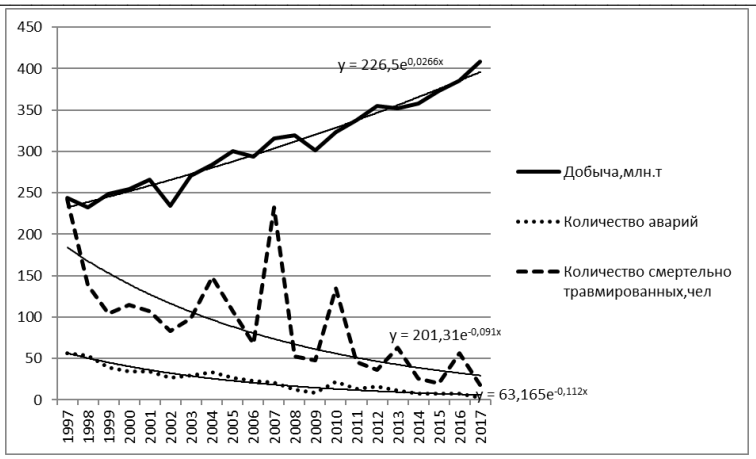


Рис.1. Добыча угля, количество аварий и смертельный травматизм в угольной промышленности России

Конфигурация графика добычи угля имеет долгосрочную возрастающую тенденцию по экспоненциальной зависимости y = 226,5e0,026x. Тенденция спада количества смертельно травмируемых y = 201,3e-0,09x, и график количества аварий изменяется по зависимости y = 63,16e-0,11x.

Долговременная тенденция снижения удельного смертельного травматизма в угольной промышленности России за период 1997-2017 гг. изменялась по экспоненциальной зависимости y = 0,844e-0,11x, что отражено на рис. 2.

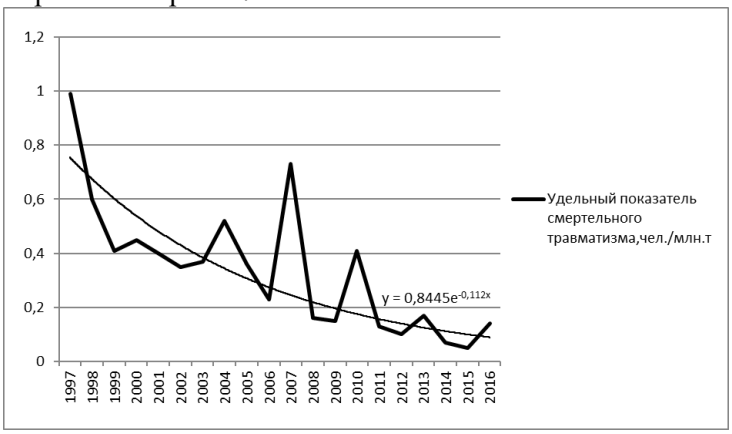


Рис.2. Долговременная тенденция удельного смертельного травматизма в угольной промышленности России

В России за период 1997г. по 2017г. произошел ряд крупных аварий на шахтах (пики на графиках), с большими человеческими жертвами. Борьба с авариями фактически не закачивается, не смотря на принимаемые меры, начиная с издания законов по безопасности [4 - 6], правил безопасности (ПБ) – «книгой написанной кровью» [7 - 9], деятельностью Ростехнадзора, инженерно-технических работников шахт, шахтеров, и усилиями ВГСЧ.

Сибирским управлением Ростехнадзора в аспекте промышленной безопасности проводится значительная работа. Согласно официальным данным [10], за 12 месяцев 2017 года Сибирское управление Федеральной службы по экологическому, технологическому и атомному надзору (Ростехнадзор) на территории Кемеровской области провело более 10 тысяч проверок предприятий, эксплуатирующих опасные производственные объекты, в том числе 539 плановых, 2 тыс. 710 внеплановых и 7 тыс. 122 проверки в рамках режима постоянного государственного надзора. В ходе контрольных мероприятий выявлено и предписано к устранению более 67 тысяч нарушений требований законодательства Российской Федерации в области промышленной безопасности.

В 2017 году зафиксировано самое низкое количество травм за всю историю добычи угля в Кузбассе. Удельный коэффициент смертельного травматизма на миллион тонн добычи угля составил 0,044. На сегодняшний день уровень травматизма не превышает уровня передовых угледобывающих стран.

Специалисты Сибирского управления Ростехнадзора контролируют состояние промышленной безопасности на 779 организациях Кемеровской области, эксплуатирующих 2 тыс. 500 опасных

производственных объектов, в том числе 67 шахт, 110 угольных разрезов и 79 объектов по обогащению и переработке полезных ископаемых.

Распределение аварий по видам и несчастных случаев со смертельным исходом по травмирующим факторам за 2016 и 2017 годы по России представлено в табл.1.

Таблица 1

Распределение аварий по видам и несчастных случаев со смертельным исходом по травмирующим факторам за 2016-2017гг.

Вид аварии, смертельных травм	Аварии			Смертельные травмы		
	2016г.	2017г.	+/-	2016г.	2017г	+/-
1. Взрыв (горение, вспышки) газа и угольной пыли	4	-	-4	36	-	-36
2. Пожар (подземные / открытые горные работы / поверхность)	1		-1	-	-	-
3. Горный удар	-	-	-	-	-	
4. Внезапный выброс угля, породы, газа	-	1	+1		1	+1
5. Разрушение зданий, сооружений, тех. устройств (подземные / открытые горные работы / поверхность)	-	-	-	-	-	-
6. Транспорт (подземные / открытые горные работы / поверхность)	-	-	-	3	3/1/	-/+1/-
7. Электроток (подземные / открытые горные работы / поверхность)	-	-	-	-	-/2/-	-/+2/-
8. Машины и механизмы (подземные / открытые горныеработы / поверхность)	-	-	-	7/-/-	5/1/1	-2/+1/+1
9. Падения (подземные / открытые горные работы / поверхность	-	-	-	-/1/-	-	-/-1/-
10. Затопления горных выработок, прорыв воды, глины (подземные / открытые горные работы / поверхность)	1/-/-	-/-/1	-1/-/+1	-	1/-/-	+1/-/-
11. Обрушение горной массы, крепи (подземные / открытые горные работы / поверхность)	1/-/-	1/-/-	-/-/-	7/-/-	2/1/-	-5/+1/-
12. Отравления, удушье (подземные / открытые горные работы / поверхность)	-	-	-	-	-	-
13.Другие виды аварий и травм	1/-/-	-	-1/-/-	1/1/-	-	-1/-1/-
Итого по России	7/-/1	2/-/1	-5/-/0	52/2/-	12/5/1	-42/+3/+1
Итого по Кузбассу	6	2	-4	13	11	-2

Анализ травматизма по годовым отчетам Ростехнадзора за долгосрочный период и данных табл.1 позволил определить основные группы факторов, влияющих на промышленную безопасность угольных шахт Кузбасса:

– горно-геологические: метаноносность, глубина залегания пластов, склонность пластов к самовозгоранию, горное давление, обводненность и др., обуславливающие высокие риски возникновения крупных аварий с человеческими жертвами;

– технико-технологические: высокая нагрузка на очистные забои, увеличение концентрации горных работ, большие длины лав и выемочных столбов, сложность проветривания;

– организационно-социальные: высокая цикличность работы в очистных забоях, увеличение интенсивности труда, уровень профессиональной подготовки, человеческий фактор;

– законодательно-административные: совершенствование федеральных норм и правил в области промышленной безопасности, материальная стимуляция безопасной работы на угольных шахтах.

Выводы. Для повышения промышленной безопасности на угольных шахтах при разработке многофункциональных систем безопасности предлагается учитывать весь комплекс факторов, влияющих на уровень безопасности, при этом необходимо разработать методики количественно определяющие уровень безопасности и надежности ее подсистем, для их альтернативной оценки и последующего выбора.

Библиографический список

1. Сайт:https://miningwik.ru/wiki/Дата обращения 10.03.2019,17- 38
2. Сайт:https://yeabook.ennerdata.ru/Статистический ежегодник мировой энергетики / Дата обращения 8.03.2019, 10- 15
3. Сайт: http://www.gosnadzor.ru/public/annual_reports/
4. Горное законодательство Российской империи/ [Сост. предисл. Грицкова В.В.]. – М.: Издательство «Горное дело» ООО Киммерийский центр», 2012. – 424с.
5. Инструкция по надзору за частной горной промышленностью : [Утв. министром гос. имуществ 1 мая 1892 г.]. - Харьков : тип. Зильберберга, 1893. - 54 с.
6. Федеральный закон от 21.07.1997 №116-ФЗ (ред.от 07.03.2017) « О промышленной безопасности опасных производственных объектов (с изм. и доп., вступ. в силу с 25.03.2017)
7. Правила безопасности в угольных и сланцевых шахтах : Распространяются на проектирование, стр-во, реконструкцию и эксплуатацию угольных и сланцевых шахт : Утв. Минуглепромом СССР и Госгортехнадзором СССР в 1986 г. - М. : Недра, 1986. - 447с.
8. Правила безопасности в угольных шахтах(ПБ 05-618-03). Серия 05. Выпуск 11 / Колл. авт.- М.: Федеральное государственное предприятие «Научно-технический центр по безопасности в промышленности»,2005. – 296с.
9. Приказ от 19 ноября 2013 года N 550 Федеральной службы по экологическому, технологическому и атомному надзору «Об утверждении Федеральных норм и правил в области промышленной безопасности "Правила безопасности в угольных шахтах" (с изменениями на 8 августа 2017)
10. http://www.kemerovo.bezformata.com (31/01/2018) (дата обращения 25.11.2018)

УДК 622.8: 338.23(571.17)

ПРОМЫШЛЕННАЯ БЕЗОПАСНОСТЬ ГОРНЫХ ПРЕДПРИЯТИЙ В АСПЕКТЕ ЭКОНОМИЧЕСКОЙ БЕЗОПАСНОСТИ КЕМЕРОВСКОЙ ОБЛАСТИ

[1]к.э.н. Новоселов С.В., [2]д.т.н. Ремезов А.В.
1 - Научно-исследовательский институт горноспасательного дела, г. Кемерово, Россия
2 - Кузбасский государственный технический университет им. Т.Ф. Горбачева, г. Кемерово, Россия

Аннотация. В статье раскрывается аспект взаимосвязи промышленной безопасности горных предприятий Кузбасса и экономической безопасности Кемеровской области. Показана роль промышленной безопасности угольной отрасли в общей системе экономической безопасности региона.

Ключевые слова – промышленная безопасность, экологическая безопасность, многофункциональные системы безопасности, стимуляция безопасности.

Практика настоящего времени подтверждает, что проблемы промышленной и экологической безопасности наращивают свою актуальность и значимость. Общество все более задумывается о решении проблем безопасности и экологии, так как рост антропогенного воздействия на человека и экологию нелинейно возрастает. Одной из наиболее рациональной стратегией развития – определяется ресурсосбережение и энергосбережение, этому будут способствовать развитие экологически

«чистых» и «безотходных» технологий, хотя на 100% экологически чистую технологию вряд ли возможно создать.

Для промышленно-развитых регионов, которым является Кузбасс, вопросы промышленной безопасности, особенно для угольных шахт имеют первостепенное значение. Решение проблем безопасности и экологии, как и других социально-экономических проблем невозможно решить выборочно, их надо решать системно. Графическую модель взаимосвязей промышленной безопасности горных предприятий в аспекте экономической безопасности Кемеровской области на основе системного подхода отражает модель «вход –выход». Можно утверждать, что в Кузбассе – угольная отрасль является основообразующей экономики региона, и от характера ее развития напрямую зависит развитие региональной экономики. Поэтому устойчивое, безопасное функционирование угольной промышленности региона, обеспечит положительную динамику во взаимосвязанных с базовой отраслью региона всех секторов экономики.

Оценка кризисной ситуации в сфере производственного потенциала региона$S_{\text{пп.кр.}}$ по методологии проф. В.К. Сенчагова [2] определяется по формуле:

$$S_{\text{пп.кр.}} = (L - L')my\frac{1}{K_{\text{инв}}} \geq 0{,}06, \quad (1)$$

где $L, L' -$ предкризисное и кризисное значение относительного снижения производства в течение расчетного периода; *m* - соотношение абсолютной величины процентного снижения доли стратегически важных отраслей (угольной отрасли) в промышленности региона и той же величины по России в целом; *y* - сравнительный со среднероссийским уровень износа основных промышленно-производственных фондов; $K_{\text{инв}}$ −сравнительный (по отношению к среднероссийскому) уровень производственных капиталовложений на 1 руб. основных производственных фондов в промышленности.

Диапазон пороговых значений $S_{\text{пп.кр.}}$ – 4-6%.

Стратегическая значимость угольной отрасли определяется ее долей в валовом региональном продукте (ВРП) Кемеровской области так, в 2016 г. при ВРП – 865325,3 млн.руб, а в 2017 г. – 1058113,6 млн.рруб, соответственно в угольной отрасли 255970,5 и 386080,7 млн.руб., что в процентах составляет рост с 29,6% до 36,5%, согласно официального источника [3], при сравнении с другими отраслями региона превышение в разы и порядки.

В связи с этим, в аспекте промышленной безопасности, если на крупной шахте происходит категорийная авария (взрыв метана, эндогенный пожар, взрыв угольной пыли, или их комбинации), то это в первую очередь человеческие жертвы (невосполнимые затраты во всех аспектах, и текущих и стратегических). Кроме того, шахта, как правило, прекращает добычу на несколько месяцев или радикально ее сокращает, что сказывается на ее финансово-экономических показателях. Кроме того, ликвидация масштабной аварии требует значительных материальных и финансовых затрат.

В последнее время состояние промышленной безопасности в угольной промышленности в России и в Кузбассе значительно улучшилось и достигло по удельному показателю смертельного травматизма – 0,044 чел/млн. т, что сопоставимо с лидерами в области безопасности США и Австралии (табл.1, 2).

Таблица 1

Динамика объемов добычи угля, производственного травматизма со смертельным исходом и аварийности за 1997–2017 годы

Год	Объем добычи угля, млн. т	Количество аварий	Количество смертельно травмированных, чел.	Удельный показатель смертельного травматизма, чел./ млн.т
2010	323,18	22	135	0,41
2011	337,4	13	46	0,13
2012	355,2	16	36	0,10
2013	352,01	11	63	0,17
2014	358,2	8	26	0,07
2015	373,4	8	20	0,05
2016	385,7	8	56	0,14
2017	408,9	3	18	0,044

По данным Федеральной службы государственной статистики по Кемеровской области травматизм на производстве за последние пять лет имел тенденцию снижения (табл. 2).

Таблица 2

Травматизм на производстве в Кемеровской области

Показатель	Годы				
Численность пострадавших при несчастных случаях на производстве с утратой трудоспособности на 1 рабочий день и более и со смертельным исходом:	2013	2014	2015	2016	2017
всего, человек	1530	1329	1328	1217	1172
на 1000 работающих	3,0	2,7	2,7	2,6	2,7
Численность пострадавших при несчастных случаях на производстве со смертельным исходом:	81	60	51	26	39
на 1000 работающих	0,158	0,121	0,105	0,056	0,089
Число человеко-дней нетрудоспособности у пострадавших на производстве, тыс.	85,0	77,3	70,0	66,1	64,7
Ориентировочные выплаты при средней заработной плате (35060р/мес. в 2018г.), млн. р	2980,100	2710,138	2454,200	2317,466	2268,382

По данным Сибирского управления Ростехнадзора Кемеровской области за период 2016-2017 годов, травматизм снизился как по числу аварий, так и по количеству смертельно травмированных (табл. 3).

Таблица 3

Показатели травматизма в угольной промышленности Кемеровской области в 2016-2017гг.

Количество аварий		Количество смертельно травмированных, чел		Рост, (+/-)
2016г.	2017г.	2016г.	2017г.	
6	2	13	11	-4/-2

Приведенные данные подтверждают, что объемы добычи угля не главный фактор, определяющий количество смертельных случаев, хотя такой показатель во всем мире берется за основу. Мы предлагаем ряд показателей, учитывающих время (ресурс, не подвергающийся воздействию), которые более системно характеризуют состояние безопасности как для предприятия (компании), так и человека (работника). Первый показатель – это объем добычи угля, полученный за период времени без травм. Второй, для работника, это количество времени, отработанного шахтером без травм, чем больше время, тем больше стимуляция. Вот за эти показатели, надо стимулировать премиальной оплатой, как в масштабе добычного участка – горный менеджмент, так и в единичном масштабе – отдельного работника.

Важность организационного фактора подтверждается топ - менеджментом ведущей угольной компании России - АО СУЭК, особенно в период рабочей смены, около 95% [5] (табл. 4).

Таблица 4

Категории причин несчастных случаев в АО «СУЭК-Кузбасс» за период 2010-2015гг.

Причина несчастного случая	Количество несчастных случаев по годам					
	2010	2011	2012	2013	2014	2015
Человеческий фактор	46	24	19	18	17	17
Технические причины	1	1	3	2	6	0
Системные причины	38	31	28	21	22	10
Добыча угля, тыс.т	86797	92218	97512	96453	98861	97756

Комментируя данные табл. 4, очевидно то, что человеческий фактор, является преобладающим в системе категорий причин аварий, но в последнее время он снижается, благодаря повышению эффективности организации и управления производством в аспекте безопасности и функционированию многофункциональных систем безопасности (МФСБ). Анализируя табл. 4, видно, что технические причины были снижены до «0». Особо следует отметить в этом аспекте – надежность функционирования МФСБ на угольных шахтах, так как именно она обеспечивает системный контроль:

параметров рудничной атмосферы, состояние угольного массива и горных пород, горных выработок, технологического оборудования, позиционирование персонала угольной шахты, систем и средств обеспечения промышленной безопасности. В этом ключе следует отметить, что при создании проектов инновационных многофункциональных шахто-систем (МФШ-С) [6], необходимо в первую очередь, обеспечивать в проектах достаточный уровень надежности МФСБ.

Выводы. Резюмируя, можно отметить, что системная взаимосвязь промышленной безопасности на угольных предприятиях, обеспечивает стабильную работу последних, а т.к. угольная отрасль – стратегическая, то синергетическое взаимодействие ее шахт и разрезов в большей степени формирует экономическую безопасность региона.

Библиографический список

1. Статистический ежегодник мировой энергетики. – Режим доступа: https://yeabook.ennerdata.ru/

2. Экономическая безопасность России: Общий курс: Учебник / Под ред. В.К. Сенчагова. 2-е изд. - М.: Дело, 2005. - 896 с.

3. Сайт: kemerovostat.gks.ru. Валовый региональный продукт Кемеровской области

4. Сайт:http://kemerovostat.gks.ru/wps/wcm/connect/rosstat_ts/kemerovostat/ru/statistics/employment/

5. Артемьев В.Б., Лисовский В.В., Сальников А.А., Ютяев Е.П., Иванов Ю.М., Кравчук И.Л.// Освоение контроля опасных производственных ситуаций - новый этап в повышении безопасности и эффективности производства в АО «СУЭК» //Уголь. – 2016. - №12. - С. 46-50.

6. Новоселов С.В.А. Альтернативные подходы и дискуссионные вопросы при проектировании шахт нового поколения уровня 2035 года // Уголь. - 2019. – № 1. – С.37-39.

УДК 622.013.36: 622.013.364: 351.823

ОПЕРАТИВНОЕ ИЗМЕНЕНИЕ ЗАПАСОВ ТВЕРДЫХ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ ДЕЙСТВУЮЩИХ УГОЛЬНЫХ ПРЕДПРИЯТИЙ

[1]д.т.н. Рогова Т. Б., [2, 3]д.т.н. Шаклеин С. В.

1 - Кузбасский государственный технический университет им. Т. Ф. Горбачева, г. Кемерово, Россия

2 - Кемеровский филиал Института вычислительных технологий СО РАН, г. Кемерово, Россия

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

Аннотация. Показано, что существующий порядок оперативного изменения запасов не обеспечивает объективного учета изменений запасов. Предложено отказаться от государственной экспертизы неподтвердившихся запасов и возложить проведения государственной экспертизы оперативного изменения состояния запасов месторождений угля на уровень территориальных органов Роснедра и ФБУ «ГКЗ».

Ключевые слова: оперативное изменение запасов, неподтверждение запасов, государственная экспертиза запасов.

После получения права пользования участком недр и проведения соответствующих процедур в Государственном балансе за пользователем недр учитывается количество запасов полезных ископаемых, находящихся в пределах предоставленного ему в пользование лицензионного участка недр. В дальнейшем, в процессе ведения горных работ происходит изменение состояния запасов в результате:

– добычи и потерь при добыче;

– утраты промышленного значения запасов в связи с их оставлением под объектами на поверхности и вследствие выявления нецелесообразности отработки запасов в результате выявления усложнений горно-геологических условий или при невозможности обеспечения безопасного ведения горных работ;

– возникновения необходимости восстановления на балансе ранее списанных, либо отнесенных в потери запасов угля в связи с изменением техники и технологии добычи;

– неподтверждения запасов за счет выявленных в ходе эксплуатации отклонений фактических параметров подсчета запасов и показателей их качества от параметров принятых при подсчете запасов.

По действующим требованиям основные по значимости составляющие изменения запасов (добыча и потери при добыче) списываются с Госбаланса без проведения экспертизы на основании данных ежегодной отчетности недропользователей. В остальных случаях списание запасов осуществляется на основании заключений государственной экспертизы оперативного изменения состояния запасов.

Приказом Роснедра от 30.09.2008 № 812 обязанности проведения государственной экспертизы оперативного изменения состояния запасов были возложены на Территориальные органы Роснедра (ТКЗ). Им же были утверждены Временные рекомендации по порядку проведения государственной экспертизы оперативного изменения запасов месторождений твердых полезных ископаемых.

В дальнейшем приказом Роснедра от 16.02.2010 № 111 был утвержден Порядок проведения государственной экспертизы оперативного изменения состояния запасов месторождений твердых полезных ископаемых, определивший конкретное содержание и комплектность представляемых на экспертизу материалов. Данные приказы утратили силу на основании приказа Роснедра от 10.12.2010 № 1494.

Это привело к тому, что состав и правила оформления материалов по оперативному изменению запасов приравнены к требованиям к материалам по их подсчету. Данное приравнивание абсурдно, и на практике используются формально упрощенные, хотя и явно избыточные требования к содержанию таких материалов. В результате этого недропользователи лишены уверенности в корректности содержания представляемых ими на экспертизу материалов, а представители органов экспертизы вынуждены балансировать на грани нормативных требований.

Происшедшее в результате отмены приказов № 812 и № 111 ограничение прав ТКЗ в части решения постоянно возникающих на действующих предприятиях при добыче сырья задач по оперативному изменению состояния запасов привело к возникновению проблем, делающих невозможным качественное исполнение предприятиями законодательных требований, т. е. к возникновению комплаенс-рисков – рисков последующего применения к недропользователю юридических санкций или санкций регулирующих органов в результате несоблюдения им законов, инструкций и т. п.

Действующие Положение о территориальных комиссиях по запасам полезных ископаемых (утвержденное приказом Роснедра от 22.12.2005 № 1332) сохраняет за ТКЗ право проведения ими экспертизы материалов оперативного изменения запасов, но только в случае их ежегодного оперативного изменения. Однако в случае нерегулярной переоценки запасов данная норма не может быть использована (письмо Роснедра от 23.07.2018 № СА-04-30/10639). Понятно, что рассмотрение вопросов утраты промышленного значения запасов, восстановления на балансе ранее списанных, либо отнесенных в потери запасов, в принципе, не может иметь регулярного характера. Причем во всех случаях полномочия ТКЗ ограничиваются количеством запасов лицензионного участка недр в целом, но не количеством запасов, в отношении которых принимается соответствующее решение.

В результате этого, если, например, добывающее каменный уголь предприятие с запасами более 50 млн т, выявило неподтверждение запасов в 1 тыс. т, то «узаконить» его в рамках ежегодного оперативного изменения оно может только при проведении экспертизы материалов в ГКЗ. При этом в каждом конкретном случае существует возможность передачи полномочий ГКЗ соответствующему ТКЗ, но только по решению Роснедра, принимаемому на основании обоснованного ходатайства его территориального органа. Все это приводит к чрезмерному усложнению процедур по оперативному изменению состояния запасов, неоправданно высоким затратам труда и времени на их проведение.

Главное, что действующее нормативное обеспечение не учитывает того обстоятельства, что по ряду видов полезных ископаемых составляющие движения запасов используются не только в целях административного контроля за состоянием минерально-сырьевой базы, но и в целях определения налога на добычу полезных ископаемых (НДПИ). Так, налоговой базой при НДПИ при добыче угля с 2011 года является не стоимость добытого угля, а его количество в натуральном выражении, определяемое по чистым угольным пачкам, которое как раз и учитывается государственным балансом. Определяемая статьей 342 второй части Налогового кодекса РФ ставка платежа зависит от вида угля, составляя 57 руб. для коксующегося угля, 47 руб. для антрацита, 11 руб. для бурого угля и 24 руб. для остальных его видов. Кроме того, ФЗ от 30.11.2016 № 401-ФЗ и налоговая база

НДПИ за добычу многокомпонентных комплексных руд, добываемых на участках недр, расположенных полностью или частично на территории Красноярского края также определяется как количество добытых полезных ископаемых в натуральном выражении. Для них ставка платежа принимается равной 730 рублей за одну тонну многокомпонентной комплексной руды, содержащей медь, и (или) никель, и (или) металлы платиновой группы и 270 рублей за одну тонну многокомпонентной комплексной руды, содержащей иные металлы. Указанные ставки умножаются на коэффициенты-дефляторы, устанавливаемые Минэкономразвития России на каждый последующий квартал.

На первый взгляд, составляющие движения запасов, подлежащие государственной экспертизе в рамках процедуры оперативного изменения запасов, не влияют на исчисляемую величину НДПИ, определяемую по величине добычи и потерь при ее осуществлении (в части сверхнормативных потерь).

Однако это не так. Если вычесть из количества стоящих на учете балансовых запасов очистного контура добычу (определенную по результатам маркшейдерских замеров), то полученная разность определяется двумя факторами – потерями при добыче и неизбежной погрешностью определения запасов на стадии геологоразведки в геологических блоках, квалифицируемой как неподтверждение запасов. Последнее никак не может рассматриваться как потери.

Поэтому под используемым Налоговым Кодексом «расчетным количеством полезного ископаемого, на которое уменьшаются его запасы» может пониматься только количество числящихся на балансе запасов, предварительно уточненное уровнем их неподтверждения. Причем, учитывая месячную величину налогового периода, такая корректировка должна проводиться по каждому месячному контуру отработки. В противном случае, погрешность разведки может либо «превращаться» в потери, либо покрывать фактически имевшие место сверхнормативные потери. Отсюда следует, что величина неподтверждения также должна определяться ежемесячно, что физически невозможно выполнить в рамках ныне существующей процедуры оперативного изменения запасов. Действующие нормативные документы не учитывают этого обстоятельства и разрешают производить учет неподтверждения с отставанием до двух лет. За этот период «старые» неподтверждения могут быть компенсированы «новыми». А «накопление» неподтверждений с последующим одномоментным их внесением в Государственный баланс за год, а тем более за несколько лет формально приводит как к недостоверному определению размера НДПИ, так и к возможности наложения штрафных санкций из-за неполной оплаты НДПИ, возникающих из-за того, что значение коэффициента-дефлятора может значимо изменяться во времени (до двукратного изменения за год для коксующихся углей) и, следовательно, – иметь существенные различия на момент определения НДПИ и на момент фиксации неподтвердившихся запасов.

Вместе с тем неподтверждение запасов может происходить не только в связи с неподтверждением мощности пластов и рудных тел, их углов падения, плотности угля и руды, содержания полезных и вредных компонентов, но и по факту добычи сырья со свойствами, входящими в противоречие с теми, что числятся на балансе (для угля это изменение технологической марки, которое происходит при неподтверждении параметров выхода летучих веществ или толщины пластического слоя на величину, сопоставимую с точностью определений).

Несмотря на то, что неподтверждения подсчетных параметров не значительны по величине, их своевременный учет является необходимым условием соблюдения требований действующего законодательства.

Несоответствие процедур «узаконивания» неподтверждений запасов реально существующим условиям и возможностям привело к тому, что почти все действующие предприятия отказались от их учета. Например, балансовые запасы угля действующих шахт Кузбасса за 2016 год уменьшились за счет добычи на 62,1 млн. т и за счет потерь на 27,9 млн. т, неподтверждение запасов на шахтах отсутствует. За тот же период времени запасы угольных разрезов уменьшились за счет добычи на 107,3 млн. т и потерь при добыче на 7,2 млн. т, неподтверждение запасов составило лишь 0,1 млн. т и только на одном предприятии. Таким образом, получается, что погрешность определения геологоразведочными работами запасов угля, расположенных в контуре очистной выемки 2016 года, составила в целом по Кузбассу 0,05 %, что, даже учитывая взаимную компенсацию неподтверждений имеющих разные знаки (снижение и увеличение), нереально. Получается, что если после бурения даже нескольких геологоразведочных скважин неподтверждение запасов фиксируется, а при наличии сотен замеров в горных выработках – оно не наблюдается!

В силу отсутствия надлежащего контроля за отчетностью о неподтверждении запасов ее искажения уже давно приобрело хронический характер. Например, в 2003 году, когда подготовка отчетности происходила по менее сложной чем сейчас схеме с утверждением этого вида списаний

территориальными управлениями природных ресурсов и охраны окружающей среды МПР РФ и согласовывалось региональным управлением Госгортехнадзора РФ, неподтверждение запасов было показано только двумя предприятиями Кузбасса (разрезами) в суммарном объеме 0,3 млн т (при общей добыче по бассейну 129,0 млн. т и потерях 22,6 млн. т), что соответствует погрешности подсчета запасов в 0,2 %. Подобная «документально подтвержденная» погрешность негативно воспринимается инвесторами (прежде всего иностранными), поскольку она указывает на фальсификацию представляемых данных.

Сложившаяся противоречивая система фиксации и учета неподтверждения запасов не обеспечивает возможности реализации требований Налогового кодекса РФ, а следовательно, требует изменения. Очень важно, что без этого невозможно корректно применять и косвенный метод определения размера эксплуатационных потерь, используемый большинством предприятий, ведущих добычу открытым способом.

Высокие скорости ведения очистных работ на угледобывающих предприятиях диктуют необходимость оперативного принятия решений по восстановлению на балансе ранее списанных, либо отнесенных в потери запасов сырья, локального изменения границ распространения балансовых и забалансовых запасов. Современный очистной забой угольной шахты, суточная добыча из которого ныне достигла 1,6 млн. т угля месяц, не может и не должен быть остановлен на несколько месяцев для проведения через ГКЗ процедур оперативного изменения запасов в подготовленном для него выемочном столбе.

Сроки реализации процедур списания с баланса предприятий некоторого количества запасов сырья в связи с ухудшением горно-геологических условий отработки, которое приводит к невозможности обеспечить безопасное ведение горных работ, должны быть в современных условиях сокращены, поскольку до их реализации у недропользователя отсутствует уверенность в том, что такие запасы не будут рассмотрены надзорными органами как сверхнормативные потери, подлежащие соответствующему налогообложению.

Выводы. Для приведения процедур оперативного изменения запасов в соответствие с нормативно-правовым и технологическим реалиями представляется необходимым следующее.

1. Отказаться от государственной экспертизы неподтверждения запасов, вызванного выявленными в ходе эксплуатации отклонениями параметров подсчета запасов и показателей их качества от параметров принятых при подсчете запасов и перейти к их ежемесячной фиксации на основании данных отчетности (актов) недропользователей.

2. Определить возможность и условия проведения государственной экспертизы оперативного изменения состояния запасов месторождений твердых полезных ископаемых в территориальных органах ГКЗ и Роснедра (ТКЗ).

3. Определить целевой порядок подготовки материалов и проведения государственной экспертизы оперативного изменения состояния запасов месторождений твердых полезных ископаемых в связи с утратой запасами промышленного значения по причине их оставления в предохранительных целиках под объектами на поверхности, при невозможности обеспечения безопасного ведения горных работ и вследствие выявления нецелесообразности отработки запасов в результате выявления усложнений горно-геологических, гидрогеологических, экологических и других природных условий, а также в связи с технологической необходимостью восстановления на балансе ранее списанных, либо отнесенных в потери запасов сырья.

УДК:553.04:622.013:622.013.36

УЧЕТ ГЕОЛОГИЧЕСКОЙ ИЗУЧЕННОСТИ УГОЛЬНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ КАК ФАКТОРА ПОВЫШЕНИЯ ПРОМЫШЛЕННОЙ БЕЗОПАСНОСТИ И ЭФФЕКТИВНОСТИ ВЕДЕНИЯ ГОРНЫХ РАБОТ

д.т.н. Писаренко М.В.
Федеральный исследовательский центр угля и углехимии СО РАН, г. Кемерово, Россия

Аннотация. На примере горно-геологических условий реального горного объекта раскрывается особенность построения многовариантных моделей по показателю потенциальное состояние пород кровли и оценки эффективности принимаемых геотехнологических решений, направленных на обеспечение безопасности ведения горных работ, в условиях неполных знаний о недрах.

Ключевые слова: угольные месторождения, геологическая изученность, многовариантная геометризация, геотехнологические решения.

Основным стратегическим направлением развития угольной отрасли России является достижение мирового уровня по эффективности и промышленной безопасности ведения горных работ. Согласно заложенным в программе развития угольной промышленности до 2030 года мероприятиям при росте производительности труда в 5 раз уровень промышленной безопасности должен повыситься в 2 – 3 раза по основным показателям, аварийность и травматизм снизиться на 30% [1]. Достижение таких высоких показателей предполагает реализацию комплекса мероприятий по технологической, законодательной, организационной, научной и геологической деятельности.

Информационной основой принятия любых решений при освоении недр является геологическая информация, которая аккумулируется в ходе геологического изучения недр и интерпретируется в виде горно-геометрических моделей показателей месторождения. При недостаточной геологической изученности месторождения формируются ошибочные - значимо отличные от «истинных» - представления о закономерностях пространственного размещения и свойствах полезного ископаемого в недрах. Принятие геотехнологических решений на основе «ошибочной» информации приводит к инженерным просчетам, к потере эффективности проектных решений, в отдельных случаях, к невозможности их реализации и к возникновению опасных ситуаций. Поэтому обеспечение эффективного и безопасного ведения горных работ предполагает наличие геологической информации обладающей достаточной степенью геологической изученности.

Под достаточностью геологической изученности месторождения, понимается такая степень знаний о свойствах, строении и размещении полезного ископаемого в недрах, при которых принятые на их основе и реализуемые в процессе ведения горных работ геотехнологические решения сохраняют эффективность, несмотря на возможные изменения горно-геологических показателей. Такая оценка предполагает необходимость учитывать в одном оценочном комплексе уникальную природную изменчивость показателей месторождения, достоверность их выявления и индивидуальность проектных геотехнологических решений по разработке недр.

Используемые в промышленности подходы к оценке геологической изученности объекта эксплуатации позволяют оценить достоверность определения запасов, изменчивость показателей месторождения и другое. Однако не дают ответа о соответствии достигнутой степени достоверности представлений об объекте разработки индивидуальному характеру принимаемых геотехнологических решений.

Разрабатываемый и изложенный в работах [2 – 6] подход, основанный на многовариантной геометризации месторождения, в отличие от существующих, позволяет совместить в одном оценочном комплексе пространственную изменчивость геологических показателей, достоверность их выявления и проектные геотехнологические решения по отработке месторождения, тем самым оценить соответствие геологической изученности месторождения требованиям геотехнологических решений. Реализация многовариантной геометризации предполагает формирование как минимум двух комплектов горно-геометрических моделей показателей, включающих:

– традиционные модели, которые формируются в ходе геологического изучения недр и являются основой для принятия проектных решений, направленных на рациональную, эффективную и безопасную разработку недр;

– «пессимистические» модели, которые формируются на стадии разработки проектной документации, в результате альтернативной интерпретации геологоразведочной информации и генерации косвенных определений показателей в межскважинном пространстве.

К пессимистическим горно-геометрическим моделям относятся те альтернативные варианты моделей, реализация которых оказывает отрицательное влияние на технико-экономические показатели инвестиционного проекта.

Совмещение проектных схем вскрытия и отработки месторождения, принятых по традиционным моделям, с альтернативными горно-геометрическими моделями позволяет оценить устойчивость принятых геотехнологических решений в условиях неполных знаний о недрах. Особенности многовариантного подхода для оценки промышленной подготовленности угольных месторождений по показателям гипсометрии, мощности, зольности подробно изложены в работах [2 - 6].

Возникает вопрос о возможности использования многовариантной геометризации для оценки изученности объекта эксплуатации по показателю потенциальное состояние боковых пород, которое определяется комплексом признаков

О важности прогноза состояния боковых пород говорит то, что 30 – 35% случаев травматизма на шахтах обусловлено обрушением пород кровли [7 - 9]. В число основных фактор наступления несчастных случаев отнесено и несоответствие характера принимаемых решений горно-геологическим условиям ведения горных работ. Кроме того, непредсказуемое поведение пород кровли и почвы приводит к снижению скорости ведения очистных работ, а в отдельных случаях, к списанию части промышленных запасов по фактору промышленной безопасности. Вследствие этого для снижения травматизма, повышения эффективности и полноты использование недр требуется наличие достоверных прогнозных горно-геометрических моделей потенциального состояния боковых пород. Так как данные модели являются информационной основой для разработки мероприятий по предотвращению обрушения вмещающих пород, схем расстановки и плотности крепи, а также анализа геодинамической ситуации [9], то качество моделей и определяет эффективность принимаемых решений направленных на обеспечение безопасности ведения горных работ.

Прогнозирование потенциального состояния боковых пород по данным геологоразведки осуществляется по методикам, разработанным под руководством В.В. Смирнова [9] и В.В. Гречухина. [10 - 12]. Общим в методиках является то, что распознавание различных по потенциальной устойчивости и обрушаемости боковых пород угольных пластов осуществляется на основе многофакторного вероятностно-статистического подхода, а отличие - в использовании для этих целей различной исходной информации. В методике В.В. Смирнова это материалы кернового бурения, а В.В. Гречухина – геофизические данные по скважинам.

Применительно к Кузбассу наибольшее распространение получила методика В.В. Смирнова [10 - 11]. В качестве основных признаков для распознавания типов боковых пород приняты следующие геологические характеристики и признаки: литология, вещественный состав пород, предел прочности пород на сжатие, мощность основной и непосредственной кровель угольного пласта, трещиноватость пород, угол падения, степень постдиагенетического преобразования отложений. Каждому признаку соответствует эмпирическая вероятность проявления того или иного типа кровли и почвы. В.В. Смирновым принята следующая классификация непосредственной кровли по устойчивости: неустойчивая (Н), среднеустойчивая (Ср) и устойчивая (У), а основной кровли по обрушаемости: легкообрушающаяся (Л), среднеобрушающаяся (С), труднообрушающаяся (Т).

Процесс прогностического распознавания предполагает соотнесение признака, зафиксированного в процессе разведочных работ, с эмпирической вероятностью проявления того или иного типа кровли (почвы). Максимальное знание условной вероятности по всем признакам, которое рассчитывается по упрощенной формуле Байеса, и определяет тип кровли.

Анализ прогнозных карт потенциального состояния пород кровли, показал, что условные вероятности проявление того или иного типа кровли по отдельным опробованиям могут иметь близкие значения. В этих случаях, однозначное отнесение кровли (почвы) к одному из типов при условности и отсутствии математической строгости метода их распознавания, предполагает многовариантность такой оценки, т.е. построение не одной (традиционной), а нескольких (альтернативных) вариантов горно-геометрических моделей потенциального состояния пород кровли или почвы.

Результат многовариантной геометризации по показателю потенциальное состояние пород кровли иллюстрируется на рис. 1. Для реального горного участка по методике вероятностно-статического прогнозирования потенциального состояния пород кровли по данным геологоразведочного бурения [10, 12] построены два варианта (традиционный и альтернативный) горно-геометрических моделей потенциального состояния пород основной и непосредственных кровель (рис. 1).

Согласно традиционной модели, на выемочных участках выделяются локальные участки с труднообрушающейся основной, средней и устойчивой непосредственной кровлей. Такое сочетание типов пород характеризует кровлю угольного пласта по нагрузочным свойствам как тяжелую, что значительно осложнит отработку запасов Лавы 1 (скважины № 599-597).

Согласно альтернативной модели не исключена вероятность проявление легкообрушаемой основной кровли и неустойчивой непосредственной кровли, а также наличие локальных участков с труднообрушающейся основной и неустойчивой непосредственной кровлей. Поэтому для предупреждения возможных вывалов пород и засорения горной массы необходимо предусмотреть превентивные технологические и технические решения.

Следует отметить, что прогноз потенциального состояния пород по методике В.В. Смирнова выполняется на основе природных показателей (геологических данных по скважинам). Такие технологические показатели и факторы как длина лавы, скорость подвигания очистного забоя и его расположение относительно выработанного пространства, направление основной системы трещиноватости и др., которые во многом определяют состояние боковых пород, не учитываются, что

снижает достоверность прогноза. Поэтому для повышения качества прогнозных моделей потенциального состояния пород кровли и почвы требуется адаптации существующих подходов к современным технологиям разработки угольных месторождений.

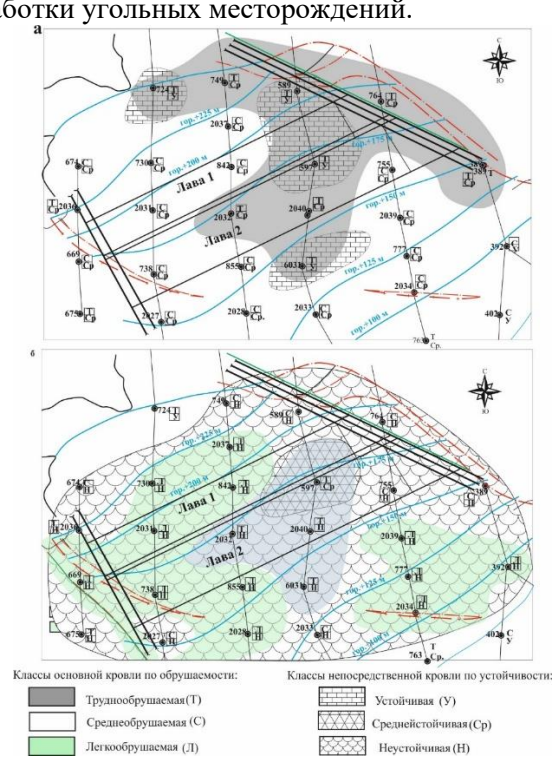


Рис. 1. Фрагменты горно-геометрических моделей потенциального состояния основной и непосредственной кровель: а – традиционная; б – альтернативная

Однако отмеченное не исключает использование многовариантного геометризации для оценки геологической изученности объекта эксплуатации по показателю потенциальное состояние боковых пород.

Выводы. Исходя из вышеизложенного можно заключить, что оценка степени геологической изученности месторождения на основе многовариантной геометризации месторождения, позволяет оценить устойчивость принимаемых решений с учетом неполных знаний о недрах, и на стадии проектирования предусмотреть превентивные решения, направленные на обеспечение безопасного и эффективного ведения горных работ.

Библиографический список

1. Долгосрочная программа развития угольной промышленности России на период до 2030 года. Утв. правительством РФ 21.06.2014 г.

2. Шаклеин С. В., Писаренко М.В. Подход к созданию систем многоуровневых горно – геометрических моделей угольных месторождений // Маркшейдерия и недропользование. - 2010. - № 5. - С. 38– 41.

3. Шаклеин С. В., Писаренко М.В. Многоуровневые горно – геометрические модели угольных месторождений // Маркшейдерия и недропользование. 2011. – № 4.– С. 49– 52.

4. Писаренко, М. В. Формирование многовариантных горно–геометрических моделей гипсометрии угольного пласта // Маркшейдерия и недропользование. – 2015. - № 5.

5. Писаренко М.В., Шаклеин С. В. Оценка подготовленности месторождений твердых полезных ископаемых к промышленному освоению // Минеральные ресурсы России. № 6, 2014. - С.42–45.

6. Писаренко, М.В. Горно–геометрическое обеспечение оценки подготовленности месторождения к освоению по показателю зольности угля // Горная промышленность. - 2016. - № 1. - С. 62–64.

7. Булгаков, Ю.Ф., А.В. Полева. Оценка степени влияния различных факторов и причина аварийности в угольных шахтах Украины //Вестник Донецкого горного института. 210. №1. С.3–5.

8. Распределение травматизма в горных выработках [Электронный ресурс] // Информационный бюллетень Федеральной службы. № 3, 2013 – Электрон. дан. – Москва, 2014. – Режим доступа http://ib.safety.ru/assets/pdf/Bull_66/Bull_66_15-22.pdf – Загл. с экрана.

9. Ненашева Р.И., Климакин О.С. Исследование влияния устойчивости вмещающих пород пласта XXVII ОАО «Шахта «Первомайская» на технологичность его отработки // Вестник КузГТУ. - 2007. - №1. - С.24 – 27.

10. Пособие по многофакторному прогнозированию устойчивости углевмещающих пород в очистных выработках шахт Кузбасса / В.В. Смирнов, А.И. Дымна, Э.Л. Бароньян, В.В. Белов, И.Г. Мельник. Ростов – на – Дону: ВНИГРИуголь, 1982. 46 с.

11. Гречихин В.В. Геофизические методы исследования угольных скважин / Под ред. В. Н. Дахнова. - 2-е изд., испр. и доп. Москва: Недра, 1970. - 549 с.

12. Мамушкина, В.В. Прогноз устойчивости кровли угольных пластов в горных выработках Кузнецкого угольного бассейна по геофизическим данным: автореф. дис. …канд. геол.- минерал. наук: М., 1994. 16 с.

УДК 004.94

МАТЕМАТИЧЕСКОЕ МОДЕЛИРОВАНИЕ СОСТАВА ГАЗОВОЙ ФАЗЫ ПРИ ГОРЕНИИ МЕТАНОУГОЛЬНОЙ СМЕСИ

к.т.н. Рыбенко И. А., к.т.н. Буинцев В. Н.
Сибирский государственный индустриальный университет, г. Новокузнецк, Россия

Аннотация: В работе представлены результаты математического моделирования процесса совместного горения метана и угольной пыли в воздухе в замкнутом реакторе. Рассчитаны последствия реакции горения метанопылевоздушной влажной смеси, такие как температура, давление, состав продуктов горения.

Ключевые слова: Математическое моделирование, реактор, метаноугольная смесь, горение, продукты горения.

Кузбасс является главным стратегическим угольным бассейном страны. На его долю приходится около 60 % общего объема российской добычи угля, в том числе 83 % особо ценных коксующихся марок. Добыча угля подземным способом сопровождается выделением в атмосферу шахтного забоя газа метана, который при достижении определенной концентрации образует взрывоопасную смесь с кислородом воздуха. Кроме того, в атмосфере шахтных выработок присутствует мелкодисперсная угольная пыль, находящаяся во взвешенном состоянии. При определенных концентрациях метана и пыли возможен объемный взрыв, сопровождающийся повышением температуры и давления в замкнутом объеме шахты [1]. В связи с этим, важной задачей является исследование условий формирования газовой фазы при горении метаноугольной смеси.

В статье представлены результаты математического моделирования процесса совместного горения метана и угольной пыли при их различных концентрациях в воздухе в замкнутом объеме с использованием методики расчета [2 − 5].

Процесс горения метана можно представить реакциями [6]:

$$\{CH_4\} + 1/2\{O_2\} = \{CO\} + 2\{H_2\}; \quad (1)$$

$$\{CH_4\} + \{O_2\} = \{CO_2\} + 2\{H_2\}; \quad (2)$$

$$\{CH_4\} + 3/2\{O_2\} = \{CO\} + 2\{H_2O\}; \quad (3)$$

$$\{CH_4\} + 2\{O_2\} = \{CO_2\} + 2\{H_2O\}. \quad (4)$$

Реакции (1) − (3) представляют собой реакции неполного горения или конверсии метана при избыточной концентрации метана в воздухе. Реакция (4) − реакция полного горения протекает при избытке кислорода при низких концентрациях метана в воздухе.

Горение угольной пыли в зависимости от ее концентрации в воздухе можно представить двумя реакциями [7]:

$$C + 1/2\{O_2\} = \{CO\}; \quad (5)$$

$$C + \{O_2\} = \{CO_2\}. \quad (6)$$

Рассмотрим механизм образования продуктов горения метаноугольной смеси в реакторе объемом V м^3 [8]. Пусть в атмосфере реактора находятся n_{O_2} и n_{N_2} молей кислорода и азота.

Концентрации метана и угольной пыли в воздухе составляют k и l % соответственно. При такой концентрации количество молей метана соответственно равно:

$$n_{CH_4мет} = \frac{k \cdot V}{100 \cdot (100-k) \cdot 0{,}0224}, \quad (7)$$

где V– объем реактора, м^3.

Масса угольной пыли при ее концентрации в реакторе l % составляет:

$$G_{пыли} = \frac{l \cdot G_{возд}}{(100-l)}, \quad (8)$$

где $G_{возд} = G_{O_2} + G_{N_2}$ – масса воздуха в реакторе, кг.

Угольная пыль состоит из органической части (C), минеральной части (A), влаги (W) и летучих компонентов (L). Минеральная часть в процессе горения не участвует, и остается в виде золы. Количество золы определяется по формуле:

$$G_{золы} = \frac{G_{пыли} \cdot A}{100}, \quad (9)$$

где A – зольность топлива, %.

Количество молей воды и органического углерода из угольной пыли соответственно равно:

$$n_{H_2O_{пыль}} = \frac{G_{пыли} \cdot W}{100 \cdot 0{,}018}; \quad (10)$$

$$n_{C_{пыль}} = \frac{G_{пыли} \cdot C}{100 \cdot 0{,}012}, \quad (11)$$

где W – влажность топлива, %; C – содержание органического углерода в пыли, %.

Принимаем, что выделение летучих компонентов угольной пыли происходит по следующей схеме: две трети кислорода летучих находится в виде CO, одна треть − в виде CO_2. Оставшийся углерод находится в соединении CH_4, а оставшийся водород находится в виде H_2. Весь азот переходит в N_2.

$$\begin{gathered} n_{CO_{лет}} = 2/3 \cdot \left(\frac{G_{пыли} \cdot L}{100} \cdot \frac{/O/_{лет}}{100}\right)/0{,}016; \\ n_{CO_{2лет}} = 1/3 \cdot \left(\frac{G_{пыли} \cdot L}{100} \cdot \frac{/O/_{лет}}{100}\right)/0{,}032; \\ n_{CH_{4лет}} = \frac{G_{пыли} \cdot L}{100 \cdot 0{,}012} \cdot \frac{/C/_{лет}}{100} - n_{COлет} - n_{CO_2лет}; \\ n_{H_{2лет}} = \frac{G_{пыли} \cdot L}{100 \cdot 0{,}002} \cdot \frac{/H/_{лет}}{100} - 2n_{CH_4лет}\ ; \\ n_{N_2лет} = \left(\frac{G_{пыли} \cdot L}{100} \cdot \frac{/N/_{лет}}{100}\right)/0{,}028. \end{gathered} \quad (12)$$

где L – содержание летучих в угольной пыли, %; $/O/_{лет}$, $/C/_{лет}$, $/H/_{лет}$, $/N/_{лет}$, – содержание кислорода, углерода, водорода и азота в летучих компонентах пыли, %.

Таким образом, смесь веществ в реакторе без учета минеральной части, которая не участвует в процессе горения, имеет следующий состав в числах молей:

$$\begin{gathered} n_{O_2исх} = 1158{,}67; \\ n_{N_2исх} = 3305{,}86 + n_{N_2лет}; \\ n_{CH_4исх} = n_{CH_4мет} + n_{CH_4лет}; \\ n_{CO_{исх}} = n_{CO_{лет}}; \\ n_{CO_{2исх}} = n_{CO_{2лет}}; \\ n_{H_2исх} = n_{H_2лет}; \\ n_{H_2O\ \ исх} n_{H_2O_{пыль}}; \\ n_{C_{исх}} = n_{C_{пыль}}. \end{gathered} \quad (13)$$

Рассчитываем состав продуктов горения. Принимаем, что первоначально метан сгорает до CO и H_2 по реакции (1). Если в реакторе удвоенное количество молей кислорода превышает количество молей метана, то количество молей образовавшегося в результате конверсии метана CO определяется числом молей метана, а иначе удвоенным количеством молей кислорода:

Если $2n_{O_2исх} > n_{CH_4исх}$, то $n_{CO_{мет}} = n_{CH_4исх}$, иначе $n_{CO_{мет}} = 2n_{O_2исх}$. (14)

На образование CO в результате конверсии будет израсходовано $n_{CH_4мет} = n_{CH_4исх} - n_{CO_{мет}}$ молей метана и затрачено $n_{O_2мет} = n_{CO_{мет}}/2$ молей кислорода.

В результате конверсии метана также образуется водород. Количество молей водорода в реакторе определяется следующем образом:

$$n_{H_2мет} = 2n_{CO_{мет}}. \quad (15)$$

Если в реакторе после конверсии метана остался кислород, то часть или весь оксид углерода догорит до CO_2, а H_2 − до H_2O по реакциям:

$$\{CO\} + 1/2\{O_2\} = \{CO_2\}; \quad (16)$$

$$\{H_2\} + 1/2\{O_2\} = \{H_2O\}. \quad (17)$$

Если $n_{O_2исх}-n_{O_2мет}>n_{CO_{мет}}+n_{CO_{исх}}+n_{H_2мет}+n_{H_2исх}$, то $n_{CO_{гор}} = n_{CO_{мет}}+n_{CO_{исх}}$ и $n_{H_2гор}=n_{H_2мет}+n_{H_2исх}$, иначе $n_{CO_{гор}} =2\ (n_{O_2исх}-n_{O_2мет})/3$ и $n_{H_2гор}=4(n_{O_2исх}-n_{O_2мет})/3$. (18)

На дожигание CO и водорода будет затрачено $n_{O_2гор} = n_{CO_{гор}} + n_{H_2гор}$ молей кислорода. В результате дожигания сообразуется CO_2 и H_2O:

$$n_{CO_2гор} = n_{CO_{гор}} \text{ и } n_{H_2O_{гор}} = n_{H_2гор}. \quad (19)$$

Проверяем условие $n_{O_2исх}-n_{O_2мет}-n_{O_2гор}> 0$. Если это условие выполняется, и кислород в реакторе еще остался, то образуется CO от горения органического углерода угольной пыли по реакции (5). Если кислорода не осталось, то $n_{CO_{пыль}} = 0$.

Если кислород остался, то количество образовавшегося от горения пыли CO определяется следующим образом: если $2(n_{O_2исх}-n_{O_2мет}-n_{O_2гор})>n_{C_{исх}}$, то $n_{CO_{пыль}}=n_{C_{исх}}$, иначе $n_{CO_{пыль}}=2(n_{O_2исх}-n_{O_2мет}-n_{O_2гор})$. (20)

На горение $n_{C_{пыль}} = n_{CO_{пыль}}$ молей углерода будет затрачено $n_{O_2пыль}=n_{CO_{пыль}}/2$ кислорода.

Если в реакторе еще остался кислород, произойдет дожигание CO до CO_2 по реакции (16).

Если $n_{O_2исх}-n_{O_2мет}-n_{O_2гор}-n_{O_2пыль}>n_{CO_{исх}}+n_{CO_{мет}}+n_{CO_{пыль}}-n_{CO_{гор}}$, то $n_{CO_{дож}}=n_{CO_{исх}}+n_{CO_{мет}}+n_{CO_{пыль}}-n_{CO_{гор}}$, иначе $n_{CO_{дож}}=2(n_{O_2исх}-n_{O_2мет}-n_{O_2гор}-n_{O_2пыль})$.(21)

При этом образуется $n_{CO_2дож} = n_{CO_{дож}}$ молей CO_2, и будет затрачено $n_{O_2дож} = n_{CO_{дож}}/2$ молей кислорода.

В результате протекания реакций горения в реакторе будут находиться следующие вещества: CO, CO_2, N_2, H_2, H_2O, CH_4, O_2, C и зола.

Состав продуктов горения определяется по уравнениям (22):

$$\begin{gathered} n_{CO}=n_{CO_{исх}}+n_{CO_{мет}}+n_{CO_{пыль}}-n_{CO_{гор}}-n_{CO_{дож}}; \\ n_{CO_2} = n_{CO_{2исх}}+n_{CO_{2гор}} + n_{CO_{2дож}}; \\ n_{N_2}=n_{N_2исх}; \\ n_{H_2}=n_{H_2исх}+n_{H_2мет}-n_{H_2гор}; \\ n_{H_2O} = n_{H_2O\ исх}+n_{H_2O_{гор}}; \\ n_{CH_4}=n_{CH_4исх}-n_{CH_4мет}; \\ n_{O_2}=n_{O_2исх}-n_{O_2мет}-n_{O_2гор}-n_{O_2пыль}-n_{O_2дож}; \\ n_C = n_{C_{исх}}-n_{C_{пыль}}. \end{gathered} \quad (22)$$

Масса и объем i-го компонента смеси определяются в соответствии с формулами:

$$G_i=n_i\cdot M_i; \quad (23)$$

$$V_i=\frac{n_i}{\sum_{j=1}^{N} n_j}\cdot V_p. \quad (24)$$

где M_i – молярная масса i-го компонента, кг/моль; V_p− объем реактора, м^3; N − число компонентов газовой фазы.

Далее рассчитываем тепловой баланс процесса. Приходную часть тепла составляют тепловые эффекты независимых реакций перехода системы из начального состояния в конечное, к которым можно отнести реакцию конверсии метана (1), неполного горения углерода (5) и дожигания CO (16) и H_2 (17). Суммарный тепловой эффект от экзотермических реакций можно рассчитать следующим образом:

$$\begin{gathered} \Delta H_{x.p.} = \Delta H_{CH_4}\left(n_{CH_4исх} - n_{CH_4}\right) + \Delta H_C(n_{Cисх} - n_C) + +\Delta H_{CO}\left(n_{CO_2} - n_{CO_2исх}\right) + \\ \Delta H_{H_2}(n_{H_2O} - n_{H_2Oисх}), \end{gathered} \quad (25)$$

где $\Delta H_{CH_4}, \Delta H_C, \Delta H_{CO}, \Delta H_{H_2}$− стандартные тепловые эффекты реакций конверсии метана, горения углерода, дожигания CO и H_2 соответственно, кДж/моль.

С учетом стандартных тепловых эффектов можно записать

$$\begin{gathered} \Delta H_{x.p.} = 149 \cdot \left(n_{CH_4исх} - n_{CH_4}\right) + 115 \cdot (n_{Cисх} - n_C) + 283 \cdot \left(n_{CO_2} - n_{CO_2исх}\right) + \\ 252 \cdot (n_{H_2O} - n_{H_2Oисх}). \end{gathered} \quad (26)$$

Тепло экзотермических реакций затрачивается на нагрев продуктов. Энтальпия нагрева произвольного вещества определяется следующим образом:

$$\Delta H_T^0 = \Delta H_{298}^0 + \int_{298}^{T\phi.n.1} \Delta C_{p1} dT + \Delta H_{\phi.n.1} + \ldots + \int_{T\phi.n.k}^{T} \Delta C_{Pk} dT, \quad (27)$$

где $\Delta C_{P1}, \ldots, \Delta C_{Pk}$ изменение изобарной теплоемкости до первого и после k-го фазового перехода вещества, кДж/моль·К; $T_{ф.п.1}$, …, $T_{ф.п.k}$ – температура 1,…, k-го фазовых переходов соответственно, К; T – конечная температура, К; $\Delta H_{ф.п.1}$,…, $\Delta H_{ф.п.k}$ – изменение энтальпии в результате соответствующего фазового перехода, кДж/моль;

Энтальпия нагрева продуктов соответственно определяется:

$$\Delta H_{нагр} = \Delta H_{CH_4}^0 n_{CH_4} + \Delta H_{CO}^0 n_{CO} + \Delta H_{CO_2}^0 n_{CO_2} + \Delta H_{H_2}^0 n_{H_2} + \Delta H_{H_2O}^0 n_{H_2O} + \Delta H_{O_2}^0 n_{O_2} + \Delta H_{N_2}^0 n_{N_2} + \Delta H_C^0 n_C + \Delta H_A^0 n_A. \quad (28)$$

Расчет энтальпии нагрева определяется при произвольной температуре. Затем формируется целевая функция невязки теплового баланса $\varepsilon = \Delta H_{прих} - \Delta H_{расх} = \Delta H_{х.р.} - \Delta H_{нагр}$, и с использованием встроенного оптимизатора табличного процессора Excel определяется температура, при которой невязка будет равна нулю.

Далее рассчитываем давление в реакторе:

$$P = \frac{\sum_{j=1}^{N} n_j \cdot RT}{1000 \cdot V}, \quad (29)$$

где R – универсальная газовая постоянная, кДж/кг·К.

Рассмотрим пример расчета совместного горения метана и угольной пыли в замкнутом объеме. Принимаем концентрацию метана в реакторе 5% и пыли 3%. Объем реактора равен 100 м^3. При стандартном составе воздуха 21% O_2 и 79% N_2 в заданном объеме при нормальных условиях будет присутствовать 25,95 м^3 (37,08 кг) кислорода и 74,05 м^3 (92,56 кг) азота, что составляет n_{O_2} = 1158,67 и n_{N_2} = 3305,86 молей кислорода и азота соответственно.

Состав угольной пыли приведен в табл. 1. В табл. 2 представлен состав летучих компонентов пыли. В результате расчета получены следующий состав продуктов горения (табл. 3).

Таблица 1

Состав угольной пыли

Состав пыли	*W*	*A*	*C*	*L*
%	1	10	77	12

Таблица 2

Состав летучих компонентов угольной пыли

Вещество	*CO*	CO_2	CH_4	N_2	H_2
%	16,85	6,62	64,66%	7,07	4,81

Таблица 3

Состав продуктов горения

Вещество	*CO*	CO_2	N_2	H_2	H_2O	CH_4	O_2	Всего
V_i, нм^3	0,00	10,89	69,92	0,00	11,05	0,00	8,15	100,01
% по объему	0,00	10,89	69,91	0,00	11,05	0,00	8,15	100,00

Расчетная температура внутри реактора составила 2257 К (1984 ºС), давление – 0,8873 МПа (8,87 атм.).

С использованием разработанной модели были проведены исследования влияния концентраций метана и угольной пыли в реакторе на параметры продуктов горения – температуру, давление (рис. 1) и состав газовой фазы (рис. 2), в результате которых определены соотношения концентраций метана и угольный пыли, при которых получаются максимальные температуры продуктов горения и давление в реакторе.

Выводы. Таким образом, в настоящей работе подтверждается общеизвестный факт, что поражающими факторами для людей, находящихся в подземной выработке, в которой произошел взрыв воздушнометаноугольной смеси, являются высокая температура и давление. Кроме того, анализируя графики на рис. 2, можно сделать выводы о том, что атмосфера в шахтных выработках после метаноугольного взрыва не пригодна для дыхания даже с фильтрующим противогазом, так как кислорода практически нет. Из графиков также видно, что атмосфера после взрыва содержит достаточно большое количество *CO* и H_2, поэтому воздушное проветривание выработок после взрыва с большой вероятностью может привести к образованию новой гремучей смеси газов и к

новому повторному взрыву. В целом, анализируя результаты моделирования, можно сделать вывод о том, что производство работ в угольном забое лучше всего производить при максимально большой загазованности метаном. Это в принципе исключит взрывы, но и присутствие рабочего персонала, по крайней мере, без изолирующих противогазов.

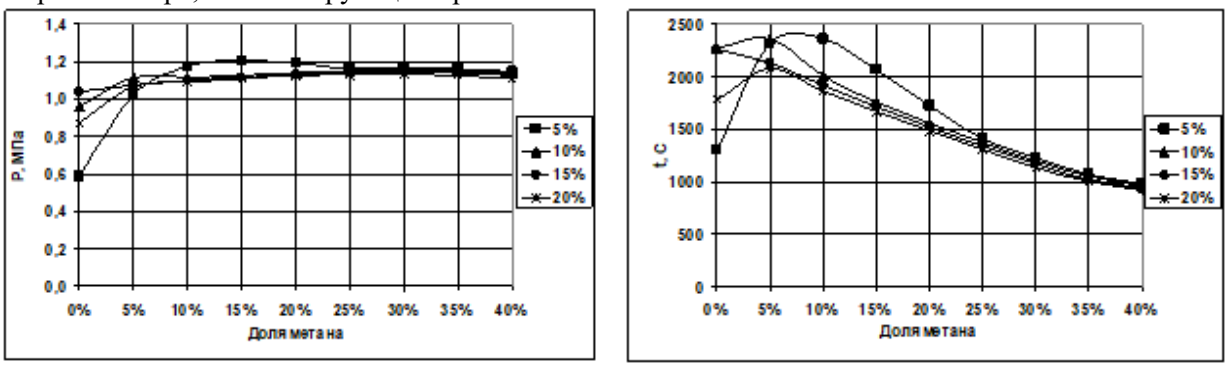


Рис. 1. Зависимости параметров процесса совместного горения метана и угольной пыли от доли метана при различной концентрации угольной пыли в реакторе

Максимальная температура продуктов горения и давление соответствуют концентрации метана 7 % при содержании пыли в атмосфере 5 %.

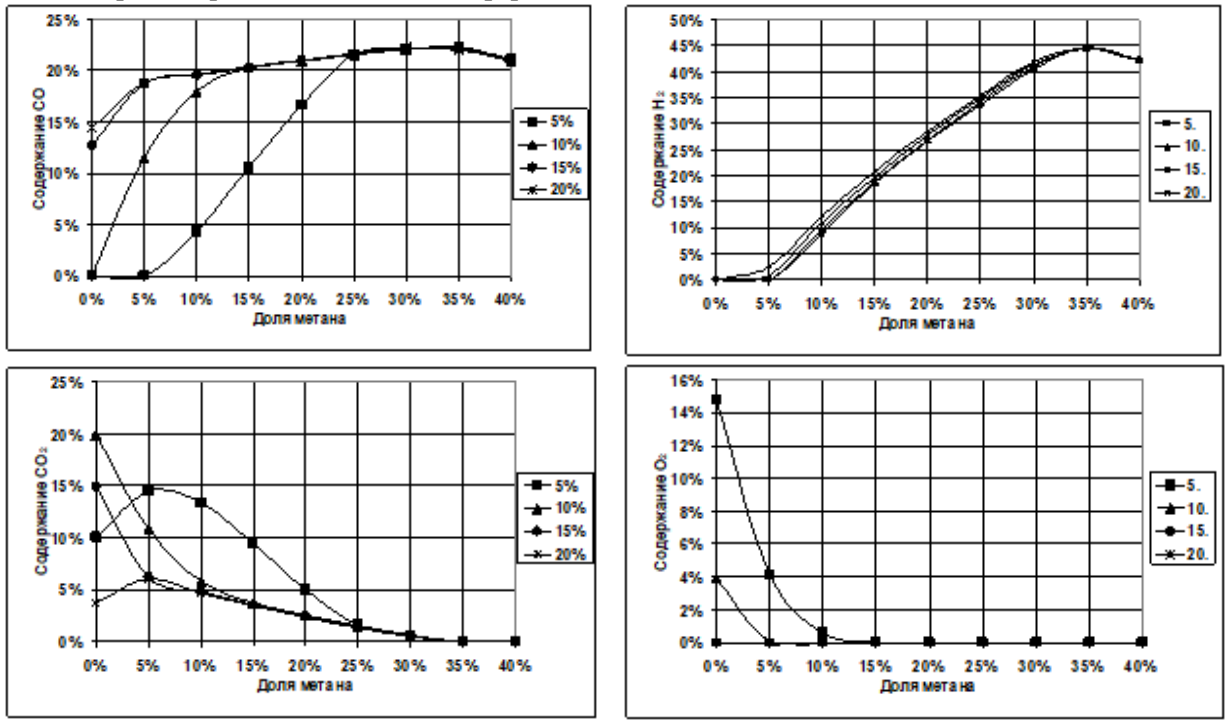


Рис. 2. Зависимости состава газовой фазы при горении метана и угольной пыли от доли метана при различной концентрации угольной пыли в реакторе

Библиографический список

1. Джигрин А.В. Предупреждение и локализация взрывов газа и пыли в угольных шахтах / А. В. Джигрин, Г. А. Поздняков, А. И. Новосельцев [и др.] // Безопасность труда в промышленности. – 2009. – № 4. – С. 22 − 26.

2. Рыбенко И. А. Методика и система расчета и оптимизации статических стационарных режимов технологических процессов / И. А. Рыбенко, С. П. Мочалов, П. С. Мочалов // Металлургия: технологии, управление, инновации, качество: тр. XVII всерос. науч.-практ. конф. / под ред. Е.В. Протопопова : Сиб. гос. индустр. ун-т. –Новокузнецк : Изд. центр СибГИУ, 2013. – С. 29 – 32.

3. Математическое моделирование процессов горения суспензионного водоугольного топлива в вихревой топке / И. А. Рыбенко, С. П. Мочалов, П. С. Мочалов, С. Н. Калашников // Вестник Сибирского государственного индустриального университета. – 2012. - № 1.– С. 52 – 57.

4. Математическое моделирование стационарных режимов горения отходов углеобогащения в адиабатической камере / С. П. Мочалов, И. А. Рыбенко, П. С. Мочалов // Уголь. – 2011. - № 6. – С. 79 – 81.

5. Математическое моделирование динамических процессов горения в вихревой топке суспензионного водоугольного топлива из отходов углеобогащения / С. П. Мочалов, И. А. Рыбенко, П. С. Мочалов, С. Н. Калашников // Известия вузов. Черная металлургия. – 2012. - № 8. – С. 6 – 9.

6. Математическое моделирование процессов горения метана / И. А. Рыбенко, В. Н. Буинцев // Моделирование и наукоемкие информационные технологии в технических и социально-экономических системах: тр. IV всерос. науч.-практ. конф. с международным участием : в 2 ч. Ч. I. ; под общ. ред. В. П. Цымбала, Т. В. Киселевой. – Новокузнецк, 2016. – С. 325 – 329.

7. Моделирование процесса горения пылеугольной смеси / И. А. Рыбенко, В. Н. Буинцев // Моделирование и наукоемкие информационные технологии в технических и социально-экономических системах: тр. IV всерос. науч.-практ. конф. с международным участием : в 2 ч. Ч. I. ; под общ. ред. В. П. Цымбала, Т. В. Киселевой. – Новокузнецк, 2016. – С. 388 – 393.

8. Рыбенко И. А. Термодинамическое моделирование процесса горения топлива / И. А. Рыбенко // Вестник СибГИУ. – 2014. - № 2 (8). – С. 48 – 50.

УДК 62-61

ПЛАВИЛЬНЫЙ ГАЗИФИКАТОР ДЛЯ БЕЗОТХОДНОЙ ТЕХНОЛОГИИ ПЕРЕРАБОТКИ ПЫЛЕВИДНЫХ ФРАКЦИЙ УГЛЯ И ХВОСТОВ ОБОГАЩЕНИЯ

д.т.н. Цымбал В.П., к.т.н. Рыбенко И.А., к.т.н. Кожемяченко В.И.,
к.т.н. Сеченов П.А., Рыбушкин А. А., к.т.н., Оленников А.А.
Сибирский государственный индустриальный университет, г. Новокузнецк, Россия
Тюменский государственный университет, г. Тюмень, Россия

Аннотация. В работе представлена технология переработки отходов углеобогащения и агрегат для ее реализации, представляющий собой плавильный газификатор, разработанный на основе струйно-эмульсионного агрегата СЭР. Приведены результаты математического и физического моделирования, определены технологические режимы и конструкционные параметры агрегата.

Ключевые слова: Струйно-эмульсионный агрегат, плавильный газификатор, технология, отходы углеобогащения, микросфера.

Введение. Ранее нашим творческим коллективом был разработан новый непрерывный металлургический процесс и струйно-эмульсионной реактор для переработки железосодержащих отходов [1], имеющий существенное преимущество перед известными в мире процессами прямого восстановления: малый удельный объём (в 10-15 раз меньше существующих) и низкая энергоёмкость (в 1,5 раза), а также в три раза меньшая капиталоемкость.

Безотходный газификатор на основе агрегата СЭР. Последующими исследованиями было показано [2], что при определенном изменении технологии этот агрегат может быть использован для безотходной газификации пылевидных фракций обогащения угля с получением трех ликвидных продуктов [3]: синтез-газа или электроэнергии при его сжигании, алюмосиликатных микросфер [4] и металла. Оптимальным вариантом является переработка пылевидных фракций обогащения угля с добавками металлосодержащих отходов. При этом облегчается задача формирования пенистого шлака, в котором эффективно сжигаются пылевидные фракции угля. Схема этого агрегата представлена на рис. 1.

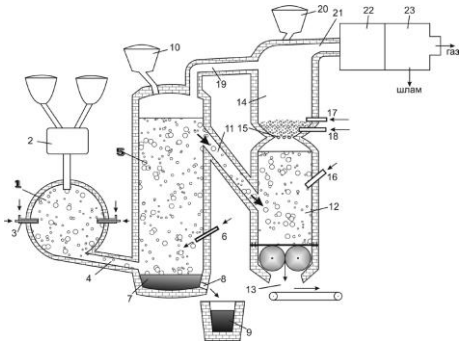


Рис. 1. Схема безотходного газификатора СЭР

В шарообразном реакторе-осцилляторе 2, путем распыления шихты встречными струями кислорода 3, создаётся весьма совершенная газовзвесь, которая через газодинамически запираемый канал 4 подается в колонный реактор 5. Благодаря нижнему подводу рабочей смеси в этом реакторе поддерживается высокий слой вспененного шлака, внутри которого осуществляется дожигание пылевидного угля до оксида углерода за счёт подачи кислорода и пара. А за счет создания высокой турбулентности в колонном реакторе, соединительном канале 11 и шлакоприемнике 12 газонасыщенная шлаковая пена разбивается на мелкие алюмосиликатные гранулы и микросферы [4], которые являются очень ликвидными на рынке и стоят дороже металла (от 35 до 50 тыс. руб. за тонну).

Получающийся газ сжигается в поршневой мини-электростанции [5]. Такие электростанции выпускаются серийно [6]. В случае необходимости, этот газ может быть превращен в моторное топливо [7 − 9]. Кроме того, в копильнике 7 накапливается некоторое количество металла (5 ÷ 6 % от массы золы). Таким образом, загрязняющий природу отход превращается в три ценных ликвидных продукта, входным потоком при этом является только пылевидная шихта, все остальные продукты образуются внутри технологической схемы. При сжигании газа в поршневой электростанции создается полностью энергонезависимая схема технологии, в том числе, с получением собственного кислорода и азота [10, 11].

Плавильный газификатор для отходов углеобогащения. Подчеркнув ещё раз, что рассмотренный выше газификатор эффективен, когда вместе с отходами обогащения перерабатываются также пылевидные металлосодержащие отходы, предлагаем рассмотреть модифицированный вариант газификатора, предназначенный для переработки только отходов обогащения угля, то есть, когда поблизости нет металлургических отходов.

При переработке только отходов обогащения угля возникает проблема поддержания стационарного колебательного режима реактора-осциллятора 3 (рис. 1), так как в газовзвеси, выбрасываемой через газодинамически запираемый канал 4, резко уменьшается содержание конденсированной фазы. В связи с этим было принято решение несколько упростить агрегат и отказаться от использования реактора-осциллятора. Но при этом, естественно, встает вопрос, как обеспечить основное условие реализации принципа самоорганизации [12, 13] − большое отклонение от термодинамического равновесия, и как обеспечить стабильное поддержание шлаковой пены в колонном реакторе без достаточного количества оксидов железа в шлаке.

Способы решения этой задачи целесообразно показать непосредственно при описании схемы функционирования, представленного на рис. 2 модифицированного варианта правильного газификатора.

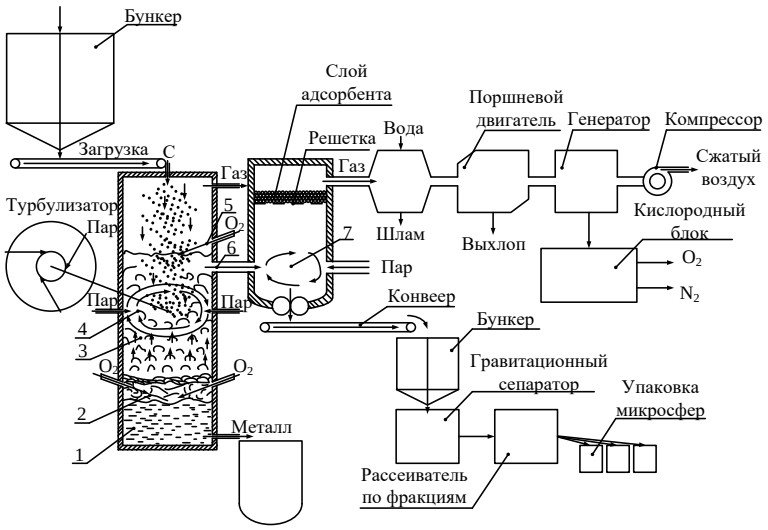


Рис. 2. Плавильный газификатор для переработки отходов обогащения

Технология в агрегате реализуется следующим образом. В индукционно подогреваемом копильнике 1 предварительно расплавляется определенное количество металла. Далее, в процессе функционирования агрегата, поверхность этого металла обдувается жесткими струями кислорода, следствие чего над металлом создаётся зона высоко окисленного шлака 2, так как интенсивно протекают реакции прямого окисления железа с образованием FeO и Fe_2O_3. На этот слой сверху падают частицы угля, в результате чего выше образуется зона 3, где интенсивно протекают реакции восстановления этих оксидов:

$$(Fe_2O_3) + C_{тв} = 2(FeO) + \{CO\}, \quad (1)$$

$$(FeO) + C_{тв} = [Fe] + \{CO\} \quad (2)$$

и происходит интенсивное выделение оксида углерода. В результате создаётся поток пузырей оксида углерода, создающий интенсивное перемешивание и турбулизацию слоя шлаковой эмульсии. Для улучшения процесса замешивания в эмульсию падающих частиц угля создается зона дополнительной турбулизации 4.

Это достигается за счёт коаксиального расположения паровых сопел, при этом одновременно осуществляется также парокислородная конверсия газа по реакции

$$\{H_2O\} + C = \{CO\} + \{H_2\}, \quad (3)$$

что позволяет за счет использования физического тепла системы повысить калорийность отходящего газа, а также приблизить объемное соотношение CO/H_2 к единице, что дает возможность использовать его в качестве синтез-газа для получения экологически чистого моторного топлива.

Дожигание мелких частиц углерода в верхней части колонного реактора осуществляется с помощью кислородной фурмы 5. Получающаяся в колонном реакторе газовзвесь под давлением через канал 6 выбрасывается в шлакоприёмник, где также осуществляется турбулизация частиц шлака и охлаждение с помощью коаксиально расположенных паровых сопел. Образующиеся при этом закрытые и открытые микросферы, а также сильно вспененные бесформенные частицы шлака выдаются на конвейер, затем осуществляется их гравитационная сепарация и ситовый рассев.

Охлаждённый в приемнике газ через решетку с находящимся на ней слоем адсорбента подаётся в мокрую или сухую газоочистку, а затем на поршневой двигатель, который генерирует электроэнергию, используемую, в том числе, для получения кислорода и азота, а основная часть энергии выдаётся в сеть.

Таким образом, решается поставленная выше задача газификации отходов углеобогащения без использования металлосодержащих отходов, но еще раз следует подчеркнуть, что возможность использования этих отходов позволяет повысить эффективность, в том числе, и рассмотренной выше технологии.

Результаты математического и физического моделирования. Для данного варианта технологии с использованием инструментальной системы «Инжиниринг-металлургия» [14] проведено математическое моделирование с целью определения оптимальных расходных показателей по кислороду и водяному пару для заданной производительности агрегата 1 кг/с отходов углеобогащения, состав которых приведен в табл. 1.

Таблица 1

Состав отходов углеобогащения

C	A^d	V^{daf}	W^r	S^d
54,77	25,83	9,06	9,44	0,90

В результате решения оптимизационной задачи определены расходы кислорода и водяного пара, обеспечивающие сжигание отходов углеобогащения и нагрев продуктов горения до температуры 1400 ºС. Расходы составили 0,721 и 0,098 кг/с или 0,504 и 0,124 м^3/с для кислорода и водяного пара соответственно.

Материальный баланс процесса приведен в табл. 2, тепловой – в табл. 3. Расчетный состав газа и шлаковой пены представлен в табл. 4, 5.

Таблица 2

Материальный баланс в основном агрегате

Приход, кг/с		Расход, кг/с	
Отходы углеобогащения	1,000	Конденсированная фаза	0,298
Кислород	0,721	Газ	1,521
Пар	0,098		
Итого	1,819	Итого	1,819

Таблица 3

Тепловой баланс в основном агрегате

Приход	кг/с	МДж/с	Расход	кг/с	МДж/с
1. Энтальпия пара	0,098	0,032	1. Энтальпия продуктов		3,522
2. Экзотермические реакции		4,763	конденсированная фаза	0,298	0,522
$C+1/2O_2=CO$	0,440	4,218	газ	1,521	3,000

$CO+1/2O_2=CO_2$	0,000	0,000	2. Эндотермические реакции		1,033
$H_4+1/2O_2=CO+2H_2$	0,059	0,546	испарение влаги	0,094	0,212
$H_2+1/2O_2=H_2O$	0,000	0,000	$Fe_2O_3=2Fe+3/2O_2$	0,029	0,150
			$C+H_2O=CO+H_2$	0,059	0,670
			3. Тепловые потери		0,240
			Невязка		0,000%
Итого:		4,795	Итого:		4,795

Таблица 4

Состав газовой фазы в основном агрегате

Состав	CO	CO_2	N_2	H_2	H_2O	SO_2	O_2	Всего
%	66,226	0,197	0,517	20,816	8,360	0,423	3,462	100,00
$м^3/с$ н.у.	1,025	0,003	0,008	0,322	0,129	0,007	0,054	1,548
$м^3/с$	6,283	0,019	0,049	1,975	0,793	0,040	0,328	9,488

Таблица 5

Состав шлаковой пены в основном агрегате

Состав	SiO_2	Al_2O_3	FeO	CaO	MgO	MnO	P_2O_5	Na_2O	K_2O	Всего
%	61,909	26,749	1,413	2,570	2,570	0,000	0,000	2,219	2,570	100,0
кг/с	0,142	0,061	0,003	0,006	0,006	0,000	0,000	0,005	0,006	0,229

Количество восстановленного в основном агрегате железа составило 0,020 кг/с, неиспользованного углерода – 0,049 кг/с. Давление в основном агрегате равно 4,3 атм. При таком давлении для отвода продуктов горения из основного агрегата в шлакоприемник расчетным путем получено значение диаметра выходного канала 19,5 см.

Для подтверждения газодинамических расчетов было проведено физическое моделирование продувки вспененной воды в цилиндре из оргстекла с внутренним диаметром 10 см и высотой 60 см при сменных диаметрах выходного сопла: 12, 9, 5 и 3 мм. Путем изменения расхода вдуваемого воздуха давление внутри сосуда поддерживалось на уровне 4,3 атм. Скорость выходного потока из сопла во всех четырех сериях экспериментов оказалась близкой к 300 м/с, что объясняется наличием относительно одинакового количества конденсированной фазы (воды) в выходящем двухфазном потоке. При диаметре выходного сопла 3 мм отношение расходов на выходе из реактора Q и объема реактора V для горячего и холодного агрегатов совпали: Q/V= 4,3. Это означает также, что совпадает время пребывания и давление в обоих реакторах. Учитывая такое подобие, а также отношение расходов в горячем и холодном реакторах, для горячего реактора путем пересчета от холодного получено значение диаметра выходного канала равное 19,4 см, что совпадает с результатами математического моделирования.

Для процесса газификации в основном агрегате были проведены исследования влияния расхода водяного пара на температуру и состав продуктов горении (рис. 3). Исследования показали, что изменение расхода пара в основном агрегате от 0 до 0,25 кг/с приводит к снижению температуры продуктов горения от 1520 до 1180 ºС. Количество CO в газовой фазе уменьшается от 72 до 59 %, а H_2O увеличивается до 18 %. Также незначительно снижается концентрация водорода.

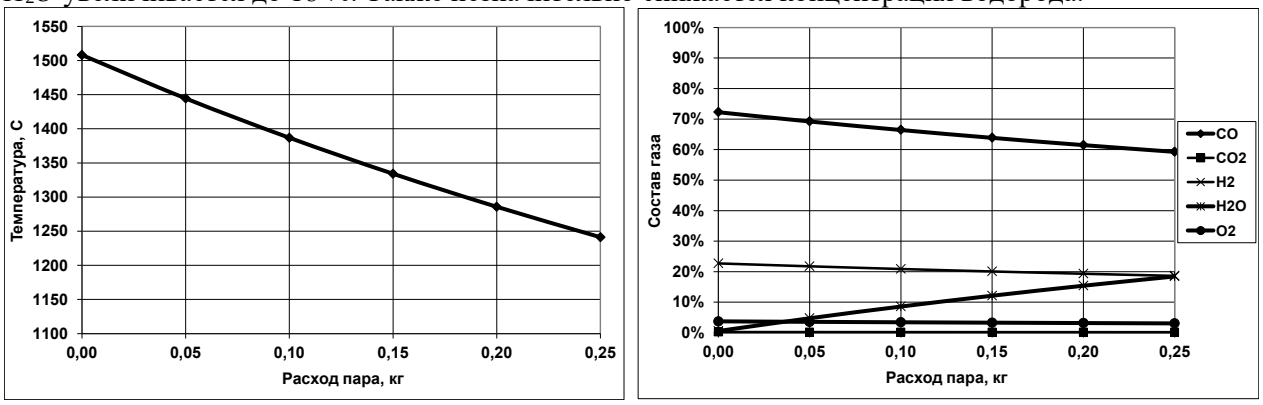


Рис. 3. Зависимости параметров процесса газификации отходов углеобогащения от расхода пара в основном агрегате

Образующаяся в основном агрегате газошлаковая эмульсия поступает в шлакоприемник, где охлаждается водяным паром до температуры 700 ºС. Охлаждение происходит, в том числе, при реализации эндотермической реакции газификации (3). Исследование возможности протекания этой реакции было проведено методом термодинамического моделирования с использованием программного комплекса «Терра», которое показало, что процесс газификации реализуем при температурах выше 800 ºС (рис. 4).

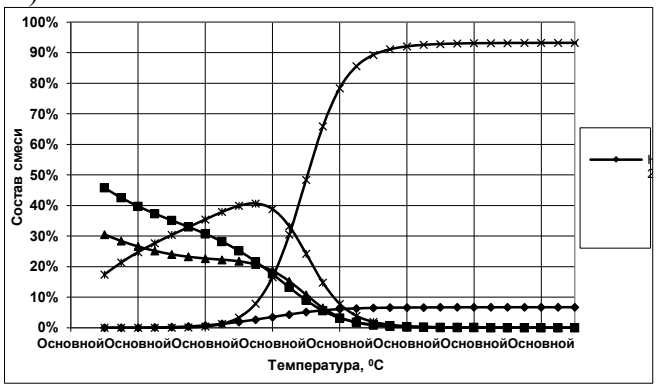


Рис. 4. Зависимости параметров процесса газификации отходов углеобогащения от температуры

В результате решения задачи оптимизации получены расходы пара и отходов углеобогащения, необходимые для охлаждения газа в шлакоприемнике до 700 ºС. Расход пара составил 0,135 кг/с или 0,169 м^3/с, отходов углеобогащения – 0,211 кг/с. Состав газа в шлакоприемнике после обработки паром приведен в табл. 6. Его калорийность составила 11435 кДж/м^3 или 2660 ккал/м^3.

Таблица 6

Состав газовой фазы в шлакоприемнике

Состав	CO	CO_2	N_2	H_2	H_2O	SO_2	Всего
%	61,884	2,629	0,395	32,154	2,938	0,323	100,00
м^3/с н.у.	1,254	0,053	0,008	0,652	0,060	0,007	2,027
м^3/с	4,470	0,190	0,029	2,323	0,212	0,000	7,224

Здесь мы не ставили задачу получения кондиционного синтез газа, поскольку ориентировались на сжигание газа в поршневой электростанции.

Выводы. на основе струйно-эмульсионного агрегата СЭР создан безотходный плавильный газификатор для переработки отходов углеобогащения с получением трех ликвидных продуктов: синтез-газа или электроэнергии при его сжигании, алюмосиликатных микросфер и металла. Разработана конструкция агрегата и технология переработка пылевидных фракций обогащения угля с добавками металлосодержащих отходов, а также без добавки таких отходов. Проведено математическое и физическое моделирование процесса и определены оптимальные расходы материалов в основном агрегате и шлакоприемнике, обеспечивающие заданные параметры процесса: температуру и состав газовой фазы.

Библиографический список

1. Процесс СЭР – металлургический струйно-эмульсионный реактор : монография [текст] / В. П. Цымбал, С. П. Мочалов, И. А. Рыбенко [и др.]. – М. : Металлургиздат, 2014. – 488 с.

2. Fully environmentally closed technology of gasification dusted fractions of coal concentration with restoration of metals and alumosilicates from cinders / V. P. Tsymbal, I. A. Rybenko, A. A. Olennikov, A. A. Rybushkin, V. I. Kozhemyachenko, P. A. Sechenov // IOP Conf. Series: Earth and Environmental Science 206 (2018) 012048 doi :10.1088/1755-1315/206/1/012048.

3. Пат. 2371482 Россия, МПК С21 В13/14. Способ прямого восстановления металлов с получением синтез-газа и агрегат для его осуществления / В. П. Цымбал, С. П. Мочалов, И. А. Рыбенко, [и др.]. № 2007144892/02 ; заявлено 03.12.2007 ; опубл. 27.10.2009. − 12 с.

4. Исследование алюмосиликатных микросфер из золы-уноса электростанций, использующих угли Кузбасса / З. Р. Исмагилов, Н. В. Шикина, Н. В. Журавлева [и др.] // Химия твердого топлива. – 2015. - № 4. – С. 49 – 57.

5. Зайченко, В. М. Мини-ТЭЦ на базе газопоршневых двигателей / В. М. Зайченко, А. А. Чернявский // Академия энергетики. – 2010. - № 4 (36). – С. 58 − 63.

6. Гордеев, А. В. Сравнительный анализ газопоршневых и газотурбинных установок / А. В. Гордеев, В. А. Михайлов // Фундаментальные и прикладные научные исследования: актуальные вопросы, достижения и инновации : сб. стат. VII Международной научно-практической конференции: в 4 частях. Ч. 1. – Пенза: МЦНС «Наука и Просвещение». – 2017. – С. 155 − 159.

7. Терентьев, Г. А. Моторное топливо из альтернативных сырьевых ресурсов / Г. А. Терентьев, В. М. Тюков, Ф. В. Смаль. – М. : Химия, 1989. – 271 с.

8. Платэ, Н. Синтетический бензин / Н. Платэ // Наука и жизнь. – 2004. - № 11. – С. 66 – 68.

9. Шиллинг, Г. Д. Газификация угля / Г. Д. Шиллинг, Б. Бонн, У. Краус : Пер. с нем. и ред. С. Р. Исламова. – М. : Недра, 1986. – 175 с.

10. Соснина, Е. Н. Экологическое воздействие Мини-ТЭЦ с газопоршневыми и дизельными двигателями на окружающую среду / Е. Н. Соснина [и др.] // Фундаментальные исследования. – 2013. - № 6-1. – С. 76 − 80.

11. Родионова, М. А. Первичные источники энергии когенерационных установок / М. А. Родионова, М. В. Хрестьяновская, М. И. Куколев // Строительство уникальных зданий и сооружений. – 2017. - № 4 (55). – С. 50 − 66.

12. Николис Г. Самоорганизация в неравновесных системах / Г. Николис, И. Пригожин. − М. : Мир, 1979. – 512 с.

13. Пригожин, И. Порядок из хаоса: Новый диалог человека с природой: пер. с англ. / И. Пригожин, И. М. Стенгерс: − Прогресс, 1986. – 432 с.

14. Рыбенко, И. А. Решение задач оптимизации металлургических процессов с использованием инструментальной системы «Инжиниринг-Металлургия» / И. А. Рыбенко // Бюл. Черная металлургия. – 2018. - № 3.– С. 42 – 47.

УДК 666.7-026.613

ОЦЕНКА ЦВЕТОВОЙ ХАРАКТЕРИСТИКИ КЕРАМИЧЕСКОГО КИРПИЧА НА ОСНОВЕ УГЛИСТЫХ АРГИЛЛИТОВ

д.т.н. Столбоушкин А.Ю., к.т.н. Фомина О.А., Зенков П.С.
Сибирский государственный индустриальный университет, г. Новокузнецк, Россия

Аннотация. Приведены результаты исследования зольности и минерального состава отходов обогащения углистых аргиллитов методами термического и рентгенофазового анализов. Показано использование углеотходов в качестве основного сырья для производства строительной керамики. Отмечены проблемы при оценке и выборе названия цвета керамического кирпича на основе техногенных отходов. Описана методика определения и корректировки цвета по синтезированной цифровой палитре. Предложено использование поисковых систем и цифровых колористических баз данных для определения названий цветов строительных керамических материалов.

Ключевые слова: отходы обогащения углистых аргиллитов, керамический кирпич, аддитивная модель RGB, цветовая палитра.

Вопросы применения отходов углеобогащения в производстве керамических изделий интересуют исследователей на протяжении многих десятилетий и не утратили актуальности в настоящее время [1, 2]. Имеется положительный опыт работы кирпичных заводов, использовавших углеотходы в качестве основного керамического сырья [3]. Отходы углеобогащения, наряду с золами ТЭС, включены в состав потенциального керамического техногенного сырья в ГОСТ 530-2012 «Кирпич и камень керамические. Общие технические условия». Достоинства и недостатки углеотходов достаточно хорошо изучены и опубликованы [4-10]. Их описание и анализ может составить отдельную статью. В настоящей работе рассмотрены исследования декоративных свойств строительной керамики из отходов обогащения углистых аргиллитов.

В отличие от отвальных пород угольных шахт эти отходы характеризуются более высоким содержанием угля, нестабильным вещественным составом и меньшим содержанием песчаной фракции. Для разрабатываемых композиционных керамических материалов матричной структуры на основе отходов обогащения углистых аргиллитов основным препятствием является повышенное содержание в них углерода, которое в процессе обжига может привести к разрушению контактов на границах гранул [11]. Использование лабораторного оборудования для прессования пустотелых изделий с толщиной стенки не более 10-12 мм [12] и окислительной среды при обжиге обеспечивает доступ кислорода внутрь сырца и выгорание углерода в толще изделия. Однако, при этом не снимаются вопросы улучшения их внешнего вида, что особенно актуально для производства лицевого и декоративного кирпича.

Для характеристики декоративных свойств керамического кирпича очень важна объективная оценка цвета. С точки зрения строительной физики цветовое восприятие материала глазом человека зависит от поглощения его поверхностью части спектра падающего на нее видимого белого света (электромагнитные колебания с длиной волны в диапазоне 380-780 нм). Таким образом, на цвет керамических изделий будет оказывать множество объективных и субъективных факторов, включая условия освещения, вид и количество источников света, их амплитуду и спектральную характеристику, оптически активные центры на керамической поверхности и др.

Для идентификации цвета и подбора колеров при проведении архитектурных и отделочных работ в России обычно используется атлас архитектурных расцветок, состоявший из 96 выкрасок, приготовленных в основном из двух видов пигментов [13]. В странах Западной Европы распространен каталог «RAL Classic» – немецкий цветовой стандарт, разработанный еще в первой половине XX века Государственным комитетом по условиям поставок и обеспечению качества [14]. Классическая цветовая коллекция RAL, ставшая стандартом для выбора цвета, включает в себя 213 цветов и имеет четырехзначную нумерацию оттенков по 9 базовым направлениям.

Сегодня в строительной практике эти и другие цветовые системы активно используются для правильного понимания и оценки цвета. Номерные палитры расцветок с множеством близких друг к другу оттенков, востребованные в лакокрасочном производстве, колеровке, архитектуре и дизайне (графическом, промышленном, интерьерном и др.), к сожалению, практически не нашли применение при оценке цветовой характеристики декоративной керамики. Как следствие, на рынке объемно окрашенных керамических изделий не существует общепринятой системы и характеристики цветов. Обычно цветовая линейка кирпича имеет в основном три базовых направления цвета: стандартного кирпично-красного, светло-белого или темно-коричневого. На производственном сленге кирпич соответственно направлению цвета часто именуют названием продуктов или изделий с характерной окраской: «апельсин», «абрикос», «солома», «персик», «слоновая кость», «шоколад» и др. [15].

Существующее положение дел вносит путаницу при оценке цвета керамического кирпича и может дезориентировать потребителя продукции. Например, цвет кирпича «слоновая кость», выпускаемого одним производителем, может значительно отличаться от цвета кирпича с идентичным названием, выпускаемого другим производителем. Кроме того, отсутствует регламент наименований этих цветов, вследствие чего разные производители именуют одно и тоже базовое направление цвета по-разному: «солома», «желтый», «песочный» и т. д. Есть проблемы и с наименованием и пониманием оттенков «базовых» цветов, например, расцветка одноименного названия «шоколад» может иметь целую гамму оттенков от темного «горького» до светлого «молочного».

Таким образом, в технологии производства и на потребительском рынке декоративных керамических строительных материалов необходимо создание системы точного определения и оценки цветного кирпича.

Цель работы заключалась в разработке методологии оценки цветовой характеристики керамических материалов на примере кирпича из глины и отходов обогащения углистых аргиллитов.

Методы и объекты исследования. При исследовании сырья и керамических образцов использовались стандартные и прецизионные методы современного строительного материаловедения: методы физико-механических испытаний; методы термического анализа, рентгеновской дифрактометрии, лазерной гранулометрии, оптической и электронной микроскопии.

При разработке методики определения цветовой характеристики керамических образцов использовались: цифровая фотокамера SONY (Cyber-shot DSC-RX 100); цветной струйный или лазерный принтер Hewlett-Packard (HP Photosmart 8153); офисный компьютер с пакетными приложениями растровой и векторной графики семейства «Adobe» или «Corel».

В качестве объектов исследовались керамические образцы и кирпич из отходов сухого обогащения углей Коркинского угольного месторождения (КУМ) и глинистого сырья. Для изготовления образцов-цилиндров по технологии полусухого прессования использовался низкодисперсный, умереннопластичный, легкоплавкий суглинок Новокузнецкого месторождения (Кемеровская область). Результаты исследования гранулометрического, химико-минералогического составов и керамико-технологических свойств сырьевых материалов приведены в предыдущем выпуске журнала за 2018 г. [16].

Проблема эффективного использования отходов обогащения углистых аргиллитов КУМ для Челябинской области сегодня особенно актуальна, так как объем выработок, по разным оценкам, составляет около 1 миллиарда кубометров [17]. В настоящее время на месторождении используется сухое обогащение, которое заключается в дроблении и классификации углистых аргиллитов с получением различных классов по крупности. При этом содержание угля в них может достигать до 20-22 %. Отходы углеобогащения представлены тремя классами крупности: 0-13 мм; 13-40 мм и 40-80 мм. При этом содержание углистых частиц в каждом классе существенно отличается (табл. 1).

Таблица 1

Зольность отходов обогащения углистых аргиллитов КУМ в зависимости от крупности

Крупность отходов, мм						
0-1	1-3	3-6	6-13	13-25	25-50	более 50
72-74	76-78	82-83	85-88	80-82	75-78	85-92

С увеличением крупности отходов повышается их зольность и снижается топливный потенциал [18, 19]. Зольность породы крупностью менее 1 мм варьируется в пределах от 55 до 73 %, зольность крупных фракций (более 50 мм) достигает 85-92 %. Этот показатель имеет важное значение при выборе способа массоподготовки керамической шихты и в конечном итоге оказывает влияние на эксплуатационные и декоративные свойства керамического кирпича [20]. Наилучшие результаты были получены из углеотходов крупностью 40-80 мм.

Для уточнения минерального состава отходов обогащения углистых аргиллитов крупностью 40-80 мм в работе были проведены рентгенофазовые и термические исследования измельченного сырья (рис. 1, 2).

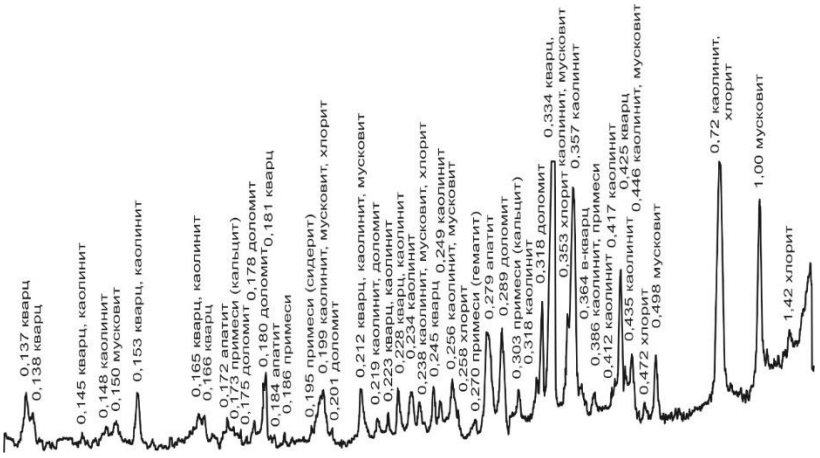


Рис. 1. Рентгеновская дифрактограмма отходов обогащения углистых аргиллитов КУМ класса 40-80 мм

По дифракционным максимумам на рентгенограмме (рис. 1) в отходах диагностируются каолинит (*d/n* = 0,712; 0,45 нм), кварц (*d/n* = 0,405; 0,314; 0,212 нм), мусковит и хлорит. В качестве примесей идентифицируются кальцит, сидерит, апатит и гематит. Характерное аморфное гало подтверждает наличие органического вещества (бурый уголь).

Дифференциально-термический анализ отходов обогащения углистых аргиллитов подтвердил наличие каолинита по характерному эндотермическому пику при температуре 550 °С (рис. 2), вызванному дегидратацией глинистого минерала. При нагревании отходов вначале протекает удаление адсорбционной влаги (экзотермический пик при 69 °С), затем деструкция (331 °С) и окисление (477 °С) органики, при которых потери массы составили 11,87 %. Кальцит и доломит диагностируются по эндотермической реакции диссоциации карбонатов с максимумом при 780 °С.

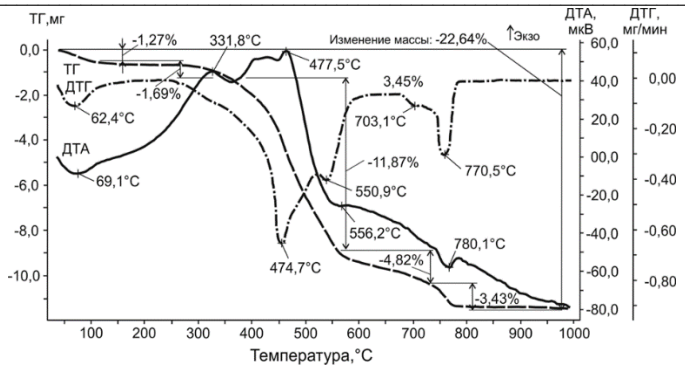


Рис. 2. Дериватограмма отходов обогащения углистых аргиллитов класса 40-80 мм

Проведенные исследования показали, что отходы обогащения углистых аргиллитов КУМ представляют собой тощее, алюмосиликатное сырье с повышенным содержанием угля. По содержанию глинистых минералов относятся к гидрослюдисто-каолинитовой группе и могут использоваться в качестве техногенного сырья для производства керамики (рис. 3).

Рис. 3. Керамический кирпич на основе отходов обогащения углистых аргиллитов КУМ класса 40-80 мм (образец опытной партии, выпущенной на Бердском кирпичном заводе полусухого прессования)

Результаты и обсуждение. В соответствие с целью работы авторами разрабатывалась методика цифрового анализа цветовой характеристики образцов керамического материала на основе отходов обогащения углистых аргиллитов. Для точного определения цвета с учетом освещенности керамических образцов использовалось их съемка и цифровая обработка.

Методика заключалась в определении цвета при помощи цифрового программного обеспечения, с использованием поправки на условия освещенности, особенности светочувствительной матрицы цифровой фотокамеры, конструкцию и чернила (цветовой тонер) печатающего устройства. Весь процесс определения цветовой характеристики исследуемого объекта состоял из нескольких этапов.

На первом этапе для определения коэффициентов изменения цвета в реальных условиях по сравнению с эталонным, была создана палитра (рис. 4), содержащая 8 цветов.

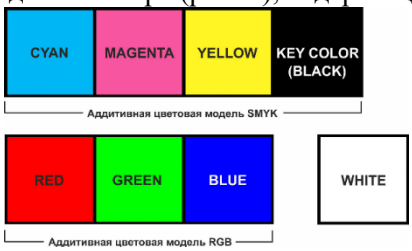


Рис. 4. Оригинальная цветовая палитра, синтезированная цифровым способом

При разработке цветовой палитры были использованы две системы синтеза цвета, основанные на аддитивных цветовых моделях RGB и SMYK, дополнительно был синтезирован белый цвет путем сложения трех цветовых каналов RGB. Характеристика цветов представлена в табл. 2.

Таблица 2

Характеристика цветовой палитры в зависимости от способа синтеза цвета

№ п/п	Название цвета	Аддитивная цветовая модель						
		RGB			CMYK			
		R	G	B	C	M	Y	K
1	Cyan	0	183	244	94	7	4	0
2	Magenta	246	85	160	5	95	7	0

3	Yellow	255	243	36	8	0	87	0
4	Key color (black)	0	0	0	58	46	41	95
5	Red	255	0	0	0	100	97	0
6	Green	0	255	0	91	0	100	0
7	Blue	0	0	255	83	72	0	0
8	White	255	255	255	0	0	0	0

На втором этапе исследований вначале была проведена печать разработанной оригинальной палитры на цветном лазерном принтере. Далее при одинаковых условиях освещенности (в этой работе использовалось комбинированное: естественное + искусственное освещение) проведена одновременная съемка цифровой фотокамерой распечатанной цветовой палитры, лабораторных керамических образцов и керамического кирпича из отходов обогащения углистых аргиллитов (рис. 5).

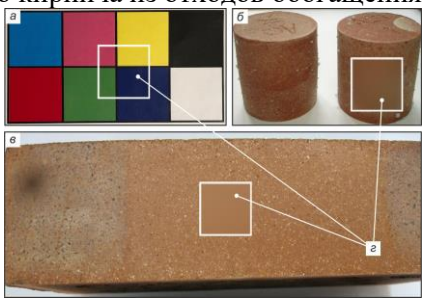


Рис. 5. Цифровые изображения отпечатанной цветовой палитры (*а*), керамических образцов (*б*), кирпича на основе отходов обогащения углистых аргиллитов (*в*), сфотографированных в одинаковых условиях, и сглаженные участки поверхности объектов (*г*), обработанные в графическом редакторе «Corel Photo-Paint»

На третьем этапе работы для исключения возможных искажений, связанных с микродефектами исследуемых объектов, и уменьшения неточностей и ошибок при цифровой идентификации цветовых каналов было проведено сглаживание фотоизображений (рис. 5, г). Для этого каждая область определенного цвета палитры и характерные поверхности керамических образцов обрабатывались в редакторе «Corel Photo-Paint» при помощи инструмента «Размытость» (вкладка «Эффекты» в верхней строке меню).

На четвертом этапе работы было проведено сравнение оригинальной и сфотографированной цветовой палитры. Полученные значения цветовых каналов аддитивной системы RGB и SMYK сравнивались с оригинальными путем расчета поправочных коэффициентов, определяемых отношением «синтезированный оригинал» / «оцифрованная фотография». Результаты приведены в табл. 3.

Таблица 3

Сравнение оригинала и фотоизображения цветовой палитры

№ п/п	Название цвета	Оригинал			Фотография			Коэффициент			Средний коэффициент по каждому цвету
		R	G	B	R	G	B	R	G	B	
1	Cyan	0	183	244	1	87	141	0	2,10	1,73	1,28
2	Magenta	246	85	160	176	58	84	1,40	1,46	1,90	1,59
3	Yellow	255	243	36	230	203	53	1,11	1,20	0,68	1,00
4	Key color	0	0	0	32	31	27	0	0	0	0
5	Red	255	0	0	149	0	19	1,71	0	0	1,71
6	Green	0	255	0	62	110	53	0	2,32	0	2,32
7	Blue	0	0	255	29	37	77	0	0	3,31	3,31
8	White	255	255	255	228	219	208	1,12	1,16	1,22	1,17

Полученные поправочные коэффициенты цветовых каналов позволили уменьшить неточности и ошибки из-за условий освещенности при определении цвета образцов и снизить субъективность оценки цветовой характеристики декоративных керамических материалов. По скорректированным параметрам цветовых каналов RGB-модели был синтезирован «объективный» цвет керамики из углистых аргиллитов: R=165-168, G=122-124, B=76-81. По введенным значениям RGB (рис. 6) в поисковую систему цифровой колористической базы данных (например, Yandex RGB) было определено название цвета керамического кирпича. В рассмотренном примере, при отсутствии точного совпадения, был выбран наиболее близкий цвет с названием «Шамуа».

Рис. 6. Поисковая система-определитель цвета колористической базы данных RGB

Разработанная методика была проверена на большом количестве лабораторных образцов. Проведенные исследования показали, что в ряде случаев не всегда удается получить адекватную цифровую корреляцию цвета. Например, при малых «почти нулевых» значениях цветовых каналов. Поэтому, в настоящее время проводятся исследования по совершенствованию методики оценки цвета как на аппаратном, так и на программном уровнях.

Заключение. По разработанной методике корректировки цвета с использованием синтезированной цифровой палитры проведена оценка цветовой характеристики керамических материалов на основе отходов обогащения углистых аргиллитов. Предложено использование цифровой колористической базы данных для определения названия цветов. Определены направления дальнейших исследований объективной оценки цвета строительных материалов.

Благодарности. Исследования проведены в рамках выполнения госзадания Минобрнауки РФ, шифр проекта № 7.7285.2017/8.9 «Фундаментальные исследования в области строительных керамических композиционных материалов с матричной структурой на основе техногенного и природного сырья».

Библиографический список

1. Иткин Ю.В. Изменение фазового состава продуктов окислительной термообработки углистых пород в процессе нагрева / Ю.В. Иткин, К.Г. Черкинская, М.Я. Шпирт // Химия твердого топлива. – 1980. – № 1. – С. 64-70.
2. Гончарова А.А. К вопросу об использовании побочных продуктов угледобычи в производстве стеновой керамики / Гончарова А.А., Явруян Х.С. // Ресурсоэнергоэффективные технологии в строительном комплексе региона. – 2018. – № 9. – С. 118-121.
3. Столбоушкин А.Ю. Неудачный опыт перепрофилирования уникального завода по производству кирпича из отходов углеобогащения и возможные пути его реконструкции / А.Ю. Столбоушкин, А.И. Иванов, Д.В. Акст и др. // Строительные материалы. – 2017. – № 4. – С. 20-24.
4. Бурмистров В.Н. Отходы углеобогащения сырьевая база для производства керамических изделий / В.Н. Бурмистров, Г.П. Петрова, Н.А. Тамбовцева // Кокс и химия. – 1981. – № 8. – С. 56-58.
5. Иващенко П.А. Особенности технического анализа углеотходов / П.А. Иващенко, Г.Д. Ашмарин, Варламов В.П., Воропаева Л.В. // Строительные материалы. – 1989. – № 9. – С. 26-27.
6. Бурмистров В.Н. Долговечность изделий стеновой керамики из отходов углеобогащения / В.П. Бурмистров, Е.П. Усанова, В.Н Орловская // Строительные материалы. – 1989. – № 8. – С. 18-19.
7. Капустин А.П. Д Изготовление керамического кирпича из отходов угледобычи Экибастузского бассейна / Капустин А.П., Калмыкова Л.Ф., Станевич В.Т. // Строительные материалы. – 1991. – № 10. – С. 13-14.
8. Кара-сал Б.К. Получение керамического стенового материала из вскрышных пород углеобогащения / Кара-сал Б.К., Котельников В.И., Сапелкина Т.В. // Естественные и технические науки. – 2015. – № 2. – С. 160-163.
9. Рогочая М.В. Влияние угольного шлама на физико-механические свойства стеновых керамических изделий на основе карбонатных опок / М.В. Рогочая, В.Д. Котляр, Г.А. Козлов // Теория и практика повышения эффективности строительных материалов: Материалы XII Международной научной конференции молодых ученых. – Пенза: ПГУАС, 2017. – С. 132-136.

10. Явруян Х.С. Особенности компрессионного формования тонкодисперсных продуктов углеобогащения при производстве керамического кирпича / Явруян Х.С., Гайшун Е.С., Котляр А.В. // Строительные материалы. – 2017. – № 12. – С. 14-17.

11. Столбоушкин А.Ю. Стеновые керамические материалы матричной структуры на основе отходов обогащения углистых аргиллитов / А.Ю. Столбоушкин, О. А. Столбоушкина, А. И. Иванов и др. // Известия высших учебных заведений. Строительство. – 2013. – № 2-3. – С. 28-36.

12. Fomina O.A. Development of a Novel Mold Design for Manufacturing of Hollow Ceramic Products from Coal Wastes [Electronic resource] / O.A. Fomina, A.Yu. Stolboushkin // ICMTMTE_2018: Materials Science. – 2214-7853 © 2019 Elsevier Ltd. – Materials Today: Proceedings 11 (2019) 348–353. https://doi.org/10.1016/j.matpr.2018.12.156

13. Чернов В.В. Атлас архитектурных расцветок / В.В. Чернов, А.А. Пеганов. – М.: Госуд. изд. архитектуры и градостроительства, 1950. – 21 с.

14. ColorScheme.Ru. Инструмент для подбора цветов и генерации цветовых схем. Каталог цветов RAL CLASSIC [Электронный ресурс] // URL: https://colorscheme.ru/ral-colors/ral-classic.html (дата обращения: 27.04.2019).

15. Умарова Н.Н. Стандартизация заводских эталонов цвета керамического кирпича / Н.Н. Умарова, И.Р. Ахметшина, В.Ф. Сопин и др. // Вестник Казанского технологического университета. – 2015. – Т. 18. – № 1. – С. 235-239.

16. Столбоушкин А.Ю. Моделирование переходного слоя в грубокерамических матричных композитах на основе углеотходов / А.Ю. Столбоушкин, В.А. Сыромясов, О.А. Фомина, А.И. Иванов // Наукоемкие технологии разработки и использования минеральных ресурсов: научный журнал. – Новокузнецк: СибГИУ, 2018. – №4. – С. 515-521.

17. Рудники Урала. Mines of The Urals. Угольный разрез «Коркинский» [Электронный ресурс] // URL: https://uralmines.ru/ugolnyj-razrez-korkinskij/ (дата обращения: 30.04.2019).

18. Шпирт, М.Я. Рациональное использование отходов добычи и обогащения углей / М.Я. Шпирт, В.А. Рубан, Ю.В. Иткин. – Москва: Недра, 1990. – 224 с.

19. Физико-химический анализ шламов от обогащения Коркинских углей: отчет о НИР / Южно-Уральский государственный университет. – Челябинск, 2007. – 116 с.

20. Столбоушкин А.Ю. Улучшение декоративных свойств стеновых керамических материалов на основе техногенного и природного сырья / А.Ю. Столбоушкин // Строительные материалы. – 2013. – № 8. – С. 24-29.

УДК 553.04; 691.42

КОМПЛЕКСНАЯ ПЕРЕРАБОТКА УГОЛЬНЫХ ОТВАЛОВ ВОСТОЧНОГО ДОНБАССА ДЛЯ ПОЛУЧЕНИЯ СТРОИТЕЛЬНОЙ КЕРАМИКИ

к.т.н. Явруян Х.С., д.т.н. Котляр В.Д., Гайшун Е.С.
Донской государственный технический университет, Ростов-на-Дону, Россия

Аннотация. Представлена краткая характеристика попутных материалов, образующихся при разработке шахтных отвалов Восточного Донбасса с целью извлечения угля. Показано, что данные продукты могут стать ценным техногенным сырьём для получения различных видов строительной керамики с минимальной себестоимостью. Предложены мероприятия для организации высокоэффективных предприятий.

Ключевые слова: угольный отвал, уголь, шлам, кек, отсев, керамика, технология.

В настоящее время промышленность стеновой керамики в плане производства рядовых изделий – полнотелый и пустотелый кирпич, а также керамические блоки с различной степенью пустотности и теплопроводности, испытывает жёсткую конкуренцию с другими видами стеновых строительных материалов и особенно с изделиями из автоклавированного газобетона. Особенно это касается высокоэффективных керамических камней со средней плотностью менее 700 - 800 кг/м^3 и коэффициентом теплопроводности кладки в сухом состоянии менее 0,20 Вт/ (м·°С). Несмотря на многие эксплуатационные преимущества керамических блоков их доля в общем объёме стеновых материалов пока невелика [1, 2]. К сожалению, менталитет нашего потребителя и массовых застройщиков ориентирован прежде всего на стоимость. Застройщики и потребители не обращают внимание на то, что прочность керамических блоков существенно выше, что ячеистый бетон материал достаточно гигроскопичен (влажность варьирует от 5 до 12 %) и при увеличении влажности на 5 %

теплопроводность блоков марки D500 увеличивается почти в 3 - 4 раза – до 0,47 Вт/м $\cdot^0$С. Не учитывается, что при строительстве из газосиликатных блоков обязательно должны быть предусмотрены специальные меры по гидроизоляции, которыми в 90 % случаев пренебрегают, а использование газосиликата во влажных помещениях допустимо только со специальной отделкой стен. Можно еще долго перечислять положительные и отрицательные свойства изделий из ячеистых бетонов, но общий вывод будет однозначен – в средне- и долгосрочной перспективе дом из керамических блоков безусловно выигрывает. Это подтверждает и опыт Европы. Когда в 70-х годах прошлого века произошёл резкий рост производства и строительства из ячеистого бетона, а в 90-х годах произошёл такой же резкий откат в сторону поризованных высокоэффективных керамических блоков и 80 - 90 % стеновых конструкций в гражданском строительстве Европы это керамика [3 - 6].

Однако несмотря на все положительные свойства высокоэффективных керамических блоков, в обозримом будущем они не смогут эффективно конкурировать с газосиликатными блоками пока их стоимость не будет одинакова или ниже. Если сейчас 1 м^3 газосиликатных блоков стоит 2800 - 3500 рублей, то 1 м^3 керамических блоков стоит 3600 - 4400 рублей. И это, к большому сожалению, один из самых главных аргументов для нашего потребителя. Поэтому актуальной задачей промышленности стеновой керамики является разработка мероприятий по снижению себестоимости производства высокоэффективных керамических блоков. Это актуально и для существующих предприятий, и для планируемых к строительству. И в этом плане особо перспективным направлением, в чём мы уверены, является использование побочных продуктов угольной промышленности для производства высокоэффективных керамических блоков.

Работы, проводимые в Донском государственном техническом университете в последние годы, позволили сделать вывод, что производство высокоэффективных керамических блоков с пониженной себестоимостью вполне возможно на основе побочных продуктов переработки терриконников с целью извлечения угля. В последние годы этот процесс в Восточном Донбассе активно набирает обороты (рис. 1). Содержание угля в не горелых терриконах составляет от 10 до 25 % и экономически гораздо более выгодным является разработка терриконов, являющихся по сути техногенными месторождениями, чем строительство новых шахт [3, 5, 7].

Рис. 1. Типичный терриконик Восточного Донбасса и процесс его переработки

В процессе извлечения угля из терриконов при технологичной переработке образуются материалы, которые классифицируются минералого-петрографическому составу, содержанию угля и зерновому составу [8, 9]. На рис. 2 показаны материалы получаемые в процессе переработки терриконов и варианты их использования в строительстве. По зерновому составу условно мы выделили 4 группы:

- крупные (К) материалы с размером зёрен от 5 - 6 мм до 150 мм;
- средние (С) – с размером зёрен от 2 до 5 - 6 мм;
- мелкие (М) – с размером зёрен от 0,5 до 2 мм;
- тонкие (Т) – с размером зёрен менее 0,5 мм.

По содержанию угля получаемые материалы также условно разделяются на 4 группы:

- безуглистые материалы (БУ) – содержание угля не превышает 1 %;
- с низким содержанием угля (НУ) – с количеством угля до 10 %;
- со средним содержанием угля (СУ) – с количеством угля от 10 до 25 %;
- с высоким содержанием угля (ВУ) – с количеством угля более 25 %.

По минералого-петрографическому составу материалы переработки терриконов мы условно разделили на три группы. Первая группа – это материалы, где основными породами, помимо угля, являются аргиллитоподобные глины, аргиллиты и глинистые сланцы. Эти породы при тонком измельчении обладают умеренной или малой пластичностью и связностью. Вторая группа – это материалы, где основными породами являются алевролиты и песчаники. Эти породы даже при

тонком измельчении не дают пластичного теста и не обладают пластичностью связующей способностью. Третья группа – это материалы, где наблюдается присутствие пород первой и второй группы. Они, как правило, при тонком измельчении являются малопластичным сырьём.

Крупные материалы переработки терриконов, с размером зёрен от 5 - 6 мм до 150 мм, не содержат уголь и востребованы в строительстве как заполнители бетонов, для отсыпки и строительства дорог, для производства различных видов строительных материалов и т.д. Они подвергаются рассеву по ГОСТ 8267-93 «Щебень и гравий из плотных горных пород для строительных работ. Технические условия» и ГОСТ 32703-2014 «Дороги автомобильные общего пользования. Щебень и гравий из горных пород. Технические условия». Представлены они обычно относительно прочными песчаниками, так как более слабые породы в результате многократного дробления и рассева уходят в мелкие фракции. В силу своих особенностей они представляют мало интереса для производства стеновой керамики.

Рис. 2. Использование попутных продуктов переработки угольных отвалов для производства строительной керамики

Материалы среднефракционного состава могут быть представлены песчаниками, алевролитами и аргиллитами. Они обычно не содержат уголь или их количество не превышает 1 %. Называют их обычно отсевами. Такие материалы, состоящие из песчаников и алевролитов, по ГОСТ 31424-2010 «Материалы строительные нерудные из отсевов дробления плотных горных пород при производстве щебня. Технические условия» используются для получения песка с высоким модулем крупности [5, 10, 11].

Материалы мелкофракционного состава не имеют чётко определённого названия. Их обычно называют шиша, кек, углистый песок и т.д. Содержание угля в них колеблется от 5 до 30 %. Современные технологии в процессе переработки позволяют корректировать содержание угля, однако достичь полного его извлечения невозможно, т.к. часто уголь находиться в сростках с другими породами – чаще всего с аргиллитами [10 - 12]. На рис. 3 представлены фотографии где видны сросшиеся зёрна аргиллита и угля.

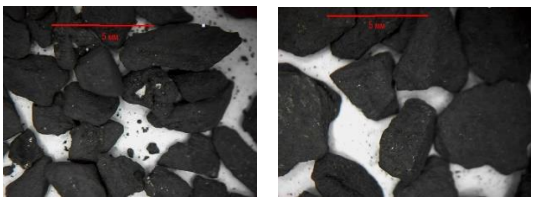


Рис. 3. Сросшиеся зёрна аргиллита и угля в продуктах переработки терриконов мелкого фракционного состава

Материалы тонкофракционного состава обычно называют угольной пылью, угольным шламом. Содержание угля в них обычно составляет от 20 до 40 %. Современные технологии позволяют

корректировать содержание угля, однако полностью извлечь его невозможно. Минеральная часть в них представлена обычно тонкоизмельчёнными аргиллитами и аргиллитоподобными глинами, в силу чего они умереннопластичны или малопластичны. За рубежом они активно используются в различных направлениях, у нас они маловостребованы в силу многих объективных и субъективных причин [12 - 14].

При некоторых упрощенных способах переработки терриконикиков мелкие и тонкие материалы объединены вместе, т.е. материал имеет фракционный состав от 0 до 2 мм при содержании угля от в среднем 10 до 30 %. Бывает, что объединены вместе средние, мелкие и тонкие материалы при фракционном составе от 0 до 5 мм при содержании угля в среднем от 5 до 20 %. В любом случае средние, мелкие и тонкие материалы вполне могут рассматриваться как сырьё для производства стеновой керамики. И здесь на первое место выходит производство высокоэффективных крупноразмерных керамических блоков как самого массового изделия, номенклатура которых составляет около 20 видов и снижение себестоимости которых является приоритетной задачей.

Существенного снижения себестоимости можно достичь лишь комплексным подходом и на наш взгляд, здесь выделяются три направления:

– сырьё и его подготовка;

– затраты на сушку и обжиг изделий;

– технология и оборудование для производства.

Оптимальной технологией формования изделий для производства крупноразмерных керамических блоков со средней плотностью менее 700-800 кг/м^3, как показал детальный анализ, является способ жёсткой (полужёсткой) экструзии. Его отличие от обычной экструзии заключается в том, что давление в головке пресса составляет 3-8 МПа. В результате чего отформованные изделия имеют прочность, позволяющую осуществлять садку изделий сразу же на печные вагонетки. Это, в свою очередь, позволяет применять менее капиталоемкие и более простые по конструкции туннельные сушилки, в которых процесс сушки может осуществляться только за счет тепла, отбираемого по специальной системе от печи. При этом существенно снижается количество технологических и транспортных операций, упрощается система управления и автоматизации производства, снижается количество оборудования и механизмов. Всё это в комплексе позволяет существенно снизить удельные капиталовложения при строительстве или реконструкции предприятий, а также снизить затраты при производстве – в среднем на 25 %. Кроме того, жёсткая экструзия позволяет использовать камнеподобное сырьё с низкой пластичностью и низкой формовочной влажностью, какими именно и являются побочные продукты переработки угольных отвалов.

Затраты на подготовку сырьевой смеси при производстве керамического кирпича достигают 25 - 30 %. Сюда входит стоимость самого сырья, а также его транспортировка и многократная переработка. В среднем глина перерабатывается на 5-7 единицах основного достаточно энергоёмкого оборудования, не считая вспомогательного транспортного и дозирующего оборудования, которого больше в 2 - 3 раза. Как показали наши исследования и исследования других авторов, зерновой состав сырьевой смеси на основе продуктов переработки терриконикиков должен быть в интервале от 0 - 0,315 до 0 - 1,25 мм [15 - 16]. Фактически этому зерновому составу отвечают тонко- и мелкофракционные материалы переработки терриконикиков. Неразделённые материалы, для достижения требуемого зернового состава, необходимо или фракционировать путём рассева или доизмельчать до необходимого зернового состава. В любом случае, можно говорить, что мы имеем практически подготовленную по зерновому составу сырьевую смесь с почти нулевой стоимостью. Важным вопросом при этом остаётся содержание угля в сырьевой смеси.

С одной стороны, затраты на обжиг при производстве стеновой керамики составляют около 20 - 25 % и постоянно возрастают, за счёт стоимости газа. С другой стороны, содержание угля в составе сырьевой смеси не должно превышать 8 - 10 %, так как тепла выделяемого в процессе сгорания вполне достаточно для обжига изделий и достижения необходимой температуры. Избыток угля весьма нежелателен, так как влечёт за собой существенное изменение конструкции печей. За счёт использования побочных продуктов переработки терриконикиков, обжиг может стать на порядок ниже в сравнении с газом, т.к. стоимость единицы выделяемого тепла для них в 15 - 20 раз ниже в сравнении с газом или чистым углём. Достичь необходимого содержания угля в сырьевой смеси возможно различными способами и это есть задача технологов–угольщиков. Возможно более глубокое извлечение угля из угольных шламов и кека, возможно доизмельчение отсевов и их смешивание со шламами. Есть и более интересные технологии, но всё зависит от конкретных условий – количества угля в терриконике, вида его нахождения, вида слагающих пород и т.д.

Для технологов-керамиков задачей является рассчитать и подобрать оптимальный режим обжига для полного выгорания угля, достижения необходимой температуры и свойств изделий. Известно, что возгорание антрацита в составе керамических масс при производстве керамических изделий происходит в интервале температур 650 - 750 °С и желательно эту температуру снизить, чтобы расширить зону горения угля и зону собственно обжига. Достичь этого возможно за счёт ввода в состав сырьевой в количестве около 1 % органических добавок с низкой температурой воспламенения – опилок, соломенной муки, гидролизного лигнина и других побочных продуктов промышленности. Для повышения пластичности при необходимости в сырьевую смесь может вводиться высокопластичная глина в количестве 5 - 10 %. Для Ростовской области это могут быть широко распространённые кремнистые глины с числом пластичности 24 - 28 единиц.

Таким образом, на основе побочных продуктов переработки терриконików может быть организовано производство высокоэффективных керамических блоков по упрощенной технологии, где основным массоподготовительным оборудованием является хороший смеситель, формующим оборудованием – экструдер, позволяющий создавать давление в головке пресса 3 - 8 МПа, и печь с конструктивными особенностями для обжига на угле – с удлинённой зоной горения топлива. На рис. 4 показана упрощенная технологическая производства крупноразмерных керамических блоков на основе попутных продуктов переработки терриконików.

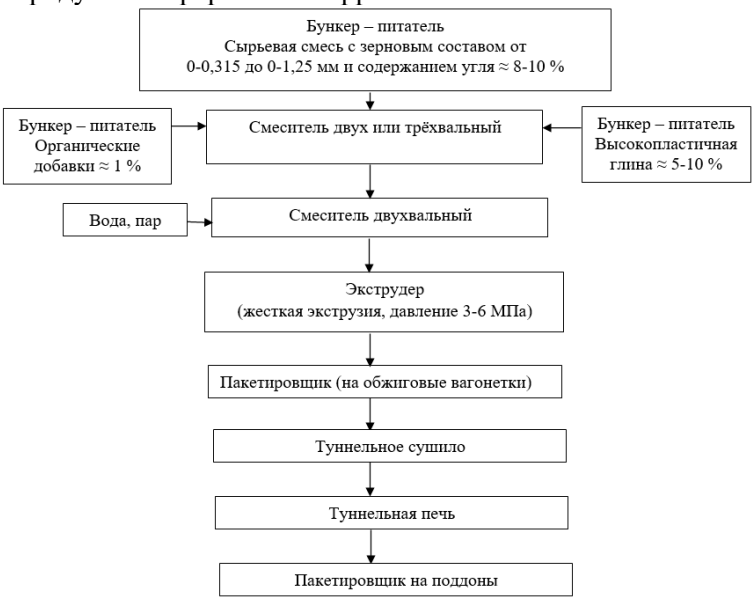


Рис. 4. Технологическая схема производства крупноразмерных керамических блоков на основе попутных продуктов переработки терриконików

Реализация результатов наших исследований и предлагаемой программы по производству крупноразмерных высокоэффективных керамических камней по технологии жёсткой экструзии на основе попутных продуктов переработки угольных отвалов Восточного Донбасса позволит получать изделия с себестоимостью 1500 - 2000 рублей за кубометр или 3-4 рубля за один условный кирпич при окупаемости вложенных средств в течение 4 - 5 лет. Это позволит создать серьёзную конкуренцию газобетону и существенно улучшить качество строительства. Также это могло бы сделать Восточный Донбасс крупным производителем керамических камней как для собственного обеспечения, так и для обеспечения близлежащих регионов, учитывая, что Ростовская область находится на перекрёстке транспортных путей. Кроме этого, надо иметь ввиду, что на основе попутных продуктов переработки угольных отвалов вполне возможно производство керамического лицевого и рядового стенового кирпича, клинкерного дорожного кирпича, керамической черепицы и других изделий.

Выводы. Комплексный научный подход и строительство предприятий по выпуску широкой номенклатуры изделий на основе продуктов переработки угольных отвалов позволит ещё более повысить конкурентоспособность строительной керамики в современном строительстве.

Библиографический список

1. Семёнов А.А. Тенденции развития кирпичной промышленности и кирпичного домостроения в Россиии // Строительные материалы. - 2018. - № 8. - С. 49-51.

2. Семёнов А.А. Строительство и промышленность строительных материалов в 2017 году. Краткосрочный прогноз // Строительные материалы. - 2018. - № 4. - С. 4-8.

3. Гайшун Е.С., Явруян Х.С., Котляр В.Д. Крупноразмерные высокоэффективные керамические камни и блоки из ячеистых бетонов в современном строительстве и архитектуре. Коллективная монография «Архитектура. Строительство. Дизайн: история, опыт, новации». - Воронеж.: ВГПУ, 2018. - С. 26-35.

4. Комов В.М. Эффективный стеновой материал – поризованная керамика // Строительные материалы. - 2001. - № 12. - С. 14-15.

5. Котляр В.Д., Явруян Х.С. Стеновые керамические изделия на основе тонкодисперсных продуктов переработки терриконików // Строительные материалы. - 2017. - № 4. - С. 38-41.

6. Сиразин М.Г. Теплая керамика – перспективный материал для жилищного строительства в России // Строительные материалы. - 2006. - № 4. - С. 18-19.

7. Kotlyar V.D., Yavruyan K.S., Gaishun E.S., Teryokhina Y.V. Comprehensive approach to the processing of East Donbass Spopl Tip. Proceedings of the 2018 IEEE International Conference «Management of Municipal Waste as an Important Factor of Sustainable Urban Development» (WASTE'2018). October, 2018. St. Petersburg, Russia. Pp. 22-24.

8. Головин Г.С., Малолетнев А.С. Комплексная переработка углей и повышение эффективности их использования: каталог-справочник. - М.: НТК «Трек». 2007. 292 с.

9. Терёхина Ю.В., Талпа Б.В., Котляр А.В. Минералого-технологические особенности литифицированных глинистых пород и перспективы их использования в качестве сырья для производства строительной керамики // Строительные материалы. - 2017. - № 4. - С. 8-10.

10. Yavruyan Kh. S., Kotlyar V.D., Gaishun1 E.S. Medium-Fraction Materials for Processing of Coal-Thread Waste Drains for the Production of Wall Ceramics // Materials and Technologies in Construction and Architecture. Materials Science Forum Submitte. 2018. Vol. 931. Pp. 532-536.

11. Явруян Х.С., Котляр В.Д., Лотошникова Е.О., Гайшун Е.С. Исследование среднефракционных материалов переработки терриконików для производства изделий стеновой керамики // Строительные материалы. - 2018. - № 4. - С. 17-20.

12. Котляр В.Д., Явруян Х.С., Гайшун Е.С., Терёхина Ю.В. Комплексный подход при переработке отходов угледобычи Восточного Донбасса // Материалы международный конференции «Управление муниципальными отходами как важный фактор устойчивого развития мегаполиса» WASTE'2018. - СПб: СПбГЭТУ «ЛЭТИ», 2018. - С. 115-118.

13. Котляр В.Д., Устинов А.В., Терехина Ю.В., Котляр А.В. Особенности процесса обжига угольных шламов при производстве стеновой керамики // Техника и технология силикатов. - 2014. - № 4. - С. 8-15.

14. Стороженко Г.И., Столбоушкин А.Ю., Иванов А.И. Переработка углистых аргиллитов для получения керамического сырья и технологического топлива // Строительные материалы. - 2015. - № 8. - С. 50-59.

15. Stolboushkin A.Yu., Ivanov A.I., Fomina O.A. Use of Coal-Mining and Processing Wastes in Production of Bricks and Fuel for Their Burning // International Conference on Industrial Engineering, ICIE 2016. Procedia Engineering 150 (2016). Pp. 1496-1502.

16. Fomina O.A., Stolboushkin A.Yu. Development of a Novel Mold Design for Manufacturing of Hollow Ceramic Products from Coal Wastes // International Conference on Modern Trends in Manufacturing Technologies and Equipment 2018 (ICMTMTE_2018). Materials Today: Proceedings 11 (2019) 348–353. https://doi.org/10.1016/j.matpr.2018.12.156

УДК 504.06

СОВЕРШЕНСТВОВАНИЕ ОРГАНИЗАЦИОННО-ЭКОНОМИЧЕСКОГО МЕХАНИЗМА УПРАВЛЕНИЯ ОТХОДАМИ УГЛЕДОБЫВАЮЩЕГО ПРЕДПРИЯТИЯ

д.т.н. Киселева Т.В.[1]; к.т.н. Михайлов В.Г.[2]; к.т.н. Михайлов Г.С.[2]

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 организационно-экономического механизма управления природоохранной деятельностью для отходов производства и потребления, включая предлагаемые инновационные

решения. Разработаны элементы данного механизма, соответствующие требованиям внешней среды. Выполненная работа имеет практическое значение для промышленных предприятий, осуществляющих размещение отходов.

Ключевые слова: окружающая среда, угледобывающее предприятие, организационно-экономический механизм, инновационные элементы, управление, эколого-экономические показатели, отходы производства и потребления, эффективность.

Введение. Развитие угледобывающей отрасли формирует социально-экономическую инфраструктуру, связанную с ростом благосостояния населения, повышением наполняемости бюджетов всех уровней, появлением новых рабочих мест и другими положительными аспектами [1]. «Обратная сторона медали» определяется широким спектром форм негативного воздействия на все элементы окружающей среды, где особое место занимает образование отходов производства и потребления [2 - 4]. В таких условиях важное значение имеет эффективность используемого организационно-экономического механизма управления природоохранной деятельностью, определенного положениями Закона об охране окружающей среды [5]. Реструктуризация международной экологической политики и высокие национальные требования мотивируют органы государственного управления и промышленные предприятия к совершенствованию организационно-экономического механизма управления природоохранной деятельностью, особенно в части образования отходов производства и потребления [6, 7]. Для реализации предложенного подхода к управлению необходимо выделение наиболее значимых эколого-экономических аспектов негативного воздействия и их оценивание с помощью предложенной системы эколого-экономических показателей. Обязательным условием разработки и практического внедрения инновационных элементов организационно-экономического механизма является их соответствие национальному экологическому законодательству и потенциальная рентабельность для предприятий в краткосрочной перспективе.

Материалы и методы. Объект исследования – угледобывающее предприятие (шахта) как источник образования отходов производства и потребления. Предмет исследования – организационно-экономический механизм управления отходами производства и потребления. Исследование основано на анализе литературных источников по проблемам эффективного функционирования организационно-экономического механизма управления природоохранной деятельностью в области образования отходов производства и потребления. Разработка инновационных элементов организационно-экономического механизма управления отходами производства и потребления выполнена с учетом требований внешней среды. С целью практической реализации была проведена статистическая обработка экологических данных угледобывающего предприятия на основе официальной формы отчетности № 2-ТП – Сведения об образовании, обработке, утилизации, обезвреживании, транспортировании и размещении отходов производства и потребления.

Результаты и обсуждение. Проведенный анализ структуры отходов производства и потребления угледобывающего предприятия на примере АО «СУЭК-Кузбасс» шахта им. С.М. Кирова» показал, что более 95 % занимают отходы 5-го класса опасности, что составляет от 2,12 млн. т в 2013 году до 3,63 млн. т в 2017 году (табл. 1).

Таблица 1

Динамика образования отходов производства и потребления на предприятии АО «СУЭК-Кузбасс» шахта им. С.М. Кирова», т

Класс опасности и тип отходов	2013	2014	2015	2016	2017
I (ртутные лампы)	0,024	0,023	0,021	0,056	0,021
II (отходы аккумуляторов)	0,594	0,417	0,24	0,084	0,343
III (масла и другие)	35,272	39,976	44,679	7,68	6,197
IV (твердые отходы резины и другие)	406,4	335,4	264,4	162,729	71,481
V (золошлаки, прочие твердые минеральные отходы, минеральные шламы, отходы при добыче угля и горючих сланцев, лом черных металлов, отходы обогащения и другие)	2122040	2420482	2718924	3356117	3633554
Итого	2122482	2420858	2719233	3356288	3633632

Из табл. 1 также видно, что многие отходы предприятия имеют положительные перспективы с точки зрения их переработки и получения дополнительного дохода.

Существующий организационно-экономический механизм управления природоохранной деятельностью регламентируется Законом об охране окружающей среды и включает следующие элементы [5]:

- взимание платы за негативное воздействие на окружающую среду, включая использование стимулирующих понижающих коэффициентов по отходам производства и потребления;
- государственную поддержку хозяйственной деятельности, осуществляемой в целях охраны окружающей среды:
  - ✓ внедрение НДТ (наилучших доступных технологий), прочих природоохранных мероприятий;
  - ✓ налоговые льготы;
  - ✓ льготы по плате за негативное воздействие на окружающую среду;
  - ✓ выделение бюджетных средств;
- экологическое страхование;
- кадастровый учет природных ресурсов;
- планирование обеспечения экологической безопасности;
- экологический аудит;
- взимание платы за природные ресурсы;
- другие элементы.

В настоящее время идет процесс совершенствования организационно-экономического механизма управления природоохранной деятельностью, адаптированный к отдельным отраслям или элементам окружающей среды. В связи с большими значениями экономического ущерба, наносимого размещением отходов производства и потребления, повышается значимость корректирующих воздействий, направленных на этот элемент организационно-экономического механизма.

Работа [8] показывает, что в условиях истощения запасов месторождений и в целях полноты использования минерально-сырьевой базы наиболее приемлемой становится интенсификация производства, включающая следующие направления:

- снижение потерь и разубоживания;
- отработка ранее списанных и забалансовых запасов;
- повышение коэффициента извлечения полезного компонента при обогащении и другие.

Важное практическое значением имеет работа по комплексной переработке угольных шламов из наружных отстойников ОФ «Черниговская» [9] как результат действующего организационно-экономического механизма управления природоохранной деятельностью. Разработанная технология имеет следующие основные преимущества:

- высокая экономическая эффективность (срок окупаемости установки - 1,6 года, доходность за первые 5 лет - 341 млн. руб.);
- экологическая безопасность (территория осушенных шламоотстойников в дальнейшем пригодна для рекультивации).

Для проведения эколого-экономического анализа предприятия с целью разработки мероприятий по совершенствованию организационно-экономического механизма управления отходами в табл. 2 представлен результат расчета эколого-экономических показателей.

Таблица 2

Основные эколого-экономические показатели предприятия АО «СУЭК-Кузбасс» шахта им. С.М. Кирова», связанные с размещением отходов производства и потребления

Показатель	2013	2014	2015	2016	2017
Экономический ущерб от загрязнения окружающей среды, млн. руб.	157,48	74,13	21,23	25,77	27,11
Экономический ущерб от размещения отходов производства и потребления, млн. руб.	13,23	13,23	16,13	19,04	20,25
Удельный вес экономического ущерба от размещения отходов производства и потребления в общей величине экономического ущерба, %	8,40	17,85	75,98	73,89	74,70
Общая плата за негативное воздействие на окружающую среду, тыс. руб.	7453,4	7813,3	7061,0	6970,0	4553,0

Плата за размещение отходов производства и потребления, тыс. руб.	0	0	0	0	59,9
Удельный вес платы за размещения отходов производства и потребления в общей величине платы, %	0	0	0	0	1,32
Коэффициент компенсации наносимого экономического ущерба от размещения отходов производства и потребления, %	0	0	0	0	0,30
Объем производства продукции (добыча угля), тыс. т	3747	4198	4668	5720	7177
Ущербоемкость добычи угля по размещению отходов производства и потребления, руб./т	3,53	3,15	3,46	3,33	2,82
Платоемкость добычи угля по размещению отходов производства и потребления, руб./т	0	0	0	0	0,01

Из таблицы видно, что величина экономического ущерба от загрязнения окружающей среды за рассматриваемый период существенно уменьшилась с 157,48 млн. руб. в 2013 году до 27,11 млн. руб. в 2017 году. Такая ситуация в 2013 году вызвана большим значением экономического ущерба от загрязнения водных источников (143,89 млн. руб.). Если рассматривать изменение экономического ущерба от размещения отходов производства и потребления (с 13,23 млн. руб. в 2013 году до 20,25 млн. руб. в 2017 году), то наблюдается устойчивая негативная тенденция его увеличения. Аналогичная ситуация имеет место по показателю удельного веса экономического ущерба от размещения отходов производства и потребления в общей величине экономического ущерба (74,7 % в 2017 году). При этом плата за размещение отходов производства и потребления имеет низкое значение и колеблется от 0 до 59,9 тыс. руб., что составляет не более 0,3 % от общей величины платы за негативное воздействие на окружающую среду. В результате компенсирующая функция платы за негативное воздействие почти не выполняется. Положительной тенденцией является снижение показателя ущербоемкости добычи угля по размещению отходов производства и потребления до 2,82 руб./т в 2017 году. Нулевые значения платоемкости добычи угля по размещению отходов производства и потребления не позволяют провести интерпретацию данного показателя.

Проведенный эколого-экономический анализ показал необходимость совершенствования организационно-экономического механизма управления отходами. На рис. 1 представлены инновационные элементы такого механизма, которые можно эффективно использовать для снижения негативного воздействия на окружающую среду отходов производства и потребления [10].

На основе анализа можно сделать вывод, что данные по фактической массе отходов, предоставленные промышленными предприятиями, во многих случаях являются недостоверными, что требует поиска организационных мероприятий, мотивирующих хозяйствующие субъекты к минимизации активных помех при передаче данных. В качестве таких организационных мероприятий предлагается дополнительное штрафование за качество предоставляемых данных. В этом случае информация, предоставленная Росприроднадзором (РПН), принимается как более достоверная.

Рис. 1. Разработанные инновационные элементы организационно-экономического механизма управления отходами производства и потребления

Один из вариантов такого штрафования представлен в формуле (1), где коэффициенты штрафования ($К_Ш$) зависят только от диапазона отклонений между результатами замеров фактической массы отходов РПН и предприятием и применяются к общей величине базового штрафа (плате за негативное воздействие от размещения отходов производства и потребления) без дифференциации по классам опасности, что упрощает процедуру расчета:

$$К_Ш = \begin{cases} 5, \text{ если } 0\ \% < \Delta Д^{ПР} \le 30\ \% \\ 10, \text{ если } 30\ \% < \Delta Д^{ПР} \le 70\ \% \\ 25, \text{ если } \Delta Д^{ПР} > 70\ \%, \end{cases} \quad (1)$$

где $\Delta Д^{ПР}$ – величина превышения фактической массы отходов по данным РПН над данными предприятия, %.

$$\Delta Д^{ПР} = \left|\frac{M_{РПН} - M_{ПРЕД}}{M_{РПН}}\right| \cdot 100\%, \quad (2)$$

где $М_{РПН}$ – фактическая масса отходов по данным РПН, т; $М_{ПРЕД}$ – фактическая масса отходов по данным предприятия, т.

Суммарная величина штрафов ($Ш_Σ$) определяется по формуле:

$$Ш_Σ = Ш_{БАЗ} \cdot К_Ш, \quad (3)$$

где $Ш_{БАЗ}$ – базовая величина штрафов.

Другой вариант расчета коэффициента штрафования связан с учетом средневзвешенного класса опасности загрязняющего вещества, определенного по фактической или приведенной массе загрязнителя.

Следующий инновационный элемент организационно-экономического механизма управления отходами основан на формировании экологобезопасной производственной программы предприятия. Идея предложенного подхода заключается в том, что для предприятий с диверсифицированной производственной программой важным представляется планирование выпуска таких видов продукции по номенклатурным и ассортиментным позициям, которые в меньшей степени оказывают негативное воздействие на окружающую среду (в форме образования отходов производства и потребления) и эколого-экономический результат деятельности предприятия. Основные ограничения при использовании данного механизма связаны со специфической производственной программой, которая должна иметь определенную «степень свободы» при выборе экологически целесообразных видов продукции. Другими возможными ограничениями могут быть производства стратегического назначения, а также уникальность технологического оборудования, которое нельзя или невыгодно переориентировать на выпуск других видов продукции. Далее рассмотрим постановку этой задачи.

Дано:

1. Производственная программа предприятия.
2. Номенклатурные позиции продукции предприятия.
3. Ассортиментные позиции продукции предприятия.
4. Прибыль от реализации продукции конкретной номенклатурной или ассортиментной позиции.
5. Эколого-экономические показатели производства продукции, связанные с размещением отходов производства и потребления, конкретной номенклатурной или ассортиментной позиции $П_{S,T}$.
6. Ограничение: $ПР_{S,T} \ge З_{S,T}^{*}$,

где $ПР_{S,T}$ – прибыль от реализации продукции конкретной номенклатурной или ассортиментной позиции, $З_{S,T}^{*}$ - предельная величина прямых, косвенных затрат и рисков, связанных с ликвидацией номенклатурной или ассортиментной позиции продукции предприятия.

7. Критерий: годовая эколого-экономическая эффективность производственной программы предприятия по отходам производства и потребления.

Требуется: построить алгоритм управления производственной программой предприятия, которое при соблюдении ограничений максимизирует критерий.

Важным инновационным элементом организационно-экономического механизма управления отходами является механизм управления производственной мощностью предприятия с учетом экологических ограничений по размещению отходов производства и потребления.

Постановка задачи оптимизации коэффициента использования производственной мощности по выпуску продукции *i*-го вида ($K_{пмi}^{исп}$):

Дано:

1. Исходные данные для расчета среднегодовой производственной мощности по выпуску продукции *i*-го вида ($ПМ_{СРГi}$):

– производственная мощность на начало года по выпуску продукции *i*-го вида ($ПМ_{НГi}$);

– производственная мощность по выпуску продукции *i*-го вида, вводимая в эксплуатацию в течение года с учетом *j*-го номера месяца ввода ($\sum ПМ_{ВВi,j}$);

– производственная мощность по выпуску продукции *i*-го вида, выводимая из эксплуатации в течение года с учетом *j*-го номера месяца вывода ($\sum ПМ_{ВЫВi,j}$).

2. Исходные данные для расчета базовой величины *i*-го $К_{пмi}^{исп}$: базовая величина объема производства продукции *i*-го вида ($П_{i,0}$).

3. Экономический ущерб от негативного воздействия на окружающую среду (в форме образования отходов производства и потребления) производственной мощности по выпуску продукции *i*-го вида при ее нормативном (базовом) уровне загрузки ($ЭУ_{i,0}$).

4. Плата за размещение отходов производства и потребления при производстве продукции *i*-го вида при нормативном (базовом) уровне загрузки производственной мощности по выпуску продукции данного вида ($П_{НВОСi,0}$).

5. Ограничения:

– спрос на выпускаемую продукцию предполагается постоянным;

– цена на выпускаемую продукцию является постоянной величиной;

– $\Delta П_i \geq \Delta ЭУ_i$, где $\Delta П_i$ - увеличение объема производства продукции *i*-го вида в стоимостном измерении, необходимое для повышения уровня использования производственной мощности;$\Delta ЭУ_i$ - увеличение экономического ущерба от негативного воздействия на окружающую среду (в форме образования отходов производства и потребления) производственной мощности по выпуску продукции *i*-го вида;

– $\Delta П_i \geq \Delta П_{НВОСi}$, где $\Delta П_{НВОСi}$ - приращение платы за размещение отходов производства и потребления в результате увеличения загрузки производственной мощности по выпуску продукции *i*-го вида.

6. Критерий: коэффициент использования производственной мощности по выпуску продукции *i*-го вида ($К_{пмi}^{исп}$).

Требуется: решить задачу оптимизации критерия при соблюдении ограничений.

Решение. Из опыта установлено, что пошаговое увеличение коэффициента использования производственной мощности необходимо выбрать в размере 1-2 % с оцениванием уровня изменения экономического ущерба и платы за размещение отходов производства и потребления. Результат – получение оптимальных значений увеличения объема продукции *i*-го вида ($V_{i,1}$) и увеличенного коэффициента использования производственной мощности по выпуску продукции *i*-го вида ($К_{пмi,1}^{исп}$).

В связи с тем, что анализ показал недостаточную эффективность текущих затрат на охрану окружающей среды по нескольким предприятиям, предлагается корректировка действующей системы распределения данных затрат путем их пропорционального уменьшения относительно увеличения показателей, связанных с уровнем риска [11]. В этом случае скорректированная величина текущих затрат определяется по формуле (4):

$$З_{k,1} = З_{k,0} \cdot [1 - (РП_{m,k,0} - НП_{m,k})], \quad (4)$$

где $[1 - (РП_{m,k,0} - НП_{m,k})]$ – коэффициент снижения уровня текущих затрат на охрану окружающей среды в *0*-ом периоде времени по *k*-му элементу окружающей среды ($К_{ТЗk,0}$), за *0*-ой период берется период времени с действующей системой распределения текущих затрат, а за *1*-й период - следующий год со скорректированной величиной текущих затрат (например, если *0*-й период 2016 год, то за *1*-ой принят 2017 год);$З_{k,1}$ – скорректированная величина текущих затрат в планируемом периоде для *k*-го элемента окружающей среды, руб.; $З_{k,0}$ – величина текущих затрат в *0*-ом периоде времени по *k*-му элементу окружающей среды, руб.; $П_{m,k,0}$ – расчетный показатель, связанный с уровнем риска, для *m*-го критерия и *k*-го элемента окружающей среды в *0*-ом периоде времени; $П_{m,k}$ – нормативный показатель, связанный с уровнем риска, для *m*-го критерия и *k*-го элемента окружающей среды, определенный на основе использования метода экспертных оценок.

Величина минимально необходимого уровня текущих затрат на охрану окружающей среды по статьям расходов в *0*-ом периоде времени по *k*-му элементу окружающей среды ($К_{ТЗk,0}^{min}$) определяется с помощью метода экспертных оценок, исходя из эколого-экономической целесообразности необходимого объема текущих затрат на охрану окружающей среды.

Для автоматизации расчета показателей движения и использования отходов производства и потребления разработан официально зарегистрированный программный комплекс [12] с целью повышения эффективности поддержки принятия управленческого решения [13 - 15].

Выводы. Проведенное исследование позволяет сделать следующие выводы:

- проведен структурный анализ динамики образования отходов производства и потребления конкретного угледобывающего предприятия;
- рассмотрен действующий организационно-экономический механизм управления природоохранной деятельностью, а также варианты его практической реализации;
- проведен эколого-экономический анализ конкретного угледобывающего предприятия по размещению отходов производства и потребления;
- разработаны инновационные элементы организационно-экономического механизма управления природоохранной деятельностью, адаптированные для такого вида негативного воздействия как размещение отходов производства и потребления:
  - ✓ система штрафования за предоставление недостоверной информации об объемах негативного воздействия на окружающую среду;
  - ✓ механизм формирования производственной программы предприятия с учетом экологических ограничений;
  - ✓ механизм управления производственной мощностью предприятия с учетом экологических ограничений;
  - ✓ система распределения текущих затрат на охрану окружающей среды с учетом показателей, связанных с эколого-экономическими рисками;
  - ✓ автоматизация показателей учета и движения отходов производства и потребления;
- проведена частичная апробация разработанных элементов организационно-экономического механизма управления природоохранной деятельностью.

Библиографический список

1. Коряков, А.Г. Парадигма управления предприятием и обеспечение его развития на основе концепции устойчивого развития / А.Г. Коряков // Бизнес в законе. – 2012. – № 3. – С. 179-182.
2. Зенков, И.В. Обзор зарубежных исследований в области экологии горнодобывающего производства / И.В. Зенков // Горный журнал. – 2016. – № 10. – С. 96-99.
3. Трушина, Г.С. Влияние угольной промышленности Кузбасса на экологическую и продовольственную безопасность региона / Г.С. Трушина // Уголь. – 2018. – № 10 (1111). – С. 98-101.
4. Пути решения инновационных задач в угольной промышленности / В.И. Ефимов [и др.] // Уголь. – 2018. – № 4 (1105). – С. 22-25.
5. Федеральный закон «Об охране окружающей среды» [Электронный ресурс]. – Режим доступа: http://www.consultant.ru/document/cons_doc_LAW_34823.
6. Михайлов, В.Г. Некоторые аспекты переработки отходов в Кузбассе / В.Г. Михайлов, Т.В. Киселева // Система управления и информационные технологии. – 2010. – Т. 12. – № 4-3. – С. 576-579.
7. 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.
8. 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.
9. Ефимов, В.И. К вопросу переработки угольных шламов / В.И. Ефимов, Т.В. Корчагин, А.И. Антонов // Уголь. – 2018. – № 2. – С. 77-80.
10. 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.
11. Киселева, Т.В. Процесс управления информационными рисками на основе их анализа / Т.В. Киселева, Е.В. Маслова // Система управления и информационные технологии. – 2011. – Т. 44. – № 2.1. – С. 129-133.
12. Свид. 2018616593 Российская Федерация. Свидетельство об официальной регистрации программы для ЭВМ. Программа для оценивания эффективности движения и использования отходов производства и потребления на предприятии / В.Г. Михайлов, Т.В. Киселева, К.С. Мазоха, Н.Н.

Семибратов; заявитель и правообладатель ФГБОУ ВО КУЗГТУ (RU). – №2018616593; заявл. 18.04.18; опубл. 04.06.18, Реестр программ для ЭВМ. – 1 с.

13. 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.

14. 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.

15. Мандров, Г.А. Малоотходные технологии – основа нетопливной переработки бурого угля / Г.А. Мандров, Е.Л. Счастливцев, А.В. Шиляев // Экология и промышленность России. – 2010. – № 3. – С. 17-19.

УДК 658.567.1:622.78

ПРОЦЕДУРА ФОРМИРОВАНИЯ СЦЕНАРИЕВ ПЕРЕРАБОТКИ ОТХОДОВ ГОРНОПРОМЫШЛЕННЫХ ПРЕДПРИЯТИЙ

к.т.н. Шорохова А.В., д.т.н. Новичихин А.В.
Сибирский государственный индустриальный университет, г. Новокузнецк, Россия

***Аннотация*.** Разработана процедура формирования сценариев переработки отходов горнопромышленных предприятий, которая состоит из семи этапов и учитывает проектную мощность предприятия, химический состав техногенного месторождения, удаленность от жилых зон и требования потребителей к качеству продукции. Предложенная процедура комплексирует технологии переработки отходов и рекультивации земель в соответствии с нормативными требованиями законодательства, потребителей и интересами социума.

Ключевые слова: процедура, сценарии, переработка, отходы, горнопромышленные предприятия.

В настоящее время в связи ростом темпов добычи и обогащения полезных ископаемых [1], увеличивается объем отходов [2], что оказывает негативное влияние на окружающую среду и качество жизни населения горнопромшыленных районов [3]. Большинство современных процедур управления переработкой отходов горнопромышленных предприятий направлены на улучшение экологической и социальной обстановки районов посредством штрафов, санкций и не учитывают комплексирование процессов утилизации, рекультивации и создания объектов социокультурной инфраструктуры. Вышеперечисленное обуславливает разработку процедуры формирования сценариев переработки отходов, восстановления нарушенных земель и создания объектов социокультурной инфраструктуры. Для этого необходимо сформулировать задачу формирования сценариев можно представить [4]:

Задача 1. Имеется 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 объектов социокультурной инфраструктуры 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 разработана процедура формирования сценариев переработки отходов, восстановления нарушенных земель и создания объектов социокультурной инфраструктуры, комплексирующая существующие технологии (рис. 1) [4].

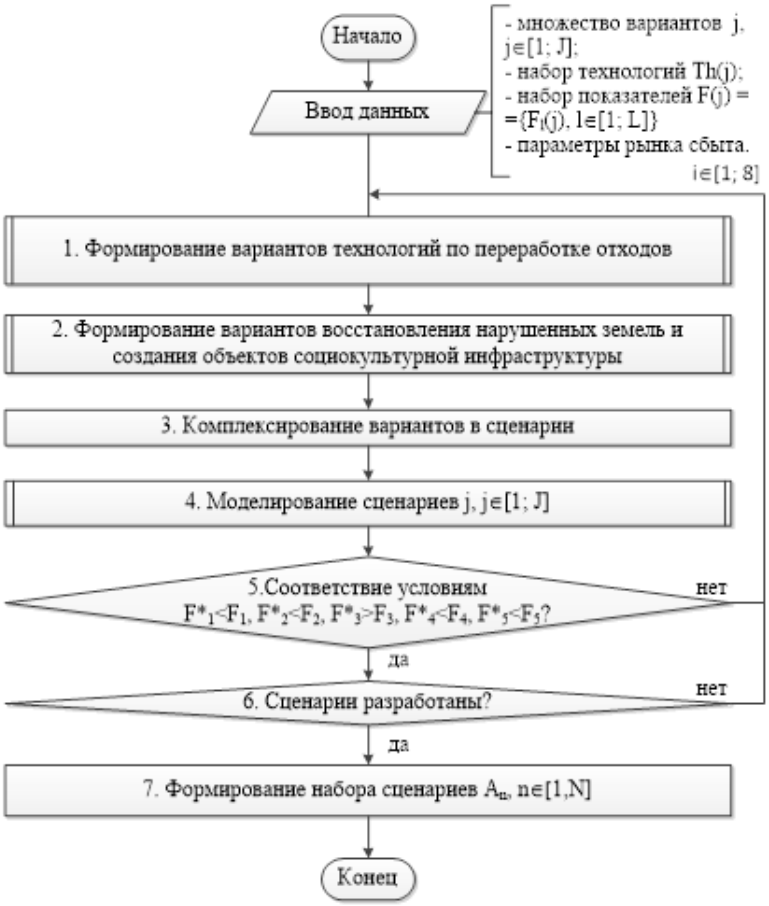


Рис. 1. Процедура формирования сценариев переработки отходов, восстановления нарушенных земель и создания объектов социокультурной инфраструктуры [5]

На основании результатов деятельности горнопромышленных предприятий, показателей внешней среды в процедуре используются следующие данные:

– варианты по переработке отходов и рекультивации нарушенных земель j, j∈[1; J];

– набор технологий Th(j);

– состояние рынка сбыта (спрос на продукцию из отходов и объекты социокультурной инфраструктуры).

Принятое 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.

Первый этап. Реализуется на основе предопределенной процедуры (рис. 2). В предопределенной процедуре используются следующие данные: технические условия, технологические особенности горнопромышленного предприятия; параметры рынка сбыта (востребованность основной и дополнительной продукции, конкурентная среда и прочее); набор технологий по переработке отходов Th(j); набор показателей безотходных и малоотходных технологий F(j) = {Fl(j), l∈[1; L]}.

Для формирования альтернативных вариантов (1 этап процедуры, рис. 1) технологий по переработке отходов осуществляется анализ набора Th(j) [6]:

– область применения, потенциальные покупатели основной и дополнительной продукции;

– требования к параметрам перерабатываемых отходов;

– капитальные затраты на внедрение безотходных и малоотходных технологий;

– годовая производительность установки по переработке отходов;

– себестоимость и параметры выпускаемой продукции (зольность, марка, концентрация, влажность и прочее).

альтернативных вариантов (6 подэтап, рис. 2), удовлетворяющих следующим условиям:

– соответствие параметров отходов требованиям технологий (технических условий) по утилизации (2 подэтап);

– наличие спроса на продукцию потребителями (рынок сбыта, 3 подэтап);

– соответствие требованиям покупателей (количественные и качественные характеристики, стоимость продукции, 4 подэтап).

Рис. 2. Формирование вариантов технологий по переработке отходов

Из набора технологий по переработке отходов Th(j) осуществляется формирование

Следовательно, на первом этапе процедуры (рис. 1) осуществляется конструирование вариантов технологий переработки из набора Th(j) с учетом соответствия проектных особенностей горнопромышленного предприятия технологиям переработки отходов, востребованности основной и дополнительной продукции.

Второй этап. Реализуется посредством предопределенной процедуры, которая представлена на рис. 3.

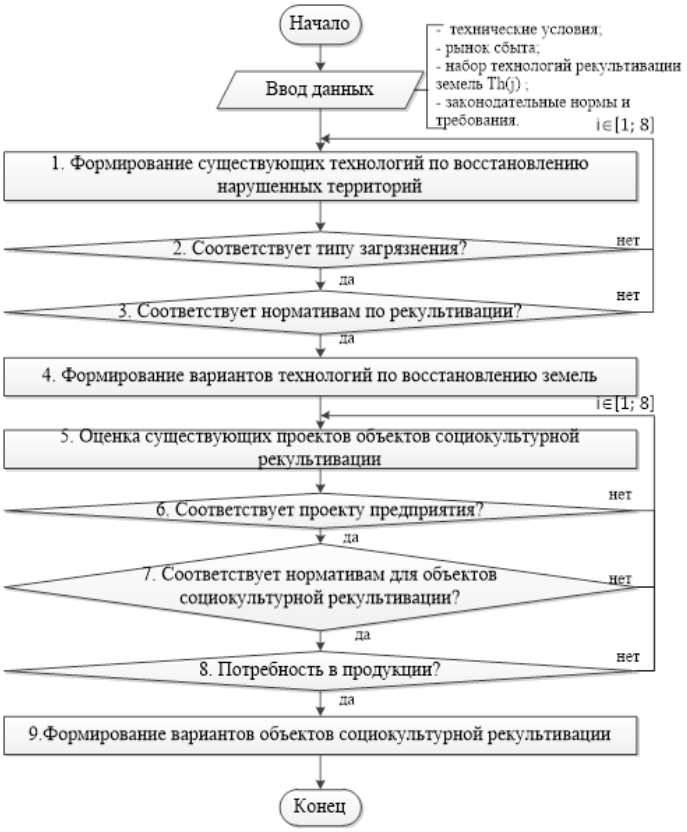


Рис. 3. Формирование альтернативных вариантов восстановления нарушенных земель и создания объектов социокультурной инфраструктуры

Формирование существующих технологий по восстановлению нарушенных земель и созданию объектов социокультурной инфраструктуры осуществляется на основании анализа набора технологий Th(j) (1 подэтап).

Далее проводится формирование альтернативных технологий по восстановлению территорий из набора Th(j) (4 подэтап) в соответствии со следующими нормативами:

– уровнем загрязнения и степенью нарушенности рельефа местности (2 подэтап);

– требованиями, предъявляемыми к параметрам восстановленных земель (концентрация вредных веществ в почве, в воде, в атмосфере, радиационный фон и прочие, 3 подэтап).

После формирования вариантов технологий рекультивации земель, осуществляется оценка проектов объектов социокультурной инфраструктуры (параметры, капитальные вложения, время постройки и прочее, 5 подэтап). Последующее формирование вариантов осуществляется с учетом:

– проекта предприятия: шахта, разрез, фабрика (6 подэтап);

– нормативных требований и регламентов к местам отдыха: лесонасаждение, озелененность, концентрация вредных веществ и прочие (7 подэтап);

– спроса на объекты социокультурной инфраструктуры в соответствии с проектом и удаленности от населенных мест (8 подэтап).

Следовательно, при формировании альтернативных технологий рекультивации нарушенных земель учитываются законодательные требования и нормы, концентрация вредных веществ и нарушенность земельных отводов горнопромышленных предприятий. При формировании альтернативных вариантов создания объектов социокультурной инфраструктуры учитываются географические и климатические особенности местности, их востребованность и удаленность от жилых районов. Например, котлованы отвалов и отстойников могут быть использованы в качестве искусственных водоемов. При хороших климатических условиях и плодородности почвы возможно выращивание на земельных отводах сельскохозяйственных культур.

Третий этап. Альтернативные варианты технологий переработки отходов, рекультивации нарушенных земель и создания объектов социокультурной инфраструктуры (второй и третий этапы процедуры) комплексируются в сценарии j, $j \in [1; J]$. Например, при переработке и/или выемке отходов угольных шламов из отвалов, освобожденные земли загрязнены мелкодисперсными угольными частицами. Следовательно, применяется соответствующая технология рекультивации, направленная на очищение почвы от угольного шлама. Состояние восстановленного земельного отвода соответствует конкретному проекту объекта социокультурной инфраструктуры: при плодородной почве возможно выращивание сельскохозяйственных культур, при неплодородной почве и небольшой удаленности от жилых районов – создание различных комплексов для отдыха населения.

В случае изменения условий внешней среды, снижения экономической эффективности процессов переработки отходов, ухудшения экологической и социальной обстановки горнопромышленного района, на любом этапе функционирования предприятия подбираются новые альтернативные варианты с их последующим комплексированием. При сложной экономической ситуации и низком уровне инвестирования процесс переработки может не производиться, на восстановленных землях осуществляется посадка различных саженцев для последующего озеленения территории. Накопленные отходы возможно использовать при рекультивации и создании объектов социокультурной инфраструктуры, утилизировать или осуществлять продажу (при наличии спроса на них).

Четвертый этап. Осуществляется моделирование j-х сценариев процессов переработки отходов, восстановления нарушенных земель и создания объектов социокультурной инфраструктуры, обеспечивающих улучшение социальной и экологической обстановки в районах с высокой концентрацией горнопромышленных предприятий, реализовано в среде Scilab, визуальное моделирование Xcos [7].

Пятый этап. По результатам моделирования производится проверка показателей сценариев по переработке отходов с последующим созданием объектов социокультурной инфраструктуры на восстановленных землях на соответствие условиям поставленной задачи (1).

Шестой этап. Осуществляется проверка на наличие сценариев, удовлетворяющих условию: $n>0$.

Седьмой этап. Исходя из отбора (1-5 этапы) из j-х сценариев формируется набор An, $n \in [1; N]$ по переработке отходов с созданием объектов социокультурной инфраструктуры на рекультивированных территориях для последующего выбора оптимальных сценариев.

Выводы. Таким образом, процедура формирования сценариев основана на комплексировании малоотходных и безотходных технологий переработки отходов, рекультивации нарушенных

земель и создания объектов социокультурной инфраструктуры. Разработанная процедура обеспечивает снижение экологического ущерба в результате техногенного воздействия производств и улучшение качества жизни населения горнопромышленных районов посредством учета законодательных требований и норм, особенностей проектной документации предприятий, инвестиционного потенциала, параметров отходов, объектов социокультурной инфраструктуры и их отдаленности от населенных мест.

Библиографический список

1. Таразанов И.Г. Итоги работы угольной промышленности России за январь-сентябрь 2018 года / И.Г. Таразанов // Уголь. – № 12. – 2018. – С. 60-69.
2. 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/
3. Регионы России. Социально-экономические показатели.2017: Статистический сборник / Росстат. – Москва, 2017. – 1402 с.
4. 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.
5. Shorokhova A.V. Methodical specifics of scenarios development for increasing the level of environmental safety (in the conditions of Novokuznetsk city) / A.V. Shorokhova, A.V. Novichikhin, E.N. Yuryeva // IOP Conference Series: Earth and Environmental Science: "International Scientific and Research Conference on Knowledge-based Technologies in Development and Utilization of Mineral Resources". - Vol. 206. - 2018. 012051. doi:10.1088/1755-1315/206/1/012051.
6. Шорохова, А. В. Процедура управления системой утилизации техногенных отходов и создания рекреационных зон в угледобывающих регионах / А. В. Шорохова // Институты и механизмы инновационного развития: миро-вой опыт и российская практика : сборник научных трудов V Международной научно-практической конференции, 22–23 октября 2015 г. – Курск, 2015. – С. 469–472.
7. 7. Шорохова А.В., Новичихин А.В. Имитационные модели социально-экологической безопасности горнопромышленных районов [Текст] / А.В. Шорохова, А.В. Новичихин // Экономика и менеджмент систем управления. – 2016. – № 4. – С. 93-100.

УДК 330.46

ОПТИМИЗАЦИЯ КОНКУРСНОГО МЕХАНИЗМА ВЫБОРА ПОСТАВЩИКА НА ОСНОВЕ ИСПОЛЬЗОВАНИЯ СИСТЕМЫ МОНИТОРИНГА ЭКСПЛУАТАЦИИ МАТЕРИАЛЬНО-ТЕХНИЧЕСКОГО РЕСУРСА

д.э.н. Петрова Т.В., Стрекалов С.В.
Сибирский государственный индустриальный университет, г. Новокузнецк, Россия

Аннотация. Приведено описание системы мониторинга материального ресурса в процессе его эксплуатации, принципов ее создания, эффектов от ее использования, алгоритма работы системы мониторинга.

Ключевые слова: Выбор поставщика, материально-технический ресурс, система мониторинга, совокупная стоимость владения.

Функционирование угледобывающих предприятий характеризуется множеством разнообразных технологических процессов, различных для открытого и подземного способов добычи.

Для предприятий, добывающих уголь подземным способом среди основных технологических процессов, можно выделить: проведение горных выработок, отделение угля от массива, перемещение угля на конвейерах или в самоходных вагонах по выработкам, доставку угля и породы на поверхность, вентиляцию, дегазацию, водоотлив. Для предприятий, добывающих уголь открытым способом, технологические процессы представляют собой отработку и перемещение вскрышных пород и угля, бурение скважин для взрывных работ, формирование временных дорог, складирование горной массы.

Среди основных особенностей подземного способа добычи угля выделяются следующие:

− необходимость строительства капитальных горных выработок для вскрытия шахтного поля и проведения подготовительных выработок для подготовки запасов угля к выемке, перекрепки и поддержания горных выработок;

− необходимость проведения мероприятий по борьбе с метаном, пылью, осуществления вентиляции горных выработок, управления горным давлением;

− наличие тяжелых и вредных условий труда, большая опасность ведения подземной добычи угля;

− значительная протяженность капитальных и подготовительных выработок оказывает влияние на затраты как по выдаче угля на поверхность, так и по доставке ресурсов;

− применение высокопроизводительных комбайнов, очистных комплексов, конвейеров, насосов и прочего дорогостоящего оборудования требует большого объема запасных частей.

Для открытого способа добычи угля характерны следующие особенности:

− необходимость удаления и перемещения больших объемов вмещающих пород. Как правило, объем вскрышных пород в несколько раз превышает объем добываемого угля. Следовательно, большая часть затрат при добыче угля открытым способом приходится на работы по вскрыше;

− необходимость применения мощного и производительного оборудования, производства буровзрывных работ из-за значительных размеров открытых горных выработок;

− необходимость соблюдения четкой последовательности отработки угольных пластов.

Перечисленные особенности угледобывающего производства обуславливают большие затраты на приобретение и использование различные материально-технических ресурсов (МТР). Деятельность предприятия, осуществляемая при закупках МТР, является одним из главных элементов, посредством которого формируются затраты на приобретение ресурса, количественные и качественные характеристики используемых предприятием МТР; от ритмичности и своевременности поставок МТР на предприятие зависят не только сама возможность функционирования предприятия, но и его промышленная безопасность [1].

Поэтому в настоящей работе рассматриваются вопросы снабжения предприятия.

Деятельность по снабжению предприятия МТР представляет собой взаимодействие множества активных элементов в соответствии с регламентами и организационной структурой предприятия.

Механизмы внутреннего взаимодействия представляют собой правила, процедуры, нормы взаимодействия центра и агентов внутри предприятия по определению потребности в МТР, по их выбору и прочее. Механизмы выбора поставщика представляют собой правила, процедуры, нормы выбора центром внешних агентов (поставщиков МТР). Механизмы оперативного управления - это правила, процедуры, нормы взаимодействия центра и агентов внутри предприятия в целях управления поставками МТР, их складирования, отпуска в производство.

Рассмотрим порядок работы по снабжению предприятия МТР с точки зрения внутреннего взаимодействия. На этом уровне условно можно выделить центр (управляющую подсистему), который задает правила, нормы, регламенты, структуру и минимум два элемента управляемой подсистемы – производственное подразделение (далее – подразделение) и служба снабжения, которые взаимосвязаны, обмениваются информацией между собой и центром. Интересами центра в данном случае будут обеспечение наиболее прозрачного обмена информацией между подразделением и службой снабжения, налаживание их стабильного взаимодействия по снабжению МТР.

Взаимодействие производственного подразделения и службы снабжения происходит по двум основным направлениям:

– прямая связь. Заявление подразделением службе снабжения своих требований к МТР и потребности в МТР;

– обратная связь. Оценка удовлетворенности подразделения поставленными МТР, претензионная работа.

Эти два вида связи редко наблюдаются в чистом виде, чаще смешиваясь в процессе взаимодействия, для удобства исследования они разделены.

Рассмотрим, как происходит прямая связь подразделения и службы снабжения. Подразделение заявляет потребность в МТР следующими способами:

– в случае, когда МТР и его поставщик известны (существуют заключенные договоры, есть практика применения и прочее) подразделение при помощи автоматизированной учетной системы вносит данные о номенклатурных номерах и количестве МТР. Сформированный таким образом документ называется заявкой. Порядок оформления, сроки исполнения заявки регулируются центром.

Подготовленная заявка подразделения передается в службу снабжения, где происходит консолидация заявок и окончательное формирование потребности в МТР.

– в случае, когда возникает потребность в изменении МТР или его поставщика (освоение нового производства, неудовлетворительные характеристики, поиск МТР-аналогов) подразделением формируется техническое задание (ТЗ) – перечень МТР на предмет закупки, устанавливающий основные требования к приобретаемым МТР, технические характеристики, показатели качества, технико-экономические и специальные требования [2]. В ТЗ подразделения указывают ряд существенных характеристик для определения четких требований к закупаемому МТР. ТЗ в дальнейшем будет использоваться при выборе поставщика.

Обратная связь осуществляется в том числе, и при создании ТЗ, так как учитывается опыт предыдущих поставок. Претензионная работа, как часть обратной связи, представляет собой сбор заключений, актов, на основе которых подтверждается факт поставки некачественных МТР и в дальнейшем принимаются меры относительно недобросовестного поставщика.

Таким образом, механизмы внутреннего взаимодействия определяют то, каким образом центр управляет взаимодействием службы снабжения и подразделения. Однако управления данным взаимодействием явно недостаточно для функционирования снабжения МТР. Поэтому рассмотрим подробнее механизмы выбора поставщика МТР.

Служба снабжения, действуя от имени и в интересах центра, взаимодействует с множеством агентов – потенциальными поставщиками МТР. В данном случае также можно выделить два направления взаимодействия:

– прямая связь. Заявления со стороны службы снабжения внешним агентам требований к МТР, потребности, условий поставок и прочее;

– обратная связь. Рассмотрение представленных агентами технико-коммерческих предложений (ТКП), претензионная работа.

ТКП представляют собой пакет документов, характеризующий как поставщика, так и предлагаемые им МТР. Собранные ТКП рассматриваются в службе снабжения. В ходе работы делаются выводы о приемлемости ТКП и возможности их улучшений за счет изменений одной или нескольких характеристик. Как правило, основной характеристикой является стоимость предлагаемых МТР. Результатом работы службы снабжения с потенциальными поставщиками является принятое центром решение относительно агента, с которым необходимо заключить договор поставки.

Выбор поставщика осуществляется в соответствии с определенными критериями, определенными в «Положении о закупках …», согласно которым производится оценка поступивших предложений от потенциальных поставщиков. Как правило, используются следующие критерии [2]: стоимость МТР, условия оплаты, качественные характеристики ресурсов, статус потенциального поставщика (производитель, торговый дом производителя, посредник), срок, период поставки МТР, условия доставки, наличие склада МТР в регионе, наличие сертификатов, лицензий и прочих документов.

Победителем (победителями) в процедуре закупки признаются один или несколько агентов-поставщиков, которые предложили наилучшие условия исполнения договора, при этом, как правило, основным критерием выступает стоимость МТР, что является одним из недостатков существующего механизма выбора поставщика.

Результатом функционирования механизмов внутреннего взаимодействия (взаимодействие подразделения и службы снабжения) и выбора поставщика (взаимодействие службы снабжения и агентов) является заключенный договор на поставку с одним из агентов-поставщиков МТР с учетом потребности и требований подразделения.

Наиболее широко используемым при выборе агента-поставщика МТР с использованием конкурсного механизма является дискретный конкурс или тендер, когда объект конкурса неделим, где победитель получает все.

Конкурсные механизмы широко распространены в управлении организационными системами, механизмы имеют ряд сильных сторон: они стимулируют агентов повышать эффективность своей деятельности, снижают субъективность принимаемых центром решений. Основная роль центра в данном случае – определение победителя на основе ограничения в ресурсе, а агентов – сообщение своей заявки на ресурс и/или эффективности использования ресурса.

Анализ существующих методов выбора поставщика показывает, что в настоящее время в целях повышения скорости принятия решения и минимизации времени на закупочные процедуры в качестве основного метода выбора поставщика используется метод доминирующих характеристик. В качестве доминирующей характеристики оценки ТКП в основном используется стоимость МТР.

Иными словами, в интересах центра – приобретение такого МТР, который одновременно характеризуется набором определенных характеристик и влечет за собой минимальные затраты.

Рассмотрим подробнее ситуацию, имеющую место при выборе агента в существующем механизме снабжения. Центр, в лице службы снабжения, запускает конкурсный механизм в отношении какого-либо МТР. В данной ситуации интерес агента – предоставление такой информации о своем предложении, которая позволяет одержать победу в конкурсе. А именно – подтверждение ожидаемых центром характеристик МТР и сообщение центру минимальных затрат на приобретение МТР. Агент при формулировании своего ТКП опирается на два основных ограничения: затраты на собственное производство (или затраты на приобретение и реализацию МТР при выполнении роли посредника) и заложенная в предлагаемой цене величина прибыли.

Это зачастую приводит к проявлению в механизме выбора поставщика МТР отрицательной черты любого конкурсного механизма – манипулируемости, которая описана в [3]. Согласно определению, данному в [4] «неманипулируемость – минимальная подверженность результатов искажению информации со стороны участников конкурса». В случае использования конкурсных механизмов в снабжении, манипулирование осуществляется посредством искажения предоставляемой информации агентами-поставщиками. Зная, что центр ориентируется, прежде всего, на минимальную стоимость МТР, агенты могут предложить формально соответствующий требованиям МТР, но на практике данный МТР может серьезно уступать в своих эксплуатационных характеристиках предложениям других агентов. Следовательно, стоимость такого МТР будет ниже, чем у других агентов, поэтому он становится предпочтительным для центра. Можно сказать, что агент обнаруживает и эксплуатирует уязвимость в существующих конкурсных механизмах: ориентацию на минимальную стоимость МТР.

Таким образом, возможность манипуляций вследствие ориентации на минимальную стоимость МТР влечет за собой следующие риски:

– добросовестные агенты с предложениями качественных, но более дорогих МТР, «отсеиваются» в результате реализации конкурсного механизма;

– выбор агентов, которые эксплуатируют уязвимость в конкурсном механизме, в конечном итоге может привести только к росту затрат предприятия. Агент, предлагая низкокачественный МТР, но по минимальной стоимости, производит перемещение издержек с собственной системы производства на систему производства предприятия. Низкокачественный МТР для центра может иметь большую совокупную стоимость владения, то есть требовать больших затрат в обслуживании, иметь меньшие сроки эксплуатации.

По результатам закупочной процедуры с применения критерия минимальной стоимости МТР, выявляется победитель и с ним заключается договор. Далее, после осуществления поставки МТР агентом-победителем на предприятие-потребитель в ходе технологических процессов выявляется неудовлетворительное качество или несоответствие МТР ТЗ.

Затем служба снабжения в рамках своих полномочий реализует процедуры претензионной работы: оформляется соответствующая документация, формируются предложения о замене или ремонте МТР поставщиком. Отметим негативные последствия данных действий:

– оценка фактического качества и удовлетворительности МТР происходит лишь при поступлении МТР на склад предприятия, а нередко, лишь после использования в производстве. Поэтому, работы по приемке МТР, складированию, передаче в производство, последующему проведению экспертиз, оформлению документов увеличивают затраты предприятия;

– возникают затраты не только в денежном выражении, но и потери времени на претензионную работу, организацию новой закупочной процедуры.

Можно сказать, что образуется последовательность взаимосвязанных действий, которые обуславливают поступление на предприятие некачественных МТР: «критерий минимальной стоимости МТР» – «победа недобросовестного агента в конкурсном механизме» – «низкое качество МТР» – «отнесение агента в список недобросовестных поставщиков» – «применение критерия минимальной стоимости МТР в новой процедуре».

Для объективной оценки того, какое влияние поставки некачественных МТР могут оказывать на производственные процессы, обратимся к работам авторов. В публикации [5] отмечается: «Анализ значений коэффициента отказов и коэффициента простоев из-за отказов показывает, что наименее надежными узлами экскаваторов являются механизмы подъема, поворота, напора и передвижения. У экскаваторов-драглайнов чаще всего отказывают рабочее оборудование, механизмы тяги и подъема ковша». В работе [6] указано, что при единичном влиянии факторов эксплуатации себестоимость экскавации горной массы экскаватором ЭКГ-18Р/20К может изменяться от 3,8 руб./т при

использовании оригинальных запасных частей до 30,6 руб./т при использовании неоригинальных запасных частей.

Поэтому в целях улучшения механизма выбора поставщика необходимо предложить такой метод, который сочетал бы в себе возможность учета большего числа критериев (характеристик) выбора поставщика наряду с простотой использования. Значимость некоторых МТР для устойчивого производственного процесса требует, чтобы механизм снабжения был гибким не только в отношении суммы закупки, но и в отношении места и роли конкретного МТР в производственном процессе.

Альтернативой может стать организационно-экономический механизм, разработанный авторами и основанный на использовании системы мониторинга эксплуатации ресурсов (СМЭР).

СМЭР в рассматриваемом контексте представляет собой разновидность системы поддержки принятия решений (СППР), которая позволяет пользователю обрабатывать и анализировать массивы данных с помощью совокупности моделей объективного характера.

Основу информационного обеспечения СМЭР составляет база данных о поставках МТР, пополняемая в процессе выявления некачественных МТР. Основными значениями, вносимые в базу данных являются индивидуальный идентификатор поставщика, индивидуальный идентификатор МТР (номенклатурный номер), стоимость и количество некачественных МТР. Данная база данных может быть построена при помощи специализированных программных средств с привлечением аналитиков.

Целью использования СМЭР в механизме определения выбора поставщика является выявление всех случаев поставок некачественных МТР, их частоты, локализации по подразделениям. Также важно учитывать влияние данных поставок на производственный процесс (упущенная выгода), наиболее распространенные виды дефектов или несоответствий МТР техническому заданию.

В настоящее время на составление претензий, служебных записок, актов служб внутреннего контроля затрачивается достаточно много рабочего времени различных специалистов. Поскольку в механизме снабжения задействовано множество агентов, то часто отсутствие стандартного шаблона приводит потере данных, их многократному дублированию. Весомую роль в данной ситуации играет человеческий фактор. Описание дефектов МТР, содержание претензий поставщикам также может варьироваться в зависимости от подразделения. В результате – утрачивается универсальность, растут затраты времени на обработку данных. Поэтому одной из функций, выполняемой СМЭР, будет являться функция обработки и хранения данных относительно каждого факта выявления дефекта: данные будут содержаться в одной базе данных, что снижает риск потери и позволяет всем специалистам пользоваться единым доступным источником информации.

Наполнение базы данных о поставках некачественных МТР предлагается осуществлять при помощи стандартного шаблона с полями для ввода значений. Использование стандартного шаблона СМЭР предназначено в первую очередь для представления данных о поставках некачественных МТР в сопоставимом виде и исключения введение некорректных данных.

На рис. 1 показан один из возможных форматов стандартного шаблона для внесения в СМЭР данных об использованный МТР.

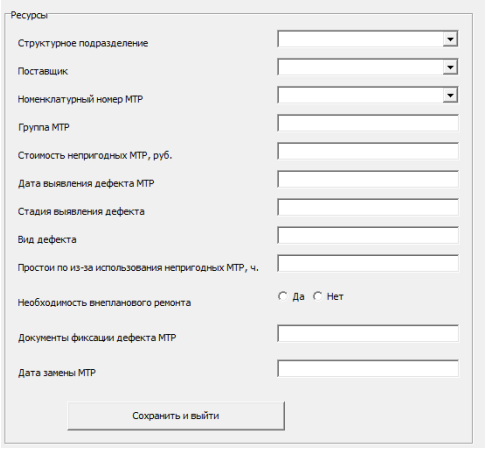


Рис. 1. Пример реализации формы СМЭР

Поле «Вид дефекта» заполняется в форме на основе экспертного мнения (заключения) представителей технических служб, либо на основе фиксации специалистами подразделений предприя-

тия. Будучи указанной в форме, формулировка данной причины будет включена в техническое задание или использована в процессе переговоров с агентами-поставщиками. На данный вид дефекта необходимо обращать наибольшее внимание при приеме ТКП от агентов с целью минимизации повторных поставок МТР с аналогичными видами дефектов МТР. Использование системы кодификации наиболее распространенных дефектов позволит формализовать и упростить учет.

Принципы построения СМЭР:

– принцип прозрачности. Вся информация о некачественных МТР посредством системы отчетов СМЭР поступает в центр и может быть использована как в необработанном виде (например, описания видов дефектов), так и с использованием расчетов для внесения корректировок в механизм выбора поставщика. Также подобную информацию отчетов можно хранить и использовать в любое время, вне зависимости от уровня компетенции и опыта отдельных сотрудников;

– принцип стандартизации и унификации. Шаблон, заполняемый при работе со СМЭР универсален для всех подразделений предприятий, а, значит, может использоваться без каких-либо затруднений. Благодаря стандартному шаблону СМЭР информация о поставках некачественных МТР также унифицируется: описание вида дефекта можно ограничивать или расширять, добавлять возможность прикрепления фотоматериалов фиксации фактов низкого качества МТР и т.д.;

– принцип простоты. Введение данных в СМЭР не требует значительных затрат времени и труда, так как ввод осуществляется в простой табличной форме на основании единого справочника. номенклатур, который внедрен во всех современных учетных системах. Информация о дефектах также может быть заимствована из стандартных документов, составляемых при претензионной работе.

Организационно предлагается выделить два уровня СМЭР – на уровне центра и на уровне службы снабжения.

На уровне центра СМЭР служит инструментом поддержки принятия решения ЛПР. Центру доступны сводные аналитические отчеты по подразделениям за различные отчетные периоды, статистика и прочее. На уровне службы снабжения, в первую очередь, производится заполнение стандартного шаблона СМЭР и внесение данных о поставках некачественных МТР.

Укрупненный алгоритм функционирования СМЭР показан на рис. 2:

– в службе снабжения производится ввод данных о некачественном МТР в форму шаблона, заполняются актуальные для каждого случая поставки некачественных МТР поля;

– посредством встроенных контролей СМЭР производится проверка правильности введенных данных: соответствует ли номенклатуре группа МТР, поставщик, соблюдается ли ограничение на длину текстового описания вида дефекта и прочее;

– после прохождения всех проверок формируется документ-отчет СМЭР предприятия, содержащий в себе все введенные данные. Данный отчет доступен на уровне центра;

– подготавливается сводный отчет СМЭР за определенный период по интересующим ЛПР подразделениям и МТР.

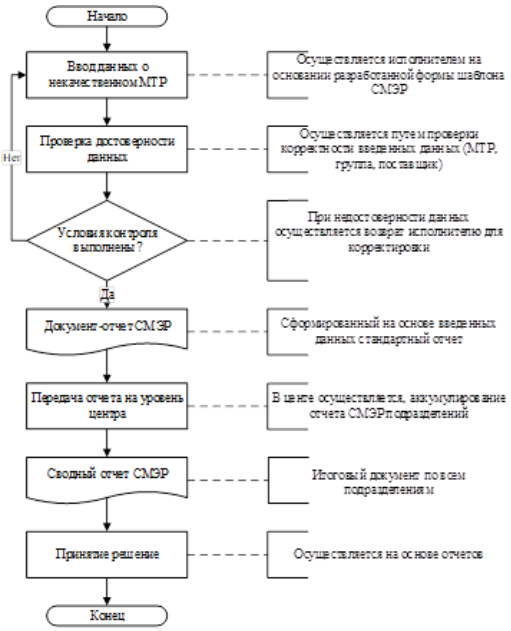


Рис. 2. Алгоритм работы СМЭР

Как видно, упрощается процесс коммуникации подразделений и службы снабжения в части поставок некачественных МТР: движение информации происходит без непосредственного влияния человеческого фактора. Поэтому, ряд данных, который мог утрачиваться или сознательно игнорироваться, ошибочно принимаемый за незначительный, уже не может быть оставлен без внимания. В связи с этим, при внедрении СМЭР возможно получение данных, которые ранее просто не поступали в службу снабжения или являлись частью профессиональных знаний и опыта конкретных сотрудников, однако не были доступны другим сотрудникам.

Таким образом, применение СМЭР позволит выявить:

– группы МТР (например, запчасти), при закупках которых возникает необходимость использования более скрупулезного выбора поставщика для минимизации риска поступления некачественных МТР;

– направления закупочной деятельности (в разрезе подразделений, в которые чаще всего поступают некачественные МТР), которым уделено недостаточно внимания;

– подразделения, производственные процессы, в которых использование МТР низкого качества должно быть полностью исключено. Это можно выявить по частоте и продолжительности остановок производственного процесса по причине низкого качества МТР;

В качестве критерия выбора поставщика с использованием данных СМЭР предлагается использовать совокупную стоимость владения (ССВ) МТР.

Сутью применения ССВ является изучение и оценка не только непосредственно стоимости МТР, но и затрат, образующихся при приобретении, использовании, утилизации закупаемого МТР. Помимо стоимости поставки, нужно, как минимум, учитывать стоимость эксплуатации, технического обслуживания, закупаемого МТР, его срок службы, затраты, связанные с его утилизацией. Подробное обоснование использования ССВ при закупках на угледобывающих предприятиях приведено в других работах авторов [7, 8].

Выводы. Для оптимизации конкурсного механизма выбора поставщика МТР разработан алгоритм функционирования СМЭР, в ходе реализации которого на уровне производственного подразделения предприятия формируется документ-отчет СМЭР, содержащий в себе все введенные ранее данные. Далее отчет передается в СМЭР службы снабжения, где происходит обработка всех аналогичных отчетов других подразделений. Результатом функционирования СМЭР будет разнообразная информация не только о поставщиках и МТР, но и целых группах МТР, которым чаще всего присуще низкое качество, подразделениях предприятия, которые чаще всего сталкиваются с низким качеством МТР, затратах времени и средств на установление причин выхода из строя, характере наиболее часто встречающихся дефектов, информации об остановках производственного процесса (позволяет выявить наиболее уязвимые для производственного процесса, которые больше всего страдают от некачественных ресурсов).

Библиографический список

1. Петрова, Т. В. Анализ конкурентной процедуры закупки материальных ресурсов на угледобывающих предприятиях / Т. В. Петрова, С. В. Стрекалов. // Наукоемкие технологии разработки и использования минеральных ресурсов. – 2016. – №2. – С. 231-236.

2. Стрекалов, С. В. Анализ конкурентной процедуры закупки материальных ресурсов на угледобывающих предприятиях / С. В. Стрекалов. // Наукоемкие технологии разработки и использования минеральных ресурсов. – 2016. – №3. – С. 231-236.

3. Новиков, Д.А. Глотова Н.П. Модели и механизмы управления образовательными сетями и комплексами / Д.А. Новиков, Н.П. Глотова. – М.: Институт управления образованием РАО, 2004. – 142 с.

4. Беляков, С.А., Борисов, В.И., Шумов, В.В. Применение математических методов и моделей в деятельности пограничных ведомств государств – участников СНГ: монография / Под общ. ред. В.И. Борисова. – М.: Пограничная академия ФСБ России, 2013. – 448 с.

5. Щадрин, А. И. Эксплуатационная надежность экскаваторов угольного разреза «Баганурский» / А. И. Щадрин, О. Лхамжав. // Вестник ИрГТУ. – 2013. – №8 (79). – С. 37-40.

6. Иванов, С. Л. Изменение наработки современных отечественных экскаваторов ЭКГ от условий их функционирования / С. Л. Иванов. // Записки Горного института. – 2016. – №221. – С. 692-700.

7. Петрова, Т. В. Целесообразность внедрения и использования метода совокупной стоимости владения / Т. В. Петрова, С. В. Стрекалов. // Дискуссия. – 2017. – 9 (83). – С. 35-39.

8. T V Petrova, S V Strekalov and A V Novichikhin. Use of the method for addressing the challenges of resources procurement management at a mining enterprise // International Scientific and Research Conference on Knowledge-based Technologies in Development and Utilization of Mineral Resources (KTDMUR2017) 6–9 June 2017, Novokuznetsk, Russian Federation

УДК 622.85:622.271.45

РЕЗУЛЬТАТЫ ИССЛЕДОВАНИЯ ВЛИЯНИЯ ФАКТОРОВ РАЗВИТИЯ СОСНОВОГО БОРА НА ВНУТРЕННИХ ОТВАЛАХ УГОЛЬНОГО РАЗРЕЗА «БОРОДИНСКИЙ»

[1, 2] д.т.н. Зеньков И. В., [2] инженер Жукова В. В.
1 - Сибирский государственный университет науки и технологий им. академика М. Ф. Решетнёва, г. Красноярск, Россия
2 - Институт вычислительных технологий СО РАН, г. Новосибирск, Россия

Аннотация. В статье представлены результаты многолетнего экологического мониторинга состояния соснового бора, появившегося на породных отвалах угольного разреза «Бородинский», в результате лесной рекультивации. Установлен прирост сосен в возрасте 14 лет, а также исследовано влияние основных факторов технологического характера на этот показатель. Представлены зависимости высоты деревьев от состава горных пород, уложенных в верхний слой породного отвала.

Ключевые слова: угольный разрез «Бородинский», породные отвалы, восстановление нарушенных земель, лесная рекультивация, экологические показатели, техногенная продуктивная смесь, лесные экосистемы, сосновый бор.

В последние годы объем добычи энергетических углей в мировой экономике постоянно увеличивается. В Китае ежегодно добывают более 3,0 млрд., в странах Восточной Европы и на восточном побережье Австралии суммарный объем добычи угля открытым способом достиг 550 и 700 млн. т соответственно. Не исключением из этого списка являются США и ЮАР с объемами ежегодно добытого угля на уровне 800 и 250 млн. т соответственно. Анализ российской тенденции в изменении объемов добываемого угля открытым способом показывает, что этот показатель в ближайшие годы будет только увеличиваться [1]. Растущая динамика производственных показателей также просматривается в деятельности угольных разрезов, работающих на месторождениях Канско-Ачинского бассейна [2]. В мировом недропользовании на отработанных участках месторождений угольные разрезы восстанавливают экобаланс путем проведения работ по рекультивации нарушенных земель. Прикладные задачи в области рекультивации территорий горнопромышленных ландшафтов, созданных при разработке угольных месторождений открытым способом, решают российские и зарубежные экологи-исследователи с представлением результатов в специальной литературе [3-12]. Обзор этих источников и других аналогичных работ подтвердил актуальность и целесообразность наших исследований, поскольку до сих пор не исследовано состояние соснового бора, появившегося в результате лесной рекультивации на отвалах угольных разрезов Канско-Ачинского бассейна с выявлением факторов, влияющих на формирование и развитие деревьев хвойных пород, свойственных территориям Канско-Ачинской лесостепной географической зоны.

Кратко остановимся на технологических особенностях отсыпки породных отвалов при разработке открытым способом месторождений Канско-Ачинского угольного бассейна. Как показывает многолетняя практика, существующие технологии и организация открытых горных работ, логистика вскрышных карьерных грузопотоков не способствуют селективной, послойной отсыпке породных отвалов. В технологиях отвалообразования также не предусмотрена раздельная отсыпка вскрышных пород, в результате которой вертикальный разрез отвала мог быть максимально схожим с вертикальным разрезом вскрышного борта карьера. Это означает, что в поверхностный слой отвала мощностью 3 м и более, должны быть уложены горные породы четвертичного возраста – глины, суглинки, пески, супеси и т.п., мощность которых на месторождении достигает 20 м, а в тело отвала – горные породы, вынесенные из глубины разрабатываемого месторождения: алевролиты, песчаники, аргиллиты и др. Как показывает практика, отвалы, отсыпанные глубинными горными породами, заселяются растительным сообществом с большой задержкой по времени.

В открытых горных выработках вскрышные породы четвертичного возраста отрабатывают экскаваторами, устанавливаемыми в карьере на нижней площадке верхнего уступа высотой до 15

м. Эти породы обладают высокой продуктивностью и являются пригодными для произрастания на них высших сосудистых растений. Все, что остается ниже 15 м экскавируется совместно с горными породами, при отсыпке которых в поверхностный слой отвала, на последних процессы восстановления всех видов растительного покрова протекают с большой задержкой во времени. Слои горных пород, находящиеся ниже первого уступа, являются непригодными для нормального развития на них всех видов растительного покрова. В существующих технологиях отсыпки отвалов в их поверхностный слой драглайном ЭШ-10/70 могут быть уложены: горные породы четвертичного возраста; горные породы, вынесенные из глубины карьера – алевролиты, песчаники и др.; горные породы четвертичного возраста в смеси с алевролитами и песчаниками.

В ходе полевой экспедиции по исследованию экологического состояния соснового бора, проведенной в период с 2015 по 2018 гг. на территории восточного сектора внутренних породных отвалов угольного разреза «Бородинский», коллективом научно-практической школы, созданной Зеньковым И.В., получены следующие результаты.

Отметим, что угольный разрез «Бородинский» для наших исследований был выбран не случайно, поскольку его коллективом накоплен многолетний, и во многом положительный опыт в проведении работ по лесной рекультивации. На поверхности отвалов в апреле-мае 2008 г. выполнены работы по горнотехнической рекультивации с использованием мощного бульдозера Komatsu D275A. Проведено выполаживание откосов породных отвалов железнодорожной вскрыши [13]. Отвалы, на которых проводились работы по горнотехнической рекультивации, отсыпаны драглайном ЭШ-10/70 в начале 2000-х гг. По окончании работ, включенных в горнотехнический этап, проведены работы, составляющие основу биологического этапа – произведена высадка саженцев сосны и ели.

На начальном этапе полевых исследований, в ходе визуального осмотра поверхности отвалов с лесной рекультивацией в целом отмечено экологически приемлемое состояние искусственного соснового бора. Это явилось в некоторой степени заблуждением, поскольку высота сосен, входящих в исследуемую совокупность, различалась между собой в разы, что было установлено в дальнейшем при измерении годовых темпов прироста стволовой части деревьев. Высота большинства елей оказалась весьма далекой от аналогичного показателя деревьев, произрастающих на природных ландшафтах, прилегающих к угольному разрезу. Контуры территории отвала с посадками сосен площадью 12 га обведены линией желтого цвета (рис. 1).

Рис. 1. Фрагмент космоснимка с нанесением границ исследуемого участка (август, 2017 г.)

Далее наш исследовательский потенциал был направлен на выявление и изучение факторов, способствующих, либо препятствующих нормальному формированию и развитию лесной экосистемы на породных отвалах. В этой связи необходимо было изучить: влияние качественных и фракционных показателей горных пород на участках с лесной рекультивацией на высоту деревьев; влияние ориентации откосов отвалов относительно сторон света на высоту сосен, высаженных в ходе проведения работ по лесной рекультивации.

В изучении состояния сосны обыкновенной, использованной в лесной рекультивации, в качестве основного показателя выбран годовой прирост стволовой части деревьев. Были выделены три типа участков поверхности отвала, верхний слой которых мощностью до 2 м сложен широким спектром горных пород: алевролитами серого цвета, техногенной смесью горных пород четвертичного возраста – суглинков, глин, супесей, песков, остатков гумуссодержащих почвенных слоев и техногенной смесью алевролитов с горными породами четвертичного возраста с преимущественным соотношением 2:1. В основном на этой территории откосы отвалов ориентированы на север и юг. Также здесь имеются небольшие по площади локальные участки с географической ориентацией на запад и восток.

Вся генеральная совокупность исследуемых деревьев, включающая 566 сосен в возрасте 14 лет, была условно поделена на три части. В основу такого деления положен состав горных пород, находящихся в верхнем слое отвала. На участках первого типа обследована 191 сосна, а на участках второго и третьего типа 182 и 193 соответственно.

Каждая из трех частей совокупности представлена в виде самостоятельного вариационного ряда. Совокупности в каждом ряду были разбиты дополнительно на группы, значения признаков в которых были объединены в интервалы. В каждом ряду определены значения моды, модального интервала, а также установлен средний уровень ряда.

На участках отвала, сложенных алевролитами, минимальный и максимальный прирост деревьев составили 11 и 24 см (рис. 2).

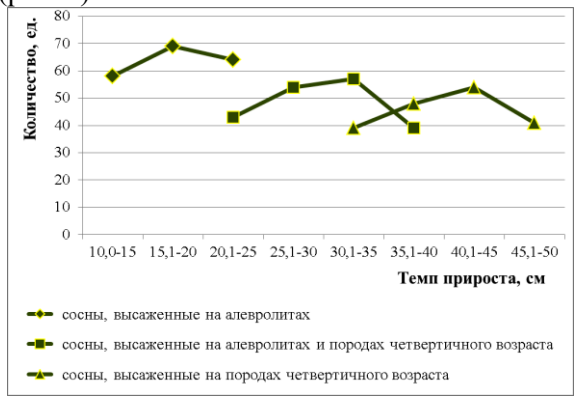


Рис. 2. Изменение высоты сосен в зависимости от состава горных пород в поверхностном слое породного отвала

Значение моды в этом ряду находится в центре его распределения в интервале с диапазоном 15,1-20 см. Сосны, входящие в группу с диапазоном от 10,1 до 15 см, были высажены на участках, в поверхностный слой которых уложены крупнофракционные горные породы, вынесенными из глубины месторождения. Достоверно установлено, что корневая система у этих сосен развивается с отклонением от нормы ввиду наличия крепких горных пород размером 90×90 см и более. Сосны, входящие в группу с диапазоном от 15,1 до 20 см, произрастают на микроучастках, сложенных обломочными горными породами размером 50×50 см с отклонением 12-15 % как в большую, так и в меньшую сторону. Под микроучастком в наших исследованиях понимается часть поверхности отвала в форме круга диаметром 2 м, в центре которого растет одна сосна или ель. В глубине таких участков существуют полости в промежутках между крупными кусками. Эти полости забиты мелкокусковыми горными породами, что облегчает формирование и развитие корневой системы деревьев. Сосны, входящие в группу с диапазоном от 20,1 до 25 см, находятся на микроучастках, сложенных обломочными горными породами размером 27×27 см и менее.

На участках отвала, сложенных техногенной смесью из горных пород четвертичного возраста, обследовано 182 сосны. В этом ряду выделено четыре группы. Минимальное и максимальное значение в этом вариационном ряду находятся на уровне 31 и 48 см (рис. 2). Значение моды в этом ряду смещено вправо от центра распределения и находится в диапазоне 40,1-45 см. Сосны, входящие в группу с диапазоном от 30,1 до 35 см, произрастают на откосе отвала, обращенном на юг, а входящие в группу с диапазоном от 45,1 до 50 см в 77 % случаев находятся на откосах, обращенных на север. Остальные сосны равномерно распределены в двух группах с диапазоном от 35,1 до 45 см и произрастают на откосах, обращенных на запад и восток. Причем, связь прироста деревьев с ориентацией склона в этом случае не прослежена.

Как было отмечено выше, часть сосен в количестве 193 находится на участках отвала, сложенных смесью алевролитов с горными породами четвертичного возраста. Минимальный и максимальный прирост деревьев в этом ряду составляют 21 и 38 см (рис. 2). Значение моды в этом ряду смещено вправо от центра его распределения в интервале с диапазоном 30,1-35 см. Сосны, входящие в группу с диапазоном от 20,1 до 25 см, были высажены на участках, поверхностный слой которых на 60-66 % состоит из крупнофракционных горных пород – алевролитов, вынесенных из глубины месторождения. Сосны, входящие в группу с диапазоном от 25,1 до 30 см, развиваются на участках, в поверхностный слой которых уложены алевролиты в объеме 45-55 %, а остальная часть – это горные породы четвертичного возраста. Оставшаяся часть сосен из этого ряда в количестве 96 деревьев находится на участках отвала с минимальным, в сравнении с другими группами ряда,

включением алевролитов (25 %) в состав горных пород, отсыпанных в поверхностный слой. В этой группе 57 сосен находится на склоне северной экспозиции, а 39 – произрастают на склоне, обращенном на юг.

После сопоставления полученных замеров годовых темпов прироста сосен на участках породных отвалов был сделан вывод о том, что основным фактором, оказывающим решающее влияние на этот показатель, является качественный состав горных пород в месте произрастания группы деревьев. Важнейшим фактором на участках, сложенных алевролитами, является фракционный состав горных работ в месте произрастания отдельно взятого дерева. Действие этого фактора на высоту деревьев практически не проявляется на участках, сложенных техногенной смесью.

Выводы. На основе анализа результатов многолетних полевых исследований установлена значимость факторов технологического характера, неизбежно присутствующих в открытых горных работах и оказывающих существенное влияние на развитие сосен, саженцы которых использованы в ходе проведения биологического этапа рекультивации на породных отвалах, отсыпанных при работе угольного разреза «Бородинский». Выявленные закономерности должны учитываться при формировании технического задания на проектирование открытых горных работ на угольных месторождениях со схожими горно-геологическим условиями, и, в частности, территориально находящихся в границах Канско-Ачинского бассейна в разделах «технология и организация вскрышных работ», «технология отвалообразования», «рекультивация нарушенных земель».

Библиографический список

1. Яновский А.Б. Основные тенденции и перспективы развития угольной промышленности России // Уголь. 2017. - № 8. - С. 10-14.

2. Таразанов И.Г. Итоги работы угольной промышленности России за январь-декабрь 2017 года // Уголь. 2018. № 3. С. 58-73.

3. Сафронова О.С., Ламанова Т.Г., Шеремет Н.В. Результаты исследования естественного восстановления растительного покрова на вскрышных отвалах, возникших в 1990-е годы в Республике Хакасия // Уголь. – 2018. - № 7. - С. 68-77.

4. Сафронова О.С., Евсеева И.Н. Мониторинг техногенного воздействия разреза «Черногорский» ООО «СУЭК-Хакасия» на территорию санитарно-защитной зоны // Уголь. – 2018. - № 9. - С. 95-98.

5. Харионовский А.А., Франк Е.Я. Обоснование горнотехнической рекультивации в целях левосстановления на Крутокачинском щебеночном карьере // Уголь. - 2018. - № 4. - С. 75-77.

6. Харионовский А.А., Франк Е.Я. Обоснование горнотехнической рекультивации по созданию культурного ландшафта в карьере по разработке глиежей // Уголь. - 2018. - № 2. - С. 100-102.

7. Щадов И.М., Франк Е.Я. О результатах и перспективах использования ресурсов ДЗЗ в решении прикладных задач угледобывающей отрасли в формате мировой экономики // Уголь. - 2018. - № 7. - С. 58-61.

8. Зеньков И.В. и др. Информационное обеспечение мониторинга формирования растительного покрова на территории нарушенных земель угольными разрезами Приморского края // Экология и промышленность России. - 2017. - № 9. - С. 22-27.

9. Eßer G., Janz S., Walther H. Promoting biodiversity in recultivating the rhenish lignite-mining area // World of Mining - Surface and Underground. 2017. Vol. 69 (6). P. 327–334.

10. Eyll-Vetter M. Significance of geotechnical boundary conditions in planning and designing residual lakes in the Rhenish lignite mining area illustrated by the example of the Inden opencast mine // World of Mining - Surface and Underground. 2015. Vol. 67(6). P. 371–378.

11. Ngugi1 M. R., Neldner V. J., Doley D., Kusy B., Moore D., Richter C. Soil moisture dynamics and restoration of self-sustaining native vegetation ecosystem on an open-cut coal mine // Restoration Ecology. 2015. Vol. 23(5). P. 615–624.

12. Boldt-Burisch K., Naeth M. A., Schneider B., Hüttl R. F. Linkage between root systems of three pioneer plant species and soil nitrogen during early reclamation of a mine site in Lusatia, Germany // Restoration Ecology. 2015. Vol. 23(4). P. 357–365.

13. https: // Google Earth Pro.

УДК 622.85:622.271.45

РЕЗУЛЬТАТЫ ОЦЕНКИ ПРОИЗВОДСТВЕННОГО ПОТЕНЦИАЛА ГОРНЫХ РАБОТ И ЭКОЛОГИИ НАРУШЕННЫХ ЗЕМЕЛЬ УГОЛЬНЫМИ РАЗРЕЗАМИ КУЗБАССА ПО ДАННЫМ ДИСТАНЦИОННОГО ЗОНДИРОВАНИЯ

[1, 2] д.т.н. Зеньков И. В.

1 - Сибирский государственный университет науки и технологий им. академика М. Ф. Решетнёва, г. Красноярск, Россия

2 - Институт вычислительных технологий СО РАН, г. Новосибирск, Россия

Аннотация. На территории Кузнецкого угольного бассейна с середины 1960-х гг. производится масштабная разработка открытым способом месторождений каменных углей. В последние годы добычу угля на территории Кемеровской области осуществляют более сорока угольных разрезов с суммарной производственной мощностью 140,0 млн. т угля в год. По результатам обработки спутниковых снимков горнопромышленных ландшафтов действующих угольных разрезов определены коэффициенты рекультивации и самовосстановления растительного покрова на уровне 0,357. Установлено, что в условиях континентального климата при интенсивных темпах разработки угольных месторождений открытым способом происходит медленное формирование всех видов растительного покрова, что не отвечает требованиям восстановления экологического баланса при ведении хозяйственной деятельности предприятиями горнодобывающей промышленности.

Ключевые слова. Кемеровская область, добыча угля в Кузбассе, угольные разрезы, горнопромышленные ландшафты, нарушенные земли, дистанционное зондирование, растительная экосистема, рекультивация земель.

В последнее десятилетие в России наблюдается ежегодный рост объемов добычи угля. Как известно, именно открытые горные работы оказывают наиболее существенное влияние на окружающую природную среду в плане негативного воздействия. Поэтому, к регионам, на территории которых производят добычу любых твердых полезных ископаемых, в том числе и угля, на всех без исключения континентах, направлено самое пристальное внимание экологов.

Как известно, на территории Кемеровской области находится один из крупнейших в мире Кузнецкий угольный бассейн – Кузбасс. Большая часть бассейна находится в пределах Кемеровской области, незначительная часть – в Новосибирской области РФ. Площадь угольного бассейна составляет 26,7 тыс. км^2. Общие геологические запасы угля бассейна в 1979 г. до глубины 1800 м оценивались в 637 млрд. т, из них 548 млрд. т отвечали параметрам по мощности пластов и зольности угля, принятых в качестве кондиций для месторождений, вовлекаемых в промышленное освоение. Балансовые запасы угля Кузнецкого угольного бассейна, подсчитанные в основном до глубины 600 м в 1985 г., составляли 110,8 млрд. т, из них разведанные по сумме категорий А+В+С1 около 66,8 млрд. т, предварительно оцененные (категория С2) 44,0 млрд. т.

На территории Кузбасса мы условно выделили четыре группы угольных разрезов Северная и Южная группа, Западный и Восточный секторы. В основу группировки положены два признака – концентрация разрезов на территории области и их территориальное расположение. В Северную группу угольных разрезов Кузбасса входят разрезы «Черниговский Северный», «Черниговский» и «Кедровский» (рис. 1). Эти разрезы находятся на расстоянии 10–37 км в северном направлении от г. Кемерово. В южном направлении от г. Кемерово выделено два больших по площади участка, на которых производится масштабная разработка угольных месторождений открытым способом, условно названные в исследованиях Западный и Восточный секторы.

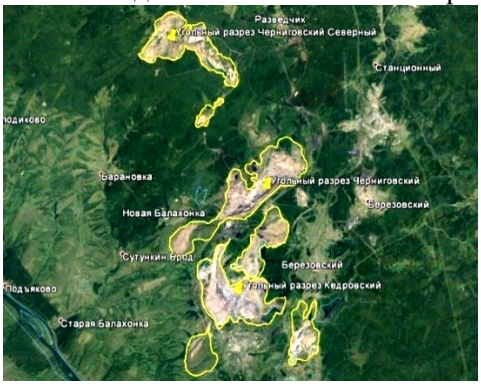


Рис. 1. Схема размещения угольных разрезов Северной группы

На севере границей выделенных секторов считается линия на карте, проходящая через населенные пункты: Гурьевск, Полысаево, Новогеоргиевка, Тараданово. На юге за границу принята воображаемая ломанная линия, проходящая по земной поверхности через населенные пункты: Новорождественское, Спиченково, Новокузнецк, Чистогорский, Осиновое Плесо (рис. 2). Граница между территориями секторов показана отрезком АБ на рис. 2. Западный сектор имеет в плане форму полосы шириной до 10 км и протяженность 83 км. С позиции географического расположения на территории Кемеровской области ось симметрии Западного сектора ориентирована с северо-запада на юго-восток до г. Краснобродский, далее направление оси практически южное. В Западном секторе работают 8 крупных угольных разрезов с севера на юг: «Шестаки», «Бачатский», «Краснобродский», «Краснобородский Южный», «Киселевский», «Краснобродский Вахрушевское поле», «Коксовый», «Прокопьевский».

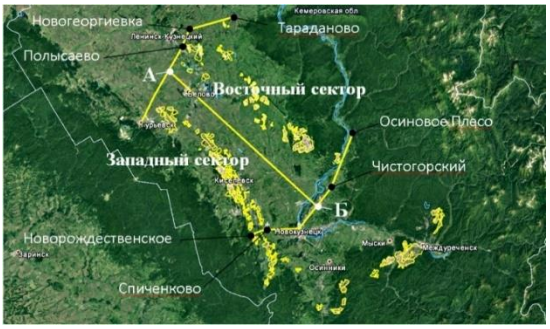


Рис. 2. Схема размещения угольных разрезов в Западном и Восточном секторе

Восточный сектор представляет собой полосу шириной до 22 км протяженностью 95 км. Ось симметрии этого сектора имеет направление с северо-запада на юго-восток. В Восточном секторе работают крупные угольные разрезы с севера на юг: «Моховский», «Сартакинский», «Пермяковский», «Виноградовские 1 и 2», «Караканский», «Беловский», «Черемшанский», «Первомайский», «Таежный», «Восточный», «Талдинский», «Ерунаковский».

Южная группа угольных разрезов на карте Кемеровской области располагается южнее линии, определяемой населенными пунктами: Новорождественское, Спиченково, Новокузнецк, Чистогорский, Осиновое Плесо (рис. 3). В Южную группу входят разрезы (с запада на восток): «Березовский», «Бунгурский Северный», «Сибэнергоуголь», «Осинниковский», «Калтанский», «Томусинский», «Междуреченский», «Красногорский», «Сибиргинский» «Распадский».

Рис. 3. Схема размещения угольных разрезов, входящих в Южную группу

Всего на территории Кемеровской области работает 34 крупных угольных разреза. Вместе с тем, отметим, что угольный разрез в классическом понимании – это угледобывающее предприятие, производящее разработку угольного месторождения открытым способом. Поскольку угольное месторождение может быть представлено разрозненными участками, то в принципе на любом разрезе может быть организовано несколько добычных участков. Каждый такой участок вскрывается въездными траншеями внешнего или внутреннего заложения, т.е. имеет индивидуальную систему вскрывающих выработок. В результате каждый такой участок, по сути, представляет самостоятельный угольный разрез. Поэтому мы не ставили задачу определить на карте все угольные разрезы, а ограничились показом основных предприятий, имеющих в своей организационной структуре добычные участки. При определении количества горного оборудования мы сделали привязку к угольным разрезам, в отличие от оценки состояния нарушенных земель, поскольку без кадастровой информации невозможно определить площадь земель, занимаемых тем или другим конкретным угледобывающим предприятием, имеющем свое уникальное единственное название.

Далее представлена характеристика современного состояния горных работ и экологии нарушенных земель на угольных разрезах Кемеровской области. Разрабатываемые угольные месторождения представлены всем спектром каменных углей: марки А (антрациты), К (коксующиеся), Д (энергетические). Всего на территории области в разработке находилось более 50 участков месторождений каменного угля. На них функционирует 34 угольных разреза с мощностью по добыче угля более 1,0 млн. т в год. Также на территории области производят добычу угля более 10 малых разрезов с производственной мощностью до 1,0 млн. т угля в год.

Суммарный годовой объем добычи угля составляет 140 млн т. Для того, чтобы добыть уголь в этом объеме необходимо выполнить вскрышные работы в объеме 890 млн м^3. Усредненный коэффициент вскрыши по всем разрабатываемым месторождениям находится на уровне 6,357 м^3/т. На угольных разрезах Кузбасса работает следующее горное оборудование. Буровые станки типа СБШ-250 или их импортные аналоги 63 ед., драглайны с емкостью ковша от 10 до 40 м^3 – 122 ед., карьерные экскаваторы типа ЭКГ с емкостью ковша от 5 до 40 м^3 – 204 ед. и гидравлические экскаваторы типа прямая и обратная лопата с ковшом емкостью от 1,5 до 32 м^3 – 341 ед. Всего экскаваторов, по нашей оценке, на разрезах Кузбасса насчитывается 667 ед. Количество горных машин, составляющих парк горного оборудования, представлен в табл. 1.

Таблица 1

Сводный количественный состав горного оборудования на угольных разрезах Кемеровской области

Наименование горнотранспортного оборудования	Кол-во, ед.
1. Буровой станок СБШ-250	63
2. Экскаватор карьерный ЭКГ-5 – ЭКГ-40	204
3. Экскаватор гидравлический с емкостью ковша до 32 м^3	341
4. Драглайны ЭШ-10/70 – ЭШ-40/85	122

Структура экскаваторного парка с большим количеством драглайнов объясняется горно-геологическим строением угольных пластов, при разработке которых достигается значительный экономический эффект от их использования. Значительное количество гидравлических экскаваторов связано с отработкой значительного количества участков угольных пластов с вертикальным смещением, а также со сложным внутренним строением самих пластов.

По нашей оценке на всех угольных разрезах независимо от мощности по добыче угля в наличии имеется не менее 2 500 автосамосвалов грузоподъемностью в широком диапазоне от 40 до 450 т. Кроме того, на разрезах, где верхние вскрышные уступы отрабатывают с использованием железнодорожного транспорта имеется в наличии 36 тепловозов ТЭМ-7 и 246 думпкаров 2ВС-105.

За весь период разработки угольных месторождений на территории Кемеровской области площадь нарушенных земель составила порядка 76997,6 га. Распределение нарушенных земель, находящимися под горными работами, породными отвалами на угольных разрезах по районам добычи угля – Северная группа, Западный и Восточный секторы, Южная группа – представлено на рис. 4. По нашей оценке общая площадь нарушенных земель гораздо больше и достигает уровня 88 тыс. га за счет функционирования объектов производственной и транспортной инфраструктуры угледобывающей отрасли (автобазы, административно-бытовые комбинаты, мастерские, обогатительные фабрики и т.п.), обслуживающих добычу угля открытым способом. Доля земель, отчужденных под нужды только угольных разрезов (без шахт) находится на уровне 0,92 % от территории Кемеровской области.

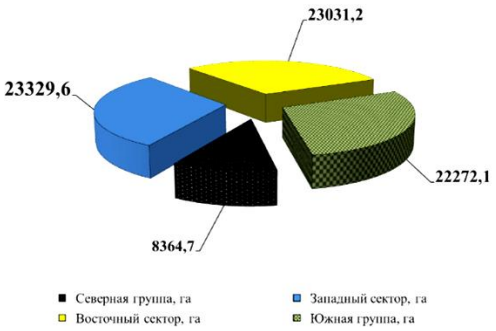


Рис. 4. Структура нарушенных земель под открытыми горными работами и породными отвалами угольных разрезов на территории Кемеровской области

На первом месте по площади нарушенных земель находится Западный сектор угольных разрезов (30,3 %). Второе место занимает Восточный сектор (29,9 %). На третьем и четвертом местах находятся соответственно Южная (28,9 %) и Северная группа разрезов (10,9 %). В ходе исследования состояния нарушенных земель было выделено 13 категорий горнопромышленного ландшафта, отчетливо определяемых на снимках из космоса. Максимальное значение имеет категория земель «участки без растительного покрова» 41657 га, а самое низкое значение 48,5 га имеет категория земель «породные отвалы с дачными участками и строениями». На диаграмме представлены все основные категории горнопромышленного ландшафта, в полной мере отражающих современное состояние нарушенных земель в Кузбассе (рис. 5).

Суммарный коэффициент рекультивации и самовосстановления экосистемы на угольных разрезах Кемеровской области в виде техногенных водоемов и всех видов растительного покрова (без участков с признаками восстановления растительного покрова), включая сельскохозяйственные угодья, составил на момент оценки 0,357.

Если принять во внимание то обстоятельство, что участки с признаками восстановления растительного покрова – это те потенциальные «ботанические точки роста», которые через несколько лет будут представлять участки с устойчивым травянистым, кустарниковым и древесным покровом, то уровень этого коэффициента несколько увеличится до уровня 0,436. Проанализировав структуру нарушенных земель площадью 76997,6 га и восстановленной экосистемы на отработанных участках угольных месторождений (карьерные выемки) и на поверхности породных отвалов суммарной площадью 27495,8 га в Кемеровской области, сформулируем основные выводы.

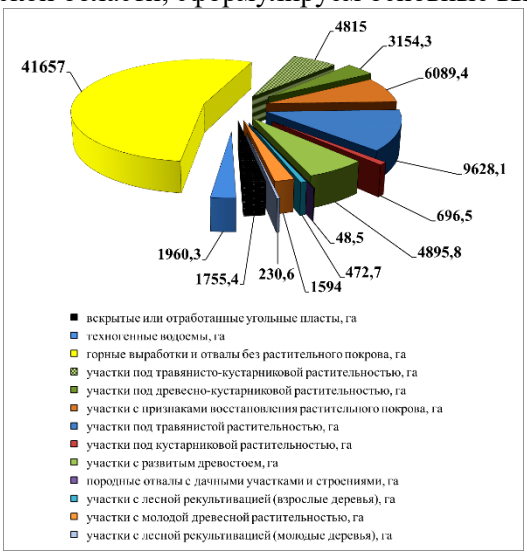


Рис. 5. Структура нарушенных земель и сформированной экосистемы на угольных разрезах Кемеровской области

Техногенные водоемы занимают 2,55 % от площади созданных горнопромышленных ландшафтов. На территории, составляющей 7,9 % от площади нарушенных земель, наблюдаются признаки восстановления растительного покрова. Как правило, это разрозненные участки, на которых начинает появляться пионерная группировка нижних ярусов растительности. Сплошной травянистый покров хорошо развит на разобщенных участках суммарной площадью 12,5 % от площади нарушенных земель. Древесно-кустарниковая растительность хорошо развита на участках породных отвалов, отсыпанных не ранее чем 20–25 лет назад и на межуступных площадках и откосах уступов бортов карьеров, поставленных в нерабочее положение. Географически древесно-кустарниковая растительность в основном находится на внешних и внутренних внутренних отвалах вскрышных пород, поверхностный слой которых сложен смесью почвенных слоев с породами четвертичного возраста (суглинки, глины пески и т.п.). Суммарная площадь участков, покрытых этим видом растительной экосистемы, составляет 4,1 % площади техногенного ландшафта.

Смешанный лес хорошо развит на участках, расположенных на отвалах, отсыпанных на ранних стадиях разработки месторождений. К моменту снимка из космоса – это категория земель представляет собой хорошо сомкнутые кроны взрослых деревьев. Суммарная площадь участков, покрытых смешанным лесом, составляет 6,36 % от всей площади, на которой произошла трансформация природной экосистемы под влиянием открытых горных работ. Участки с лесной рекультивацией (молодые и взрослые деревья хвойных пород) занимают площадь 703,3 га или 0,91 % от площади

территории с техногенными нарушениями. Невысокое значение объясняется тем, что в последние годы происходит массовый отказ угольных разрезов от проведения комплекса специальных работ по рекультивации нарушенных земель с высадкой саженцев деревьев на отработанных землях.

Выводы. Таким образом, в статье наглядно показаны результаты применения космических технологий в оценке производственного потенциала угольных разрезов. Кроме того, независимость от субъективных оценок и масштаб космической съемки позволяют использовать результаты дистанционного зондирования Земли в качестве метода объективного контроля за экологическим состоянием нарушенных земель. В целом состояние нарушенных земель в Кузбассе характеризуются весьма низкими коэффициентами рекультивации и самовосстановления экосистемы. На наш взгляд, в исследованном угледобывающем регионе необходимо уделять большее внимание работам по рекультивации нарушенных земель и направлять адекватный техногенным нарушениям объем финансовых ресурсов на восстановление экологического баланса на этой территории, состояние которого оценивается как очень далекое от идеального.

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 22.03.2019).
3. https://earthexplorer.usgs.gov/. [Электронный ресурс]. (дата обращения 19.02.2019).

УДК 622.85:622.271.45

ОЦЕНКА ЭКОЛОГИЧЕСКИХ ПОСЛЕДСТВИЙ ДОБЫЧИ УГЛЯ ОТКРЫТЫМ СПОСОБОМ НА КОРКИНСКОМ УГОЛЬНОМ МЕСТОРОЖДЕНИИ

[1, 2]д.т.н. Зеньков И. В.
1 - Сибирский государственный университет науки и технологий им. академика М. Ф. Решетнёва, г. Красноярск, Россия
2 - Институт вычислительных технологий СО РАН, г. Новосибирск, Россия

Аннотация: В статье представлены результаты дистанционного мониторинга экологического состояния нарушенных земель при работе угольного разреза «Коркинский» на Южном Урале. На основе использования средств объективного контроля за экологией нарушенных земель установлено практически 100 %-е восстановление растительного покрова на территории внешнего породного отвала, что является приемлемым экологическим показателем.

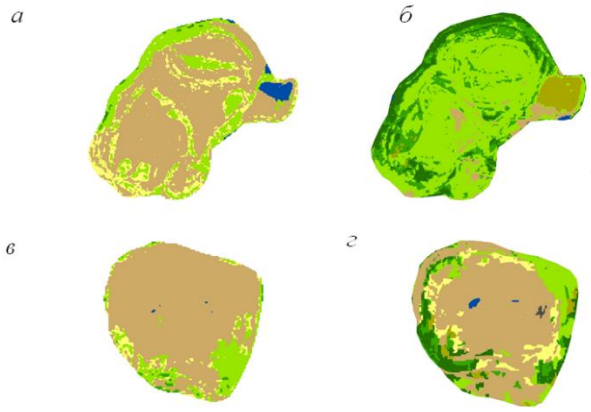
Ключевые слова: добыча угля открытым способом, экологические последствия, дистанционное зондирование Земли, Южный Урал, угольный разрез «Коркинский», породные отвалы, нарушенные земли, растительные экосистемы.

В Российской Федерации на территории Южного Урала открытым способом дорабатывают запасы бурого угля на Коркинском месторождении в Челябинской области в 20 км от областного центра г. Челябинска и в 600 м от г. Коркино. В настоящее время единственным предприятием, добывающим бурый энергетический уголь открытым способом на Урале, является разрез «Коркинский», производственная мощность по добыче угля которого в настоящее время находится на уровне 2,5–3,0 млн. т в год. С 1934 г. образован горнопромышленный ландшафт в виде внешнего отвала и карьерной выемки глубиной 500 м. Через 2-3 года добыча угля будет полностью остановлена, поэтому, на наш взгляд, на объектах горнопромышленного ландшафта необходимо провести оценку экологического состояния с выявлением долговременных трендов в изменении площади самовосстанавливающейся растительной экосистемы.

Вопросы, касающиеся восстановления экологического баланса на территориях, нарушенных при ведении открытых горных работ, всегда волновали общественное сознание. Поэтому, решению подобных 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 т. ч. представленных в [1-10]. Но, несмотря на большой объем научных исследований, по-прежнему отсутствуют работы, посвященные экологии земель, нарушенных в ходе добычи угля на разрезе «Коркинский».

На конец отработки запасов угля карьер имеет размеры 2,5×3,0 км, а внешний породный отвал – 3,0×5,0 км. Вскрышные породы не размещают на внешнем отвале с конца 2010 г. С 2011 г. в выработанном пространстве организованы внутренние отвалы, в которых на почву отработанного угольного пласта размещают некондиционный уголь. Как показывают результаты космического мониторинга, на протяжении исследуемого периода с 1990 по 2016 гг. площади карьера и отвала не изменились. С начала 1990-х гг. растительная экосистема на территории внешнего отвала формируется в условиях, когда в его центральной и южной части производится отсыпка вскрыши, а в остальных его секторах эти работы полностью остановлены. Аналогичная картина по времени наблюдается и на разрезе, где разноска бортов карьера закончена и горные работы получают свое развитие в глубину. Нерабочие борта карьера начинают интенсивно зарастать – на межуступных площадках начинает формироваться растительный покров.

Получить картину экологического состояния территорий с открытыми горными работами позволяет горно-экологический мониторинг, основанный на использовании космических технологий дистанционного зондирования природных экосистем. Космические снимки исследуемой территории, размещены на официальных сайтах: Global Land Cover Facility (GLCF); United States Geological Survey (USGS). После обработки снимков выполнено их визуальное дешифрирование с выделением участков установленных классов ландшафта. Результаты представлены на рис. 1.



– техногенные водоемы; – участки без растительного покрова; – вскрытые угольные пласты; – участки под травянисто-кустарниковой растительностью; – участки с признаками восстановления растительного покрова; – участки с травянистой растительностью; – участки с молодым смешанным лесом; – участки с хорошо развитым лесом

Рис. 1. Фрагменты космоснимков поверхностей исследуемых объектов с результатами дешифрирования: а – внешний отвал в 1990 г.; б – внешний отвал в 2016 г.; в – карьер в 1990 г.; г – карьер в 2016 г.

Для классификации и выделения растительного покрова в карьерах и на отвалах на снимке использована программа ArcMap 10.1. Оттенками зеленого цвета на всех рисунках выделены классы растительного покрова: травянистая, травянисто-кустарниковая растительность, молодой и хорошо развитый смешанный лес. Синим цветом выделены водоемы, территориально привязанные к локальным понижениям в техногенном рельефе при заполнении их атмосферными осадками и подземными грунтовыми водами. Черным цветом выделены вскрытые или отработанные угольные пласты. Коричневым цветом показаны участки горнопромышленного ландшафта без растительного покрова. Отсутствие растительного покрова на карьере наблюдается в придонной части, где производятся горные работы и отсыпка внутреннего отвала, а также на откосах уступов, капитальных въездных траншей.

В ходе мониторинга были установлены тренды в изменении площади участков с выделенными классами ландшафта на поверхности породного отвала и карьерной выемки. На отвале в изменении площади водоема, участков с признаками восстановления и отсутствием растительного покрова установлен один понижательный тренд. За 26-летний период мониторинга площадь водоема сократилась с 30,8 до 3 га, участков с отсутствием растительного покрова – с 842,9 до 61,1 га, а участков с признаками восстановления растительного покрова – с 201,3 га до нуля. В изменении площади участков с травянистой, травянисто-кустарниковой растительностью и смешанным лесом в разных стадиях его формирования установлен один повышательный тренд. Так, площадь участков

с травянистой растительностью участков увеличилась в размерах более чем в 2 раза с 266,7 до 805,1 га, травянисто-кустарниковой с нуля до 72,4 га. Площади участков с молодым смешанным лесом и хорошо развитым лесом увеличились с 5,6 до 262,5 га и с 3,3 до 146,5 га соответственно. Структура восстановленной растительной экосистемы на внешнем отвале по данным космического зондирования в 2016 г. представлена на рис. 2.

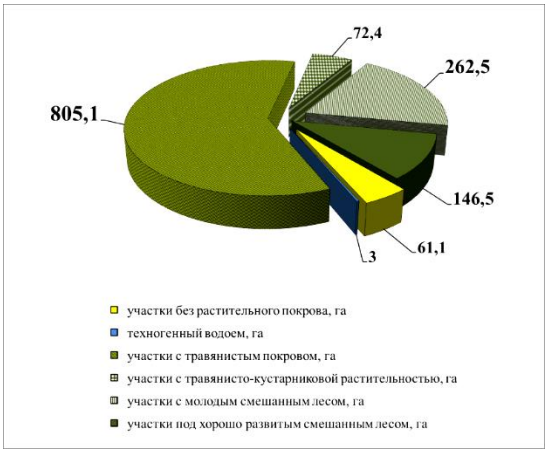


Рис. 2. Структура растительной экосистемы на внешнем отвале угольного разреза «Коркинский»

Анализ структуры восстановленной растительной экосистемы на внешнем отвале показал, что все виды растительного покрова занимают площадь 95,25 % площади отвала. Данный показатель является, несомненно, высоким для территории Южного Урала. В карьерной выемке все виды растительного покрова, включая участки с признаками восстановления растительного покрова, занимают 37,4 % от ее территории. Здесь растительный покров отсутствует на всей площади отработанного угольного пласта.

Выводы. По оценке, проведенной с использованием разновременных ресурсов ДЗЗ, на территории внешнего породного отвала разреза «Коркинский» отмечены высокие темпы самовосстановления всех видов растительного покрова. Этот объект можно считать индикаторным с позиции восстановления экологического баланса на территории земель, нарушенных в ходе производства добычи угля открытым способом.

Библиографический список

1. Зеньков И.В., Юронен Ю.П., Нефедов Б.Н., Вокин В.Н. Мониторинг формирования экосистемы в карьерах и на породных отвалах при разработке Баженовского месторождения асбеста с использованием дистанционного зондирования // Горный журнал. - 2017. - № 3. - С. 81-85.
2. Зеньков И.В., Юронен Ю.П., Нефедов Б.Н., Нефедов Н.Б. Результаты дистанционного зондирования состояния горных работ и формирования растительной экосистемы на разрезе «Ерковецкий» в Амурской области // Горный журнал. - 2017. - № 8. - С. 78-82.
3. Zenkov I. V., Yuronen YU. P., Nefedov B. N., Zayats V. V. Remote monitoring of ecological state of disturbed lands in the area of Trojanovo open pit coal mine in Bulgaria // Eurasian mining. 2017. № 1. С. P. 38-41.
4. Зеньков И.В., Юронен Ю.П., Нефедов Б.Н., Нефедов Н.Б. Результаты дистанционного мониторинга и полевых исследований экологического состояния нарушенных земель угольными разрезами в Республике Хакасия // Уголь. - 2017. - № 9. - С. 72-75.
5. Зеньков И.В. и др. Космические технологии в оценке производственного потенциала горных работ и экологического состояния нарушенных земель угольными разрезами Кемеровской области // Экология и промышленность России. - 2018. - № 2. - С. 28-33.
6. 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.
7. Семина И.С., Андроханов В.А. О рекультивации нарушенных земель на разрезах Кузбасса // Горный информационно-аналитический бюллетень. - 2014. - № 12. - С. 307-314.
8. 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.

9. 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.

10. 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 622.85:622.271.45

ОЦЕНКА ЭКОЛОГИЧЕСКОГО СОСТОЯНИЯ НАРУШЕННЫХ ЗЕМЕЛЬ УГОЛЬНЫМИ РАЗРЕЗАМИ ЮЖНОЙ ЯКУТИИ С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ КОСМИЧЕСКИХ ТЕХНОЛОГИЙ ДИСТАНЦИОННОГО ЗОНДИРОВАНИЯ

[1, 2] д.т.н. Зеньков И. В.

1 - Сибирский государственный университет науки и технологий им. академика М. Ф. Решетнёва, г. Красноярск, Россия

2 – Институт вычислительных технологий СО РАН, г. Новосибирск, Россия

Аннотация. На территории южных районов Республики Саха (Якутия) добычу каменного угля открытым способом осуществляют разрез «Нерюнгринский» и малые угольные разрезы. Площадь нарушенных земель при работе разреза «Нерюнгринский» составила 3510,1 га, а при работе всех малых разрезов – 2137,2 га. Коэффициенты восстановления растительной экосистемы находятся на весьма низком уровне – 0,012 и 0,029 на разрезе «Нерюнгринский» и малых разрезах соответственно. Такие низкие коэффициенты с позиции обеспечения экологического баланса нельзя считать приемлемыми. Поэтому для угольных разрезов был рекомендован комплекс специальных работ по проведению горнотехнического и биологического этапов рекультивации нарушенных земель с высадкой саженцев лиственницы на породных отвалах. При этом необходимо внесение больших доз минеральных удобрений, содержащих азот, фосфор, калий для лучшей приживаемости молодых деревьев и их последующего развития.

Ключевые слова: Южная Якутия, малые угольные разрезы, горнопромышленные ландшафты, формирование растительной экосистемы, дистанционное зондирование, рекультивация нарушенных земель

В настоящее время Республика Саха (Якутия) с ее уникальными минеральными ресурсами входит в число регионов опережающего экономического развития РФ. С одной стороны суровые и продолжительные зимы с температурами до -60 ^{0}С требуют стабильной работы объектов теплоэнергетики с минимальными рисками возникновения аварийных ситуаций, а с другой – наличие на ее территории крупных месторождений энергетических и коксующихся углей предопределяют их масштабную разработку (южные районы республики). В непосредственной близости от г. Нерюнгри более 40 лет разрабатывается уникальное Нерюнгринское каменноугольное месторождение, а рядом с пос. Чульман с начала 2000-х годов работают малые угольные разрезы на выходах угольных пластов под наносы на Чульмаканском и Денисовском каменноугольных месторождениях.

В условиях завершения горных работ на разрезе «Нерюнгринский» и роста объемов добычи угля на малых разрезах необходимо провести исследования состояния горнопромышленных ландшафтов, сформированных при работе угольных разрезов и в случае необходимости подготовить предложения по улучшению экологического состояния нарушенных земель.

В геологическом строении Нерюнгринского месторождения участвует 20 угольных пластов с маркой угля 2КВ, 2КСВ, 3СС. Это мульдообразная залежь площадью 16 км^2 с максимальной глубиной залегания пласта в центральной части мульды 320 м. Наиболее угленосной считается свита, содержащая на Нерюнгринском месторождении пласт «Мощный». Средняя мощность пласта составляет 26,5 м, максимальная – 120 м. В настоящее время отрабатывается замковая часть мульды в ее южном секторе. В окрестностях пос. Чульман, расположенного в 20 км на северо-восток от г. Нерюнгри, в радиусе до 20 км группой разрезов разрабатываются Чульмаканское и Денисовское каменноугольные месторождения с маркой угля Ж, КЖ, К, 1КВ, 2КВ. Разработка месторождений осуществляется с конца 1990-х годов от выходов угольных пластов под наносы по их падению. На всей территории этих месторождений мощность покрывающих горных пород четвертичного возраста составляет 3 - 6 м. Угольные пласты сложного строения мощностью до 7 м расположены в угленосной толще с углами залегания 3 - 10^0.

В последние годы на разрезе «Нерюнгринский» в разработке находятся два самостоятельных карьера, рабочие борта которых перемещаются навстречу друг другу в северном и южном направлениях, объемы вскрышных работ ежегодно сокращаются при стабильном ежегодном объеме добычи угля на уровне 10 млн т. На момент снимка из космоса горнотранспортное оборудование на разрезе «Нерюнгринский» было скомплектовано следующим образом. На бурении взрывных скважин задействовано четыре буровых станка СБШ-250. На экскавации горной массы (вскрышные породы и уголь) установлено семь гидравлических экскаваторов, оборудованных прямой лопатой с ковшом вместительностью 15-18 м^3, два драглайна ЭШ-11/70 и четыре карьерных экскаватора ЭКГ-20. В комплексе с экскаваторами работало 40 самосвалов грузоподъемностью 120-320 т. При использовании этого оборудования производственная мощность разреза по добыче угля составляет 10 млн т и по вскрыше на уровне 12 млн м^3. В резерве на промышленной площадке разреза в момент снимка из космоса находилось 40 аналогичных самосвалов, один экскаватор ЭКГ-32, один экскаватор ЭКГ-18 и один гидравлический экскаватор с прямой лопатой с ковшом вместимостью 16-18 м^3.

На малых угольных разрезах суммарная протяженность фронта горных работ составляет 45,2 км при глубине карьерных выемок в диапазоне 20 - 50 м. Контуры рабочих бортов карьеров повторяют контуры выходов угольных пластов под наносы. Комплектация горнотранспортного оборудования на малых разрезах в момент снимка из космоса выглядела следующим образом. На бурении взрывных скважин задействовано семь буровых станков СБШ-250. На экскавации горной массы (вскрышные породы и уголь) работало всего 20 карьерных экскаваторов типа ЭКГ и ЭГ с ковшом вместимостью 2,5 - 8 м^3. В комплексе с экскаваторами работало 80 автосамосвалов грузоподъемностью 25 - 55 т. Суммарная производственная мощность этих разрезов по добыче угля составляет 3 млн т и по вскрыше на уровне 8 млн м^3.

По нашим расчетам при работе разреза «Нерюнгринский» и малых угольных разрезов произошло изменение природной экосистемы на площади более 5000 га. Комплексно оценить экологический баланс на горнопромышленных ландшафтах угольных разрезов позволяет сопоставление показателей ландшафта, находившегося в естественно природном состоянии до проведения на нем горных работ, с показателями горнопромышленных ландшафтов, сформированных в виде карьерных выемок и породных отвалов. Автор обобщил имеющуюся информацию о природно-климатических условиях и почвенно-растительном покрове с целью ее сравнения с информацией об исследуемом объекте, полученной из космоса.

Южная Якутия – это территория, состоящая из ряда горных хребтов, гольцовых групп, плоскогорий, горных впадин с довольно сложной геологической историей и разнообразным геоморфологическим строением. Здесь преобладают среднегорный и высокогорный ландшафты с колебанием высот от 650 до 2 420 м над уровнем моря. Большая ее часть занята Алданским нагорьем, высота которого колеблется в пределах 800–1200 м над уровнем моря. Климат южной части Якутии, где расположена территория Нерюнгринского района, определяется горным рельефом и взаимодействием погодообразующих процессов и характеризируется как резко континентальный. Зима продолжительная (7–7,5 мес.), холодная, малоснежная. В это время года всю территорию республики заполняют антициклоны с высоким барометрическим давлением, в котором формируются воздушные массы с очень низкими температурами в приземном слое (от минус 40 до 50 ºС). Приходящие сибирские антициклоны характеризуются чрезвычайной устойчивостью и большой сухостью. Значительное потепление бывает при восточных ветрах со стороны морей Тихого океана, который вызывает приток теплого воздуха и осадки. Средняя температура зимой составляет минус 32 ºС.

В городе Нерюнгри в течение года выпадает значительное количество осадков. Даже во время самого засушливого месяца выпадает много осадков. Среднегодовая температура в г. Нерюнгри минус 7,2 ºС. Выпадает около 557 мм осадков в год. Лето короткое, умеренно теплое, дождливое. В этот период времени юго-восточные тихоокеанские муссоны обеспечивают наибольшую облачность и выпадение осадков. Средняя температура летом составляет 17-19 ºС.

Одной из характерных особенностей природного ландшафта, присущей всей территории Якутии и во многом определяющей его облик, является наличие многолетней мерзлоты (криолитозона). Глубина зимнего промерзания колеблется от 0,3 до 4 м и зависит от состава растительности, влажности, рельефа, абсолютной высоты местности. На территории исследуемого района в промерзающих подзолистых нагориях с высотами выше 600 м преобладают перегнойно-карбонатные почвы, поскольку условиями их формирования являются наличие криолитзоны и холодный климат Южной Якутии. По общему типу растительности Южная Якутия входит в подзону средней тайги. Горный характер рельефа обусловил вертикальную зональность в формировании растительного покрова

территории, для которой характерны быстрые смены в пространстве разных групп и типов растительности, часто несходных по своей экологии и по происхождению.

Наиболее пониженная часть территории (650–900 м над уровнем моря) занята горными среднетаежными лесами. Основной лесообразующей породой этих лесов являются прежде всего лиственница, сосна, ель, пихта. Подлесок состоит из рябины, крупных ив, ольховника, березы кустарниковой, кедрового стланика. Мощность мохового и лишайникового ковров достигает 20–25 см. Богато представлены кустарнички и травы: багульник, брусника, можжевельник и др.

Оценка восстановления экологического баланса на горнопромышленных ландшафтах исследуемых разрезов проведена с использованием результатов спутниковой съемки. На рис. 1 представлены фрагменты космоснимка с выделенными границами нарушенных земель и классами техногенного ландшафта.

а б

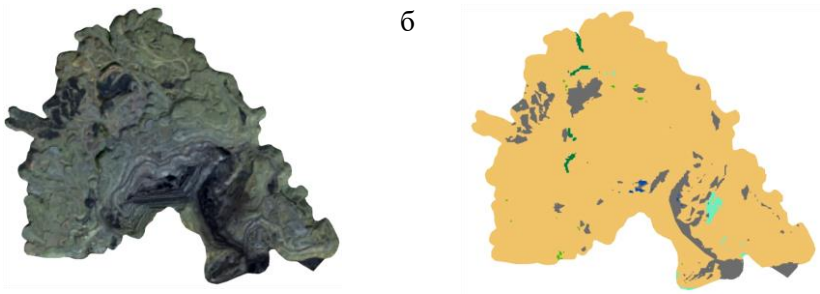


Рис. 1. Фрагменты космоснимка угольного разреза «Нерюнгринский» в июле 2018 г.:
а – снимок, подготовленный для дешифрирования; *б* – снимок с результатами дешифрирования

Для прояснения картины формирования экосистемы авторы выделили пять классов горнопромышленного ландшафта: вскрытые и подготовленные к добыче угольные пласты; горные выработки и породные отвалы без растительного покрова; техногенные водоемы; участки с признаками восстановления растительного покрова; кустарниковая растительность (рис. 2).

Проанализировав рис. 2, сформулируем основные выводы. Коэффициент самовосстановления растительного покрова – главной составляющей любой экосистемы в условиях резко континентального климата и криолитзоны на территории Южной Якутии находится на весьма низком уровне – 0,012. Это означает, что на породных отвалах специальные работы по рекультивации нарушенных земель не проводились и растительный покров сформирован на площади размером всего лишь 31,3 га, что составляет 1,2 % от всей площади нарушенных земель. Как показывает анализ территории породного отвала, очаги формирования растительного покрова располагаются на участках, на которых отсыпка отвалов не осуществляется более 20 лет.

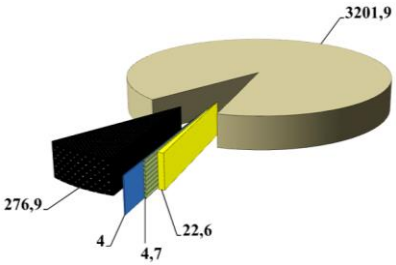


Рис. 2. Структура земель, находящихся под горными работами и сформированных экосистемой на породных отвалах с учетом детализации классов горнопромышленного ландшафта на угольном разрезе «Нерюнгринский» (июль 2018 г.)

Для прояснения картины формирования экосистемы на горнопромышленных ландшафтах в горных отводах малых угольных разрезов на космоснимках выделены шесть классов горнопромышленного ландшафта: вскрытые и подготовленные к добыче угольные пласты, горные выработки и породные отвалы без растительного покрова, травянистая, кустарниковая и древесная растительность, техногенные водоемы (рис. 3). Структура земель, находящихся под горными работами и сформированных экосистемой в ходе добычи угля на малых разрезах Южной Якутии представлена на рис. 4.

Коэффициент самовосстановления растительного покрова составляет 0,029. Это означает, что на породных отвалах специальные работы по рекультивации нарушенных земель не проводятся. Растительный покров сформирован на площади размером всего лишь 61,9 га, что составляет 2,9 % от всей площади нарушенных земель.

Рис. 3. Фрагменты космоснимка горнопромышленных ландшафтов малых разрезов с результатами дешифрирования (июль 2018 г.): *а* - группа «Чульмакан-Север»; *б* - группа «Чульмакан-Запад»; *в* - группа «Чульмакан-Юг»

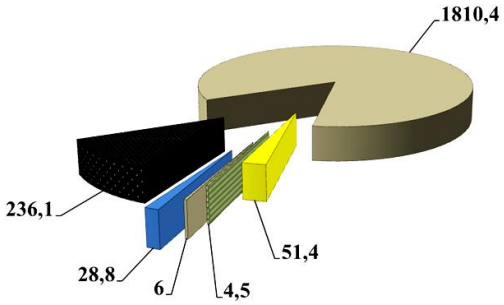


Рис. 4. Структура земель, находящихся под горными работами и сформированной экосистемой, с учетом детализации классов горнопромышленного ландшафта на малых разрезах Южной Якутии (июль 2018 г.)

Таким образом, установлено, что на землях, нарушенных открытыми горными работами на угольных разрезах Южной Якутии, суммарной площадью 5662,3 га растительный покров сформирован на площади 1,66 % всей площади нарушенных земель, что означает наличие всех видов растительного покрова на территории 93,2 га.

Все вышеперечисленное позволяет сформулировать промежуточный вывод об условиях формирования горнопромышленного ландшафта и факторах обеспечения экологического баланса на нарушенных землях в ходе добычи угля открытым способом. При разработке угольных пластов со сложным горно-геологическим строением большие объемы пустых пород вместе с некондиционным углем выносятся на поверхность породных отвалов. Такая смесь, по нашей оценке, является малопригодной для формирования на ней любых видов растительного покрова. К тому же географическое расположение участков на территории области с вечномерзлыми породами само по себе обусловливает существенное замедление темпов развития растительного покрова. Отметим также, что угольные разрезы на территории Южной Якутии находятся в крайне неблагоприятных природно-климатических условиях с позиции восстановления растительной экосистемы, нежели карьеры и угольные разрезы в регионах РФ, расположенных южнее исследуемой территории, что подтверждено многолетними исследованиями авторов данной статьи.

Таким образом, подводя заключительный итог исследований, отметим то общее, что является характерным для угольных разрезов в Южной Якутии – это полное отсутствие специальных работ по рекультивации нарушенных земель, и как следствие, низкие коэффициенты восстановления экосистемы на всех угольных разрезах без исключения. Такая ситуация является недопустимой с позиции сохранения экологического баланса на территориях с большой задержкой по времени в восстановлении растительного покрова. Отметим, что в схожих климатических условиях Полярной Канады к настоящему времени уже имеется позитивный опыт рекультивации земель, нарушенных в ходе разработки месторождения алмазов открытым способом и свидетельствующий об успешности проведения работ по горнотехнической и биологической рекультивации. Специальные работы по

рекультивации нарушенных земель с учетом природно-климатических особенностей исследуемой территории должны выполняться в следующем порядке:

- снятие почвенного слоя на полную глубину бульдозером с одновременным формированием временного склада (вторая декада июля);
- погрузка экскаватором заскладированного почвенного слоя в самосвалы с последующим его транспортированием на породные отвалы (вторая декада июля, с отставанием от работ по снятию на 2 - 3 дня);
- разравнивание почвенного слоя на отвале бульдозером (третья декада июля, с отставанием от работ по перемещению почвенного слоя на 3 - 4 дня);
- вспашка нанесенного почвенного слоя на глубину 18-20 см с последующим посевом многолетних трав и одновременным внесением больших доз комплексных удобрений, содержащих азот, калий, фосфор (первая декада августа);
- на следующий год после этих работ высадка саженцев кустарников и деревьев местных видов (по рекомендации авторов лучшая порода древесных для условий южных районов Якутии – лиственница) по сетке 3×4 м;
- ежегодный уход за молодыми саженцами на протяжении 5-7 лет.

Выводы. Учитывая природно-климатические условия Южной Якутии с наличием на ее территории мощного многолетнемерзлого слоя, необходимо следовать рекомендациям по обеспечению благоприятных условий для формирования растительного покрова, основное содержание которых заключается в проведении биологического этапа рекультивации с высадкой саженцев кустарников и деревьев аборигенных видов и последующим многолетним уходе за ними. С позиции экологии рекомендации, разработанные с учетом зарубежного опыта рекультивации земель в аналогичном климате, должны найти достойное место в проектах на разработку месторождений угля, поскольку в условиях намечающегося в ближайшие годы увеличения объемов добычи угля открытым способом на территории области неизбежно появятся горнопромышленные ландшафты с долговременным отсутствием на них всех видов растительного покрова.

Библиографический список

1. Google Планета Земля. URL: https://www.google.com/earth/ (дата обращения 9.03.2019).
2. https://earthexplorer.usgs.gov/.

УДК 622.85:622.271.45

НАПРАВЛЕНИЯ РЕКУЛЬТИВАЦИИ И ВОССТАНОВЛЕНИЯ ГОРНОПРОМЫШЛЕННЫХ ЛАНДШАФТОВ В ХОДЕ ДОБЫЧИ УГЛЯ ОТКРЫТЫМ СПОСОБОМ В РЕСПУБЛИКЕ ВЬЕТНАМ

[1, 2] д.т.н. Зеньков И. В.
1 - Сибирский государственный университет науки и технологий им. академика М. Ф. Решетнёва, г. Красноярск, Россия
2 - Институт вычислительных технологий СО РАН, г. Новосибирск, Россия

Аннотация. В статье представлены результаты работ по рекультивации породных отвалов угольных разрезов на территории Республики Вьетнам в провинции Куангнинь. По данным дистанционного зондирования установлена высокая эффективность работ по лесной рекультивации, проведенной в два этапа.

Ключевые слова: Республика Вьетнам, угольные месторождения, открытые горные работы, нарушенные земли, лесная рекультивация, снижение техногенной нагрузки.

На территории северо-восточной провинции Куангнинь в Республике Вьетнам более 30 лет производится разработка угольных месторождений открытым способом. На этих месторождениях добывают высококачественные антрациты [1]. Наиболее масштабные нарушения природных ландшафтов находятся западнее г. Камфа (рис.1) [2]. Западная граница горных работ подходят к восточной части г. ХаЛонг. Общая площадь нарушенных земель, контур которых показан линией оранжевого цвета, составляет 11000 га. Примерно 30 % этой территории расположена на полуострове, омываемом водами залива ХаЛонг.

Рис. 1. Фрагмент космоснимка с расположением территории нарушенных земель открытыми горными работами на угольных месторождениях в Республике Вьетнам

Горнопромышленный ландшафт представлен карьерами, работающими на угольных пластах с вертикальным и наклонным расположением в угленосной толще. Разработка таких пластов сопровождается отсыпкой внешних породных отвалов на природных ландшафтах. Вблизи карьеров находятся сортировочные и усреднительные склады. Концентрация горнотранспортного оборудования на этой территории запредельная. С целью снижения социальной напряженности, связанной с усилением техногенного воздействия на среду проживания населения, была проведена рекультивация породных отвалов в наиболее проблемных местах.

Угледобывающая компания провела работы по лесной рекультивации на восьми участках общей площадью 483 га. Контуры породных отвалов с лесной рекультивацией, показаны линиями желтого цвета. Три участка находятся в западной части территории, один – в центральном секторе и четыре – на востоке. Эти участки выбраны не случайно – рекультивация проводилась в местах горнопромышленного ландшафта, границы которого почти вплотную подходят к жилой застройке.

Временной разрыв между получением космоснимков оказался достаточным для детализации работ по рекультивации, проведенной в два этапа, с учетом фактора времени. На первом – горнотехническом этапе выделены отвальные ярусы высотой от 15 до 40 м. Бульдозерами проведено выполаживание угла откоса до 21-22°. Между каждыми смежными по высоте отвальными ярусами обустроены террасы в виде горизонтальных площадок шириной 6 м. Этим площадкам придан продольный уклон 2-3° до мест сбора ливневых вод в период муссонных дождей. Также на откосах отвалов формируют микротеррасы шириной до 2 м с целью проведения следующего этапа рекультивации – биологического.

В проектировании архитектуры породных отвалов учитывают особенности климата – наличие сезонов дождей. На самом крупном отвале площадью 174 га в конструкции откоса встроены два бетонных желоба на расстоянии 718 м друг от друга. Горизонтальные проекции водосборных площадей для них составляют 48 и 27,6 га. Перепад высот на отвале, по откосу которого движется вода, составляет 150 м, что явно приведет к размыву основания отвала высокоскоростными потоками воды. Для устранения этой проблемы в основании желобов по всей их длине вмонтированы ступени для многократного снижения скорости водных потоков. По встроенным желобам собранная вода пропускается в основание отвала. Далее по неглубокой канаве шириной 30 м, обустроенной с продольным уклоном 1-2°, вода с откосов отвалов направляется в пруд-отстойник, из которого вытекает в залив ХаЛонг.

На втором этапе проведены работы по биологической рекультивации. В 2008 г. были высажены несколько десятков тысяч кустарников и деревьев аборигенных видов по сетке 2×2 и 5,5×4,5 м соответственно.

Выводы. Таким образом, на всех восьми участках проведена высокоэффективная рекультивация, в результате которой темпы прироста стволовой части кустарников и деревьев обеспечили сомкнутость крон к пятому году после их высадки.

Библиографический список

1. http://www.mining-enc.ru.
2. https://Google Earth Pro.

УДК 622.794.254.42

ПРИМЕНЕНИЕ ПЕЧЕЙ КИПЯЩЕГО СЛОЯ БОЛЬШОЙ ЕДИНИЧНОЙ МОЩНОСТИ ДЛЯ СУШКИ КОНЦЕНТРАТОВ

к.т.н. Черных О.Л.
ООО НПФ «ТеплоЭнергоПром», г. Пермь, Россия

Аннотация. При переходе к сушильным аппаратам производительностью более 150 т/ч по готовому концентрату, возникает заваливание газораспределительной решетки в месте загрузки. Для таких аппаратов предложено выполнить подачу исходного материала в сушилку в виде аэросмеси, образуемой при его термообработке компактными струями горячего газа. Ссыпающийся по вертикальной шахте исходный влажный концентрат подогревается теплоносителем, подсушивается и аэрируется. Температура теплоносителя в вертикальной шахте генератора аэросмеси на несколько сот градусов выше, чем в подрешетном пространстве. Такой технологический прием обеспечивает стабильность и надежность процесса псевдоожижения высушиваемого концентрата, особенно в период набора кипящего слоя. Подобный технологический прием – струйной термообработки используется и в предложенном термоаэроклассификаторе – устройстве для классификации и сушки углей. Кроме того, струйной термообработке подвергается уголь, движущийся по наклонной газораспределительной решетке.

Ключевые слова: обогатительные фабрики*;* сушилки кипящего слоя; термоаэроклассификатор; газораспределительная решетка; генератор аэросмеси; струйная термообработка; пятно загрузки.

Создание аппаратов большой единичной мощности обусловлено необходимостью увеличения производственной мощности, как отдельных переделов обогатительных фабрик, так и современных фабрик в целом, снижением удельных расходных норм на топливо, обслуживание и ремонт оборудования. Отделения сушки готового концентрата, как правило, находятся в конце технологической цепочки процесса обогащения руды. Применительно к сушилкам кипящего слоя, задача увеличения единичной мощности сушильного аппарата оказалась трудно решаемой, т.к. такие аппараты трудно масштабируются.

Простота и высокая эффективность аппаратов с кипящим слоем обеспечили их широкое применение для проведения многих гетерогенных процессов: между твердым телом и газом; обжига; каталитических процессов; газификации топлива; сушки и др. За последние годы на практике стал широко применяться метод термической обработки мелкозернистых материалов в псевдоожиженном слое. К таким производственным процессам можно отнести: обжиг известняка и железной руды, цементного клинкера, перлита; активацию углей.

К основным достоинствам данных аппаратов относят высокие скорости тепло- и массообмена между сушильным агентом и частицами твердого высушиваемого материала и возможность осуществления непрерывного крупнотоннажного производства. Достоинством аппаратов с кипящим слоем является их высокая подготовленность к механизации и автоматизации.

Этим аппаратам свойственны и некоторые недостатки: большой унос мелких фракций; большие размеры и высокая стоимость пылеулавливающих устройств; необходимость в некоторых случаях дополнительного измельчения и подготовки кусковых материалов. Надо также учитывать, что частицы в слое, перемещаясь, сильно истирают соприкасающиеся с ними части аппарата и сами истираются. К недостаткам сушилок кипящего слоя следует отнести: трудность управления процессом (чрезмерное увеличение расхода влажного материала или понижение температуры сушильного агента приводит к слипанию материала, образованию застойных зон в аппарате, препятствующих прохождению газа и повышению гидравлического сопротивления сушильного агрегата).

Аппараты кипящего слоя трудно масштабируются. Наиболее эффективно работают сушилки небольшого размера, крупные сушилки требуют секционирования для равномерного распределения материала на решетке. Однако, недостатки аппаратов с кипящим слоем в большинстве случаев окупаются их достоинствами, что позволяет считать эти аппараты весьма эффективными.

Сушилки кипящего слоя, как правило, обеспечивают производительность по сухому продукту, например флотационному KCl 150-170 т/ч. При этом, площадь газораспределительной решетки составляет 17-26м^2. Увеличение производительности сушилок кипящего слоя более 200 т/ч, особенно для мелкодисперсных продуктов, содержащих 6-9% влаги, склонных в обводненном состоянии к комкуемости и адгезионнному взаимодействию, натолкнулось на проблему несовершентства узла загрузки. Пятно загрузки на газораспределительной решетке составляет 2-3 м^2. При увеличении площади решетки даже до 30м^2, величина пятна загрузки практически не меняется. В

результате, на локальной площади резко уменьшается порозность кипящего слоя, слои влажного материала агрегируются и процесс псевдоожижения на этом участке пропадает. Поступающий в сушильный аппарат относительно влажный продукт не является на 100% сыпучим, что делает невозможным полное псевдоожижение в первой секции сушильного аппарата. При отсутствии 100%-ного псевдоожижения продукта он начинает слипаться, что впоследствии приводит к образованию комков и/или забиванию газораспределительной решетки и впускного отверстия для подачи продукта в сушильный аппарат. Введение различных механических устройств: распределителей потока, забрасывателей, введение двух точек загрузки материала в аппарат – незначительно меняют технологию процесса, одномоментное включение в кипящий слой больших масс влажного комкующегося продукта делают этот процесс крайне неустойчивым. Это также проявляется и в период начала загрузки сушилки и набора кипящего слоя. Надежная эксплуатация традиционных сушилок кипящего слоя при увеличении производительности более 200т/ч мелкодисперсного продукта (со средним размером зерна порядка 0,25мм) не обеспечивается.

Компания ТеплоЭнергоПром предлагается техническое решение узла загрузки сушилки кипящего слоя (КС) (рис.1), путем включения в ее конструкцию генераторов аэросмеси (рис.2).

Предлагаемая сушилка кипящего слоя работает следующим образом. Теплоноситель вводят в патрубки подвода горячих газов 6 и 8. При этом, в патрубки подвода горячих газов 8 генераторов аэросмеси вводят теплоноситель с большей температурой, чем в подрешетное пространство 9 сушилки КС через патрубок 6. Например, для сушки концентрата KCl t_1=900°С, а t_2=600°С. Такой технологический прием – двухконтактной обработки высушиваемого материала с разной температурой обработки на разных стадиях – известен [1]. Исходный влажный материал подают сверху в генераторы аэросмеси 7. Падающий материал, находясь во внутренних обечайках 16 генераторов аэросмеси 7, подвергается диспергированию его комочков и агрегатов путем ударного взаимодействия радиальных струй, истекающих из сопел 17. Соударение струй с захватом части аэрируемого влажного материала повторяется по мере его падения. Скорость истечения струй горячего газа из радиальных сопел17 составляет 50-120м/с. Для струй горячего газа из хордальных сопел 18 - она такая же. Одновременно с диспергированием влажного материала в указанной зоне радиальных струй происходит нагрев обрабатываемого материала.

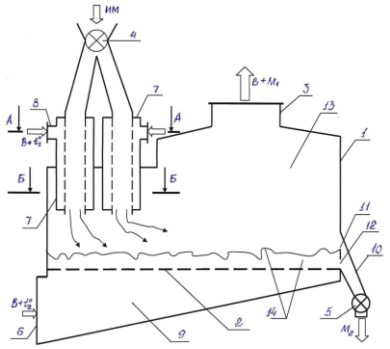


Рис. 1. Сушилка кипящего слоя с генераторами аэросмеси

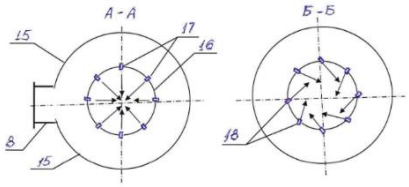


Рис. 2. Конструкция генератора аэросмеси

В зоне обработки влажного материала струями, истекающими из хордальных сопел 18, происходит непрерывное обновление поверхности меж-компонетного тепло- и массообмена, процесс сушки протекает значительно интенсивнее, чем в традиционном кипящем слое. Обрабатываемый материал закручивается, продолжает движение по спирально- нисходящей траектории, что обеспечивает увеличение времени его пребывания в зоне интенсивной сушки. При этом, температура горячего газа падает на несколько сот градусов (за счет отдачи тепла на нагрев материала и испарение влаги из него). Если исходный влажный материал (например KCl) имел массовую долю влаги 8%, то покидая генераторы аэросмеси, эта величина уменьшится до 3-4%. Подогретый, диспергированный, частично подсушенный исходный материал в виде аэросмеси и паровой влаги, поступает в надрешетную часть сушилки кипящего слоя для дальнейшей обработки. Часть подсушенных,

наиболее мелких частиц уносится потоком горячего газа в сепарационную зону сушилки КС, а затем через патрубок 3 поступает в систему пыле- газоочистки. Основной поток твердой фазы аэросмеси под действием гравитационной силы попадает на кипящий слой и досушивается топочными газами, создающими кипящий слой на распределительной решетке 2 сушилки КС. Высушиваемый материал движется в кипящем слое к патрубку разгрузки 10, где через переливное отверстие выгружается из сушилки.

Для процессов сушки и одновременной классификации углей по границе разделения 0,2-6мм, компания предлагает конструкцию термоаэро-классификатора [2], представленную на рис. 3.

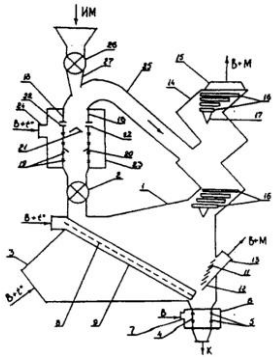


Рис. 3. Термоаэроклассификатор

В корпусе термоаэро-классификатора с патрубками подвода горячего газа (В+t°), основным и дополнительным патрубками отвода пылегазовой смеси, расположены распределительная решетка (рис. 4, 5) и примыкающие к дополнительному патрубку отвода пылегазовой смеси жалюзийная решетка 11 с пересыпной полкой 12 под ней. Под загрузочным патрубком 27 установлена над местом подачи исходного материала на распределительную решетку 8 вертикальная шахта 18 с соплами 19,22, расположенными ярусами на ее боковой поверхности по высоте, и охватываемая кольцевым газораспределительным коллектором 23. Для увеличения времени пребывания материала в зоне термообработки верхний ярус сопел 22 выполнен из двух сопел, установленных диаметрально противоположно друг другу. Внутри вертикальной шахты расположен конический рассекатель 21, обращенный своей вершиной вверх и закрепленный между верхним и вторым ярусами сопел, а на боковой поверхности шахты закреплены наклонные кольца 20. Под жалюзийной решеткой расположена перечистная камера 14 в виде зигзагообразного канала с расширяющимся кверху сечением. Внутри нее закреплены кольцевые элементы 16 с рассекателями потока 17, а нижняя часть ее посредством пневмотранспортирующей трубы 25 соединена с вертикальной шахтой.

Рис. 4. Конструкция газораспределительной решетки

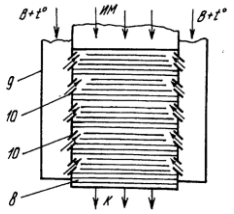


Рис. 5. Распределительная решетка (вид с верху)

Вдоль распределительной решетки на боковых стенках корпуса аппарата закреплены напорные камеры 9 с соплами 10 в надрешетном пространстве. Под пересыпной полкой 12 расположен разгрузочный патрубок, состоящий из вертикальной шахты 4 с соплами 5 на ее боковой поверхности и охватываемый кольцевым газораспределительным коллектором 8.

Таким образом, просушиваемый материал многократно попадает в зону струйной термообработки, а крупность классификации материала регулируется скоростью потока газа в соответствующих сечениях вертикальной шахты и надрешетного пространства. Представленный термоаэроклассификатор может достигать единичной мощности более 300 т/ч.

Выводы. В статье представлены технические решения для сушки концентратов обогатительных фабрик, сушки и классификации углей в аппаратах большой единичной мощности. Предложен-

ное оборудование рекомендуется использовать, как для проектирования новых сушильных отделений сушки концентрата, сушки и классификации углей, так и для модернизации существующих. При этом, предлагаемое оборудование изготавливается на российском предприятии, т.к. разработчики владеют методикой расчета, производственными мощностями и квалифицированным научно – техническим персоналом.

Библиографический список

1. Способ сушки сыпучего материала в кипящем слое. А.С. №699299, Б.И. №43, 28.11.1979.
2. Термоаэроклассификатор О.Л.Черных. Патент РФ №2082509. Б.И. №18, 27.06.1997.

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 24.05.2019 г.
Формат бумаги 60х84 1/16. Бумага писчая. Печать офсетная.
Усл.печ.л. 31,68 Уч.-изд. л. 33,52 Тираж 1000 экз. Заказ 132

Сибирский государственный индустриальный университет
654007, г. Новокузнецк, ул. Кирова, 42.
Издательский центр СибГИУ