

Министерство науки и высшего образования Российской Федерации

**Федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение
высшего образования**

«Сибирский государственный индустриальный университет»

ВК «Кузбасская ярмарка»



СибГИУ
СИБИРСКИЙ ГОСУДАРСТВЕННЫЙ
ИНДУСТРИАЛЬНЫЙ УНИВЕРСИТЕТ

Основан в 1930 г.

ГОРДИМСЯ ПРОШЛЫМ • РАЗВИВАЕМСЯ В НАСТОЯЩЕМ • СОЗДАЕМ БУДУЩЕЕ

Посвящается 90-летию юбилею СибГИУ

НАУКОЕМКИЕ ТЕХНОЛОГИИ РАЗРАБОТКИ И ИСПОЛЬЗОВАНИЯ МИНЕРАЛЬНЫХ РЕСУРСОВ

НАУЧНЫЙ ЖУРНАЛ

№ 6 - 2020

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 Научно-технические технологии разработки и использования минеральных ресурсов : науч. журнал / Сиб. гос. индустр. ун-т; под общей ред. В.Н. Фрянова. – Новокузнецк, 2020. - № 6. – 461 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 «Научно-технические технологии разработки и использования минеральных ресурсов», проводимой в рамках специализированной выставки технологий горных разработок «Уголь России и Майнинг» (Новокузнецк, 7-11 сентября 2020 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

СОДЕРЖАНИЕ

ГЕОТЕХНОЛОГИИ КОМПЛЕКСНОГО ОСВОЕНИЯ НЕДР	13
ФОРМИРОВАНИЕ ПРОГНОСТИЧЕСКИХ ПАРАМЕТРОВ ДИНАМИЧЕСКИХ ЯВЛЕНИЙ У ОЧИСТНЫХ ЗАБОЕВ УГОЛЬНЫХ ШАХТ	15
М. Ройтер, докт. М. Крах, У. Кисслинг, д.т.н. Ю. Векслер	15
Фирма Марко Системный анализ и разработки гмбх, г. Дахау, Германия	15
ПОСТАНОВКА И АНАЛИТИЧЕСКОЕ РЕШЕНИЕ ЗАДАЧИ ОПТИМИЗАЦИИ ШИРИНЫ ЗАХВАТА ШНЕКОВОГО ОЧИСТНОГО КОМБАЙНА ПРИ ПОДЗЕМНОЙ ОТРАБОТКЕ МОЩНЫХ МЕТАНОНОСНЫХ УГОЛЬНЫХ ПЛАСТОВ	20
^{1,2} д.т.н. Ордин А.А., ² к.т.н. Тимошенко А.М., ³ к.т.н. Ботвенко Д.В.	20
1 - ИГД им. Н.А.Чинакала СО РАН, г. Новосибирск, Россия	20
2 - ООО «НПЦ ВостНИИ», г. Кемерово, Россия	20
3 - АО «НЦ ВостНИИ», г. Кемерово, Россия	20
ВЛИЯНИЕ ОРИЕНТАЦИИ ТРЕЩИН ГИДРОРАЗРЫВА И ПРОППАНТА НА ДРЕНИРОВАНИЕ УГОЛЬНОГО ПЛАСТА ДЕГАЗАЦИОННЫМИ СКВАЖИНАМИ	25
д.т.н. Сердюков С.В., к.т.н. Шилова Т.В.	25
Институт горного дела СО РАН, г. Новосибирск, Россия	25
ИССЛЕДОВАНИЕ ЭВОЛЮЦИИ ПОЛЯ СКОРОСТЕЙ ПОТОКА СЫПУЧЕГО МАТЕРИАЛА ПРИ ЕГО ВЫПУСКЕ ИЗ КАМЕРЫ	31
д.т.н. Бобряков А.П., к.т.н. Клишин С.В., к.т.н. Косых В.П.	31
Институт горного дела им. Н.А. Чинакала СО РАН, г. Новосибирск, Россия	31
ЧИСЛЕННОЕ ИССЛЕДОВАНИЕ ПРОЦЕССА ФИЛЬТРАЦИИ ФЛЮИДА В ТРЕЩИНОВАТОЙ ГОРНОЙ ПОРОДЕ	34
к.т.н. Клишин С.В.	34
Институт горного дела им. Н.А. Чинакала, Новосибирск, Россия	34
ПОВЫШЕНИЕ ЭФФЕКТИВНОСТИ ГИДРОДИНАМИЧЕСКОГО ВОЗДЕЙСТВИЯ НА УГЛЕПОРОДНЫЙ МАССИВ НА ОСНОВЕ КОНТРОЛЯ ЕГО ПАРАМЕТРОВ МЕТОДОМ СЕЙСМИЧЕСКОЙ ТОМОГРАФИИ	38
д.т.н. Тайлаков О.В., к.т.н. Макеев М.П., Соколов С.В.	38
Федеральный исследовательский центр угля и углехимии СО РАН, г. Кемерово, Россия	38
ГЕОТЕХНОЛОГИЧЕСКАЯ СТРУКТУРА ОТКРЫТО-ПОДЗЕМНОГО СПОСОБА РАЗРАБОТКИ ПРИ КОМПЛЕКСНОМ ОСВОЕНИИ УГОЛЬНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ	42
к.т.н. Анферов Б.А., к.т.н. Кузнецова Л.В.	42
Федеральный исследовательский центр угля и углехимии СО РАН, г. Кемерово, Россия	42
ГЕОТЕХНОЛОГИЧЕСКИЙ КЛАСТЕР ОТКРЫТО-ПОДЗЕМНОГО СПОСОБА ОСВОЕНИЯ 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
РЕГИОНАЛЬНЫЕ ОСОБЕННОСТИ ВЛИЯНИЯ МЕЖТОПЛИВНОЙ КОНКУРЕНЦИИ НА ЭНЕРГОПОТРЕБЛЕНИЕ	52
¹ к.э.н. Немов В.Ю., ^{2,3} д.э.н. Филимонова И.В., ¹ к.э.н. Проворная И.В., ^{2,3} к.э.н. Комарова А.В.	52
1 - Федеральный исследовательский центр угля и углехимии СО РАН, г. Кемерово, Россия	52
2 - Институт нефтегазовой геологии и геофизики им. А.А. Трофимука СО РАН, г. Новосибирск, Россия	52
3 - Новосибирский национальный исследовательский государственный университет, г. Новосибирск, Россия	52
ОБЕСПЕЧЕННОСТЬ ТРУБОПРОВОДНОЙ ИНФРАСТРУКТУРОЙ НЕФТЕГАЗОВЫХ РЕГИОНОВ РОССИИ	55
^{1,2} к.э.н. Проворная И.В., ^{1,2} д.э.н. Филимонова И.В., ^{1,2} к.э.н. Немов В.Ю., ^{1,2} к.э.н. Мишенин М.В.	55
1 - Институт нефтегазовой геологии и геофизики им. А.А. Трофимука СО РАН, г. Новосибирск, Россия	55
2 - Новосибирский национальный исследовательский государственный университет, г. Новосибирск, Россия	55
ТРУДНОИЗВЛЕКАЕМЫЕ ЗАПАСЫ НЕФТИ КАК ФАКТОР СОЦИАЛЬНО- ЭКОНОМИЧЕСКОГО РОСТА РЕСУРСНЫХ РЕГИОНОВ	59
^{1,2} д.э.н. Филимонова И.В., ³ к.э.н. Проворная И.В., ^{1,2} к.э.н. Комарова А.В., ³ к.э.н. Немов В.Ю.	59

1 - Институт нефтегазовой геологии и геофизики им. А.А. Трофимука СО РАН, г. Новосибирск, Россия	59
2 - Новосибирский национальный исследовательский государственный университет, г. Новосибирск, Россия.....	59
3 - Федеральный исследовательский центр угля и углехимии СО РАН, г. Кемерово, Россия	59
ОБ ОДНОМ ПОДХОДЕ К ОПИСАНИЮ НАПРЯЖЁННОГО СОСТОЯНИЯ В ПРЕДЕЛЬНОЙ НАПРЯЖЁННОЙ ЗОНЕ УГОЛЬНОГО ПЛАСТА	65
д.т.н. Черданцев Н.В.....	65
Федеральный исследовательский центр угля и углехимии СО РАН, г. Кемерово, Россия	65
ВЛИЯНИЕ ХАРАКТЕРИСТИК ПРОЧНОСТИ МАССИВА НА КОНТАКТЕ С ПЛАСТОМ НА ПАРАМЕТРЫ ОПОРНОГО ДАВЛЕНИЯ	71
д.т.н. Черданцев Н.В.....	71
Федеральный исследовательский центр угля и углехимии СО РАН, г. Кемерово, Россия	71
ОБ ОДНОМ ПОДХОДЕ К ОПИСАНИЮ ВЫБРОСА ИЗ КРАЕВОЙ ЗОНЫ УГОЛЬНОГО ПЛАСТА.....	75
д.т.н. Черданцев Н.В.....	75
Федеральный исследовательский центр угля и углехимии СО РАН, г. Кемерово, Россия	75
К РАСЧЁТУ ПРОЧНОСТИ УГОЛЬНЫХ ЦЕЛИКОВ МЕТОДАМИ МЕХАНИКИ СЫПУЧЕЙ СРЕДЫ	80
д.т.н. Черданцев Н.В.....	80
Федеральный исследовательский центр угля и углехимии СО РАН, г. Кемерово, Россия	80
РАСЧЁТ ПАРАМЕТРОВ ДИСКОВОЙ ТРЕЩИНЫ ГИДРОРАЗРЫВА, РАСПОЛОЖЕННОЙ В ПРОЧНЫХ ПОРОДАХ КРОВЛИ ПЛАСТА ОКОЛО ПЛАСТОВОЙ ВЫРАБОТКИ	84
д.т.н. Черданцев Н.В.....	84
Федеральный исследовательский центр угля и углехимии СО РАН, г. Кемерово, Россия	84
ПОСТРОЕНИЕ ПОЛЯР ФРОНТОВ РЕАКЦИЙ В ГАЗОВОЗДУШНЫХ ПОТОКАХ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК ВБЛИЗИ ОЧАГОВ САМОНАГРЕВАНИЯ	89
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.	89
Научный центр ВостНИИ по промышленной и экологической безопасности в горной отрасли, г. Кемерово, Россия.....	89
ОБОСНОВАНИЕ ВОЗМОЖНОСТИ ОТРАБОТКИ ЗАПАСОВ ПРЕДОХРАНИТЕЛЬНЫХ ЦЕЛИКОВ АБАКАНСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ.....	95
д.т.н. Лобанова Т.В., Трофимова О.Л., Ижболдина С.В., Лобанов С.А.	95
Сибирский государственный индустриальный университет, г. Новокузнецк, Россия.....	95
ВСКРЫТИЕ УГОЛЬНОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ ПРИ КОМБИНИРОВАННОЙ РАЗРАБОТКЕ ПЛАСТОВ.....	100
к.т.н. Сенкус Вал.В., к.т.н. Чаплыгин В.В., д.т.н. Сенкус В.В.	100
Сибирский государственный индустриальный университет, г. Новокузнецк, Россия.....	100
ВЫБОР ВАРИАНТА РАЗРАБОТКИ МАКАРЬЕВСКОГО УГОЛЬНОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ .	104
Сенкус Вал.В., Чаплыгин В.В., Сенкус В.В.....	104
Сибирский государственный индустриальный университет, г. Новокузнецк, Россия.....	104
ВСКРЫТИЕ ПЛАСТОВ В БОРТАХ РАЗРЕЗА ПРИ ПОДЗЕМНОЙ ОТРАБОТКЕ ЗАПАСОВ И ОСОБЕННОСТИ СИСТЕМЫ ПРОВЕТРИВАНИЯ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК.....	111
к.т.н. Сенкус Вал.В., к.т.н. Чаплыгин В.В., д.т.н. Сенкус В.В.	111
Сибирский государственный индустриальный университет, г. Новокузнецк, Россия.....	111
СОВЕРШЕНСТВОВАНИЕ ТЕХНОЛОГИИ ВСПОМОГАТЕЛЬНЫХ РАБОТ ДЛЯ ОБЕСПЕЧЕНИЯ ЭФФЕКТИВНОЙ РАБОТЫ ДЛИННЫХ ОЧИСТНЫХ ЗАБОЕВ	113
¹ к.т.н. Никитина А.М., ¹ Риб С.В., ¹ Борзых Д.М., ² Дадынский Р.А.	113
1 - Сибирский государственный индустриальный университет г. Новокузнецк, Россия	113
2 - ООО «УМГШО», г. Новокузнецк, Россия.....	113
320 ЛЕТ СПУСТЯ: ГЕОМЕХАНИЧЕСКОЕ ОБЕСПЕЧЕНИЕ УСТОЙЧИВОСТИ ПОДЗЕМНЫХ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК.....	118
к.т.н. Никитина А.М., Ковыршина С.А.	118
Сибирский государственный индустриальный университет, г. Новокузнецк, Россия.....	118

ГОРНЫЕ МАШИНЫ И ТРАНСПОРТНЫЕ СИСТЕМЫ ДЛЯ ГОРНОДОБЫВАЮЩЕЙ ОТРАСЛИ	123
РАЗРАБОТКА ТЕХНИЧЕСКИХ ТРЕБОВАНИЙ К МЕХАНИЗИРОВАННОЙ ШАГАЮЩЕЙ КРЕПИ В СОСТАВЕ ГОРНО-ПРОХОДЧЕСКОГО КОМПЛЕКСА	125
чл.-корр. РАН Клишин В. И., Малахов Ю.В., д.э.н. Никитенко С.М., к.т.н. Анферов Б.А.	125
Федеральный исследовательский центр угля и углехимии СО РАН, г. Кемерово, Россия	125
ДЕЗИНТЕГРАЦИЯ УГОЛЬНОГО МАССИВА ПОДКРОВЕЛЬНОЙ ТОЛЩИ ПРИ РАЗРАБОТКЕ МОЩНЫХ ПЛАСТОВ С УПРАВЛЯЕМЫМ ВЫПУСКОМ	131
чл.-корр. РАН Клишин В.И., к.т.н. Анферов Б.А., к.т.н. Кузнецова Л.В.,.....	131
Варфоломеев Е.Л., Борисов И.Л.	131
Федеральный исследовательский центр угля и углехимии СО РАН, г. Кемерово, Россия	131
ПОВЫШЕНИЕ БЕЗОПАСНОСТИ ВЕДЕНИЯ ПОДЗЕМНЫХ ГОРНЫХ РАБОТ ПРИ РАЗРАБОТКЕ УГОЛЬНЫХ ПЛАСТОВ ЗА СЧЕТ ДЕЗИНТЕГРАЦИИ УГЛЕПОРОДНОГО МАССИВА	135
чл.-корр. РАН Клишин В.И., к.т.н., Опрук Г.Ю., Варфоломеев Е.Л., Борисов И. Л.	135
Федеральный исследовательский центр угля и углехимии СО РАН, г. Кемерово, Россия	135
АНАЛИЗ ПАРАМЕТРОВ ВИБРАЦИИ ГАЗООЧИСТНЫХ УСТАНОВОК, ЭКСПЛУАТИРУЕМЫХ В УГОЛЬНОЙ И ГОРНОРУДНОЙ ПРОМЫШЛЕННОСТИ КУЗБАССА	138
к.т.н. Герике П.Б., д.т.н. Герике Б.Л., член-корр. РАН Клишин В.И.....	138
Федеральный исследовательский центр угля и углехимии СО РАН, г. Кемерово, Россия	138
ПРОГНОЗИРОВАНИЕ ОСТАТОЧНОГО РЕСУРСА ГОРНЫХ МАШИН И ОБОРУДОВАНИЯ	144
к.т.н. Герике П.Б., д.т.н. Герике Б.Л.	144
Федеральный исследовательский центр угля и углехимии СО РАН, г. Кемерово, Россия	144
РАЗРАБОТКА МЕТОДОЛОГИИ СОЗДАНИЯ ЕДИНЫХ КРИТЕРИЕВ ДЛЯ ДИАГНОСТИКИ ДЕФЕКТОВ ОБОРУДОВАНИЯ ГОРНЫХ МАШИН	150
¹ к.т.н. Герике П.Б., ² к.т.н. Ещеркин П.В.....	150
1 - Федеральный исследовательский центр угля и углехимии СО РАН, г. Кемерово, Россия.....	150
2 – Кузбасский государственный технический университет им. Т.Ф. Горбачева, г. Белово, Россия	150
УСЛОВИЯ РЕАЛИЗАЦИИ УСТОЙЧИВОГО СИНХРОННОГО РЕЖИМА РАБОТЫ ИНЕРЦИОННЫХ ВИБРОВОЗБУДИТЕЛЕЙ ТРАНСПОРТИРУЮЩИХ УСТРОЙСТВ КАРЬЕРНОГО ОТВАЛООБРАЗОВАТЕЛЯ	154
к.т.н. Куликова Е.Г., Морозов А.В.	154
Институт горного дела им. Н.А. Чинакала СО РАН, г. Новосибирск, Россия	154
ОБЗОР СИСТЕМ КОНТРОЛЯ МОТОРНОГО МАСЛА В СИЛОВЫХ УСТАНОВКАХ СОВРЕМЕННЫХ ТРАНСПОРТНЫХ СРЕДСТВ	159
к.т.н., Ремизов С.В.....	159
АНО «Научно-образовательный центр «Кузбасс», г. Кемерово, Россия.....	159
ПРЕДЛОЖЕНИЯ ПО ОЦЕНКЕ ЭФФЕКТИВНОСТИ ИСПОЛЬЗОВАНИЯ САМОХОДНЫХ МЕХАНИЗИРОВАННЫХ КРЕПЕЙ ПРИ ОТРАБОТКЕ ПО СИСТЕМАМ С КОРОТКИМИ ОЧИСТНЫМИ ЗАБОЯМИ	162
д.т.н. Домрачев А.Н.....	162
Сибирский государственный индустриальный университет, г.Новокузнецк, Россия	162
ДЕМОНТАЖ МЕХАНИЗИРОВАННОГО КОМПЛЕКСА ПРИ ПОМОЩИ ДЕМОНТАЖНОГО ЩИТА В УСЛОВИЯХ ШАХТ ЮГА КУЗБАССА.....	165
¹ Никитина А.М., ¹ Риб С.В., ¹ Борзых Д.М., ² Дадынский Р.А.....	165
1 - Сибирский государственный индустриальный университет, г. Новокузнецк, Россия	165
2- ООО «УМГШО», г. Новокузнецк, Россия.....	165
ИССЛЕДОВАНИЕ РАБОТЫ ЦЕКОВОЙ ДРОБИЛКИ С УСТРОЙСТВАМИ ВЫБОРКИ ЗАЗОРОВ	170
¹ д.т.н. Никитин А.Г., ² к.т.н. Баженов И.А., ³ Абрамов А.В.	170
1 - Сибирский государственный индустриальный университет, г. Новокузнецк, Россия	170
2 - Уральский федеральный университет имени первого Президента России.....	170
Б.Н. Ельцина, г. Екатеринбург, Россия	170
3 - АНО «Центр поддержки и коммерциализации научно-технических проектов»,.....	170
г. Новокузнецк, Россия	170

ВЫБОР СТРУКТУРЫ РЕГУЛЯТОРА ЩЕКОВОЙ ДРОБИЛЬНОЙ МАШИНЫ	172
д.т.н. Никитин А.Г., к.т.н. Тагильцев-Галета К.В., к.ф.-м.н. Лактионов С.А.	172
Сибирский государственный индустриальный университет, г. Новокузнецк, Россия.....	172
ВЫБОР ЭНЕРГО-ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ РЕЖИМОВ СВАРКИ ПОД ФЛЮСОМ, ИЗГОТОВЛЕННЫМ ИЗ ШЛАКА ПРОИЗВОДСТВА СИЛИКОМАРГАНЦА ДЛЯ ДЕТАЛЕЙ ГОРНОШАХТНОГО ОБОРУДОВАНИЯ	175
д.т.н. Козырев Н.А., к.т.н. Усольцев А.А., к.т.н. Крюков Р.Е., Михно Р.А.	175
Сибирский государственный индустриальный университет, г. Новокузнецк, Россия.....	175
СОВЕРШЕНСТВОВАНИЕ ТЕХНОЛОГИИ КОНТАКТНОЙ СТЫКОВОЙ СВАРКИ РЕЛЬСОВЫХ ПЛЕТЕЙ ДЛЯ ПОДЪЕЗДНЫХ ЖЕЛЕЗНОДОРОЖНЫХ ПУТЕЙ ШАХТ	180
д.т.н. Козырев Н.А., Шевченко Р.А., к.т.н. Крюков Р.Е., к.т.н. Усольцев А.А.....	180
Сибирский государственный индустриальный университет, г. Новокузнецк, Россия.....	180
ИЗУЧЕНИЕ КОНЦЕНТРАЦИИ ВОДОРОДА В СВАРНОМ ШВЕ ПРИ СВАРКЕ ГОРНОШАХТНОГО ОБОРУДОВАНИЯ	184
к.т.н. А.А. Усольцев, д.т.н. Н.А. Козырев, А.Р. Михно, к.т.н. Р.Е. Крюков	184
Сибирский государственный индустриальный университет, г. Новокузнецк, Россия.....	184
ПОВЫШЕНИЕ СТОЙКОСТИ РЕЛЬСОВЫХ ПЛЕТЕЙ ЖЕЛЕЗНОДОРОЖНЫХ ПУТЕЙ ДЛЯ ПОДЪЕЗДНЫХ ЖЕЛЕЗНОДОРОЖНЫХ ПУТЕЙ ШАХТ	187
Шевченко Р.А., д.т.н. Козырев Н.А., к.т.н. Усольцев А.А., к.т.н. Крюков Р.Е.....	187
Сибирский государственный индустриальный университет, г. Новокузнецк, Россия.....	187
АЛГОРИТМ КОРРЕКТИРОВКИ МАРШРУТОВ ДОСТАВКИ ГРУЗОВ С УЧЕТОМ СОСТОЯНИЯ СИСТЕМЫ РАСПРЕДЕЛЕНИЯ РЕСУРСОВ АВТОДОРОЖНОГО КОМПЛЕКСА	191
Буйвис В.А., д.т.н. Новичихин А.В.....	191
Сибирский государственный индустриальный университет», г. Новокузнецк, Россия.....	191
ОРГАНИЗАЦИОННО-УПРАВЛЕНЧЕСКИЕ РЕШЕНИЯ ПРИ СЕРВИСНОМ ТО И РЕМОНТЕ БОЛЬШЕГРУЗНОЙ ТЕХНИКИ КОМПАНИИ ООО «МАЙНТЕК МАШИНЕРИ» ОФИЦИАЛЬНОГО ДИЛЕРА ГОРНОЙ ТЕХНИКИ ФИРМЫ НІТАСНІ ПО УВЕЛИЧЕНИЮ КОЭФФИЦИЕНТА ТЕХНИЧЕСКОЙ ГОТОВНОСТИ.....	197
д.т.н. Булакина Е.Н., Недзельская О.Н., Бикинеева А.Н., Моисеев В.В., Почуфаров Д.О., Кетов А.В.	197
Сибирский федеральный университет, г. Красноярск, Россия	197
О СОЗДАНИИ ФЕДЕРАЛЬНОГО ЦЕНТРА ПО ВЫРАБОТКЕ УПРАВЛЕНЧЕСКИХ РЕШЕНИЙ ПО РАЗВИТИЮ ПРЕДПРИЯТИЙ ГОРНОГО ДИВИЗИОНА МАШИНОСТРОИТЕЛЬНОЙ ОТРАСЛИ РОССИИ	201
^{1,2} д.т.н. Зеньков И. В.	201
1 - Сибирский государственный университет науки и технологий имени академика М. Ф. Решетнёва, г. Красноярск, Россия.....	201
2 - ИВТ СО РАН, г. Новосибирск, Россия	201
УПРАВЛЕНИЕ ЛОГИСТИКОЙ В УГЛЕДОБЫВАЮЩЕЙ ОТРАСЛИ ИНДОНЕЗИИ ПО РЕЗУЛЬТАТАМ ДИСТАНЦИОННОГО ЗОНДИРОВАНИЯ	204
^{1,2} д.т.н. Зеньков И. В.	204
1 - Сибирский государственный университет науки и технологий имени академика М. Ф. Решетнёва, г. Красноярск, Россия.....	204
2 - ИВТ СО РАН, г. Новосибирск, Россия	204
ТРАНСПОРТНАЯ ЛОГИСТИКА ДОСТУПА К ГЕОРЕСУРСАМ УГОЛЬНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ.....	205
Татарина О.А.....	205
Федеральный исследовательский центр угля и углехимии СО РАН, г. Кемерово, Россия	205
РОБОТИЗАЦИЯ И АВТОМАТИЗАЦИЯ ПРОЦЕССОВ ГОРНОГО ПРОИЗВОДСТВА.....	209
ЧИСЛЕННОЕ ИССЛЕДОВАНИЕ ВЛИЯНИЯ НЕОДНОРОДНОСТИ МАССИВА ГОРНЫХ ПОРОД НА ЕГО ГЕОМЕХАНИЧЕСКОЕ СОСТОЯНИЕ В ОКРЕСТНОСТИ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК ДЛЯ ОБОСНОВАНИЯ ДИГИТАЛИЗАЦИИ ПОДЗЕМНОЙ УГЛЕДОБЫЧИ.....	211
¹ д.т.н. Павлова Л.Д., ¹ д.т.н. Фрянов В.Н., ² М.О. Еремин	211
1 - Сибирский государственный индустриальный университет, г. Новокузнецк, Россия	211
2 – Институт физики прочности и материаловедения СО РАН, г. Томск, Россия.....	211

ПРОЕКТИРОВАНИЕ СИСТЕМЫ АВТОМАТИЗАЦИИ УПРАВЛЕНИЯ ПОГРУЗОЧНО-СКЛАДСКИМ КОМПЛЕКСОМ УГЛЕОБОГАТИТЕЛЬНОЙ ФАБРИКИ «ШАХТА №12».....	218
^{1,2} к.т.н. Грачев В.В., ^{1,2} д.т.н. Мышляев Л.П., ¹ к.т.н. Ляховец М.В., ¹ Макаров Г.В., ³ к.э.н. Ивушкин К.А., ⁴ Коршунов С.Ю.....	218
1 - Сибирский государственный индустриальный университет, г. Новокузнецк, Россия	218
2 - Научно-исследовательский центр систем управления, г. Новокузнецк, Россия	218
3 - Объединённая компания «Сибшхтострой», г. Новокузнецк, Россия.....	218
4 - Шахта №12, г. Киселевск, Россия	218
СОЗДАНИЕ СИСТЕМЫ АВТОМАТИЗАЦИИ УПРАВЛЕНИЯ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИМ КОМПЛЕКСОМ ОБОГАТИТЕЛЬНОЙ ФАБРИКИ «ШАХТА №12» НА БАЗЕ ПАКЕТА WONDERWARE SYSTEM PLATFORM 2017.....	222
¹ Иванов Д.В., ^{1,2} к.т.н. Грачев В.В., ^{1,2} д.т.н. Мышляев Л.П., ¹ к.т.н. Ляховец М.В., ³ к.э.н. Ивушкин К.А., ¹ Коровин Д.Е.	222
1 - Сибирский государственный индустриальный университет, г. Новокузнецк, Россия	222
2 - Научно-исследовательский центр систем управления, г. Новокузнецк, Россия	222
3 - Объединённая компания «Сибшхтострой», г. Новокузнецк, Россия.....	222
О РАСШИРЕНИИ ФУНКЦИОНАЛЬНЫХ ВОЗМОЖНОСТЕЙ САУ ТК ОФ «БАРЗАССКАЯ».....	225
¹ д.т.н. Мышляев Л.П., ² Макаров Г.В., ² Саламатин А.С., ² Коровин Д.Е., ³ Горб Д.С.....	225
1 – ООО «Научно-исследовательский центр систем управления», г. Новокузнецк, Россия	225
2 – Сибирский государственный индустриальный университет, г. Новокузнецк, Россия	225
3 – ООО СП «Барзасское товарищество»	225
ИНФОРМАЦИОННОЕ ОБЕСПЕЧЕНИЕ АВТОМАТИЗИРОВАННОЙ СИСТЕМЫ СБОРА ДАННЫХ КОНВЕЙЕРНОГО ТРАНСПОРТА.....	229
Коровин Д.Е., к.т.н. Ляховец М.В.....	229
Сибирский государственный индустриальный университет, г. Новокузнецк, Россия	229
ВИРТУАЛИЗАЦИЯ РАБОЧЕГО МЕСТА ОПЕРАТОРА И РЕШЕНИЕ ТЕКУЩИХ ЗАДАЧ ЕЁ ИНТЕРФЕЙСНОЙ РЕАЛИЗАЦИИ.....	232
к.т.н. Никитенко М.С., Кизилов С.А. к.б.н. Игнатова А.Ю., к.т.н. Ремизов С.В., Натура Е.С.....	232
Федеральный исследовательский центр угля и углехимии СО РАН, Россия, г. Кемерово	232
КОНЦЕПЦИЯ ПРИМЕНЕНИЯ ТЕХНОЛОГИЙ КОМПЬЮТЕРНОГО ЗРЕНИЯ ДЛЯ УПРАВЛЕНИЯ АВТОНОМНЫМ ТРАНСПОРТОМ.....	235
Кизилов С.А., к.т.н. Никитенко М.С.	235
Федеральный исследовательский центр угля и углехимии СО РАН, Россия, г. Кемерово	235
АНАЛИЗ ЭФФЕКТИВНЫХ СРЕДСТВ МОДЕЛИРОВАНИЯ ГОРНО-ГЕОЛОГИЧЕСКИХ ПРОЦЕССОВ.....	238
Белый А.М., д.т.н. Павлова Л.Д., д.т.н. Фрянов В.Н.....	238
Сибирские государственный индустриальный университет, г. Новокузнецк, Россия.....	238
ОБОСНОВАНИЕ ВОЗМОЖНОСТИ ПРИМЕНЕНИЯ НЕЙРОННОЙ СЕТИ ДЛЯ ПРОГНОЗИРОВАНИЯ МЕТАНОВЫДЕЛЕНИЯ ПРИ ПОДЗЕМНОЙ ОТРАБОТКЕ ГАЗОНОСНЫХ УГОЛЬНЫХ ПЛАСТОВ.....	241
Дворянчиков М.В., д.т.н. Павлова Л.Д.,.....	241
Сибирский государственный индустриальный университет, г. Новокузнецк, Россия	241
О ФУНКЦИЯХ И ЗАДАЧАХ УПРАВЛЕНИЯ КОНКУРЕНТОСПОСОБНОСТЬЮ СТАДИИ ЭКСПЛУАТАЦИИ ИТ-СЕРВИСА.....	245
¹ к.т.н. Зимин А.В., ² д.т.н. Буркова И.В., ¹ д.т.н. Зимин В.В.	245
1 - Сибирский государственный индустриальный университет, г. Новокузнецк, Россия	245
2 - Институт проблем управления РАН, г. Москва, Россия	245
КОНКУРЕНТОСПОСОБНОСТЬ СЕРВИСОВ И ПРОЦЕССОВ – СИСТЕМООБРАЗУЮЩИЙ ЭЛЕМЕНТ СТРАТЕГИИ ИТ-ПРОВАЙДЕРА	248
к.т.н. Зимин А.В.....	248
Сибирский государственный индустриальный университет, г. Новокузнецк, Россия	248
О ПРИМЕНЕНИИ КОМПЕНСИРУЮЩИХ УСТРОЙСТВ В ЭЛЕКТРИЧЕСКИХ СЕТЯХ ГОРНЫХ ПРЕДПРИЯТИЙ	254
^{1,2} д.т.н. Малафеев С.И., ³ к.т.н. Малафеев С.И.....	254
1 – ООО Компания «Объединенная Энергия», г. Москва, Россия	254
2 – Владимирский государственный университет имени А.Г. и Н.Г. Столетовых, г. Владимир, Россия	254

3 – Владимирский политехнический колледж.....	254
АЛГОРИТМИЗАЦИЯ ПРОЦЕССОВ УПРАВЛЕНИЯ АСИНХРОННЫМ ДВИГАТЕЛЕМ ПОДЪЕМНОЙ УСТАНОВКИ С РЕГУЛИРУЕМЫМИ СОПРОТИВЛЕНИЯМИ В ЦЕПИ РОТОРА	259
д.т.н. Островляничик В.Ю., к.т.н. Кубарев В.А., Маршев Д.А.	259
Сибирский государственный индустриальный университет, г. Новокузнецк, Россия.....	259
СИСТЕМА УПРАВЛЕНИЯ АСИНХРОННЫМ ЭЛЕКТРОПРИВОДОМ ПОДЪЕМНОЙ УСТАНОВКИ С УПРАВЛЯЕМЫМ ПРЕОБРАЗОВАТЕЛЕМ ТОКА В ЦЕПИ РОТОРА	264
д.т.н. Островляничик В. Ю., к.т.н. Кубарев В. А., Поползин И. Ю., Маршев Д. А., Жданов Е. В. ...	264
Сибирский государственный индустриальный университет, г. Новокузнецк, Россия.....	264
СИСТЕМА ЗАЩИТЫ ОТ ЗАВИСАНИЯ ПОДЪЕМНОГО СОСУДА В СТВОЛЕ	270
д.т.н. Островляничик В. Ю., к.т.н. Кубарев В. А., Маршев Д.А.	270
Сибирский государственный индустриальный университет», г. Новокузнецк, Россия.....	270
ПРИМЕНЕНИЕ ЧАСТОТНЫХ ПРЕОБРАЗОВАТЕЛЕЙ В ЦЕПИ СТАТОРА АСИНХРОННОГО ДВИГАТЕЛЯ ПОДЪЕМНОЙ УСТАНОВКИ С ДВОЙНЫМ ПИТАНИЕМ	274
д.т.н. Островляничик В. Ю., Поползин И. Ю., к.т.н. Кубарев В. А., Маршев Д. А.	274
Сибирский государственный индустриальный университет, г. Новокузнецк, Россия.....	274
УТОЧНЕННАЯ МАТЕМАТИЧЕСКАЯ МОДЕЛЬ ПОПЕРЕЧНЫХ КОЛЕБАНИЙ КАНАТОВ И ВАЛОВ ШАХТНЫХ ПОДЪЕМНЫХ УСТАНОВОК.....	278
Борщинский М.Ю.....	278
Сибирский государственный индустриальный университет, г. Новокузнецк, Россия.....	278
ОБНАРУЖЕНИЕ ПОМПАЖА ЦЕНТРОБЕЖНОГО ТУРБОКОМПРЕССОРА ПО ТОКУ ПРИВОДНОГО ЭЛЕКТРОДВИГАТЕЛЯ	285
¹ к.т.н. Кипервассер М.В., ² Герасимук А.В.	285
1 - Сибирский государственный индустриальный университет, г. Новокузнецк, Россия	285
2 - АО «Сибирский Тяжпромэлектропроект», г. Новокузнецк, Россия	285
ДИАГНОСТИКА ПОДШИПНИКОВ СКОЛЬЖЕНИЯ ГОРНОГО ОБОРУДОВАНИЯ	290
к.т.н. Кипервассер М.В., к.т.н. Симаков В.П., к. ф-м.н., Лактионов С.А., к.т.н. Модзелевский Д.Е.	290
Сибирский государственный индустриальный университет, г. Новокузнецк, Россия.....	290
ОБ АВТОМАТИЗАЦИИ ПЛАНИРОВАНИЯ РАБОТЫ СМЕННЫХ ЗВЕНЬЕВ ОЧИСТНОГО КОМБАЙНОВОГО КОМПЛЕКСА	295
д.т.н. Кулаков С.М., Коинов Р.С.	295
Сибирский государственный индустриальный университет, г. Новокузнецк, Россия.....	295
ЧИСЛЕННОЕ МОДЕЛИРОВАНИЕ НАПРЯЖЕННО-ДЕФОРМИРОВАННОГО СОСТОЯНИЯ ГЕОМАССИВА С УЧЕТОМ РАЗЛИЧНОЙ СОПРОТИВЛЯЕМОСТИ ПОРОД РАСТЯЖЕНИЮ ИЛИ СЖАТИЮ	297
д.т.н. А.Б. Цветков.....	297
Сибирский государственный индустриальный университет, г. Новокузнецк, Россия.....	297
ОЦЕНКА ЭФФЕКТИВНОСТИ И УСТОЙЧИВОСТИ ЭНЕРГОСИСТЕМЫ В УСЛОВИЯХ УГОЛЬНЫХ ШАХТ.....	300
к.т.н. Тимофеев А.С., М.О. Курдюков.....	300
Сибирский государственный индустриальный университет, г. Новокузнецк, Россия.....	300
ОПРЕДЕЛЕНИЕ ДОПУСТИМОГО ВРЕМЕНИ ПЕРЕРЫВА В ЭЛЕКТРОСНАБЖЕНИИ ШАХТНЫХ ВОДОТЛИВНЫХ УСТАНОВОК	302
¹ к.т.н. Ефременко В.М., ^{1,2} Скребнева Е.В.	302
1 - Кузбасский государственный технический университет имени Т.Ф. Горбачева», г. Кемерово, Россия	302
2 - ООО «КАТЭН», г. Москва, Россия	302
ОПРЕДЕЛЕНИЕ ДОПУСТИМОГО ВРЕМЕНИ ПЕРЕРЫВА В ЭЛЕКТРОСНАБЖЕНИИ ШАХТНЫХ ВЕНТИЛЯТОРНЫХ УСТАНОВОК	306
¹ к.т.н. Ефременко В.М., ^{1,2} Скребнева Е.В.	306
1 - Кузбасский государственный технический университет имени Т.Ф. Горбачева», г. Кемерово, Россия	306
2 - ООО «КАТЭН», г. Москва, Россия	306
ОПРЕДЕЛЕНИЕ МОЩНОСТИ АВТОНОМНОГО ИСТОЧНИКА ЭЛЕКТРОСНАБЖЕНИЯ УГОЛЬНОЙ ШАХТЫ.....	308

¹ к.т.н. Ефременко В.М., ^{1,2} Скребнева Е.В.	308
1 - Кузбасский государственный технический университет имени Т.Ф. Горбачева», г. Кемерово, Россия	308
2 - ООО «КАТЭН», г. Москва, Россия	308

ПРОМЫШЛЕННАЯ И ЭКОЛОГИЧЕСКАЯ БЕЗОПАСНОСТЬ ГОРНЫХ ПРЕДПРИЯТИЙ.....	313
НАУЧНО-МЕТОДИЧЕСКОЕ ОБЕСПЕЧЕНИЕ КОНТРОЛЯ КОНЦЕНТРАЦИЙ УГЛЕРОДСОДЕРЖАЮЩЕЙ ПЫЛИ В АТМОСФЕРНОМ ВОЗДУХЕ В ЗОНЕ ДЕЙСТВИЯ ПРЕДПРИЯТИЙ ПО ДОБЫЧЕ И ПЕРЕРАБОТКЕ УГЛЕЙ.....	315
^{1,2} д.т.н. Журавлева Н.В., ¹ к.х.н. Хабибулина Е.Р., ³ Журавлева Е.В., ³ академик РАН З.Р. Исмагилов	315
1 - Западно-Сибирский испытательный центр, г. Новокузнецк, Россия	315
2 - Сибирский государственный индустриальный университет, г. Новокузнецк, Россия	315
3 - Федеральный Исследовательский Центр угля и углехимии СО РАН, г. Кемерово, Россия	315
КОМПЛЕКСНАЯ ОЦЕНКА ЭНДОГЕННОЙ ПОЖАРООПАСНОСТИ УГОЛЬНЫХ ШАХТ ДОНБАССА	321
д.т.н. Греков С.П., Орликова В.П., Всякий А.А.	321
Государственный научно-исследовательский институт горноспасательного дела, пожарной безопасности и гражданской защиты «Респиратор», г. Донецк, ДНР	321
ОБОСНОВАНИЕ АКТУАЛЬНОСТИ ИНЪЕКЦИОННОЙ ЛОКАЛИЗАЦИИ И ДЕЗАКТИВАЦИИ ЭНДОГЕННОГО САМОВОЗГОРАНИЯ УГОЛЬНЫХ ПЛАСТОВ.....	324
д.т.н. Майоров А.Е., д.х.н. Патраков Ю.Ф., к.х.н. Семёнова С.А., к.т.н. Абрамов И.Л., Непейна Е.С.	324
Федеральный исследовательский центр угля и углехимии СО РАН, Кемерово, Россия.....	324
МЕТОДИКА ОПРЕДЕЛЕНИЯ КРИТЕРИЯ ВЫБРОСООПАСНОСТИ ПО МЕДИАНЕ АМПЛИТУДНО-ЧАСТОТНОЙ ХАРАКТЕРИСТИКИ ШУМОВ РАБОТАЮЩЕГО ОБОРУДОВАНИЯ	331
д.т.н. Шадрин А.В., Контримас А.А.,.....	331
Федеральный исследовательский центр угля и углехимии СО РАН, г. Кемерово, Россия	331
СРАВНЕНИЕ КРИТЕРИЕВ ВЫБРОСООПАСНОСТИ НА НАЧАЛЬНОМ И КОНЕЧНОМ ЭТАПАХ ПОДГОТОВКИ ВНЕЗАПНОГО ВЫБРОСА УГЛЯ И ГАЗА	337
д.т.н. Шадрин А.В.	337
Федеральный исследовательский центр угля и углехимии СО РАН, г. Кемерово, Россия	337
ИССЛЕДОВАНИЕ ОСОБЕННОСТЕЙ ПРОЦЕССА ГАЗОВЫДЕЛЕНИЯ ПРИ ПРОВЕДЕНИИ ПОДГОТОВИТЕЛЬНЫХ ВЫРАБОТОК ВСЛЕДСТВИЕ НЕРАВНОМЕРНОГО ТЕХНОЛОГИЧЕСКОГО ВОЗДЕЙСТВИЯ НА УГОЛЬНЫЙ ПЛАСТ.....	343
к.т.н. Плаксин М.С.	343
Федеральный исследовательский центр угля и углехимии СО РАН, г. Кемерово, Россия	343
ИССЛЕДОВАНИЕ ПРОЦЕССА ДЕСОРБЦИИ МЕТАНА ПРИ ВЫСОКОНАПОРНОМ ВОЗДЕЙСТВИИ ЖИДКОСТИ НА УГОЛЬНЫЙ ПЛАСТ.....	347
к.т.н. Плаксин М.С., Родин Р.И.....	347
Федеральный исследовательский центр угля и углехимии СО РАН, г. Кемерово, Россия	347
ЭФФЕКТИВНОСТЬ ПЛАСТОВОЙ ДЕГАЗАЦИИ В ЗАВИСИМОСТИ ОТ ПРОЦЕССОВ СДВИЖЕНИЙ ПОРОД КРОВЛИ.....	351
к.т.н. Шинкевич М.В., Родин Р.И.	351
Федеральный исследовательский центр угля и углехимии СО РАН, г. Кемерово, Россия	351
ОЦЕНКА ПРИРОДНОЙ ГАЗОНОСНОСТИ УГОЛЬНЫХ ПЛАСТОВ	355
Рябцев А.А., к.т.н. Козырева Е.Н.....	355
Федеральный исследовательский центр угля и углехимии СО РАН, г. Кемерово, Россия	355
ИНВЕНТАРИЗАЦИЯ ВЫБРОСОВ ПАРНИКОВЫХ ГАЗОВ УГЛЕДОБЫВАЮЩЕГО РЕГИОНА	358
д.т.н. Тайлаков О.В., к.т.н. Застрелов Д.Н.	358
Федеральный исследовательский центр угля и углехимии СО РАН, г. Кемерово, Россия	358
МОНИТОРИНГ ИЗМЕНЕНИЯ ТЕХНИЧЕСКОГО СОСТОЯНИЯ ПЛАСТОВЫХ СКВАЖИН В ПРОЦЕССЕ УГЛЕДОБЫЧИ.....	363

д.т.н. Тайлаков О.В., к.т.н. Застрелов Д.Н., Макеев М.П., Салтымаков Е.А., Колесниченко С.Е.	363
Федеральный исследовательский центр угля и углехимии СО РАН, г. Кемерово, Россия.....	363
ОПРЕДЕЛЕНИЕ ФИЛЬТРАЦИОННЫХ СВОЙСТВ УГОЛЬНЫХ ПЛАСТОВ ПО РЕЗУЛЬТАТАМ ШАХТНЫХ ИЗМЕРЕНИЙ.....	366
д.т.н. Тайлаков О.В., Уткаев Е.А., Макеев М.П.	366
Федеральный исследовательский центр угля и углехимии СО РАН, г. Кемерово, Россия.....	366
ДЕГАЗАЦИЯ УГОЛЬНЫХ ПЛАСТОВ: СОСТОЯНИЕ И ПЕРСПЕКТИВЫ.....	370
¹ д.э.н. Никитенко С.М., ² Глухих С.А.....	370
1 - Федеральный исследовательский центр угля и углехимии СО РАН, г. Кемерово, Россия.....	370
2 – ООО «Метаника», г. Севастополь, Россия.....	370
О СПОСОБЕ ВНЕСЕНИЯ В МОДЕЛЬ ТОПОЛОГИИ ОБЪЁМОВ ЗАГАЗОВАНИЯ В ЗАКРЕПНОМ ПРОСТРАНСТВЕ ВЫЕМОЧНЫХ УЧАСТКОВ ПРИ РАСЧЁТАХ ВЗРЫВОБЕЗОПАСНЫХ РАССТОЯНИЙ.....	373
^{1,2} к.т.н. Говорухин Ю.М., ² к.т.н. Криволапов В.Г., ^{2,3} д.т.н. Палеев Д.Ю.....	373
1 – Сибирский государственный индустриальный университет, г. Новокузнецк, Россия.....	373
2 –Национальный горноспасательный центр, г. Новокузнецк, Россия.....	373
3 – Горный институт УрО РАН, г. Пермь, Россия.....	373
МОДЕЛИРОВАНИЕ ГАЗОДИНАМИЧЕСКИХ ПРОЦЕССОВ ПРИ ИЗОЛЯЦИИ ВЫРАБОТОК АВАРИЙНЫХ УЧАСТКОВ С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ ГИДРОЗАТВОРОВ.....	376
^{1,2} к.т.н. Говорухин Ю.М., ² к.т.н. Криволапов В.Г., ^{1,2,3} д.т.н. Палеев Д.Ю.....	376
1 –Сибирский государственный индустриальный университет, г. Новокузнецк, Россия.....	376
2 –Национальный горноспасательный центр, г. Новокузнецк, Россия.....	376
3 – Горный институт УрО РАН, г. Пермь, Россия.....	376
О ПУЛЬСИРУЮЩЕМ ХАРАКТЕРЕ ПРОЯВЛЕНИЯ ЗОН СЕЙСМИЧЕСКОЙ АКТИВИЗАЦИИ НА ОБЪЕКТАХ УГЛЕДОБЫЧИ В КУЗБАССЕ.....	380
Денисов С.В., Поляков Д.А.	380
Научный центр проблем безопасного освоения недр ВНИИ-ГЕО, г. Кемерово, Россия.....	380
ПРОТОКОЛ ВЗАИМОДЕЙСТВИЯ СЛУЖБ МОНИТОРИНГА ГЕОДИНАМИЧЕСКИХ ПРОЦЕССОВ И ПРОИЗВОДСТВЕННЫХ ОПЕРАЦИЙ ПРИ УПРАВЛЯЕМОМ ВОЗДЕЙСТВИИ НА МАССИВ.....	386
к.т.н. Лазаревич Т.И., Харкевич А.С., Власенко Ю.Н., к.т.н. Шубина Е.А.	386
Научный центр проблем безопасного освоения недр ВНИИ-ГЕО, г. Кемерово, Россия.....	386
УСЛОВИЯ РАЗВЯЗЫВАНИЯ ВНЕЗАПНЫХ ВЫБРОСОВ УГЛЯ И ГАЗА В ОЧИСТНЫХ ЗАБОЯХ УГОЛЬНЫХ ШАХТ.....	391
д. т. н. В.С. Зыков, д. т. н. В.В. Иванов.....	391
Научный центр ВостНИИ по промышленной и экологической безопасности в горной отрасли, г. Кемерово, Россия.....	391
МЕХАНОГИДРАВЛИЧЕСКИЙ СПОСОБ РЕКУЛЬТИВАЦИИ ОТКРЫТЫХ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК.....	398
к.т.н. Чаплыгин В.В., к.т.н. Сенкус Вал.В., Матвеев А.В., д.т.н. Сенкус В.В.	398
Сибирский государственный индустриальный университет, г. Новокузнецк, Россия.....	398
СИСТЕМНАЯ КОНЦЕПЦИЯ ПРОМЫШЛЕННОЙ БЕЗОПАСНОСТИ УГОЛЬНЫХ КОМПАНИЙ КЕМЕРОВСКОЙ ОБЛАСТИ.....	401
к.э.н. Новоселов С.В.....	401
Кемеровский региональный институт повышения квалификации им. В.П. Романова, г. Кемерово, Россия.....	401
ФОРМИРОВАНИЕ РЕГИОНАЛЬНОЙ СИСТЕМЫ УПРАВЛЕНИЯ ЭКОЛОГО- ЭКОНОМИЧЕСКОЙ БЕЗОПАСНОСТЬЮ.....	403
¹ д.т.н. Киселева Т.В., ² к.т.н. Михайлов В.Г., ² Михайлова Я.С.	403
1 - Сибирский государственный индустриальный университет, г. Новокузнецк, Россия.....	403
2 - Кузбасский государственный технический университет имени Т.Ф. Горбачева, г. Кемерово, Россия.....	403
УПРАВЛЕНИЕ ПЕРСОНАЛОМ И ОХРАНОЙ ТРУДА В ПРОИЗВОДСТВЕННОЙ СРЕДЕ ПОГРУЗОЧНО-ТРАНСПОРТНОГО ПРЕДПРИЯТИЯ.....	409
¹ к.т.н. Приступа Ю.Д., ¹ к.т.н. Шишкина С.В., ² д.т.н. Павлова Л.Д., ² д.т.н. Фрянов В.Н.....	409
1 - ООО «Объединенное ПТУ Кузбасса», г. Ленинск-Кузнецкий, Россия.....	409

2 – Сибирский государственный индустриальный университет, г. Новокузнецк, Россия	409
РАЗРАБОТКА И ОБОСНОВАНИЕ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ РЕШЕНИЙ ПО ТРАНСФОРМАЦИИ ОРГАНИЧЕСКОЙ МАССЫ ТОНКОДИСПЕРСНЫХ ОТХОДОВ УГЛЕБОГАЩЕНИЯ	413
¹ д.т.н. Мурко В.И., ¹ д.т.н. Темлянцев М.В., ¹ Литвинов Ю.А., ² к.т.н. Волков М.А., ³ д.т.н. Баранова М.П.	413
1 - Сибирский государственный индустриальный университет, г. Новокузнецк, Россия	413
2 - ООО «Сибниинуглеобогащение», г. Прокопьевск, Россия.....	413
3 - Сибирский федеральный университет, г. Красноярск, Россия.....	413
ОРГАНИЗАЦИЯ КОНКУРЕНТОСПОСОБНОГО, РЕСУРСО- И ЭНЕРГОСБЕРЕГАЮЩЕГО ПРОИЗВОДСТВА НА ОСНОВЕ ЭЛЕКТРОТЕРМИЧЕСКОЙ ПЕРЕРАБОТКИ УГОЛЬНОГО И КАРБОНАТНОГО МИНЕРАЛЬНОГО СЫРЬЯ ДЛЯ ПОЛУЧЕНИЯ ПРОДУКЦИИ ТОПЛИВНОГО И НЕТОПЛИВНОГО НАЗНАЧЕНИЯ В ПРИМОРСКОМ КРАЕ И КЕМЕРОВСКОЙ ОБЛАСТИ	418
¹ д.т.н. Жуков А.В., ² к.т.н. Ковалев В.Н.	418
1 - ООО Научно-производственная компания «Примор-Карбид», г. Владивосток, Россия.....	418
2 - ООО Научно-производственное предприятие «Энерготерм-система», г. Истра, Россия.....	418
ИССЛЕДОВАНИЕ НА МАТЕМАТИЧЕСКИХ МОДЕЛЯХ ЭФФЕКТИВНОСТИ САВМЕСТНОЙ ПЕРЕРАБОТКИ ПЫЛЕВИДНЫХ УГОЛЬНЫХ И МЕТАЛЛУГИЧЕСКИХ ОТХОДОВ С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ ПЛАВИЛЬНОГО ГАЗИФИКАТОРА	422
д.т.н. Цымбал В.П., д.т.н. Рыбенко И.А., к.т.н. Сеченов П.А., Рыбушкин А. А.	422
Сибирский государственный индустриальный университет, г. Новокузнецк, Россия	422
РЕЗУЛЬТАТЫ ЭЛЕКТРОТОМОГРАФИЧЕСКИХ ИЗМЕРЕНИЙ ПО ПРОФИЛЮ «ROLL ALONG» ВДОЛЬ БОРТА ХВОСТОХРАНИЛИЩА В СОПОСТАВЛЕНИИ С ГЕОХИМИЧЕСКИМ ОПРОБОВАНИЕМ (Г. САЛАИР, КЕМЕРОВСКАЯ ОБЛАСТЬ)	429
к.г.-м.н. Юркевич Н.В., Федорова Т.А., Грахова С.П., Кучер Д.О.	429
Институт нефтегазовой геологии и геофизики им. А. А. Трофимука СО РАН, г. Новосибирск, Россия	429
РАЗРАБОТКА МЕТОДА ОЦЕНКИ КРИСТАЛЛИЧЕСКОЙ И АМОРФНОЙ ФАЗ В ПЕРЕХОДНОМ СЛОЕ СТЕКЛОКРИСТАЛЛИЧЕСКОГО КАРКАСА КЕРАМИЧЕСКИХ ОБРАЗЦОВ С ЯЧЕЙСТОЙ СТРУКТУРОЙ	433
д.т.н. Столбоушкин А.Ю., Шевченко В.В., к.т.н. Фомина О.А.	433
Сибирский государственный индустриальный университет, г. Новокузнецк, Россия	433
ПОЧВЕННО-ЭКОЛОГИЧЕСКОЕ СОСТОЯНИЕ РЕКУЛЬТИВИРОВАННЫХ УЧАСТКОВ С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ ОТХОДОВ УГЛЕБОГАЩЕНИЯ.....	439
¹ к.б.н. Семина И.С., ² д.б.н. Андроханов В.А., ² к.б.н. Куляпина Е.Д.	439
1 - Сибирский государственный индустриальный университет, г. Новокузнецк, Россия	439
2 - Институт почвоведения и агрохимии СО РАН, г. Новосибирск, Россия	439
ПОВЫШЕНИЕ КОНКУРЕНЦИИ ПРОДУКЦИИ УГОЛЬНЫХ РАЗРЕЗОВ НА МИРОВОМ РЫНКЕ ЧЕРЕЗ СОЗДАНИЕ ФЕДЕРАЛЬНОГО ЦЕНТРА МОНИТОРИНГА НАРУШЕННЫХ ЗЕМЕЛЬ	444
^{1,2} д.т.н. Зеньков И. В.	444
1 - Сибирский государственный университет науки и технологий имени академика М. Ф. Решетнёва, г. Красноярск, Россия.....	444
2 - ИВТ СО РАН, г. Новосибирск, Россия	444
КОМПЛЕКСНАЯ МЕХАНИЗАЦИЯ В ТЕХНОЛОГИЯХ РЕКУЛЬТИВАЦИИ ПОРОДНЫХ ОТВАЛОВ УГОЛЬНЫХ РАЗРЕЗОВ НА ТЕРРИТОРИИ КРАЙНЕГО СЕВЕРА.....	448
^{1,2} д.т.н. Зеньков И. В.	448
1 - Сибирский государственный университет науки и технологий имени академика М. Ф. Решетнёва, г. Красноярск, Россия.....	448
2 - ИВТ СО РАН, г. Новосибирск, Россия	448
РЕЗУЛЬТАТЫ ДИСТАНЦИОННОГО МОНИТОРИНГА ЭКОЛОГИИ НАРУШЕННЫХ ЗЕМЕЛЬ ПРИ РАЗРАБОТКЕ МЕСТОРОЖДЕНИЙ АНТРАЦИТОВ ГОРЛОВСКОГО УГОЛЬНОГО БАССЕЙНА	453
^{1,2} д.т.н. Зеньков И. В.	453
1 - Сибирский государственный университет науки и технологий имени академика М. Ф. Решетнёва, г. Красноярск, Россия.....	453
2 - ИВТ СО РАН, г. Новосибирск, Россия	453

ИНФОРМАЦИОННОЕ ОБЕСПЕЧЕНИЕ ОЦЕНКИ ЭКОЛОГИИ НАРУШЕННЫХ ЗЕМЕЛЬ ПРИ РАЗРАБОТКЕ АБАНСКОГО БУРОУГОЛЬНОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ	455
^{1,2} д.т.н. Зеньков И.В.	455
1 - Сибирский государственный университет науки и технологий имени академика М. Ф. Решетнёва, г. Красноярск, Россия.....	455
2 - ИВТ СО РАН, г. Новосибирск, Россия	455
РЕЗУЛЬТАТЫ ДИСТАНЦИОННОГО МОНИТОРИНГА ЭКОЛОГИИ НАРУШЕННЫХ ЗЕМЕЛЬ НА ВОЛЧАНСКОМ УГОЛЬНОМ МЕСТОРОЖДЕНИИ	458
^{1,2} д.т.н. Зеньков И. В.	458
1 - Сибирский государственный университет науки и технологий имени академика М. Ф. Решетнёва, г. Красноярск, Россия.....	458
2 - ИВТ СО РАН, г. Новосибирск, Россия	458

ГЕОТЕХНОЛОГИИ КОМПЛЕКСНОГО ОСВОЕНИЯ НЕДР

ФОРМИРОВАНИЕ ПРОГНОСТИЧЕСКИХ ПАРАМЕТРОВ ДИНАМИЧЕСКИХ ЯВЛЕНИЙ У ОЧИСТНЫХ ЗАБОЕВ УГОЛЬНЫХ ШАХТ

М. Ройтер, докт. М. Крах, У. Кисслинг, д.т.н. Ю. Векслер

Фирма Марко Системный анализ и разработки гмбх, г. Дахау, Германия

Аннотация. На основе решения задачи теории ползучести установлены закономерности опорного давления лавы в пласте с зоной дезинтеграции впереди забоя, у участков изменения мощности пласта, у передовых скважин, формирующие прогностические параметры динамических явлений.

Ключевые слова: лава, трещиноватая зона, опорное давление, прогностические параметры, динамические явления

Прогностические параметры динамических явлений отражают формирование удароопасных или выбросоопасных состояний массива горных пород в окрестности горных выработок. Своевременное определение этих параметров при мониторинге геомеханического состояния очистного забоя позволит снизить риск возникновения газодинамических явлений путем применения текущих профилактических мероприятий.

Рассматриваемые ниже прогностические параметры основываются на результатах исследований газодинамических явлений на ударо- и выбросоопасных пластах на шахтах в Германии и в Карагандинском угольном бассейне.

На шахтах в Германии в 1956 – 1961 годах установлено, что горным ударам в выработках предшествуют ускорения их конвергенции и сужения, а в лавах – ускорения конвергенции и отжима забоя [1]. На основе этих результатов фирмой Марко предложен и апробирован геомеханический прогностический параметр динамических явлений по ускорению конвергенции и отжима пласта у некоторого участка забоя лавы [2].

Отжим пласта приводит к резкому возрастанию сил выдавливания пласта, которое является одним из событий, предшествующих внезапному выбросу угля и газа [3].

Конвергенция и отжим угля в забое лавы происходят вследствие ползучести пород и сопровождаются образованием или подрастанием уже существующих трещин в породах в окрестности лавы и, соответственно, акустической эмиссией массива.

Фирмой Марко и Компанией АО «СУЭК» апробируются сейсмоакустические прогностические параметры динамических явлений - усиление активности акустической эмиссии массива и ускорение частоты следования сейсмоакустических импульсов одновременно у нескольких соседних секций крепи [4].

В данной работе анализируются закономерности напряженного состояния структурно неоднородного пласта в окрестности очистного забоя, как фактор формирования прогностических параметров динамических явлений.

Естественные структурные аномалии массива. В качестве аномалий структуры массива рассматриваются зоны дезинтеграции массива или участки пласта с изменением его мощности.

Моделирование геомеханической ситуации производится путем решения плоской задачи теории ползучести с большими деформациями по программе метода конечных элементов Марко.

В качестве физических уравнений состояния массива приняты уравнения Г.И. Гуревича [5], основанные на теории Я.И. Френкеля о тепловом движении в твердых телах (1):

$$\begin{aligned}\varepsilon_1 &= \frac{1}{E}[\sigma_1 - \nu(\sigma_2 + \sigma_3)] + \int_0^t [\sigma_1 - 0.5(\sigma_2 + \sigma_3)] \frac{d\tau}{3GT}, \\ \varepsilon_2 &= \frac{1}{E}[\sigma_2 - \nu(\sigma_1 + \sigma_3)] + \int_0^t [\sigma_2 - 0.5(\sigma_1 + \sigma_3)] \frac{d\tau}{3GT}, \\ \varepsilon_3 &= \frac{1}{E}[\sigma_3 - \nu(\sigma_1 + \sigma_2)] + \int_0^t [\sigma_3 - 0.5(\sigma_1 + \sigma_2)] \frac{d\tau}{3GT}.\end{aligned}\quad (1)$$

Здесь ε_i и σ_i , ($i = 1, 2, 3$) - главные деформации и напряжения; ν - коэффициент Пуассона; E и G - модули упругости и сдвига; T - время релаксации по Я.И. Френкелю; $1/T$ - ядро ползучести.

Напряжения в уравнениях (1) являются текущими: $\sigma_1(\tau)$, $\sigma_2(\tau)$, $\sigma_3(\tau)$.

Уравнения (1) являются уравнениями наследственной ползучести. Ж.С.Ержановым показано, что ползучесть осадочных горных пород описывается ядром типа Абеля

$$1/T = \delta(t - \tau)^{-\alpha},$$

где α и δ - параметры ползучести [6].

Для расчета больших деформаций массива задача решается «шагами по времени» в текущей системе координат [7].

Критерии разрушения пород приняты по пределу прочности при растяжении, условию Кулона – Мора, долговечности в форме накопления повреждений Бейли

$$\sum \frac{\Delta t_k}{T_k(\sigma_i)} = 1, \quad (2)$$

где Δt_k - интервал времени с постоянными напряжениями; σ_i - интенсивность напряжений; $T_k(\sigma_i) = [E\varepsilon_*/2,25\sigma_i\delta^{0,85}]^{3,92}$ - долговечность горных пород при постоянной нагрузке; $\varepsilon_* = (1,347 - 0,224 \cdot 10^{-4}E) \cdot 10^{-2}$ - предельная деформация.

Линейная зависимость предельной деформации горных пород и грунтов от модуля сдвига приводится С. Сакураи [8].

На каждом из шагов по времени определяется прочность каждого элемента. У элементов, удовлетворяющих критериям разрушения, на следующем шаге по времени уменьшаются модуль упругости и прочностные параметры. Если разрушенные элементы не поддерживаются крепью или находятся в выработанном пространстве, они исключаются из расчетной схемы, и расчет продолжается с новой конфигурацией схемы.

Расчеты напряженно-деформированного состояния массива горных пород проведены для лавы с мощностью пласта 2,7 метра на глубине $H = 400$ метров. Первоначальное напряженное состояние массива принимается гидростатическим. Длина консоли кровли в выработанном пространстве - 10 метров. Давление обрушенных пород в выработанном пространстве лавы принято в соответствии с результатами, изложенными в [9], γH – давление в ненарушенном массиве.

Впереди забоя лавы предполагается геологическое нарушение пласта в виде трещиноватой зоны, уже существовавшей в массиве или возникшей в результате его дезинтеграции [10, 11]. Длина зоны 2 метра, высота - 1,5 метра. Расчетная схема задачи приведена на рис. 1 (заштрихованы трещиноватые зоны в пласте).

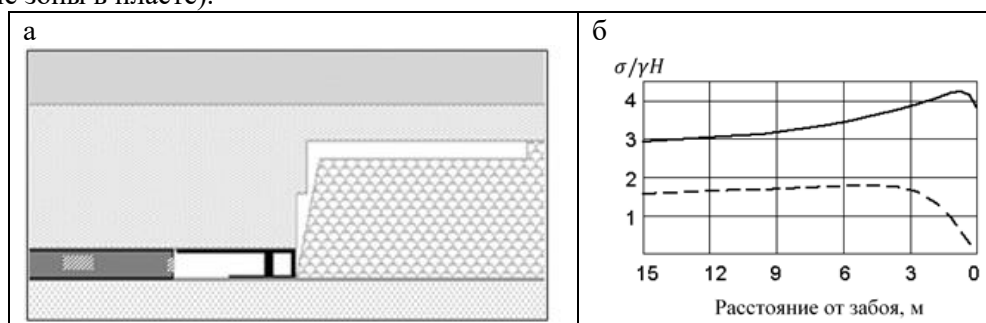


Рис. 1. Расчетная схема задачи (а); распределение относительных вертикальных (сплошная линия) и горизонтальных (пунктир) напряжений в средней части пласта (б)

Расчетная зона отжима и растрескивания угля вдоль забоя лавы составляет 0,9 м.

На рис. 2 показаны распределения опорного давления в пласте в виде относительных вертикальных напряжений $\sigma/\gamma H$ в средней части нарушенного и ненарушенного пласта.

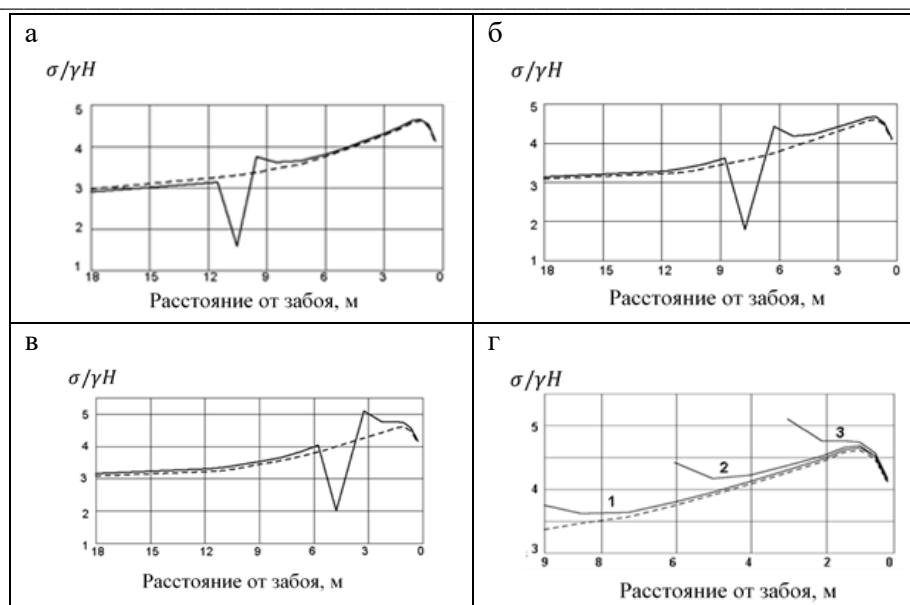
Как видно, на границах зоны дезинтеграции возникает концентрация напряжений с максимумом у ближней к лаве границе. Рост максимума опорного давления с приближением забоя лавы к трещиноватой зоне показан на рис. 2 в. Максимумы напряжений возрастают от $3,75\gamma H$ при расстоянии 9 м от забоя до зоны трещин до $5,1\gamma H$ при расстоянии 3 м, в 1,36 раза. На расстоянии 3 м от нарушения заметно возрастают и напряжения в призабойной части пласта, а максимум давления у забоя смещается вглубь пласта на 0,5 м.

Усиление опорного давления между забоем и нарушением приводит к росту упругой энергии на этом участке пласта.

Плотность упругой энергии формоизменения W , являющаяся существенным фактором разрушения пласта, для условий плоскодеформированного напряженного состояния определяется выражением:

$$W = \frac{(\sigma_x - \sigma_0)^2 + (\sigma_y - \sigma_0)^2 + (\sigma_z - \sigma_0)^2 + 2\tau_{xy}^2}{4G}, \quad (3)$$

где σ_i и τ_{xy} - нормальные и касательные напряжения; $\sigma_0 = (\sigma_x + \sigma_y + \sigma_z)/3$ - среднее напряжение; $\sigma_z = \nu(\sigma_x + \sigma_y)$; ν - коэффициент Пуассона.



сплошные линии - напряжения в пласте с нарушением; пунктирные – в ненарушенном пласте
 Рис. 2. Опорное давление в пласте вблизи зоны дезинтеграции: а - расстояние между забоем лавы и трещиноватой зоной 9 м; б - 6 м; в - 3 м; г - напряжения между забоем и ближней границей зоны дезинтеграции: 1, 2, 3 – расстояния до забоя 9, 6 и 3 м

Результаты расчета плотности энергии формоизменения на участке пласта у трещиноватой зоны показаны на рис. 3.

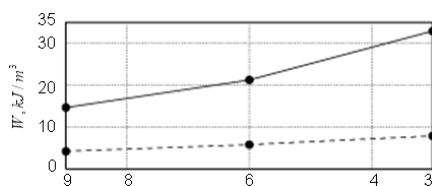


Рис. 3. Плотность энергии формоизменения: 1 - на границе трещиноватой зоны; 2 – в трещиноватой зоне

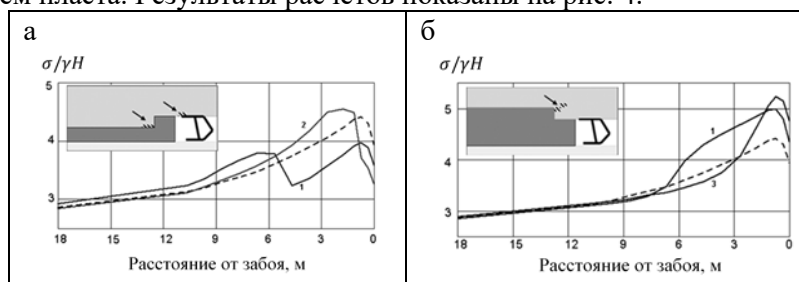
С приближением забоя к нарушению от 9 до 3 м плотность энергии формоизменения в зоне трещин и на ее границе возрастает, на границе - более, чем в 2 раза. При большом запасе энергии возможно ее «стекание» к участку разрушения, что может привести к «взрывообразному развитию деформаций или трещин» [12].

Усиление разрушения участка пласта может привести к ускорению конвергенции забоя и отжима пласта, разрушение в зоне трещин - к дополнительному измельчению угля. Эти процессы отразятся геомеханическим и сейсмоакустическим прогностическими параметрами.

Измельченный уголь в зоне трещин может сыграть роль пачки перемятого угля, как известно, ответственной за проявление внезапных выбросов.

На формирование опасного состояния массива влияют и некоторые другие геологические аномалии строения массива, например, изменения мощности пласта.

Ниже рассмотрены геомеханические ситуации в окрестности лавы при сближении с утонением и утолщением пласта. Результаты расчетов показаны на рис. 4.



пунктир – давление в ненарушенном пласте; 1 - удаление забоя лавы от нарушения 6 м; 2 - 3 м; 3 – 2 м; стрелки показывают возникшие зоны трещин
 Рис. 4. Опорное давление при изменении мощности пласта: а – утонение; б - утолщение пласта

Опорное давление лавы вблизи утонения или утолщения пласта различно и отличается от опорного давления в ненарушенном пласте. На границах изменения мощности возникают максимумы напряжений, возрастающие по мере сближения с забоем лавы.

При приближении забоя к утонению пласта напряжения в призабойной зоне пласта возрастают, а на расстоянии до утонения 2 м максимум давления $4,54\gamma H$ смещается от забоя в глубь пласта дополнительно на 0,52 м, а в непосредственной кровле возникают две зоны трещин: на границе утонения и над перекрытием крепи.

В случае утолщения пласта возникает противоположная ситуация. При приближении забоя к утолщению пласта до 7,5 м напряжения в призабойной зоне пласта уменьшаются (кривые 1 и 3), пласт разгружается. При 4 м до утолщения пласта напряжения резко возрастают, и на расстоянии 2 м до утолщения при максимуме напряжений $5,16\gamma H$ на границе утолщения в непосредственной кровле пласта возникает наклонная на забой лавы зона трещин. Судя по динамике изменения опорного давления, сближение с утолщением пласта представляется более опасным.

Возникшие при сближении с участками изменения мощности пласта зоны трещин формируют прогностические параметры динамических явлений и могут быть также их очагами.

Наведенные структурные аномалии массива. Нарушения структуры пласта возникают также у опережающих скважин или у скважин гидравлического разрыва пласта.

Сближение с такими скважинами может инициировать динамическое явление. Так, например, произошли выбросы на шахтах в Карагандинском бассейне при сближении забоя передовой скважины с зоной влияния НГРП (шахта «Саранская», 1970-е годы), при сближении забоя штрека с зоной влияния скважины НГРП (шахта «Им.Ленина», до 1980 года), при бурении одной из опережающих скважин в забое штрека (2008), при проходке сбойки вблизи условной зоны влияния скважины ГРП (2017).

Ниже рассматривается геомеханическое состояние пласта при приближении забоя лавы к опережающей скважине, пройденной по пласту угля и находящейся в данный момент в зоне опорного давления лавы. Решение задачи производится методом конечных элементов по приведенной выше программе Марко.

Граничные условия для скважины принимаются по данным распределения напряжений в зоне опорного давления лавы. Мощность пласта 1,6 метра, диаметр скважины 46 мм, глубина расположения 400 метров. Часть сетки конечных элементов и результаты расчетов показаны на рис. 5.

Расчеты показывают, что у контура скважины возникают локальные зоны трещин, увеличивающиеся с приближением к ней забоя лавы. Объем растрескивания пласта вокруг скважины возрастает пропорционально опорному давлению лавы.

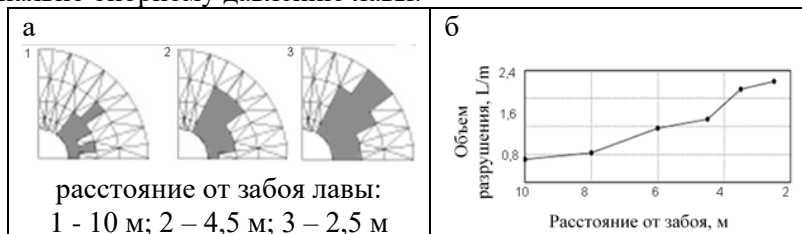
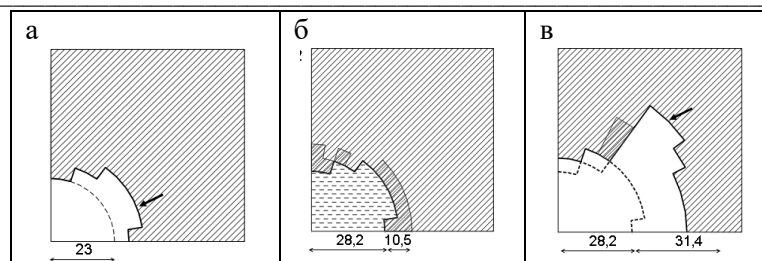


Рис. 5. Зоны разрушения у скважины (затушеваны) (а); объем растрескивания на одном метре длины скважины (б)

На следующем примере рассматривается геомеханическое состояние пласта у скважины разупрочнения при воздействии на нее кратковременного гидравлического давления. В скважину нагнетается вода под давлением 10 МПа в течение 2 минут, затем давление сбрасывается.

Для большей наглядности принято нестандартное расположение скважины в зоне опорного давления лавы. Граничными условиями являются напряжения в пласте на глубине 600 метров в 12 метрах впереди лавы 25,2 МПа и 12,1 МПа. Результаты расчета показаны на рис. 6.

В процессе бурения скважины происходит локальное разрушение ее стенок и образование нового контура, ограниченного зоной разрушения, (рис.6 а). При подаче в скважину воды под давлением продолжается незначительное разрушение ее стенок (рис. 6 б). После сброса давления область разрушения вокруг скважины значительно увеличивается (рис. 6 в). В зависимости от крупности отделившихся от стенок скважины кусков угля и трения между ними скважина будет в большей или меньшей степени заполнена угольной мелочью. Возможна также заштыбовка скважины с образованием газового коллектора



стрелки показывают вновь образованный контур скважины с зоной разрушения;
заштрихованы разрушенные элементы

Рис. 6. Геомеханические процессы вокруг скважины: а – после бурения в течение 74 минут; б – подача воды под давлением 10 МПа в течение 2 минут; в – состояние после сброса давления в течение 2 минут

Изменения состояния массива в зоне скважин могут оцениваться прогностическими параметрами опасности динамических явлений.

Выводы. Одним из вероятных источников формирования прогностических параметров опасности динамических проявлений горного давления является образование и рост трещиноватых зон в пласте или породах непосредственной или основной кровли.

Зоны трещиноватости могут возникать в результате дезинтеграции массива или при приближении забоя лавы к участкам утонения или утолщения пласта, или вокруг скважин в пласте при его разупрочнении.

При сближении забоя с зоной трещиноватости возрастают давление на пласт, конвергенция кровли и почвы, отжим пласта, активность акустической эмиссии массива. Сближение с этими зонами можно установить по результатам постоянного мониторинга прогностических параметров опасности динамических явлений.

Библиографический список

1. Bräuner G. Gebirgsschläge und ihre Verhütung in Ruhrbergbau // Verlag Glückauf GmbH, Essen. - 1992.
2. Ройтер М., Крах М., Майрхофер К., Кисслинг У., Векслер Ю. Мониторинг динамических проявлений горного давления в системе управления Марко «Цифровая шахта» // Научные технологии разработки и использования минеральных ресурсов: сб. науч. статей Междунар. научно-практ. конф. – Новокузнецк, 2015.
3. Об утверждении Федеральных норм и правил в области промышленной безопасности «Инструкция по прогнозу динамических явлений и мониторингу массива горных пород при отработке угольных месторождений»: приказ Ростехнадзора от 15.08.2016 N 339.
4. Ройтер М., Крах М., Кисслинг У., Векслер Ю., Копылов К.Н., Костеренко В.Н., Смирнов Р.О., Аксенов З.В. Сейсмоакустический мониторинг автоматизированной лавы // Фундаментальные и прикладные вопросы горных наук. – 2016. - Том 6. - № 1. - С.206-210.
5. Гуревич Г.И. О соотношении упругих и остаточных деформаций в общем случае однородного напряженного состояния. // Труды Геофиз. ин-та АН СССР. – 1953. - N. 21 (148). - С. 49.
6. Ержанов Ж.С. Теория ползучести горных пород и ее приложения. - Алма-Ата: «Наука» КазССР, 1964. - 176 с.
7. Векслер Ю.А., Тутанов С.К. Расчет больших деформаций ползучести и разрушения горных пород вокруг выработок // Прикладная механика. - 1983. - Т. XIX. - № 8. - С. 108-110.
8. Sakurai S. Back Analysis in Rock Engineering // University Kobe, Japan. - CRC. - Press/Balkema. – 2017 - Series: Volume 4. - 224 p.
9. Бедарев Н.Т., Любимов О.В., Бородин И.В., Шайхисламов А.Р. Формирование давления обрушенных пород в выработанном пространстве // Перспективы инновационного развития угольных регионов России: сб. трудов V Междунар. науч.-практ. конф. 30-31 марта 2016 г. – Прокопьевск, 2016 - С. 126-127.
10. Шемякин Е.И., Фисенко Г.А., Курлень М.В., Опарин В.Н. и др. Зональная дезинтеграция горных пород вокруг подземных выработок. Часть 1: Данные натурных наблюдений // ФТПРПИ. - 1986. - № 3.
11. Ройтер М., Крах М., Кисслинг У., Векслер Ю. Зональная дезинтеграция горных пород вокруг очистных выработок // ФТПРПИ. - 2015. - № 2. - С. 46–52.
12. Качанов Л.М. Основы механики разрушения. – М.: «Наука», 1974. - 312 с.

ПОСТАНОВКА И АНАЛИТИЧЕСКОЕ РЕШЕНИЕ ЗАДАЧИ ОПТИМИЗАЦИИ ШИРИНЫ ЗАХВАТА ШНЕКОВОГО ОЧИСТНОГО КОМБАЙНА ПРИ ПОДЗЕМНОЙ ОТРАБОТКЕ МОЩНЫХ МЕТАНОНОСНЫХ УГОЛЬНЫХ ПЛАСТОВ

^{1,2}д.т.н. Ордин А.А., ²к.т.н. Тимошенко А.М., ³к.т.н. Ботвенко Д.В.

1 - ИГД им. Н.А.Чинакала СО РАН, г. Новосибирск, Россия

2 - ООО «НПЦ ВостНИИ», г. Кемерово, Россия

3 - АО «НЦ ВостНИИ», г. Кемерово, Россия

Аннотация. Приведена постановка задачи оптимизации ширины захвата шнекового комбайна по условию максимума его производительности с учетом горно-геологических и технологических факторов. С использованием аппроксимирующих линейных функций коэффициента отжима от ширины захвата получено аналитическое решение поставленной задачи и исследованы влияющие факторы с учетом метановыделения.

Ключевые слова: шахта, угольный пласт, очистной комбайн, шнек, ширина захвата, оптимизация, производительность, скорость подачи.

При подземном способе в настоящее время разрабатываются в основном пологие пласты длинностолбовой системой разработки с применением механизированных крепей и шнековых очистных комбайнов [1, 2]. Современная тенденция механизации очистных работ на шахтах заключается в увеличении ширины захвата и, соответственно, производительности и мощности шнековых комбайнов. Если первые узкозахватные очистные комбайны выпускались в СССР с шириной захвата 0,63 м, то сейчас ширина захвата комбайнов, таких как, например, SL-500, SL-1000 достигает 1,2 м. При этом скорость подачи таких комбайнов может достигать 40 м/мин., а суммарная мощность приводов резания и подачи превышает 2000 кВт (табл. 1) [2].

Таблица 1

Технические характеристики очистных комбайнов

Наименование комбайна	Мощность пласта, м	Суммарная мощность электродвигателей, кВт	Диаметр шнека, м	Максимальная скорость подачи, м/мин.	Ширина захвата, м	Производительность, т/мин.
Кузбасс 500Ю	1,6÷4,0	605	1,4÷2,0	9,5	0,63	16
УКД-400	0,85÷1,5	460	0,8÷1,1	12,0	0,7	6,5÷12,0
K500	1,6÷3,5	635	1,4÷1,8	7,0	0,82	8÷14
4LS-5	1,5÷3,3	772	1,4÷1,8	20,0	0,68÷1,02	36,0
SL-500	2,2÷6,0	855	2,0÷3,0	37,0	0,67÷1,2	30÷150
SL-1000	2,5÷6,8	2190	2,0÷3,5	40,0	0,85÷1,2	45÷160

Однако, увеличение ширины захвата комбайна имеет и негативные стороны. Резание пласта в кутковой части забоя осуществляется вне зоны отжима, т.е. в области с повышенным сопротивлением пласта резанию. При широкозахватной выемке увеличивается площадь незакрепленной части кровли пласта, что приводит к вывалам породы в очистной забой. При выемке и погрузке угля шнеками комбайна на скребковый конвейер происходит переизмельчение угольной массы, что приводит к повышению метановыделения в очистном забое и снижению оптовой цены угля из-за его низкой сортности. Увеличение дебита метана из мелкодисперсной угольной массы приводит к тому, что на многих шахтах в Кузбассе производительность длинных очистных забоев сдерживается газовым фактором [3-5].

Вопросам повышения эффективности работы шнековых комбайнов посвящено большое количество работ в России и за рубежом [3-13]. Однако, существующие в мире методики расчета производительности очистного комбайна недостаточно полно учитывают влияющие горно-геологические и технологические факторы и по этой причине изложенные в них зависимости носят упрощенный характер. Так, например, скорость подачи (v , м/мин.) и производительность (A , т/мин.) очистного комбайна, определяются в [3-5] по формулам:

$$v = \frac{30N\eta n_1}{SDn_2K_oK_\Sigma}; A = \gamma m r v = \frac{30N\gamma m r \eta n_1}{SDn_2K_oK_\Sigma}, \quad (1)$$

где N – мощность электродвигателей комбайна, кВт; η – КПД редуктора привода подачи; n_1 – количество резцов в одной линии резания; n_2 – количество резцов, разрушающих забой одновременно; S

- средневзвешенная сопротивляемость угля резанию, кН/м; D – диаметр шнека, м; $K_{от}$ - коэффициент отжима, учитывающий уменьшение сил резания вблизи забоя; $K_{\Sigma} = K_{\alpha}K_bK_pK_f$ – коэффициент, учитывающий угол резания, ширину резца, затупление и форму резцов; γ – плотность угля, т/м³; m – вынимаемая мощность пласта, м; r – ширина захвата очистного комбайна, м.

Как видно из (1), скорость подачи очистного комбайна не зависит от мощности пласта, его угла падения, веса и ширины захвата комбайна, а также от сил трения между комбайном и скребковым конвейером, а производительность комбайна определяется по линейной зависимости от мощности пласта и ширины захвата.

Зависимости (1) недостаточно полно учитывают влияющие факторы и являются некорректными. В [15] нами показано, что при выемке пласта на полную мощность двумя шнеками с учетом силы трения, веса комбайна и угла падения скорость подачи комбайна обратно пропорциональна мощности пласта. Поэтому производительность комбайна возрастает при увеличении мощности пласта не по линейной (как в (1)), а по гиперболической зависимости:

$$v(m) = \frac{30N\eta\eta_1}{fP \cos \alpha \pm P \sin \alpha + S m n_2 K_o K_{\Sigma}}; A(m) = \gamma m r v(m) = \frac{30N\gamma r \eta \eta_1}{\frac{1}{m}(fP \cos \alpha \pm P \sin \alpha) + S n_2 K_o K_{\Sigma}}, \quad (2)$$

где P – вес комбайна, кН; f – коэффициент трения скольжения между комбайном и скребковым конвейером; α – угол падения пласта, град.

Из (2) видно, что скорость подачи и производительность комбайна обратно пропорциональны весу комбайна и коэффициенту трения скольжения между комбайном и конвейером, а также зависит от угла падения пласта.

В формулах (1), (2) производительность комбайна линейно зависит от ширины (r) его захвата. Докажем теперь, что производительность очистного комбайна, в отличие от (1), (2) с увеличением ширины захвата возрастает нелинейно и имеет точку максимума.

Постановка задачи. Для более корректной постановки задачи расчета и оптимизации скорости подачи и производительности очистного комбайна в (2) необходимо учесть, что коэффициент отжима и количество одновременных работающих резцов являются функциональными зависимостями от ширины захвата комбайна.

Общее количество тангенциальных резцов на шнеке зависит от количества лопастей шнека (k_L), расстояния (h) между резцами на лопасти и длины (l) лопасти, которая в свою очередь зависит от ширины (r) захвата комбайна и угла (β) подъема винта шнека:

$$n_p(r) = \frac{k_L l}{h} = \frac{k_L r}{h \sin \beta}. \quad (3)$$

Количество одновременно участвующих в резании пласта тангенциальных резцов при односторонней и челноковой технологических схемах и выемке пласта на полную мощность обычно составляет примерно половину всех тангенциальных резцов на шнеке и учитывается коэффициентом k ($k = 0,4 \div 0,6$ [4-5]):

$$n_2(r) = k n_p(r) = \frac{k_L k r}{h \sin \beta}. \quad (4)$$

Коэффициент отжима также является функцией от ширины захвата комбайна [16]:

$$K_o(r) = K'_o + \frac{r - k_1 m}{r + k_2 m}, \quad (5)$$

где K'_o - коэффициент отжима на поверхности забоя (для кузнецких углей марок К,Ж,ОС,Т,А $K'_o=0,35$; для марок Г, Д $K'_o=0,45$, $k_1=0,1$, $k_2=1$ [16]).

Коэффициент отжима зависит также от степени хрупкости угля. По этой категории все угли делятся на три группы: вязкие, хрупкие и весьма хрупкие [14, 16]. Принято считать, что увеличение хрупкости углей связано со степенью их метаморфизма и, соответственно, увеличением прочности углей. К вязким углям относят сапропелевые, бурые угли, к хрупким относят коксующиеся угли, а к весьма хрупким – антрациты.

По [14] степень хрупкости угля (E) связана с показателем его способности к измельчению ($m_{и}$) зависимостью.

$$E = \frac{e^{2.3m_{и}}}{m_{и}^2} - 8,4. \quad (6)$$

Для большинства угольных пластов способность к измельчению находится в пределах: $m_{и} = 0,65 \div 0,85$ и не зависит от способов их разрушения [14]. Средние значения показателя хрупкости для трех групп пластов по [14] соответствуют: 1,65 – для вязких углей, 2,8 – для хрупких углей, 4,2 – для весьма хрупких углей.

Как видно из рис. 1 зависимости (5) коэффициента отжима от ширины захвата комбайна и свойств угля являются возрастающими, близкими к линейным. Аппроксимация коэффициента отжима (5) от ширины захвата комбайна показывает высокую степень достоверности линейных зависимостей (табл. 2).

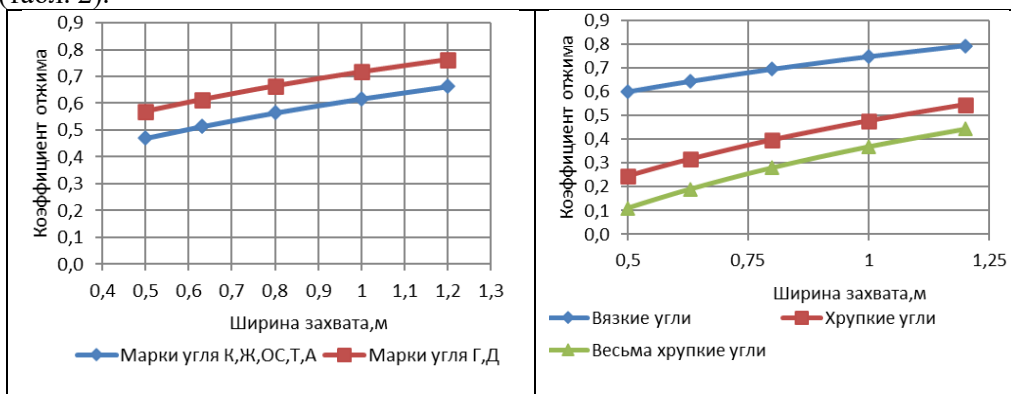


Рис. 1. Зависимости коэффициента отжима от ширины захвата комбайна

Таблица 2

Линейные зависимости коэффициента отжима от ширины захвата комбайна

Марки угля	Функция коэффициента отжима	Коэффициент аппроксимации, R ²
Мощность пласта 2 м		
К,Ж,ОС,Т,А	0,29r+0,43	0,994
Г, Д	0,29r+0,32	0,994
Вязкие угли	0,30r+0,45	0,996
Хрупкие угли	0,49r-0,0024	0,993
Весьма хрупкие угли	0,54r-0,17	0,992
Мощность пласта 3 м		
К,Ж,ОС,Т,А	0,23r+0,39	0,997
Г, Д	0,23r+0,29	0,997
Вязкие угли	0,24r+0,42	0,998
Хрупкие угли	0,41r-0,924	0,996
Весьма хрупкие угли	0,47r-0,25	0,995
Мощность пласта 4 м		
К,Ж,ОС,Т,А	0,19r+0,38	0,998
Г, Д	0,19r+0,28	0,998
Вязкие угли	0,2r+0,4	0,999
Хрупкие угли	0,35r-0,1	0,993
Весьма хрупкие угли	0,4r-0,29	0,997
Мощность пласта 5 м		
К,Ж,ОС,Т,А	0,16r+0,37	0,999
Г, Д	0,16r+0,27	0,998
Вязкие угли	0,17r+0,4	0,999
Хрупкие угли	0,3r-0,12	0,998
Весьма хрупкие угли	0,35r-0,31	0,998

После подстановки формул (4), (5) в (2) и соответствующих преобразований, получаем нелинейные зависимости скорости подачи (м/мин.) и производительности (т/мин.) очистного комбайна от мощности пласта и ширины захвата в виде:

$$v(m, r) = \frac{30N\eta n_1}{fP \cos \alpha \pm P \sin \alpha + \frac{Sk_L k K \Sigma}{h \sin \beta} \left(rK'_o + \frac{r^2 - rk_1 m}{r + k_2 m} \right)};$$

$$A(m, r) = \frac{30N\eta n_1}{\frac{1}{mr} (fP \cos \alpha \pm P \sin \alpha) + \frac{Sk_L k K \Sigma}{h \sin \beta} \left(K'_o + \frac{r - k_1 m}{r + k_2 m} \right)} \rightarrow \max \quad (7)$$

Анализ полученных формул (7) позволяет сделать вывод, что с увеличением ширины (r) захвата комбайна его скорость подачи нелинейно, в квадратической зависимости уменьшается. Из (7) также видно, что знаменатель во второй формуле представляет собой сумму убывающей гипербо-

лической и возрастающей линейной зависимостей относительно ширины захвата и имеет точку минимума, следовательно, производительность очистного комбайна в этой точке достигает максимума.

Аналитическое решение задачи. Для получения аналитического решения учтем аппроксимацию коэффициента отжима линейными функциями от ширины захвата (см. табл.2). Тогда зависимость (7) производительности комбайна можно записать в общем виде:

$$A(r) = \frac{b}{\frac{c}{r} + dr \pm e}, \quad (8)$$

где $b = 30N\gamma\eta m_1$; $c = \frac{(fP \cos \alpha \pm P \sin \alpha)}{m}$; $d = \frac{Sk_L kK_{\Sigma} g_1(m, p_1)}{h \sin \beta}$; $e = \frac{Sk_L kK_{\Sigma} g_2(m, p_2)}{h \sin \beta}$; $g_1(m, p_1)$, $g_2(m, p_2)$ – параметры аппроксимирующих функций коэффициента отжима в зависимости от мощности пласта, марок и степени хрупкости угля.

Для определения максимума функции (8) находим ее частную производную и приравняем ее к нулю:

$$\frac{\partial A}{\partial r} = \frac{-b\left(-\frac{c}{r^2} + d\right)}{\left(\frac{c}{r} + dr \pm e\right)^2} = 0. \quad (9)$$

Из решения уравнения (9) определяется оптимальная ширина захвата комбайна, при которой его производительность достигает максимума:

$$r_o = \sqrt{\frac{c}{d}} = \sqrt{\frac{(fP \cos \alpha \pm P \sin \alpha) h \sin \beta}{m S k_L k K_{\Sigma} g_1(m, p_1)}}. \quad (10)$$

Анализ влияющих факторов. Анализ полученной формулы (10) позволяет сделать вывод о том, что оптимальная ширина захвата комбайна нелинейно, в квадратической зависимости уменьшается с увеличением мощности и сопротивляемости пласта резанию, степени хрупкости и прочности угля. Отсюда следуют вывод о том, что для вязких, сапропелевых и бурых углей ширина захвата комбайна должна быть меньше, чем для хрупких, коксующихся и весьма хрупких углей (например, антрацита). И кроме того, так как сопротивляемость пласта резанию в значительной степени зависит от наличия породных прослоек, то с увеличением их количества и мощности ширину захвата комбайна следует уменьшать.

На рис. 2 показана зависимость производительности (7) очистного комбайна SL-500 от ширины захвата и сопротивляемости угля резанию. Как видно, максимум функции (7) 11,5 т/мин. при сопротивляемости угля резанию 120 Н/мм соответствует оптимальной ширине захвата 1,2 м, а при дальнейшем увеличении сопротивляемости резанию от 150 до 240 Н/мм оптимальная ширина захвата соответственно снижается от 1,0 до 0,67 м.

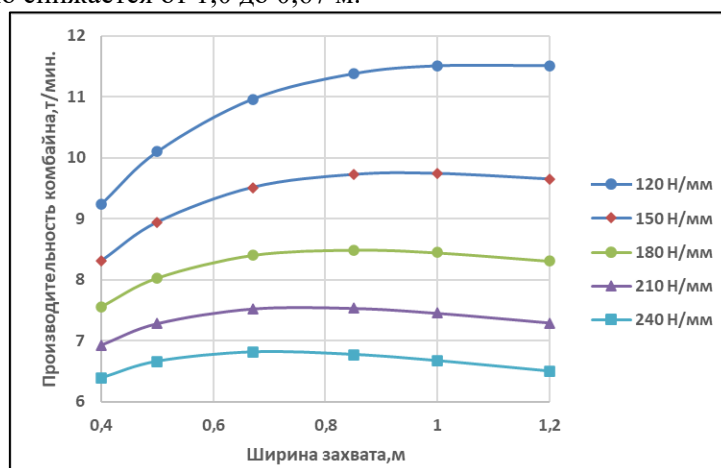


Рис. 2. Зависимость производительности очистного комбайна SL-500 от ширины захвата и сопротивляемости угля резанию

Метановыделение из отбитого угля в очистном забое. После установления максимальной производительности и оптимальной ширины захвата шнекового комбайна необходимо рассчитать метановыделение из отбитого угля и концентрацию метана на исходящей струе лавы. В [17] нами показано, что при увеличении производительности очистного комбайна метановыделение из отбитого угля достигает максимума и затем снижается. Аналитическая зависимость этого явления приведена в [17]. Для поставленной здесь задачи эта зависимость метановыделения имеет вид:

$$Q(A_{max}) = mLv_1 + \frac{720mr_0k_1(0.9X(1+bP_a)-abP_a)}{\mu b(a-0.9X)\left(\frac{A_{max}}{\gamma m r_0(\pi n n_{1t})^2} + \frac{h_p}{\pi n n_{1t}} + \frac{0.25\gamma m r_0 h_p^2}{A_{max}}\right)}, \text{ м}^3/\text{мин.} \quad (11)$$

где L– длина лавы, м; v_1 – скорость фильтрации метана из 1 м² обнаженной поверхности пласта, м³/м²·мин.; X – природная метаноносность разрабатываемого пласта, м³/т; a, b – постоянные изо-термы И. Ленгмюра, Pa – атмосферное давление в забое, Па, μ – абсолютная вязкость среды на пути фильтрации метана, Па·с; h_p – расстоянием между резами на лопастях шнека; n – частота вращения шнека, 1/мин.; A_{max} , h_0 – максимальная производительность и оптимальная ширина захвата комбайна, определяемые соответственно по (7) и (10).

Проверка на допускаемую концентрацию метана на исходящей струе воздуха из лавы в этом случае осуществляется по формуле:

$$c = \frac{100Q(A_{max})}{Q_B} \leq [c_0], \text{ \%} \quad (12)$$

где $[c_0]=1\%$ – допускаемая по правилам безопасности угольных шахт [18] концентрация метана на исходящей струе из лавы; Q_B – расход воздуха на исходящей струе лавы, м³/мин.

На рис. 3, 4 приведены расчетные зависимости метановыделения (11) из отбитого угля и концентрации метана (12) на исходящей струе в зависимости от скорости подачи комбайна в лаве 5214-1 шахты им. В.Д. Ялевского. Как видно из рис. 3, максимум метановыделения 10 м³/мин. из отбитого угля достигается при челноковой технологической схеме выемки и скорости подачи 9 м/мин. очистного комбайна SL-900, а при дальнейшем увеличении скорости подачи комбайна от 9 до 25 м/мин, метановыделение снижается от 10 до 7,5 м/мин. Концентрация метана на исходящей струе из лавы 5214-1 при этом не превышает 1% (рис. 4).

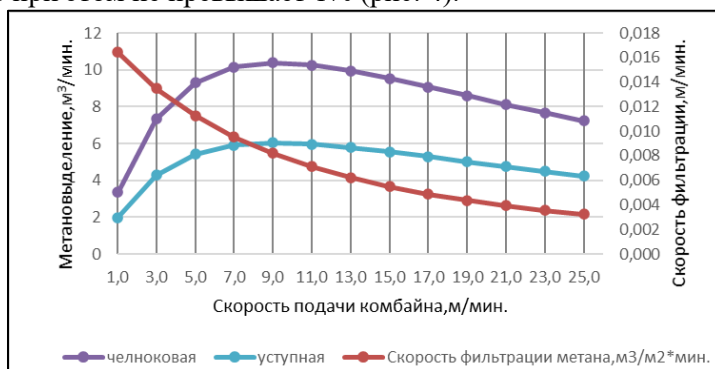


Рис. 3. Зависимости скорости фильтрации метана и метановыделения от скорости подачи комбайна SL-900 в лаве 5214-1 шахты им. В.Д. Ялевского

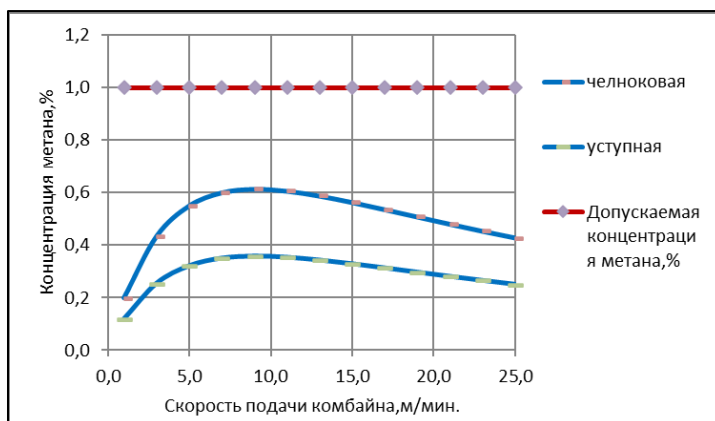


Рис. 4. Зависимость концентрации метана на исходящей струе из лавы 5214-1 шахты им. В. Д. Ялевского от скорости подачи комбайна SL-900

Выводы. Зависимость производительности очистного комбайна от ширины захвата является нелинейной, имеющей точку максимума. Оптимальная ширина захвата комбайна нелинейно, в квадратической зависимости уменьшается с увеличением мощности и сопротивляемости пласта резанию, степени хрупкости и прочности угля, Для вязких (сапропелевых и бурых) углей ширина захвата комбайна должна быть меньше, чем для хрупких (коксоующихся) и весьма хрупких (антрацита)

углей. Так как сопротивляемость пласта резанию в значительной степени зависит от наличия породных прослоек, то с увеличением их количества и мощности ширину захвата комбайна следует уменьшать.

Библиографический список

1. Угольная промышленность Кузбасса. Основные показатели работы // Кемерово, ИВЦ, 2018.–88 с.
2. Демура В.Н., Артемьев В.В., Ясюченя С.В. и др. Технологические схемы подготовки и отработки выемочных участков на шахтах ОАО «СУЭК-Кузбасс». т.3. Подземные горные работы / М., 2014. –240 с.
3. Солод В.И., Гетопанов В.Н., Рачек В.М. Проектирование и конструирование горных машин и комплексов. - М.: Недра, 1982. –350 с.
4. Малеев. Г.В., Гуляев В.Г., Бойко Н.Г. и др. Проектирование и конструирование горных машин и комплексов. - М.: Недра,1988. –368 с.
5. Плотников В.П. Вывод формулы для расчета производительности очистных комбайнов со шнековым, барабанным или корончатым исполнительным органом / Уголь. -2009. - № 9. – С. 5-7.
6. Габов В.В., Нгуен Кхак Линь, Нгуен Ван Суан, Ле Тхань Бинь, Задков Д.А. Обоснование геометрических и режимных параметров шнековых исполнительных органов, обеспечивающих эффективность погрузки угля на забойный конвейер // Уголь. – 2018. – № 2. - С. 32-35.
7. Вернер В.Н. Исследование и обоснование рациональных параметров шнековых погрузочно-транспортующих органов выемочных машин. Дисс. на соиск. степени доктора технических наук. Кемерово, КузГТУ, 1999. - 319 с.
8. Wang F., Tu S., Bai Q. Practice and prospects of fully mechanized mining technology for thin coal seams in China // Journal of the South African Institute of Mining and Metallurgy. - 2012. - Vol. 112(2). - P. 161-170.
9. Peng S.S. Longwall Mining. U.S.: 2nd edition, October 2006. - 621 p.
10. Ayhan M., Eyuboglu E.M. Comparison of globoid and drical shearer drums' loading performance // The Journal of The South African Institute of Mining and Metallurgy. - 2006. - Vol. 106. - P. 51-56.
11. Kuidong Gao, Changlong Du, Jianghui Dong и Qingliang Zeng. Influence of the Drum Position Parameters and the Ranging Arm Thickness on the Coal Loading Performance // Minerals. - 2015. - Vol. 5. - P. 723-736.
12. Skryabin R.M., Timofeev N.G. Development of an innovative shneko-heat-sink boring shell for drilling of shurfowells in the conditions of a kriolitozona // Eurasian mining. - 2016. -№ 1. - P. 33-36.
13. Zvonarev I.E., Shishlyannikov D.I. Efficiency improvement of loading of potassium ore by means of «Ural-20R» headingand- winning machine // IOP Conference Series: Earth and Environmental Science. - 2017. - Vol. 87.
14. Морозов В.И., Чуденков В.И., Сурина Н.В. Очистные комбайны : справ. - М.: МГУ, 2006. – 650 с
15. Ордин А.А., Никольский А.М. Оптимизация ширины захвата и производительности шнекового комбайна при отработке пологого угольного пласта длинным очистным забоем // ФТПРПИ. – 2018. – № 1. – С. 79–87.
16. 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.
17. Ордин А.А., Тимошенко А.М. Нелинейные зависимости метановыделения от природной метанонности угольного пласта и кинематических параметров резов очистного комбайна // ФТПРПИ. – 2017. – № 2. – С. 110–116.
18. Федеральные нормы и правила в области промышленной безопасности «Правила безопасности в угольных шахтах» : 5-е изд., испр. и доп. - М.: ЗАО «НТЦИППБ», 2017. - Серия 05. - Выпуск 40. – 198с.

УДК 622.234.573+622.831.325.3

ВЛИЯНИЕ ОРИЕНТАЦИИ ТРЕЩИН ГИДРОРАЗРЫВА И ПРОППАНТА НА ДРЕНИРОВАНИЕ УГОЛЬНОГО ПЛАСТА ДЕГАЗАЦИОННЫМИ СКВАЖИНАМИ

д.т.н. Сердюков С.В., к.т.н. Шилова Т.В.

Институт горного дела СО РАН, г. Новосибирск, Россия

Аннотация. Проведена оценка влияния ориентации трещин гидроразрыва и их расклинивания проппантом на фильтрационное сопротивление зоны дренирования угольного пласта дегазационными скважинами. Показано преимущество послойного разрыва в комплексе с закачкой воды в смеси с легким проппантом, приведен способ его реализации в шахтных условиях.

Ключевые слова: угольный пласт, гидроразрыв, кливаж, напряженное состояние, фильтрационное сопротивление, проппант, проницаемость.

Угольный пласт представляет собой блочную среду, в которой диффузия метана в межблочные трещины кливажа происходит быстрее, чем фильтрация по ним к скважинам [1]. Отбор газа из

такой среды определяется не только проницаемостью существующих трещин, но и фильтрационным сопротивлением зоны дренирования дегазационных скважин, для повышения гидродинамического совершенства которых применяют гидроразрыв пласта (ГРП).

Известны несколько шахтных модификаций этой технологии. Наибольшее распространение получил ненаправленный разрыв водой без расклинивания пропантом [2, 3]. Обычно его выполняют в специальных скважинах длиной до сотни метров (магистральный гидроразрыв). В другом варианте, разрывы создают в коротких интервалах дегазационной скважины, формируя вдоль или поперёк неё последовательность из нескольких десятков небольших трещин (многостадийный или поинтервальный гидроразрыв) [4, 5].

В настоящей статье дана сравнительная оценка влияния различных модификаций гидроразрыва на фильтрационное сопротивление зоны дренирования дегазационных скважин.

Направление развития гидроразрыва в зависимости от напряженного состояния и кливажа угольного пласта. Если при разрыве поперек скважины (далее, поперечный разрыв) направление развития предопределено искусственно создаваемым щелевым инициатором [6], то при продольном гидроразрыве (вдоль скважины) ориентация формируемых трещин зависит от напряженного состояния угольного пласта, анизотропии его прочностных и фильтрационных свойств, обусловленной, в основном, кливажем. Возможно формирование как разрывов, секущих пласт по нормали или под углом к напластованию (далее, секущие разрывы), так и вдоль плоскости напластования (далее, полойный разрыв). Рассмотрим этот вопрос подробнее.

Эндогенный кливаж, вызванный изменением вещественного состава углей при их генезисе, представлен основной (face) и торцевой (butt) системами микротрещин, перпендикулярных плоскости напластования и друг другу, а также трещинами вдоль поверхности раздела слоёв, но последние, обычно, развиты слабо из-за веса вышележащих пород.

Экзогенный кливаж обусловлен тектоническим сжатием угля и также включает в себя несколько систем взаимно-перпендикулярных трещин, одна из которых обычно расположена под углом около 45° к плоскости напластования [7].

Для крыльев пологих складчатых формаций и горизонтально залегающих пластов характерно преобладание эндогенного кливажа. На участках воздымания и в зонах влияния дизъюнктивных нарушений помимо нормальносекущих трещин в угольных пластах присутствует не менее трех систем экзогенного кливажа [8].

В пологих пластах, когда вертикальное горное давление является максимальным, гидроразрыв дегазационной скважины ведет к образованию секущих трещин (рис. 1) [9]. Этому способствует как доминирование эндогенного кливажа, так и энергетически выгодное развитие разрыва в направлении максимального сжатия пород [10].



Рис. 1. Фотография гидроразрыва, секущего горизонтально залегающий угольный пласт (трещина расклинена кварцевым песком), шахта Dartbrook [9]

Менее определенным является случай, когда максимальное сжатие направлено вдоль пласта. Натурные данные показывают [11], что в углях такая ситуация встречается чаще, чем *нормальное* распределение напряжений вида $\sigma_v > \sigma_h > \sigma_h$, где σ_v – вертикальное (по нормали к пласту) напряжение, σ_h , σ_h – соответственно, максимальное и минимальное горизонтальные (вдоль пласта) напряжения (рис. 2).

При сдвиговом характере напряженного состояния $\sigma_h > \sigma_v > \sigma_h$. В этом случае при выполнении гидроразрыва в скважине, пробуренной в направлении максимального сжатия, наиболее вероятно образование продольного разрыва, секущего пласт. Если доминирующая система эндогенного кливажа направлена вдоль минимального сжатия, что редко, возможно образование дополнительных поперечных трещин. Это увеличивает площадь дегазации дренажной системы. Похожую ситуацию следует ожидать и при *реверсном* характере напряженного состояния $\sigma_h > \sigma_h > \sigma_v$, когда значения σ_h и σ_v близки.

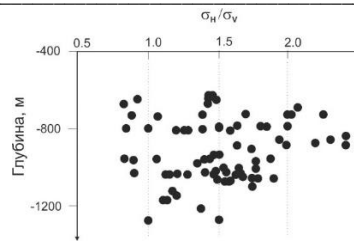


Рис. 2. Отношение напряжений σ_H/σ_V в глубокозалегающих угольных пластах на шахтах Китая [11]

При реверсном характере напряженного состояния в скважинах, пробуренных в направлении минимального сжатия, кливаж способствует формированию секущих трещин, а распределение напряжений – послойных трещин. Какой из факторов будет преобладать зависит от соотношения размеров инициирующих микротрещин на контуре скважины, значений σ_H , σ_V , вязкости разрушения K_{IC} и радиуса R скважины. Условие формирования послойного разрыва в пологом угольном пласте с эндогенным кливажем имеет вид [10]

$$\frac{K_{IC}}{C_{L_V} \sqrt{R} \Phi_{L_V}} - \sigma_V \frac{\psi_{L_V}^{(f)}}{\Phi_{L_V}} - \sigma_H \frac{\psi_{L_V}^{(t)}}{\Phi_{L_V}} > \frac{K_{IC}}{C_{L_H} \sqrt{R} \Phi_{L_H}} - \sigma_V \frac{\psi_{L_H}^{(t)}}{\Phi_{L_H}} - \sigma_H \frac{\psi_{L_H}^{(f)}}{\Phi_{L_H}}, \quad (1)$$

где $C_{L_i} \approx 1 + 0,253 \cdot \left(1 + \frac{L_i}{R}\right)^{-4,1}$; L_i – длина инициирующих микротрещин, которая в вертикальном и горизонтальном направлениях равна, соответственно, L_V и L_H ;

$$\Phi_{L_i} = \frac{2}{\sqrt{\pi}} \left(1 + \frac{L_i}{R}\right)^{\frac{1}{2}} \left[\frac{\pi}{2} - \arcsin \left(1 + \frac{L_i}{R}\right)^{-1} \right];$$

$$\psi_{L_i}^{(f)}(L, r_w) = -\frac{2}{\sqrt{\pi}} \left(1 + \frac{L_i}{R}\right)^{-\frac{7}{2}};$$

$$\psi_{L_i}^{(t)} = \frac{2}{\sqrt{\pi}} \left(1 + \frac{L_i}{R}\right)^{\frac{1}{2}} \left\{ \frac{\pi}{2} - \arcsin \left(1 + \frac{L_i}{R}\right)^{-1} + \left[\left(1 + \frac{L_i}{R}\right)^{-2} + \left(1 + \frac{L_i}{R}\right)^{-4} \right] \sqrt{\left(1 + \frac{L_i}{R}\right)^2 - 1} \right\}.$$

На рис. 3 приведены графики левой и правой частей неравенства (1) при $\sigma_H/\sigma_V=1.5$, $\sigma_H=12$ МПа (сжатие считаем положительным), $2R=100$ мм и $K_{IC}=1$ МН*м^{1/2} в зависимости от отношения L_i/R .

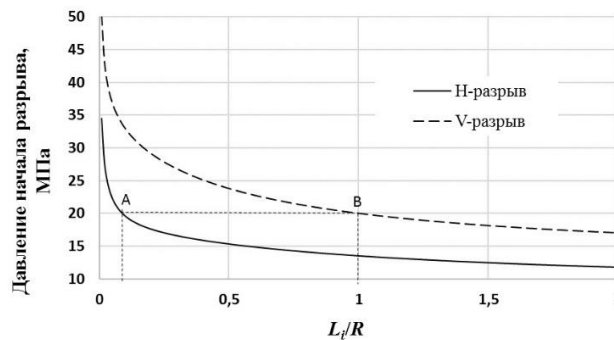


Рис. 3. Зависимость давлений разрыва пологого угольного пласта в горизонтальной (Н-разрыв) и вертикальной (V-разрыв) плоскостях от L_i/R

В соответствии с (1) при $L_H=5$ мм и заданных параметрах секущий разрыв будет иметь место, если $L_V > 50$ мм (см. точки А и В на рис. 3). Ясно, что при увеличении значения σ_H/σ_V и размеров инициирующих трещин, в плоскости напластования, образование послойного разрыва становится более вероятным.

Приведенные результаты носят оценочный характер. При численном моделировании гидро-разрыва реальных пластов необходимо учитывать их неоднородность, наличие нескольких систем трещиноватости и др. Это предполагает детальное изучение геолого-физических условий в месте проведения работ, что требует привлечения квалифицированного персонала и вряд ли целесообразно на шахтах. Проще поступать как принято в нефтедобыче – до начала основных операций ГРП проводить локальные тестовые гидроразрывы чтобы оценить напряженное состояния пластов и определить преимущественное направление развития планируемых дренажных трещин. Это позволит оптимизировать направление бурения скважин и параметры дегазационной системы.

Итак, при проведении в дегазационных скважинах продольных гидроразрывов возможно образование трещин различной ориентации, но, по крайней мере, в случае преимущественного развития эндогенного кливажа, будут формироваться, в основном, разрывы, секущие пласт по нормали (см. фотографию на рис. 1).

Сравнительный анализ фильтрационных сопротивлений дегазационных скважин при использовании гидроразрыва пласта. Будем считать, что фильтрация газа в угольном пласте подчиняется закону Дарси и протекает при сколь угодно малом градиенте давления. Тогда дебит скважины определяется выражением $P_k^2 - P_w^2 = \alpha Q + \beta Q^2$, где Q – объемный дебит газа; P_w, P_k – его давление, соответственно, в скважине и на контуре ее питания; α и β – коэффициенты фильтрации. В работе [12] показано, что слагаемое βQ^2 составляет не более 5-10% от αQ . Поскольку распределение фильтрационных свойств в угольном пласте обычно известно приблизительно, будем использовать упрощенную зависимость

$$P_k^2 - P_w^2 = \frac{\mu P_0}{\pi k_h h} \theta Q, \tag{2}$$

где θ – коэффициент фильтрационного сопротивления, обусловленный несовершенством скважины по степени вскрытия пласта; k_h – проницаемость угля вдоль пласта, м²; h – его мощность, м; μ – вязкость метана Па·с; P_0 – атмосферное давление, Па.

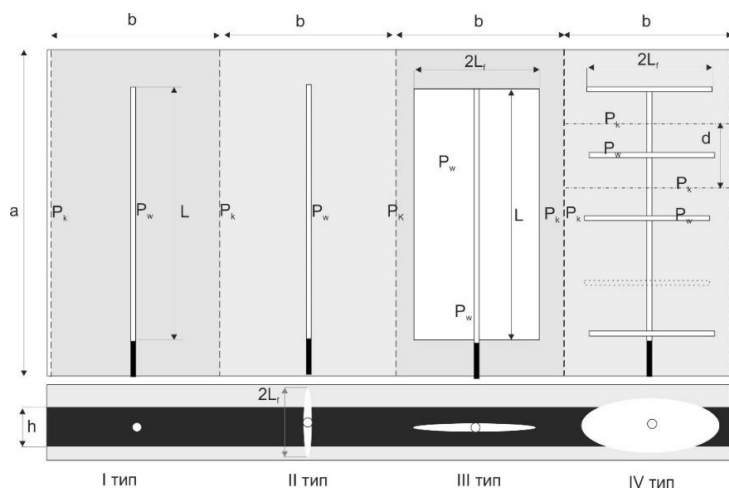
Контур питания скважины задается из условия отсутствия через него потока газа. Давление газа P_k на контуре уменьшается по мере извлечения метана. Характер падения зависит от многих факторов, в т.ч от десорбции и диффузии метана из микроблоков в фильтрационный объем. В настоящей работе мы ограничимся анализом влияния гидроразрыва только на фильтрационное сопротивление зоны дренирования скважин, поскольку именно оно, при прочих равных условиях, определяет гидродинамическое совершенство системы дегазации неразгруженных угольных пластов с низкой проницаемостью.

Рассмотрим регулярный ряд параллельных дегазационных скважин. Выделим полосу дегазируемого участка пласта с двухсторонним прямолинейным контуром питания, приходящуюся на одну скважину. На рис. 4 схематически показаны такие прямоугольные полосы для дегазационных скважин длиной L , в т.ч.: 1) без гидроразрыва (I тип); 2) с продольным магистральным разрывом, секущим пласт по нормали (II тип); 3) с магистральной послойной дренажной трещиной (III тип); 4) с многостадийным поперечным разрывом (IV тип).

Фильтрационное сопротивление зоны дренирования полосового элемента I типа определим, используя приближенное выражение для неидеальной дренажной галереи при $L > h$ [13] с поправкой на анизотропию проницаемости:

$$\theta = \pi \cdot \ln \left(1 + \frac{ab}{L^2} \right) + \frac{h\chi}{L} \cdot \ln \left(\frac{h\chi}{2R} \right), \tag{3}$$

где χ - показатель анизотропии проницаемости равный $\sqrt{\frac{k_h}{k_v}}$, k_v – проницаемость угля по нормали к напластованию.



I тип - со скважинами без гидроразрыва; II тип - с продольным нормальносекущим разрывом; III тип - с магистральной послойной трещиной; IV тип - с многостадийным поперечным гидроразрывом; L - длина скважины; a, b – длина и ширина полосы; L_r – длина крыла трещины гидроразрыва; d – расстояние между поперечными разрывами

Рис. 4. Схемы полосовых элементов дренажных систем дегазации

В случае полосового элемента II типа, когда проницаемость трещины много выше угля, фильтрационный поток становится плоским и второе слагаемое в правой части выражения (3) обращается в нуль.

Тип III соответствует галерее вдоль плоскости напластования посередине пласта.

Для многостадийного поперечного гидроразрыва дегазационной скважины будем считать, что: 1) угольный пласт вскрывается разрывами по всей толщине; 2) приток газа в скважину из пласта пренебрежительно мал по сравнению с притоком из трещины гидроразрыва (поскольку близко расположенные поперечные разрывы сильно снижают давление газа вблизи скважины); 3) трещины не оказывают заметного влияния друг на друга. При таких допущениях фильтрационное сопротивление зоны дренирования полосового элемента III типа может также выразить с помощью выражения (3) через параллельно включенные сопротивления группы полосовых элементов длиной b и шириной d каждый (рис. 4).

На рис. 5 приведены расчетные зависимости фильтрационного сопротивления зоны дренирования скважин полосовых элементов рассматриваемых типов при $a=200$ м, $L=150$ м, $2R=100$ мм, $L_f=b/2$ м от расстояния между скважинами b (рис. 5а, 5б) и от мощности пласта h (рис. 5в, 5г). Из представленных графиков видно, что при заданных значениях параметров в анизотропных пластах ($\chi=1.83$) мощностью менее 3 м и изотропных пластах ($\chi=1$) мощностью менее 6 м наиболее эффективным является магистральный послоинный разрыв, вероятность «естественного» формирования которого, как было отмечено, невысока.

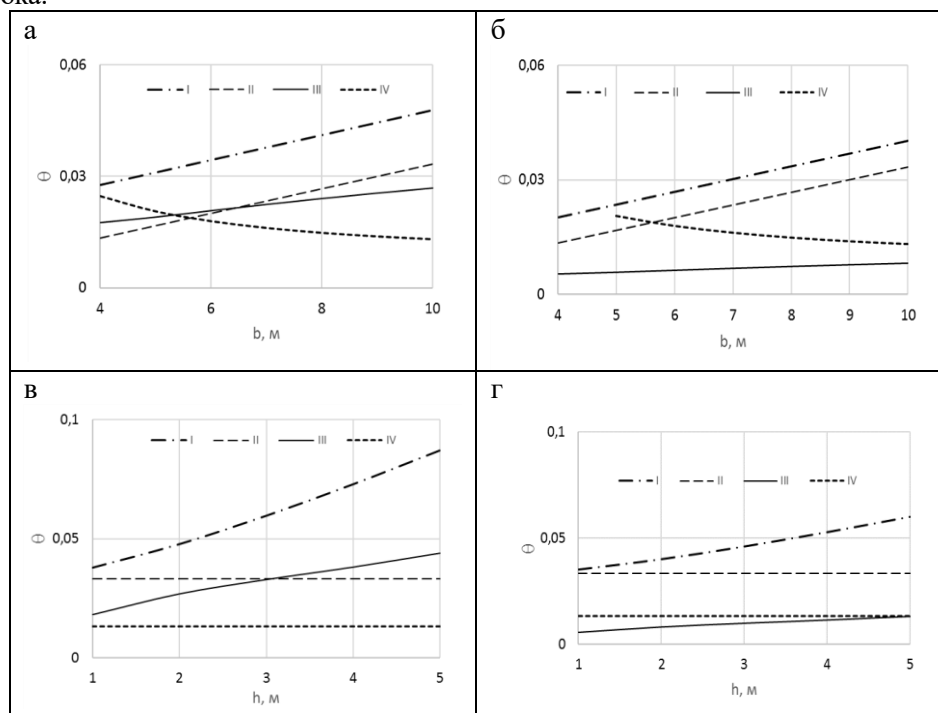


Рис. 5. Фильтрационные сопротивления зоны дренирования полосовых элементов I-IV типов в зависимости от расстояния между скважинами b и мощности пласта h : а - $h=2$ м, $\chi=1.83$, $d=5$ м; б - $h=2$ м, $\chi=1$, $d=10$ м; в - $b=5$ м, $\chi=1.83$, $d=5$ м; г - $b=5$ м, $\chi=1$, $d=10$ м

Что касается многостадийного поперечного гидроразрыва, то он эффективен только при высокой плотности разрывов вдоль скважины - через 3 – 5 м, не более. Если расстояние больше, то тип IV менее привлекателен, чем другие технологии. Учитывая техническую сложность и трудоемкость работ в необсаженной дегазационной скважине, а также полученные оценки, можно сделать вывод о том, что применение многостадийного поперечного гидроразрыва в угледобыче неперспективно.

Наибольший практический интерес вызывает сравнение дегазационных систем I и II типов, т.е. скважин без гидроразрыва и с секущим пласт магистральным продольным разрывом. Полученные результаты показывают, что для многих условий тот же эффект, что и «обычный» гидроразрыв дает уменьшение расстояния между дегазационными скважинами. Так, уплотнение бурения является оптимальным способом повышения темпа дегазации изотропных пластов мощностью 2 м и менее. В таких пластах тот же эффект, что и применение гидроразрыва II типа в скважинах, удаленных друг от друга на 10 м, дает уменьшение расстояния между ними до 7 м (см. рис. 5б). Именно так и поступают на многих современных угледобывающих предприятиях, доводя расстояние между скважинами до 2-3 м.

Отметим, что в тех же условиях послойный магистральный разрыв с длиной крыла трещины 5 м снижает фильтрационное сопротивление зоны дренирования и, соответственно, увеличивает дебит газа в 35-40 раз.

Сравнение полученных оценок фильтрационных сопротивлений с результатами численного моделирования рассматриваемых задач в программной среде ABAQUS показали хорошее их совпадение (расхождение не более 4-7%), что показывает правомерность использования предлагаемых аналитических решений для использования на практике.

Приведенные выше результаты справедливы при высокой проводимости разрывов. Но в угледобыче расклинивание трещин проппантами почти не применяется. Бытует мнение, что дренажные трещины в угле смыкаются не полностью, особенно при импульсных воздействиях. Однако имеющиеся экспериментальные данные опровергают эту точку зрения. Так, в работе [4] получено, что многостадийный продольный гидроразрыв угля с расклиниванием трещин кварцевым песком приводит к многомесячному повышению дебита дегазационных скважин в среднем в 4 - 5 раз. А без проппанта наблюдается лишь кратковременное (до 2-х недель) увеличение выхода метана в 3 раза, которое не оказывает значимого влияния на дегазацию угольного пласта за весь период эксплуатации скважин [4].

В табл. 1 приведены расчетные значения отношения фильтрационных сопротивлений зон дренирования пласта скважинами без гидроразрыва (тип I) и с секущим разрывом (II тип) и раскрытием трещин w от 0.005 до 0.5 мм.

Расчеты показывают, что при $w \leq 0.01$ мм «обычный» гидроразрыв в угольных пластах неэффективен. Если считать, что проницаемость разрыва $k_f = w^2/12$ (формула Буссинеска), то оптимальное раскрытие локальных разрывов в низкопроницаемых углях составляет около 0.05 мм. В условиях сжатия трещин более 4 МПа такое значение раскрытия может быть получено только при расклинивании трещин проппантами.

Таблица 1

Отношение коэффициентов фильтрационного сопротивления зон дренирования пласта единичными скважинами по схемам I и II типов θ_I / θ_{II} .

п/п	Переменные параметры		Раскрытие трещины (w), мм			
	b , м	h , м	0,005	0,01	0,05	0,5
1	3	1	1,59	1,91	1,97	1,97
2	7	1	1,28	1,40	1,41	1,41
3	15	1	1,14	1,19	1,19	1,19
4	3	3	2,17	5,41	6,86	6,87
5	7	3	1,83	3,15	3,51	3,52
6	15	3	1,52	2,06	2,17	2,17
7	3	5	1,87	7,48	13,00	13,08
8	7	5	1,73	4,68	6,16	6,18
9	15	5	1,55	2,97	3,41	3,42

При небольшом горном давлении (до 3-4 МПа) трещина без проппанта может увеличивать приток пластовых флюидов до 2 раз в пластах мощностью 3 м и более, и до 1.5 раз – в пластах мощностью до 1 м.

Выводы. В анизотропных угольных пластах наибольший эффект по снижению фильтрационного сопротивления зоны дренирования угольного пласта дает многостадийный поперечный гидроразрыв с высокой плотностью трещин на скважину.

В относительно изотропных и анизотропных пластах мощностью до 3 м достаточной эффективностью обладает послойный гидроразрыв. Техническая простота этой технологии и приемлемая эффективность по сравнению с многостадийным гидроразрывом позволяют сделать вывод о его перспективности. Ограничивающим фактором является преимущественное формирование в угольных пластах секущих разрывов, что связано с развитым кливажем углей.

В изотропных пластах небольшой мощности эффективность дегазации целесообразнее повышать за счет уменьшения расстояния между скважинами на 30 %, чем путем создания продольных разрывов, секущих пласт.

Для интенсификации дегазации угольных пластов достаточно формировать трещины гидроразрыва с раскрытием 0.05 мм. Увеличение раскрытия сверх этого значения дает незначительное снижение фильтрационного сопротивления зоны дренирования. Гидроразрыв газоносных углей без проппанта работоспособен при небольших сжатиях трещин (не более 3 – 4 МПа), но в условиях высокого горного давления его эффективность невысока.

Перспективным направлением повышения эффективности гидроразрыва угольных пластов в шахтных условиях является разработка технологии послойного продольного разрывов и их расклинивания пропантом.

Благодарности. Исследование выполнено за счет гранта Российского научного фонда (проект №20-17-00087).

Библиографический список

1. Алексеев А.Д., Василенко Т.А., Гуменник К.В., Калугина Н.А., Фельдман Э.П. Диффузионно-филтрационная модель выхода метана из угольного пласта // Журнал технической физики. - 2007. - Т.77. – Вып.4. – С. 65-74.
2. Инструкция по дегазации угольных шахт. Серия 05. Выпуск 22. – М.: Закрытое акционерное общество «Научно-технический центр исследований проблем промышленной безопасности», 2012. – 250с.
3. Сластунов С.В., Ютяев Е.П., Мазаник Е.В., Садов А.П. Разработка и совершенствование технологий пластовой дегазации для эффективной и безопасной отработки угольных пластов // Горный информационно-аналитический бюллетень. - 2018. - № 11 (специальный выпуск 48). - С. 13—21.
4. Jeffrey R.G., Boucher C. Sand Propped Hydraulic Fracture Stimulation of Horizontal In-seam Gas Drainage Holes at Dartbrook Coal Mine // In: Coal Operators' Conference, University of Wollongong & the Australasian Institute of Mining and Metallurgy (Wollongong, February 4–6, 2004). – Wollongong: University of Wollongong. - 2004. – P. 169–179.
5. Курленя М.В., Сердюков С.В., Патутин А.В., Шилова Т.В. Интенсификация подземной дегазации угольных пластов методом гидроразрыва // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. - 2017. - № 6. - С. 3-9.
6. Азаров А. В., Курленя М. В., Сердюков С. В., Патутин А. В. Особенности развития трещины гидроразрыва вблизи свободной поверхности в изотропной пороупругой среде // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. – 2019. - №1. – С.3-11.
7. Столбова Н.Ф., Исаева Е.Р. Петрология углей. – Томск: Изд-во Томского политехнического университета, 2013. – 77с.
8. Попов Ю.Н. Тектоническая трещиноватость углей и вмещающих пород в Ленинском районе Кузбасса // Известия Томского политехнического института. - 1969. – Том 165. – С.229-237.
9. Jeffrey R. Hydraulic fracturing applied to stimulation of gas drainage from coal // Proceeding of The AusIMM Illawarra Branch (6-8 February 2002). - 2002. – P. 70-73.
10. Курленя М.В., Зворыгин Л.В., Сердюков С.В. Управление продольным гидроразрывом скважин // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. – 1999. - №5. – С. 3-12.
11. Chaoru Liu Distribution laws of in-situ stress in deep underground coal mines // Procedia Engineering. - 2011. – Vol.26. - P. 909-917.
12. Алиев З.С., Шеремет В.В. Определение производительности горизонтальных скважин, вскрывших газовые и газонефтяные пласты. – М: Недра, 1995. – 144 с.
13. Телков А.П., Грачёв С.И. Гидромеханика пласта применительно к прикладным задачам разработки нефтяных и газовых месторождений. В 2 ч. Ч. II. – Тюмень: ТюмГНГУ, 2009. – 352 с.

УДК 624.131.21+539.3

ИССЛЕДОВАНИЕ ЭВОЛЮЦИИ ПОЛЯ СКОРОСТЕЙ ПОТОКА СЫПУЧЕГО МАТЕРИАЛА ПРИ ЕГО ВЫПУСКЕ ИЗ КАМЕРЫ

д.т.н. Бобряков А.П., к.т.н. Клишин С.В., к.т.н. Косых В.П.

Институт горного дела им. Н.А. Чинакала СО РАН, г. Новосибирск, Россия

Аннотация. В лабораторных условиях исследован процесс гравитационного течения сыпучего материала из камеры. Методом цифровой трассерной визуализации (PIV-метода) построены поля скоростей частиц. Показано, что в процессе выпуска течение материала приобретает характер квазипериодического, при котором происходит последовательное «переключение» потоков движущихся частиц относительно оси выпускного отверстия.

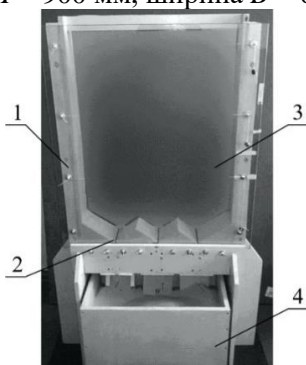
Ключевые слова: сыпучий материал, лабораторный эксперимент, выпуск, поле скоростей, деформация, линии скольжения.

Введение. Сыпучий материал является удобным объектом для моделирования процессов выпуска угля и руды из бункеров и камер [1, 2]. Результатом такого моделирования являются данные о кинематике деформирования и о распределении напряжений на стенки и дно камеры.

Ранее было показано, что при выпуске сыпучих материалов из сходящихся симметричных радиальных каналов наблюдается существенно несимметричный и не радиальный режим течения [3, 4]. Материал разбивается системой линий скольжения на отдельные блоки, которые движутся друг относительно друга практически как жесткие целые. Такой режим наблюдается в течение определенного времени, затем система линий скольжения перестает функционировать, в материале формируется новая система, подобная исходной, и весь процесс повторяется снова. Указанный режим течения был исследован численно и экспериментально в ряде работ [5–13].

В настоящей работе проведено лабораторное моделирование выпуска сыпучего материала из щелевого бункера с вертикальными стенками. Для визуализации течения материала применен оптический метод цифровой трассерной визуализации (Particle Image Velocimetry – PIV), суть которого заключается в анализе двух последовательных цифровых изображений потока и определении по ним поля скоростей деформируемой области материала [14–16].

Исследование проводили на стенде, общий вид которого показан на рис 1. Стенд представляет собой камеру, образованную прозрачными (стеклянными) передней и задней стенками 3 и жесткими вертикальными боковыми стенками 1. Снизу камера ограничивается дном, в котором выполнены выпускные отверстия 2. Конструкция дна позволяет изменять количество и ширину выпускных отверстий. Высота камеры $H = 900$ мм, ширина $B = 630$ мм, глубина $L = 120$ мм.



1 – вертикальные стенки; 2 – выпускные отверстия; 3 – прозрачная лицевая стенка;
4 – ящик для сыпучего материала

Рис. 1. Общий вид камеры для исследования выпуска

Рассмотрим кинематику выпуска через одно отверстие, расположенное в середине дна. Для опытов использован кварцевый песок со средним размером частиц 0.3 мм. Ширина отверстия составила 3 мм, а высота засыпки материала – 620 мм. На рис. 2 показаны этапы выпуска в фиксированные моменты времени. Здесь числа под фотографиями соответствуют номерам кадров видеосъемки, которая проводилась с частотой 5 кадров в секунду.

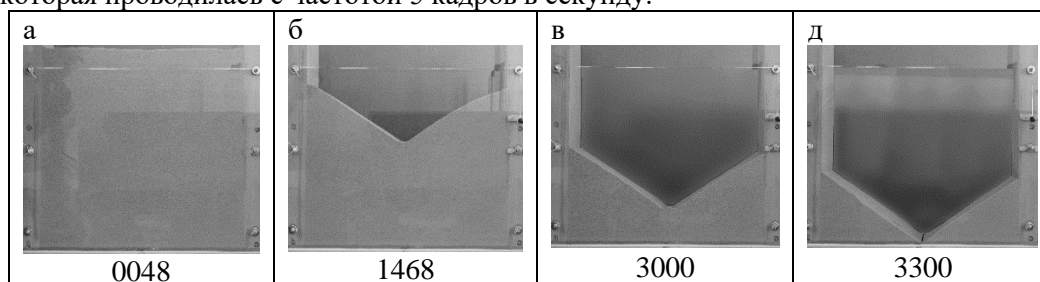


Рис 2. Общий вид камеры, заполненной сыпучим материалом: в начальном состоянии (а); в процессе выпуска (б–г)

В начальной стадии выпуска движение частиц сосредоточено в области, расположенной над отверстием. Далее на свободной поверхности среды образуется воронка, форма которой в дальнейшем не меняется.

Рассмотрим поля скоростей частиц, полученные с помощью PIV-метода (рис. 3). Здесь, как и выше, числа под фотографиями соответствуют номерам кадров видеосъемки. В процессе выпуска в материале можно выделить три области течения с характерными распределениями поля скоростей. Первая – это эллиптическая область над выпускным отверстием. В этой области частицы движутся преимущественно вниз, постепенно смещаясь к продольной оси эллипса. Вторая и третья –

это области, ограниченные свободной поверхностью и распространяющиеся от верхней части эллиптической области в сторону свободной поверхности. Частицы из этих областей движутся в сторону эллипса и пополняют его. Движение материала в течение определенного времени остается симметричным относительно вертикальной оси (рис. 3а, б).

При продолжении выпуска, начиная с некоторого момента времени, течение становится несимметричным, как показано на рис. 3в, г. Эллиптическая и правая боковая область объединяются и, в течение определенного времени, движение частиц в этой объединенной области является доминирующим. Скорости частиц в левой боковой области при этом замедляются, так что их движение практически прекращается. Через некоторое время происходит переключение областей течения (рис. 3д). Затем симметрия течения восстанавливается, как показано на рис. 3е, а затем вновь нарушается (рис. 3ж). В дальнейшем процесс переключения областей течения периодически продолжается до окончания процесса выпуска, как показано на рис. 3з, и.

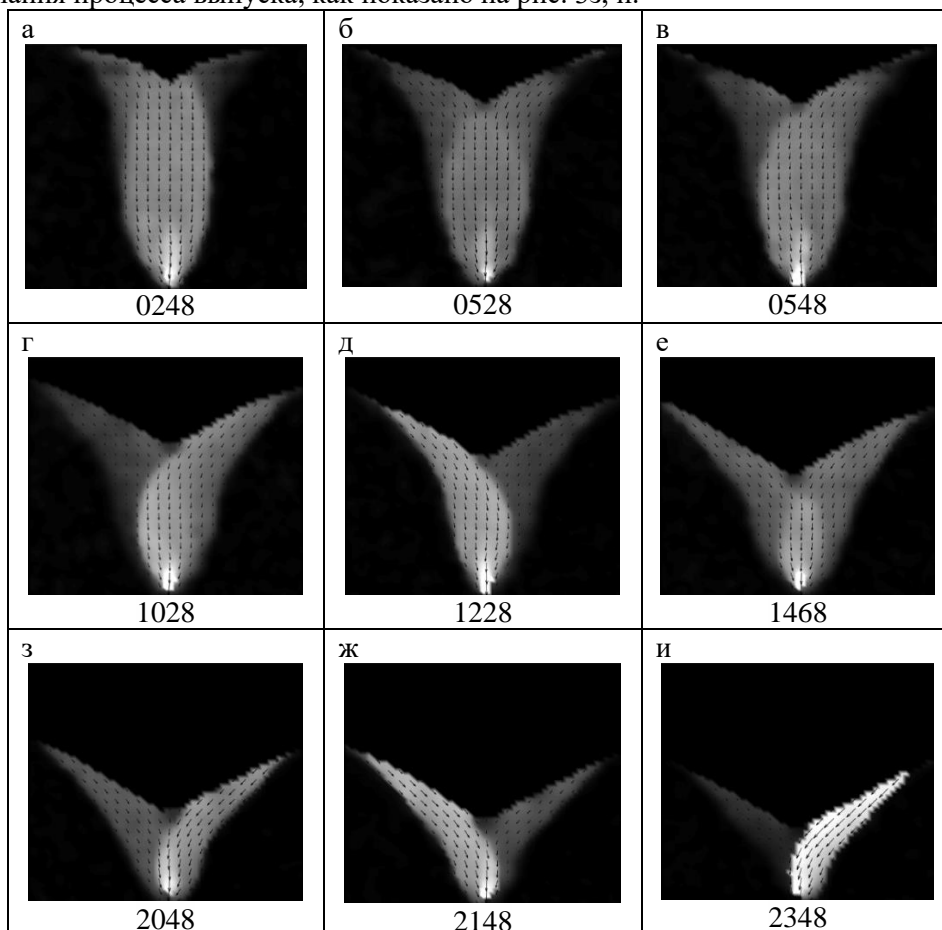


Рис. 3. Эволюция поля скоростей при выпуске сыпучего материала

Здесь следует отметить, что на кинематику течения материала, и, как следствие, распределение напряжений в сыпучей среде, могут оказывать влияние различного рода вибрации, условия формирования начальной упаковки частиц, фильтрация газов и другие факторы, которые нуждаются в дальнейшем детальном исследовании [17–22].

Вывод. Течение сыпучего материала в процессе выпуска из плоской камеры имеет квазипериодический характер, происходит последовательное «переключение» потоков движущихся частиц относительно оси выпускного отверстия.

Благодарности. Работа выполнена в рамках проекта фундаментальных научных исследований (ФНИ); № государственной регистрации АААА-А17-117121140065-7.

Библиографический список

1. Клишин В.И., Фокин Ю.С., Кокоулин Д.И., Кубанычбек Б. Разработка мощных пластов механизированными крепями с регулируемым выпуском угля. - Новосибирск: Наука, 2007. – 134 с.
2. Гячев Л.В. Движение сыпучих материалов в трубах и бункерах. - М.: Машиностроение, 1968.
3. Ревуженко А.Ф., Стажевский С.Б., Шемякин Е.И. О несимметрии пластического течения в сходящемся симметричном канале // ФТПРПИ. – 1977. – № 3.

4. Ревуженко А.Ф., Стажевский С.Б., Шемякин Е.И. Несимметрия пластического течения в сходящихся осесимметричных каналах // ДАН СССР. – 1979. – Т. 243. – № 3.
5. Mroz Z., Drescher A. Limit plasticizing approach to some cases of flow bulk solids // Transactions of the ASME Paper. – № 68-MH-23.
6. Mroz Z., Szymansky Cz. Gravity flow of a granular material in a converging channel // Archives of Mechanics. – 1971. – Т. 23. – №. 6. – С. 897.
7. Osinov V.A. Model of a discrete stochastic medium in the deformation and flow of friable materials // Journal of Mining Science. – 1993. – Т. 28. – № 5. – С. 433–440.
8. Лавриков С.В., Ревуженко А.Ф. Стохастические модели в задачах локализованного деформирования сыпучих сред в радиальных каналах // ФТПРПИ. – 2000. – № 1. – С. 12–20.
9. Клишин С.В., Лавриков С.В., Ревуженко А.Ф. Численное моделирование выпуска раздробленного материала методами дискретных элементов и клеточных автоматов / Геодинамика и напряженное состояние недр Земли: тр. XX всерос. конф.. – Новосибирск: ИГД СО РАН, 2013. – С. 208–215.
10. Бушманова О.П., Бушманов С.Б. Численное моделирование процесса деформирования материала в сходящемся канале в условиях возникновения линий локализации // ФТПРПИ. – 2009. – № 4. – С. 33–38.
11. Bobryakov A.P., Revuzhenko A.F. Uniform displacement of a granular material. Dilatancy // Journal of Mining Science. – 1982. – Т. 18. – № 5. – С. 373–379.
12. Bobryakov, A.P. Influence of weak shakes on a statically stressed granular medium. Dilatancy // Journal of Mining Science. – 2008. – Т. 44. – № 2. – С. 115–122.
13. Клишин С.В., Косых В.П., Ревуженко А.Ф. Экспериментальное и теоретическое исследование процесса локализации деформаций в сыпучей среде // Научные технологии разработки и использования минеральных ресурсов. – 2019. – №5. – С. 268–272.
14. Hall, S.A., Muir Wood, D., Ibraim, E., Viggiani, G. Localised deformation patterning in 2D granular materials revealed by digital image correlation // Granular matter. – 2010. – Т. 12. – № 1. – С. 1–14.
15. Słomiński C., Niedostatkiwicz M., Tejchman J. Deformation measurements in granular bodies using a particle image velocimetry technique // Archives of Hydro-Engineering and Environmental Mechanics. – 2006. – Т. 53. – № 1. – С. 71–94.
16. Sielamowicza I., Blonski S., Kowalewski T.A. Optical technique DPIV in measurements of granular material flows, Part 1 of 3 — plane hoppers // Chemical Engineering Science. – 2005. – Т. 60. – № 2. – С. 589–598.
17. Ревуженко А.Ф. Некоторые задачи механики деформируемого твердого тела и сыпучих сред в горном деле // Горный журнал. – 2019. – № 10. – С. 43–50.
18. Bobryakov A.P., Klishin S.V., Kosykh V.P., Lavrikov S.V., Mikenina O.A., Revuzhenko A.F. Deformation of granular material flow in converging channels // IOP Conference Series: Earth and Environmental Science. – IOP Publishing, 2018. – Т. 206. – № 1. – С. 012004.
19. Бобряков А.П., Клишин С.В., Ревуженко А.Ф. О напряженном состоянии конической насыпи сыпучего материала // ФТПРПИ. – 2019. – № 6. – С. 17–24.
20. Бобряков А.П. Модельные исследования триггерного эффекта на разломах горных пород // ФТПРПИ. – 2019. – № 6. – С. 59–68.
21. Kosykh V. Effect of Multiple Weak Impacts on Evolution of Stresses and Strains in Geomaterials // Trigger Effects in Geosystems. – Springer, Cham, 2019. – С. 95–103.
22. Лавриков С.В., Клишин С.В., Микенина О.А. Расчет напряженно-деформированного состояния упругопластического и разупрочняющегося массива горных пород в окрестности выработанного пространства различной геометрии на основе метода конечных элементов / Свидетельство о государственной регистрации программы для ЭВМ № 2019663819. Дата гос. рег. 24.10.2019.

УДК 622.273; 539.3

ЧИСЛЕННОЕ ИССЛЕДОВАНИЕ ПРОЦЕССА ФИЛЬТРАЦИИ ФЛЮИДА В ТРЕЩИНОВАТОЙ ГОРНОЙ ПОРОДЕ

к.т.н. Клишин С.В.

Институт горного дела им. Н.А. Чинакала, Новосибирск, Россия

Аннотация. Предложен способ численного исследования коллекторских свойств горных пород, содержащих системы трещин. Разработан алгоритм и компьютерная программа для создания плоских стохастических систем трещин с заданным распределением координат их центров, длин и ориентаций. На основе метода конечных элементов численно исследована задача о фильтрации флюида в трещиноватом массиве. Показано влияние параметров систем трещин на фильтрационные свойства среды.

Ключевые слова: фильтрация, закон Дарси, скорость флюида, давление, проницаемость, система трещин, метод конечных элементов.

Введение. Большая часть теоретических исследований по механике горных пород проводится в рамках концепции сплошной среды. Вместе с предположением о сплошности среды вводятся также и предположение о гладкости закона движения (фильтрации) жидкостей и газов в пористой среде (закон Дарси). Данные предположения неразрывно связаны друг с другом и позволяют использовать аппарат численного анализа с применением метода конечных элементов.

С другой стороны, физический механизм деформирования горных пород с учетом давления жидкостей и газов связан с разрывами смещений на различных масштабных уровнях, особенно при развитии микротрещин, пор, межблоковом проскальзывании и т.д. Горная порода всегда содержит большое количество трещин, характеристики которых трудно описать детально. Трещины в горных породах составляют сложные пространственные сети, а их строение определяет деформационные, прочностные и фильтрационные свойства массивов горных пород. При этом их распределение может соответствовать некоторым макроскопическим осредненным законам. В такой ситуации необходимо привлекать статистические методы исследования, основанные на изучении конечных выборок из множества трещин [1, 2]. Известны различные модели трещиноватости, отражающие ту или иную особенность в строении и поведении материала, из которого состоит массив горной среды. Также существуют модели, позволяющие при изучении горных пород вычислять их проницаемость, деформируемость, параметры блочности, пустотности и др. Построенная на статистической основе модель может явиться основой для исследования результатов реальных физических картин. Естественно, что универсальной модели не существует. Поэтому каждая из них годится только для описания определенного круга задач [3–5].

Фильтрация флюида в трещиноватой поровой среде. Представленная работа посвящена исследованию влияния стохастических систем трещин в геоматериалах на их фильтрационные свойства.

Процесс фильтрации флюида в трещиноватой среде рассматривался в двумерной постановке: в плоскости Oxy задана область, занятая сплошной средой, содержащая систему трещин (рис. 1). Задача состоит в определении скалярного поля давления $P = P(x, y)$ и векторного поля скорости флюида $u = (u_x(x, y), u_y(x, y))$ во всей области при заданном перепаде давления на левой ($x = 0$ – входное отверстие) и правой ($x = 1$ – выходное отверстие) границах: $P_{int} = 10$ кПа, $P_{out} = 0$ соответственно, а также заданном на верхней и нижней границах условия непротекания $u \cdot n = 0$, где n – единичный вектор нормали к границе.

Согласно закону Дарси, скорость фильтрации жидкости в пористой среде при отсутствии силы тяжести прямо пропорциональна градиенту давления в жидкости и направлена в сторону уменьшения давления:

$$u(x, y) = -\frac{K}{\mu} \nabla P(x, y), \quad (1)$$

где K — коэффициент проницаемости среды, μ — динамическая вязкость флюида.

Уравнение (1) совместно с уравнением неразрывности

$$\operatorname{div} u = 0 \quad (2)$$

образуют замкнутую систему из двух уравнений, содержащих две неизвестные функции.

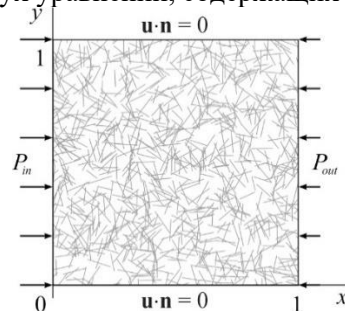


Рис. 1. Геометрия исследуемой области и граничные условия

В настоящее время имеется ряд экспериментальных исследований, посвященных определению коллекторских свойств горных пород, т.е. способности пропускать через себя флюиды и аккумулировать их в пустотном пространстве [6–10]. В представленном исследовании примем $K = 10^{-9} \text{ м}^2$, а $\mu = 8.9 \cdot 10^{-4} \text{ Па} \cdot \text{с}$, что может соответствовать процессу фильтрации воды в углеродном массиве. При заданных выше граничных условиях при отсутствии трещиноватости решение (1) и (2) может быть найдено в аналитическом виде. Здесь давление не зависит от вертикальной координаты:

$$P = P(x) = -10^4(x - 1) \text{ Па},$$

а компоненты вектора скорости постоянны:

$$u_x = 0,011236 \text{ м/с}, u_y \equiv 0.$$

Перейдем к изучению коллекторских свойств трещиноватой среды. Для моделирования стохастических систем трещин были разработаны алгоритм и создана программа на языке программирования Python 3.7. В данном случае трещины представляются в виде математических отрезков определенной толщины, характеризующей величину их раскрытия. Каждая система характеризуется количеством трещин N , распределением координат их центров (x_i, y_i) , длин h_i и ориентаций α_i (углов наклона к оси Ox).

Таким образом, результатом работы программы является графический файл, содержащий изображение в градациях серого цвета, где белому цвету соответствует горная порода, а оттенкам серого – созданные трещины. На рис. 2 представлены примеры таких систем: система вертикальных трещин с равномерным распределением углов α_i в отрезке от $87,5^\circ$ до $92,5^\circ$ (рис. 2а); система трещин с равномерным распределением углов α_i в отрезке от $42,5^\circ$ до $47,5^\circ$ (рис. 2б); 3) система трещин с равномерным распределением углов α_i в отрезке от 0° до 180° (рис. 2в); 4) система трещин с равномерным распределением углов α_i в отрезке от 0° до 180° и равномерным распределением длин в отрезке от 0.05 до 0.1 м (рис. 2д).

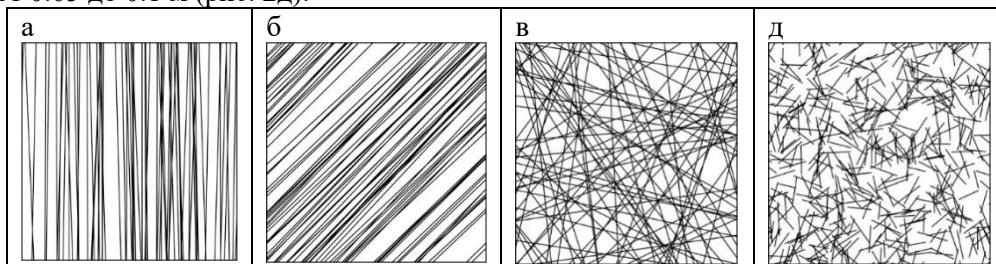


Рис. 2. Примеры системы трещин, используемых в расчетах

Для оценки фильтрационных свойств представленной среды примем, что значения коэффициента фильтрации в уравнении (1) различны в зависимости от того, лежит ли точка области на трещине или принадлежит сплошной среде. В случае принадлежности трещине установим значение коэффициента фильтрации $K^* = 10^{-6} \text{ м}^2$. Таким образом мы получаем разномодульную среду с различными значениями коэффициента фильтрации, зависящим от координат.

В данной постановке решение строится численно методом конечных элементов. Для численного решения дифференциальных уравнений (1) и (2) методом конечных элементов с учетом разномодульной среды существуют бесплатные программные комплексы с открытым исходным кодом, такие как FreeFEM или OpenFOAM, также возможность таких расчетов реализована в коммерческом продукте COMSOL Multiphysics® [11].

Результаты расчетов. На рис. 3 приведены картины распределения модуля вектора скорости $|\mathbf{u}|$ жидкости при наличии в среде: системы вертикальных трещин (рис. 3а); системы трещин с равномерным распределением углов наклона α_i от 0° до 180° (рис. 3б); системы трещин с равномерным распределением углов α_i от 0° до 180° и равномерным распределением длин трещин от 0,05 до 0,1 м. Хорошо видно, что скорость и характер течения флюида напрямую связаны с особенностями геометрии системы трещин.

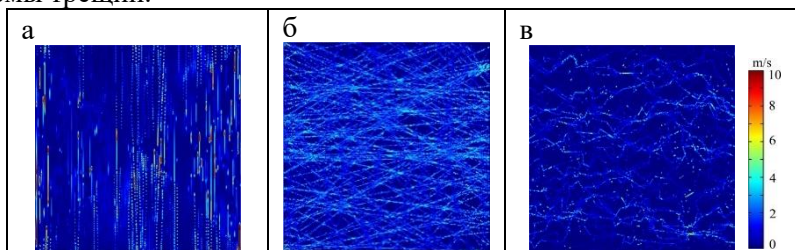


Рис. 3. Распределение абсолютной величины вектора скорости флюида $|\mathbf{u}|$ для различных систем трещин

Распределение давления в жидкости для указанных выше систем трещин приведено на рис. 4. Здесь также хорошо видно, что наличие систем трещин оказывает большое влияние на характер изменения давления.

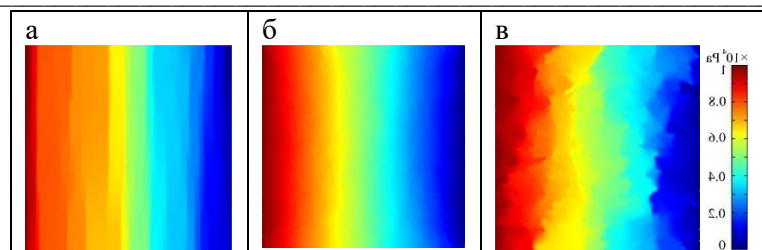


Рис. 4. Распределение давления P в жидкости для различных систем трещин

Рассмотрим влияние трещиноватости на распределение скорости флюида на правой (выпускной) границе коллектора. На рис. 5а в качестве примера представлена эпюра горизонтальной компоненты вектора скорости u_x на правой границе $x = 1$ (выпускном отверстии) при наличии в среде системы трещин с равномерным распределением углов наклона α_i от 0° до 180° (см. рис. 2в). Видно, что каждая трещина, пересекающая границу, дает всплеск в скорости движения жидкости. Распределение средней скорости U_{avg} флюида на границе для разных систем трещин в зависимости от их количества показано на рис. 5б. Здесь графику с номером 1 соответствуют системы вертикальных трещин (см. рис. 2а); графику 2 соответствуют диагональные трещины (см. рис. 2б); графику 3 – системы трещин с равномерным распределением углов α_i от 0° до 180° (см. рис. 2в); графику 4 – системы горизонтальных трещин.

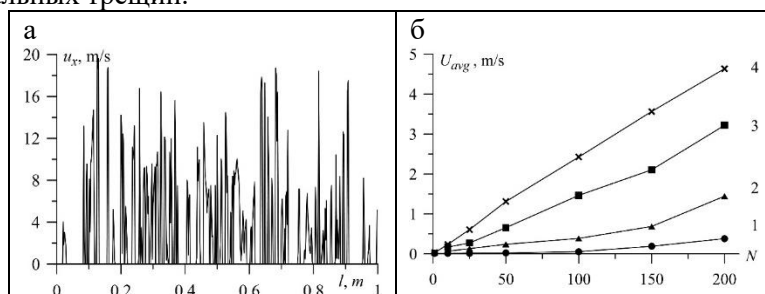


Рис. 5. Эпюра горизонтальной компоненты вектора скорости u_x на выпускном отверстии (а); изменение средней скорости U_{avg} флюида на выпускном отверстии для разных значений количества трещин N (б)

Вывод. В результате численных исследований установлено, что трещиноватость горных пород значительно повышает их фильтрационные свойства, при этом скорость течения флюида тесно связана с особенностями геометрии системы трещин, содержащейся в поровом коллекторе, а именно с интенсивностью, ориентацией и сообщаемостью трещин.

Благодарности. Работа выполнена за счет гранта Российского фонда фундаментальных исследований (проект № 20-45-420019 р_а).

Библиографический список

1. Revuzhenko A.Ph., Klishin S.V. Problem on formation of parallel crack system in brittle layer // Journal of Mining Science. – 2001. – Т. 37. – №. 2. – С. 169–179.
2. Revuzhenko A.Ph., Klishin S.V. On formation of polygonal crack system in the plane brittle layer // Journal of Mining Science. – 2002. – Т. 38. – №. 2. – С. 129–132.
3. Philipp S.L., Afsar F., Gudmundsson A. Effects of mechanical layering on hydrofracture emplacement and fluid transport in reservoirs. *Frontiers in Earth Science* 1 (4), 19. – 2013.
4. Zhang Z., Stewart R. R. Rock physics models for cracked media // CREWES Research Report. – 2008. – Т. 20.
5. Reinoso J., Durand P., Budarapu P.R., Paggi M. Crack patterns in heterogenous rocks using a combined phase field-cohesive interface modeling approach: A numerical study // *Energies*. – 2019. – Т. 12. – № 6. – С. 965.
6. Li J., Li B., Pan Z., Wang Z., Yang K., Ren C., Xu J. Coal Permeability Evolution Under Different Water-Bearing Conditions // *Natural Resources Research*. – 2019. – С. 1–15.
7. Dabbous M.K., Reznik A.A., Taber J.J., Fulton P.F. The permeability of coal to gas and water // *Society of Petroleum Engineers Journal*. – 1974. – Т. 14. – № 6. – С. 563–572.
8. Durucan S., Ahsan M., Syed A., Shi J.Q., Korre A. Two phase relative permeability of gas and water in coal for enhanced coalbed methane recovery and CO₂ storage // *Energy Procedia*. – 2013. – Т. 37. – С. 6730–6737.
9. Cheng L., Ge Z., Xia B., Li Q., Tang J., Cheng Y., Zuo S. Research on hydraulic technology for seam permeability enhancement in underground coal mines in China // *Energies*. – 2018. – Т. 11. – № 2. – С. 427.

10. Zhang J., Feng Q., Zhang X., Wen S., Zhai Y. Relative permeability of coal: a review // Transport in Porous Media. – 2015. – Т. 106. – № 3. – С. 563-594.

11. Zhang B., Li Y., Fantuzzi N., Zhao Y., Liu Y.B., Peng B., Chen J. Investigation of the flow properties of CBM based on stochastic fracture network modeling // Materials. – 2019. – Т. 12. – № 15. – С. 2387.

УДК 550.34.016

ПОВЫШЕНИЕ ЭФФЕКТИВНОСТИ ГИДРОДИНАМИЧЕСКОГО ВОЗДЕЙСТВИЯ НА УГЛЕПОРОДНЫЙ МАССИВ НА ОСНОВЕ КОНТРОЛЯ ЕГО ПАРАМЕТРОВ МЕТОДОМ СЕЙСМИЧЕСКОЙ ТОМОГРАФИИ

д.т.н. Тайлаков О.В., к.т.н. Макеев М.П., Соколов С.В.

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

Аннотация. Приведены результаты численного моделирования пространственного развития системы трещин при гидродинамическом воздействии на углепородный массив. Для задания граничных условий использован массив геофизических данных, полученных методом сейсмического просвечивания кровли выемочного столба. Обоснованы параметры типовых схем размещения геофонов в горных выработках, достаточные для оценивания эффективности направленного гидроразрыва. Показана удовлетворительная сходимость результатов численного моделирования пространственного развития системы трещин с выявленными при сейсмическом обследовании выемочного столба после гидроразрыва областями с отличающимися физико-механическими характеристиками.

Ключевые слова: труднообрушающаяся кровля, направленный гидроразрыв, сейсмическая томография, время распространения сейсмической волны, скорость распространения сейсмической волны, трещиноватость.

При очистной выемке угля комплексно-механизированными забоями в условиях прочных труднообрушающихся пород в кровельной области пласта может происходить зависание пород основной кровли над выработанным пространством. Впоследствии это может приводить к снижению устойчивости горных выработок, а также проявлениям обнажений и вывалов непосредственной кровли в процессе работы комбайна, что существенным образом снижает производительность горношахтного оборудования. Эффективным способом устранения негативного влияния труднообрушающейся кровли на процесс угледобычи является ее разупрочнение методом направленного гидроразрыва (НГР), обеспечивающего изменение геомеханического состояния в результате формирования искусственных трещин [1].

Из практического опыта выполнения гидроразрыва углепородного массива известно, что соответствие между фактическим и планируемым направлением развития трещин определяется технологическими факторами и физико-механическими свойствами горных пород [2]. При этом наибольшее влияние на эффективность гидродинамического воздействия оказывает естественная трещиноватость [3], которая определяет его радиус R_r и зависящее от него размещение в угольном пласте скважин гидроразрыва. Обычно расстояния R_r между скважинами НГР не превышает 30 м и определяется опытным путем или аналитически на основе использования геологических данных. Однако, в общем случае, полнота этих данных ограничивается информацией, полученной при проходке оконтуривающих горных выработок и с помощью геологоразведочных скважин, попадающих в тело выемочного столба, количество которых, как правильно, весьма ограничено [4-5].

Для повышения эффективности гидроразрыва предложено контролировать R_r методом сейсмической томографии на проходящих волнах, который заключается в регистрации проходящих упругих волн, искусственно генерируемых механическим источником колебаний от бока выработки с заданным шагом посредством линейно распределенной по боку противоположной ей горной выработки сети автономных сейсмоприемников (рис. 1) [6-7].

Применение сейсмического мониторинга позволяет оценивать напряженное состояние горного массива до и после выполнения мероприятий по направленному гидроразрыву труднообрушаемой кровли. В основе данной оценки использована зависимость скорости распространения волны в массиве от изменения физико-механических свойств различных геологических формаций. Соответственно, интерпретация скоростных характеристик сейсмотомографического разреза позволяет установить наличие контрастных областей, характеризующихся изменением геомеханических параметров кровли [8, 9].



Рис. 1. Принципиальная схема сейсмического просвечивания между горными выработками

Для оценки мгновенных скоростей на различных участках исследуемого выемочного столба использованы аналитические подходы для томографического обследования активной кровли оконтуренного двумя выработками угольного пласта (рис. 2) с использованием общей зависимости [10]

$$t = \int_{И}^{\Pi} \frac{1}{V} \cdot dl, \quad (1)$$

где t и V – время и скорость распространения сейсмической волны; l – расстояние от источника И до приемника П.

Эта зависимость при разделении изучаемого участка на N пикселей принимает следующую форму

$$t_i = \sum_{j=1}^N \frac{1}{V_j} \cdot d_{ij} \quad (i=1 \dots n), \quad (2)$$

где n – количество наблюдений; d_{ij} – расстояние, пройденное лучем i в пикселе j .

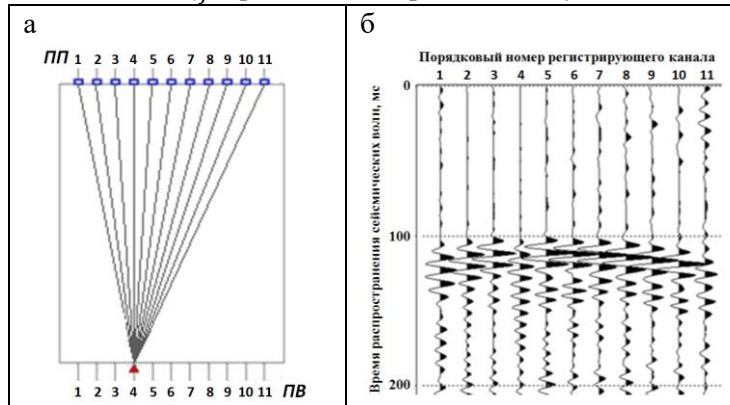


Рис. 2. Пример регистрации системой из 12 автономных регистраторов сейсмических волн, распространяющихся в теле выемочного столба от 4 пикета возбуждения колебаний:
а) – схема распространения волн; б) – сейсмограмма

В экспериментальных исследованиях, выполненных на основе метода сейсмической томографии, установлено, что направленный гидроразрыв кровли влияет на параметры поля сейсмических волн, прошедших через контролируемый массив, и вызывает снижение общего фона скоростей. Также установлено, что оценка состояния активной кровли до гидроразрыва позволяет выделить в пределах области исследования зоны распространения и перераспределения высоких напряжений (максимальных скоростей) и трещиноватые разупрочненные зоны (минимальных скоростей) (рис. 3). В совокупности с имеющимися фактическими данными, полученными в ходе проведения оконтуривающих выработок, это позволяет обеспечивать прогноз состояния пород активной кровли в теле выемочного столба [11, 12].

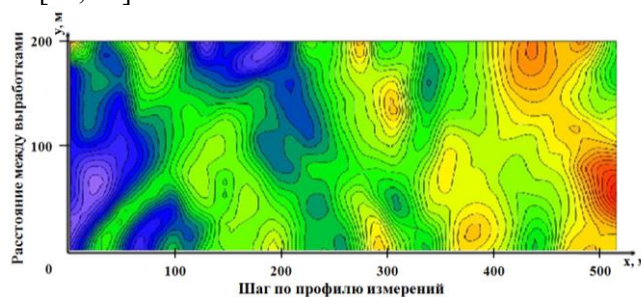


Рис. 3. Распределение скоростных характеристик в области выемочного столба на сейсотомографическом разрезе

При этом для повышения достоверности оценивания параметров технологических схем НГР на основе использования геолого-геофизических данных необходимо развитие модельных представлений о процессах, происходящих при разгрузке кровли. Для описания формирования и развития системы трещин в результате гидровоздействия на массив разработана численная модель, описывающая изменение объема порово-трещинного пространства при разгрузке углепородного массива

$$\frac{\partial}{\partial t}(\rho \varepsilon) + \nabla \cdot (\rho u) = Q_m, \quad (3)$$

где $u = -\frac{k_{пр}}{\mu}(\nabla p + \rho g \nabla D)$, p – давление, Па; $k_{пр}$ – проницаемость, мД; ρ – плотность горных пород, м³/кг; μ – вязкость жидкости, Па·с; ∇D – единичный вектор в направлении действия гравитации; g – ускорения силы тяжести, м/с².

При заданных граничных условиях для потока жидкости гидроразрыва через массив горных пород, перпендикулярного нормальному к границе раздела фаз, справедливо следующее

$$n \cdot \rho \frac{k_{пр}}{\mu}(\nabla p + \rho g \nabla D) = \rho U_0, \quad (4)$$

где U_0 – начальное значение скорости по закону Дарси, м/с, n – вектор к нормали при заданных условиях.

По результатам сейсмического просвечивания до гидроразрыва (рис. 4, а) для численного моделирования процесса трещинообразования выделены области «А» и «Б», отличающиеся физико-механическими свойствами горных пород, предположительно обеспечивающими фильтрацию жидкости. Кроме того, на сейсмотомографическом разрезе определены контрастные зоны: протяженная зона максимальных сейсмических скоростей «+» (до 3,6 км/с), для которой характерна повышенная прочность пород, и небольшая зона минимальных сейсмических скоростей «-» (до 2,7 км/с) в трещиноватом разупрочненном состоянии.

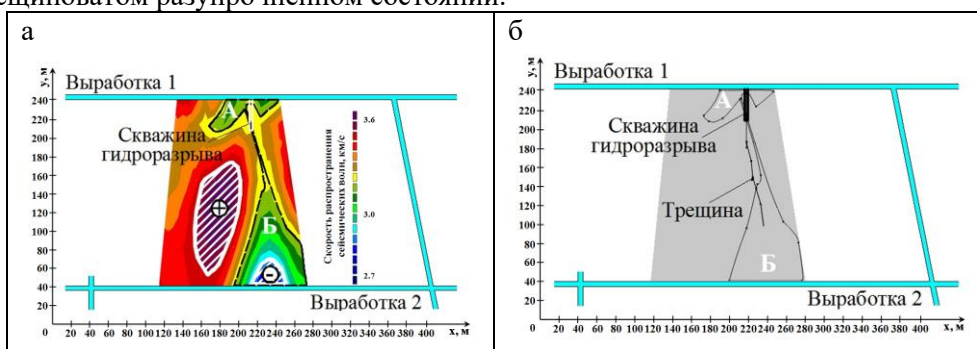


Рис. 4. Задание базовых геологических условий выполнения гидроразрыва:

а) - сейсмотомографический разрез распределения скоростных характеристик в области выемочного столба до проведения гидроразрыва; б) – задание границ областей исследования А и Б и прогнозируемого направления развития трещины, образующейся при гидроразрыве

Моделирование процесса трещинообразования в массиве горных пород выполнено в среде Comsol Multiphysics при допущении, что жидкость при высоком давлении поступает в массив горных пород через герметизируемый с помощью пакера интервал скважины с последующим развитием трещины в массиве горных пород в зонах «А» и «Б». Графическое построение трещины (рис. 4, б) выполнено в интерактивном режиме.

Далее на границе «берег трещины - горная порода» заданы начальные условия фильтрации жидкости через трещиноватые породы и в численных экспериментах получено пространственное распределение давления жидкости в массиве горных пород при развитой системе трещин во время проведения гидроразрыва (рис. 5, а), позволяющее прогнозировать разгрузку кровли выемочного столба.

Результаты численного моделирования пространственного развития системы трещин хорошо согласуются с расположением областей с различными физико-механическими характеристиками, выявленном при сейсмическом обследовании выемочного столба после гидроразрыва (рис. 5, б). Это выражается в развитии зарегистрированной ранее зоны минимальных сейсмических скоростей «-» в пределах выработки 2 и формировании подобной зоны в пределах выработки 1, а также значительном снижении площади зоны максимальных сейсмических скоростей «+».

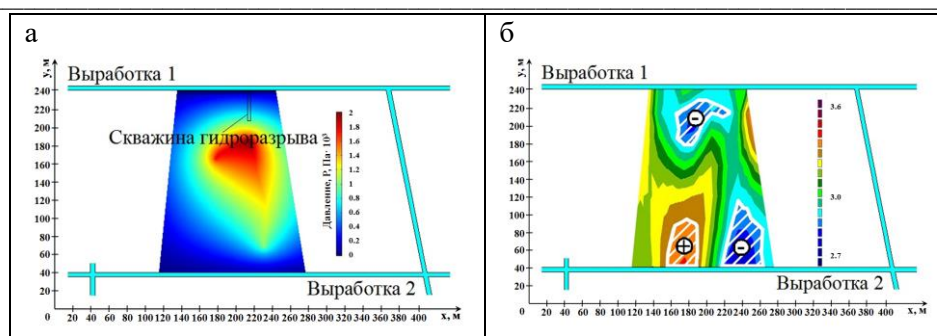


Рис. 5. Сопоставление результатов численного моделирования с геофизическими данными: а) - результаты моделирования распределения давления жидкости в массиве горных пород при развитой трещине во время проведения гидроразрыва; б) – сейсмотомографический разрез исследованной области кровли, полученный после гидроразрыва

Вывод. Таким образом, обоснована принципиальная возможность использования результатов интерпретации сейсмической информации в процессе расчета параметров схемы НГР. В рамках развития полученных представлений планируется выполнение экспериментальных работ по применению гидроразрыва с обеспечением контроля его параметров на основе данных сейсмического просвечивания.

Благодарности. Исследование выполнено за счет гранта Российского научного фонда (проект №17-17-01143).

Библиографический список

1. Клишин В.И., Опрук Г.Ю., Сентюров А.В., Николаев А.В. Опыт применения направленного гидроразрыва основной кровли при выводе механизированного комплекса из монтажной камеры // Уголь. - 2015. - № 11. - С. 12-16.
2. Хасанова А.И., Альмухаметова Э.М., Габдрахманов Н.Х. Эффективность применения гидроразрыва пласта в условиях Бавлинского месторождения // Проблемы сбора, подготовки и транспорта нефти и нефтепродуктов. - 2016. - №1. - С 7-13.
3. Rahman M.K., Suarez Y.A., Chen Z., Rahman S.S. Unsuccessful hydraulic fracturing cases in Australia: Investigation into causes of failures and their remedies // Journal of Petroleum Science and Engineering. - May 2007. - Volume 57. - Issues 1–2. - P. 70-81 (<https://doi.org/10.1016/j.petrol.2005.07.009>)
4. Клишин В.И., Опрук Г.Ю., Телегуз А.С., Черноусов П.А., Николаев А.В. Опыт применения технологии направленного гидроразрыва (НГР) пород кровли с целью обеспечения устойчивого состояния сохраняемой выработки в условиях шахты «Есаульская» // Научные технологии разработки и использования минеральных ресурсов : сб. науч. статей Междунар. науч.-практ. конф. / Сиб. гос. индустр. ун-т ; под общ. ред. В. Н. Фрянова. – Новокузнецк, 2017. - № 3. – С. 177-181.
5. Klishin V.I., Taylakov O.V., Opruk G.Yu., Sokolov S.V., Galkin A.V. Geophysical and geomechanical analysis of coal mass condition during directional hydraulic fracturing (DHF) // International Scientific and Research Conference on Knowledge-based technologies in development and utilization of mineral resources. - 4–7 June 2019. - SibSIU, Novokuznetsk, Russia. - Volume 377. - №012035. - P.1-8 (DOI: 10.1088/1755-1315/377/1/012035).
6. Klishin V.I., Taylakov O.V., Opruk G.Yu., Sokolov S.V., Nikolaev A.V. Assessment of elastic seismic-acoustic vibration propagation through coal and rock mass within the extraction column during directional hydraulic fracturing (DHF) implementation // International Scientific Conference «Knowledge-based technologies in development and utilization of mineral resources», 5–8 June 2018, Novokuznetsk, Russian Federation. - Volume 206. - №012024. - P. 1-10 (DOI: 10.1088/1755-1315/206/1/012024).
7. Klishin V.I., Taylakov O.V., Opruk G.Yu., Makeev M.P., Sokolov S.V., Teleguz A. S. and Tatsienko A. L. Seismic monitoring of hydrodynamic impact on coal seam at interval hydraulic fracturing // International Scientific and Research Conference on Knowledge-based technologies in development and utilization of mineral resources, 4–7 June 2019, SibSIU, Novokuznetsk, Russia. - Volume 377. - №012034. - P. 1-7 (DOI: 10.1088/1755-1315/377/1/012034).
8. Азаров Н. Я., Яковлев Д. В. Сейсмоакустический метод прогноза горно-геологических условий эксплуатации угольных месторождений. - М.: Недра, 1988. – 199 с.
9. Сальников А.С., Канарейкин Б.А., Долгова С.В., Дунаева К.А., Сагайдачная О.М., Харламов А.С. Технология и результаты сейсмотомографических исследований на проходящих волнах в угольных шахтах Кузбасса // Технологии сейсморазведки. -2012. - № 2. - С. 74–88.
10. Jackson M.J., Tweeton D.R. MIGRATOM – Geophysical Tomography Using Wavefront Migration and Fuzzy Constraints // Report of Investigations 9497, Bureau of Mines [<http://pubs.usgs.gov/of/2000/ofr-00-0457/>].

11. Тайлаков О.В., Соколов С.В., Герасимов А.В., Колмакова А.А. Определение аномальных тектонических зон, характеристик устойчивости и управляемости кровли методом сейсмического просвечивания на проходящих волнах // Горный информационно-аналитический бюллетень. -2018. -№ S49. -С. 275-282.

12. Тайлаков О.В., Соколов С.В., Салтымаков Е.А. Определение свойств кровли в пределах выемочного столба на основе применения автономных сейсмических регистраторов в шахтных геофизических измерениях // Научные технологии разработки и использования минеральных ресурсов. - 2018. - № 4. - С. 437-441.

УДК 622.275

ГЕОТЕХНОЛОГИЧЕСКАЯ СТРУКТУРА ОТКРЫТО-ПОДЗЕМНОГО СПОСОБА РАЗРАБОТКИ ПРИ КОМПЛЕКСНОМ ОСВОЕНИИ УГОЛЬНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

к.т.н. Анферов Б.А., к.т.н. Кузнецова Л.В.

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

Аннотация. Для доработки приконтурных запасов угольных разрезов, участков с ограниченными и нетехнологичными запасами широко применяется открыто-подземный способ разработки, когда добычу угля осуществляют вначале открытым способом затем подземным с помощью: комплекса глубокой разработки пластов, мобильных средств механизации, бурошnekовых установок, механизированных комплексов, средств гидромониторной выемки.

Ключевые слова: уголь, потери угля, открыто-подземный способ, комплекс глубокой разработки пластов, мобильные средства механизации, бурошnekовая выемка, механизированный комплекс, гидромониторная выемка.

Инновационная направленность развития экономики России требует разработки и реализации геотехнологий, отвечающих мировому уровню и опережающих его. Одним из критериев эффективности освоения недр является полнота извлечения полезных ископаемых.

В России в 2019 г. было добыто 440,7 млн. т угля [1], из них около 75 % – открытым способом. Однако, несмотря на высокую эффективность по сравнению с подземным способом добычи, в недрах безвозвратно теряются большие запасы угля:

- за проектными контурами разрезов в бортах и на дне при достижении экономически обоснованного предельного коэффициента вскрыши [2];
- на участках с ограниченными запасами, когда традиционная открытая разработка нецелесообразна в связи со значительными капитальными и эксплуатационными затратами [3];
- на участках с нетехнологичными запасами на крутых и крутонаклонных пластах не большой мощности из-за отсутствия эффективных и безопасных технологий [4].

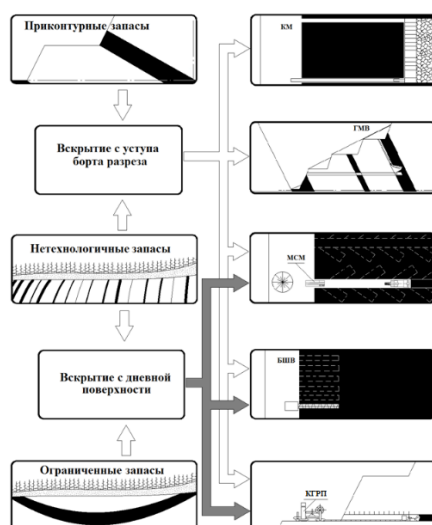
Для доработки приконтурных запасов угольных разрезов, участков с ограниченными и нетехнологичными запасами широко применяется открыто-подземный способ, когда отработку месторождения вначале осуществляют открытым способом затем подземным. Геотехнологическая структура открыто-подземного способа разработки представлена на рис. 1.

Доработка приконтурных запасов угля осуществляется с уступа борта разреза по технологии «Highwall mining system». Ее модификации: бурошnekовая выемка – БШВ (Auger mining – AM) [5-7]; комплекс глубокой разработки пласта – КГРП (Metec miner system; Continuous Highwall Mining – СНМ) [8-12]; длинными очистными забоями смеханизированными комплексами – КМ, предназначенными для подземных горных работ (Longwall punch mining) [13]; короткими очистными забоями с мобильными средствами механизации – МСМ (Room/Bord-and-pillar punch mining) [13]; гидромониторной выемкой – ГМВ [14].

Технология БШВ (AM) применяется при выемке тонких угольных пластов посредством выбуривания скважин с помощью бурошnekовой установки с уступа борта разреза, между которыми остаются соразмерные целики. В США добыча угля этим методом составляет 4 % от общей добычи [5]. 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 «Юнъягинский» (ОАО «Воркутауголь») осуществляли выемку угля из пластов мощностью от 0,6 м до 1 м с углом залегания по падению до 18° выбуриванием скважин на

глубину до 260 м [6, 7]. Технология обуславливает большие эксплуатационные потери (до 70 %) и имеет ограниченную область применения, так как не позволяет разрабатывать пласты средней мощности и мощные.



КМ – средства комплексной механизации (Longwall punch mining); ГМВ – гидромониторная выемка; МСМ – мобильные средства механизации (Room/Bord-and-pillar punch mining); БШВ – бурошнековая выемка (Auger mining); КГРП – комплекс глубокой разработки пласта (Continuous Highwall Mining, Metec miner system)

Рис. 1. Геотехнологическая структура открыто-подземного способа разработки угольных пластов (Highwall mining system)

Система СНМ применяется для выемки с борта разреза пластов мощностью до 4,5 м путем проведения прямолинейных выработок (выемочных камер) с оставлением между ними соразмерных целиков. Известна в двух 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 СНМ достигается с помощью передовых навигационных технологий, включая систему пассивного гамма-детектора по кровле и почве пласта, инклинометры, кольцевой лазерный гироскоп и программируемый логический контроллер [8]. В России технология не применялась и не получила широкого распространения за рубежом из-за низкой надежности конвейерных секций.

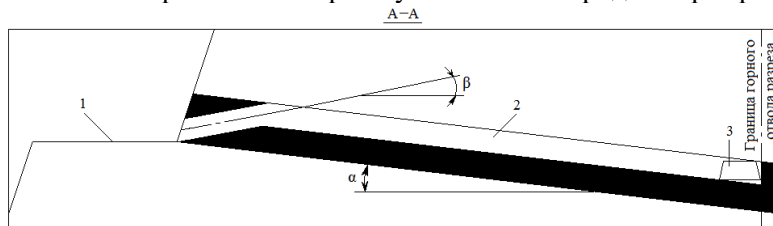
Система КМ впервые была применена в Австралии в 1990 г. для разработки пологих пластов в длинных очистных забоях. С борта разреза проводятся вентиляционный и конвейерный штреки. В глубине борта монтируется очистной механизированный комплекс, предназначенный для подземной отработки, и обратным ходом ведется выемка. Уголь по конвейерному штреку поступает на ленточный конвейер, смонтированный на уступе борта разреза, и транспортируется на склад. Добыча достигала 6 млн.т/год [13].

В отличие от этой системы, в технологии МСМ добычу угля ведут в коротких очистных забоях для выемки ограниченных запасов (например, в охранных целиках) мобильными средствами механизации [2].

С рабочей площадки уступа по падению пласта проводят пластовую выработку (уклон) сначала от почвы пласта до его кровли под углом β , а затем ее продолжают у кровли пласта до границы горного отвода. Высоту выработки принимают в соответствии с техническими характеристиками применяемых средств механизации (рис. 2). У границы горного отвода эту выработку плавным закруглением поворачивают на 90 градусов и продолжают по линии простирания пласта в виде штрека на длину, равную 4-х кратной длине комбайна (рис. 3). И уклонную и штрековую части выработки поддерживают крепью подготовительных выработок.

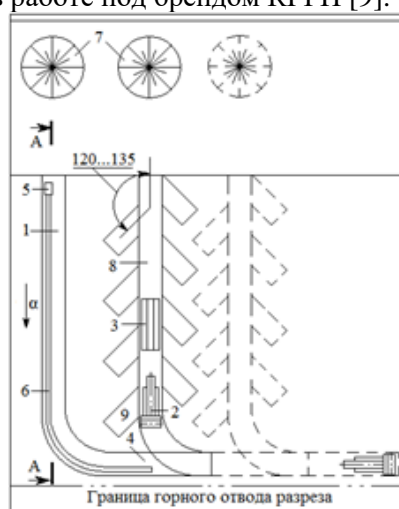
Преимущества этих двух систем: высокая производительность очистного забоя, не требует проведения вскрывающих капитальных выработок, сложной транспортной и вентиляционной систем. Однако требует соответствующего планирования и проектирования предприятия для сохранения и

поддержания инфраструктуры разреза на поверхности в течение всего времени ведения подземных работ. Эта система не может применяться при неустойчивых породах борта разреза.



1 – рабочая площадка уступа; 2 – уклон; 3 – штрек у границы горного отвода разреза;
 α – угол падения пласта; β – угол наклона пластовой выработки
 Рис. 2. Схема проведения уклона в слое у кровли пласта

За рубежом наибольшее распространение получила система 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) [10]. В Россию было поставлено 4 комплекса SHM-№ 28, 29, 34, 56, из которых 3 – в работе под брендом КГРП [9].



1 – уклон; 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 первой половины диапазона (вид в плане)

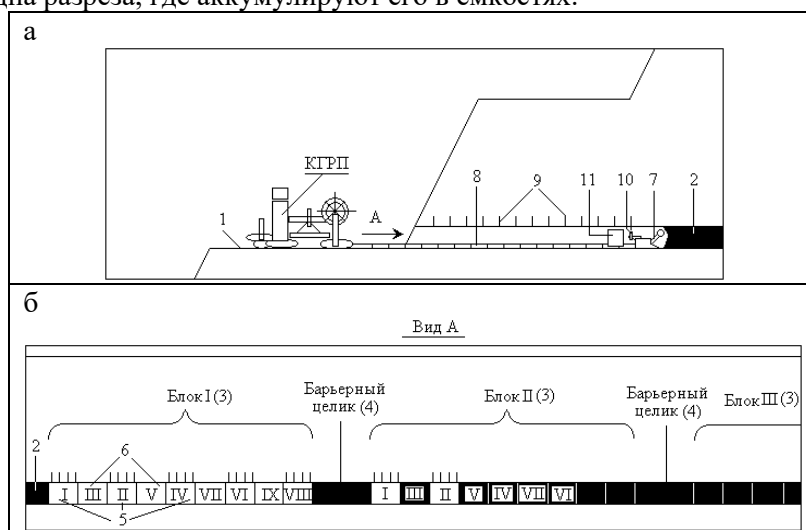
Система состоит из пусковой установки, выемочной машины непрерывного действия, двухшнекового транспортера, конвейера временного складирования угля и фронтального погрузчика. КГРП устанавливается на открытой площадке, которая образуется в результате извлечения вскрышных пород по контуру блока разреза, 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 [9].

В Кузбассе системой КГРП отрабатывали угольные пласты на участках открытых горных работ: ЗАО «Распадская», ЗАО «Разрез Купринский», ООО «Разрез Южный» [7, 9, 12].

Как показал российский и зарубежный опыт, основными проблемами системы разработки КГРП и причинами остановки ее применения являются большие потери угля в целиках (до 60 %, при разработке пластов мощностью более 4,8 м эксплуатационные потери угля еще выше), высокая аварийность очистных забоев из-за разрушения целиков и обрушения кровли. Повышение устойчивости кровли проводимых выработок возможно за счет возведения анкерной крепи (рис. 4) [2].

Технология ГМВ предусматривает проведение со дна разреза вскрывающей выработки – квершлага, который проводят под небольшим углом вверх для организации самотечного гидротранспорта угля и которым вскрывают все пласты свиты, залегающие в приконтурной зоне [14]. По пластам, намеченным к последующей разработке, от квершлага в обе стороны, под небольшим углом вверх, проводят штреки. На почве квершлага и штреков укладывают желоба для организации самотечного транспорта пульпы. С рабочей площадки уступа по падению пласта бурят скважину до

штрека, в которой монтируют гидромонитор и став труб. Разрушение угля вокруг скважины осуществляют гидромониторной струей в обратном порядке; отбитый уголь транспортируют по желобам квершлага до дна разреза, где аккумулируют его в емкостях.



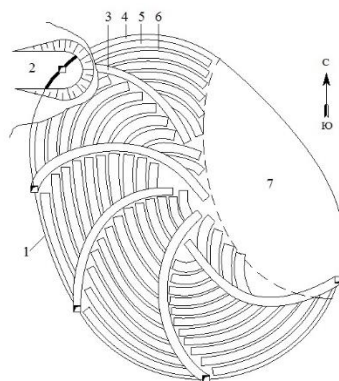
1 – рабочая площадка; 2 – угольный пласт; 3 – выемочный блок; 4 – барьерный целик; 5 – выемочная камера; 6 – целик; 7 – выемочная машина непрерывного действия; 8 – став двухшнекового транспортера; 9 – анкерная крепь; 10 – буровой станок; 11 – анкероустановщик

Рис. 4. Схемы выемки пологого угольного пласта средней мощности КГРП: а – вид сбоку;

б – фронтальная проекция

Разработка участков месторождений с ограниченными запасами может осуществляться вскрытием угольного пласта непосредственно с дневной поверхности по технологиям МСМ, БШВ и КГРП.

Например, при залегании угольного пласта в виде замкнутой «чаши» (брахисинклинали) традиционная открытая или подземная разработка нецелесообразна в связи со значительными капитальными и эксплуатационными затратами и негативным воздействием на окружающую природную среду. Предпочтительным вариантом является применение МСМ непосредственно с дневной поверхности (рис. 5) [3].



1 – выход пласта под наносы; 2 – рабочая площадка; 3 – вскрывающая наклонная выработка; 4 – зона выветренного угля; 5 – горизонтальная выемочная камера; 6 – междукламерный целик; 7 – зона выклинивания пласта

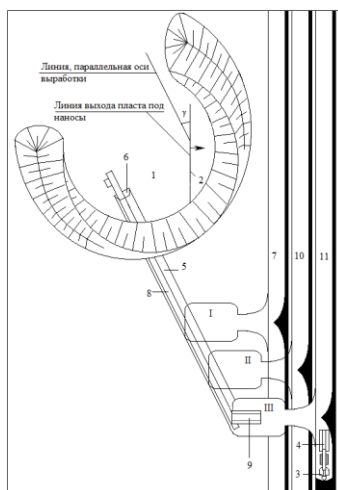
Рис. 5. Схема раскроя брахисинклинали

Вскрытие пласта осуществляют путем сооружения на выходе пласта под наносы нескольких рабочих площадок последовательно в одном направлении, начиная с северной части и далее на запад. Подготовку осуществляют проведением наклонной выработки от рабочей площадки до замковой части. По мере углубления – уголь вынимают в коротких забоях горизонтальными слоями. Все работы ведут одним комплектом мобильного оборудования: проходческим комбайном с исполнительным органом избирательного действия и самоходным вагоном, например типа 1ГПКС и 10ВС15. После отработки запасов рабочие площадки последовательно рекультивируют. За счет ми-

нимальных объемов вскрыши обеспечиваются сохранение природного ландшафта территории, значительное снижение землеемкости добычи угля и минимальные объемы последующей рекультивации нарушенных земель.

Разработка нетехнологичных запасов может осуществляться вскрытием пласта с уступа борта разреза так и непосредственно с дневной поверхности по вышеперечисленным технологиям.

Например, при разработке крутонаклонных угольных пластов средней мощности (от 2,2 м) и мощных вскрытие осуществляется проведением с поверхности разрезной наклонной траншеи. Подготовка угольного пласта – путем проведения по породе наклонных выработок и квершлагов. Разработка – подземным способом МСМ (проходческий комбайн избирательного действия типа ГПКС, самоходный вагон типа В15К) в слоевых выемочных камерах. Вскрытие и подготовка одиночных пластов осуществляется по индивидуальной схеме, свиты пластов – по групповой схеме [4] (рис. 6).



- 1 – рабочая площадка; 2 – выход пласта на дневную поверхность; 3 – проходческий комбайн; 4 – самоходный вагон; 5 – уклон; 6 – устье уклона; 7, 10, 11 – выемочная камера; 8 – ленточный конвейер; 9 – бункер-перегрузчик; I, II, III – слоевая камера

Рис. 6. Схема вскрытия, подготовки и обработки крутонаклонного угольного пласта МСМ

Выводы. Таким образом, для доработки приконтурных запасов угольных разрезов, участков с ограниченными и нетехнологичными запасами широко применяется открыто-подземный способ разработки («Highwall mining system»), когда добычу угля осуществляют вначале открытым способом затем подземным с помощью: комплекса глубокой разработки пластов, мобильных средств механизации, бурошнековых установок, механизированных комплексов, средств гидромониторной выемки.

Для доработки приконтурных запасов угля разреза существуют апробированные технологии. Наиболее эффективной и широко распространенной является система КГРП («Highwall Miners»), 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 м²). 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, а также из пластов большей мощности, разрабатываемых слоями. Открыто-подземная разработка участков с ограниченными и нетехнологичными запасами МСМ позволит снизить потери угля в недрах и негативное воздействие на окружающую природную среду.

Библиографический список

1. Добыча угля в России в 2019 году увеличилась на 0,2%, до 440,7 млн тонн - ЦДУ ТЭК. URL: <https://www.finanz.ru/novosti/aktsii/dobycha-uglya-v-rossii-v-2019-godu-velichilas-na-0-2percent-do-440-7-mln-tonn-cdu-tek-1028790949>
2. Анферов Б.А., Кузнецова Л.В. Снижение потерь угля за счет открыто-подземной доработки приконтурных запасов с борта разреза // Вестник Кузбасского государственного технического университета. – 2019. – № 1. – С. 78-85.

3. Кузнецова Л.В., Анферов Б.А., Патраков Ю.Ф. Барзасское месторождение сапропелитовых углей: перспективы комплексного освоения // Известия Уральского государственного горного университета. – 2018. – № 1. – С. 62-67.
4. Анферов Б.А., Кузнецова Л.В. Снижение негативного воздействия на окружающую природную среду при разработке крутонаклонных угольных пластов // Известия Уральского государственного горного университета. – 2016. – № 3. – С. 91-94.
5. 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.
6. Каплан А.В., Лапаев В.Н. Развитие угледобычи на основе выбуривания малоценных запасов углей // Горное дело. - 2013. - № 1.
7. Григорян А.А. [и др.] Развитие технологий добычи малоценных запасов углей // Рациональное освоение недр. - 2014. - № 4. - С. 23-27.
8. Sasaoka T., Karian T., Hamaoka 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. – P. 311–321. URL: <https://link.springer.com/article/10.1007/s40789-016-0121-6>.
9. 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>
10. Highwall Miners Extend Mine-able Reserves. Bucyrus / URL: <http://www.sacea.org.za/docs/Highwall%20Mining%20Extend%20Mine-able%20Reserves%20-%20J%20Fouche.pdf>
11. Григорян А.А. Особенности применения комплексов глубокой разработки пластов при сформированном предельном борте карьера в условиях Кузнецкого угольного бассейна // Горный информационно-аналитический бюллетень. - 2014. - № 8. - С. 40-44.
12. Нецветаев А.Г., Григорян А.А., Пружина Д.И. Геодинамика кровли пласта 67 Талдинского месторождения при отработке его комплексом КГРП // Уголь. - 2014. - № 11. - С. 73-77.
13. 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.
14. Анферов Б.А., Кузнецова Л.В. Комбинированная разработка приконтурных запасов угольного разреза, содержащих ценные химические элементы // Вестник Кузбасского государственного технического университета. – 2014. – № 5. – С. 54-57.

УДК 622.27

ГЕОТЕХНОЛОГИЧЕСКИЙ КЛАСТЕР ОТКРЫТО-ПОДЗЕМНОГО СПОСОБА ОСВОЕНИЯ 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. Объединение открытых и подземных горных работ с использованием общей производственной инфраструктуры на строящихся и действующих гольных разрезах определяется геотехнологическим кластером комплексного освоения угольных месторождений Кузбасса открыто-подземным способом. В работе приводятся описание и ключевые характеристики технологических решений освоения угольных месторождений открытым и комбинированным способами.

Ключевые слова: способ разработки, геотехнологический кластер, комбинированная геотехнология, структура добычи.

Освоение угольных месторождений Кузбасса базируется на новых научных концепциях и принципах строительства технологических объектов структурно-сетевой теории вскрытия пологих угольных пластов. В 2019 году на 40 шахтах Кузбасса работали комплексно-механизированные забои с общей добычей свыше 85 млн. т угля. В среднем более 2 млн. т на один забой, использующий модульную геотехнологическую структуру вскрытия и подготовки угольных пластов [1]. Это позволяет разработать технологические решения по автономным шахтоучасткам модульной структуры (в проектах «шахта-лава») для действующих разрезов с комбинированной (открыто-подземной) разработкой пологих пластов по концепции «Интеллектуальная шахта угольного разреза» {2}. Выделяется необходимая и достаточная горнотехнологическая структура вскрытия и подготовки шахто-

участка, адаптированная к технологической схеме обработки угольного разреза, для одного высокопроизводительного очистного забоя и простого воспроизводства горных работ по комбинированной геотехнологии на угольных пластах мощностью 3-5 и более метров [3].

В Институте угля ФИЦ УУХ СО РАН разработаны модульные горно-технологические структуры шахтоучастков, адаптированные к комбинированным технологиям добычи угля, защищенные 15 патентами на изобретения Российской Федерации [4]. Эти нематериальные активы – интеллектуальная собственность в виде патентов на изобретения – представляют особую ценность для бизнеса, ориентированного на проведение научных исследований и коммерциализацию результатов интеллектуальной деятельности.

Геотехнологический кластер комбинированной разработки угольных месторождений рассматривается в научной 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.

В развитие работ по совершенствованию технологий открытой разработки добычи угля на пологопадающих и наклонных пластовых месторождениях с максимальным использованием техногенного ресурса выработанных пространств угольного разреза создан метод выбора рационального порядка разработки пологопадающих и наклонных пластовых месторождений двумя очередями с внутренним отвалообразованием для циклично-поточного комплекса [5]. В основу метода положены новые принципы формирования и развития технологического пространства, обеспечивающие наиболее выгодные условия эксплуатации месторождений по сравнению с известными принципами, используемыми в технологиях с традиционным продольно-поперечным порядком развития рабочей зоны угольного разреза.

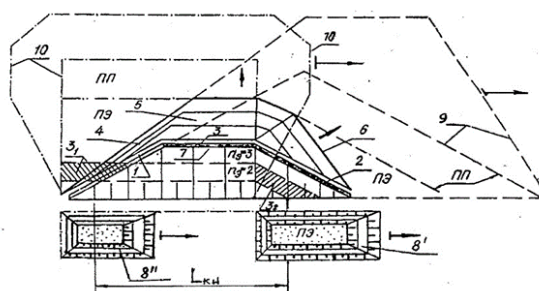
Описание и ключевые характеристики результатов исследований. При формировании пространства угольного разреза по предлагаемым принципам определены три характерных порядка развития рабочей зоны первоочередного разреза (РЗР): с продольно-диагональным, диагональным и комбинированным (продольно-диагонально-поперечным) развитием РЗР. Первоочередные разрезы при этом отличаются друг от друга геометрической формой технологического пространства угольного разреза (изменяющейся при развитии горных работ), конструкцией рабочего борта и направлением подвигания фронта горных работ (ФГР).

При продольно-диагональном развитии РЗР на всех этапах эксплуатации первоочередного разреза, за исключением последнего, его технологическое пространство имеет форму, близкую к клину с боковыми бортами, расположенными под углами δ_n^c и δ_n^p к линии ЛПП.

Рабочий борт угольного разреза имеет конструкцию ломаной формы: при этом одна часть борта, расположенная по ЛПП, перемещается по падению, а другая – диагональная под углом $\omega = 90^\circ - \delta_n^p$ к ней. При углублении горных работ, вследствие отстройки стационарного борта под углом δ_n^c к ЛПП, часть рабочего борта, расположенная по ЛПП, с каждым новым горизонтом будет сокращаться, а диагональная увеличиваться.

В результате, на конечной глубине остается только диагональная часть борта, которая и является рабочим бортом угольного разреза второй очереди. При этих преобразованиях рабочего борта первоочередного разреза геометрия его технологического пространства также меняется и на последнем этапе он приобретает форму, близкую к пирамиде (рис. 1). Далее следует отработка 2-ой очереди угольного разреза, имеющего форму близкую к треугольной призме.

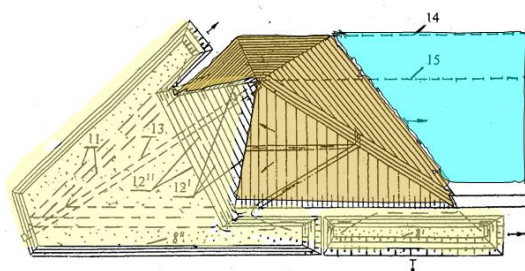
На наклонных угольных месторождениях применяется внешнее и внутренне отвалообразование. Два внешних отвала формируются в непосредственной близости от разреза. Отвал 8, состоящий из двух частей – отвалов 8¹ и 8¹¹ располагается вдоль выходов пластов в приконтурной зоне разреза. (рис. 2). Отвал 11 формируется вдоль нерабочего борта 4. Вскрыша в этот отвал транспортируется с рабочего борта 5 по стационарному прямому съезду 1¹, расположенному на нерабочем борту 4. В конце отработки первоочередного разреза внешние отвалы 8¹, 8¹¹ и 11 объединяются в один отвал V-образной формы. Отсыпка этих отвалов осуществляется сразу же по ширине и высоте в конечных контурах, определенных из условия размещения всей вскрыши первоочередного разреза в объединенный внешний отвал 8¹– 8¹¹ – 11 и расположенный между этими отвалами внутренний отвал 12 (рис. 2).



1 – прямой стационарный съезд в разрез; 2 – прямой скользящий съезд в разрез; 3 – разрезная траншея; 4 – нерабочий торцовый борт; 5, 6 – рабочий борт разреза; 7 – продуктивная толща; 8^I и 8^{II} – приконтурные отвалы; 9 – положение рабочего борта первоочередного разреза на конец отработки по предлагаемой технологии; 10 – то же по базовому варианту разработки; $L_{\text{кн}}^{\text{II}}$ – начальная длина первоочередного разреза по предлагаемой технологии ($L_{\text{кн}}^{\text{II}} \approx L_{\text{кн}}^{\text{Б}}$, где $L_{\text{кн}}^{\text{Б}}$ – то же по базовой технологии); ПЭ и ПП – соответственно период эксплуатации и период перехода ко второй очереди угольного разреза

Рис.1. Технология разработки пологопадающих и наклонных пластовых месторождений с продольно-диагональным развитием РЗР первоочередного угольного разреза

Установлено, что основное преимущество предлагаемой технологии разработки пологих и наклонных месторождений очередями проявляется при отработке угольного разреза первой очереди. С целью количественной оценки этого преимущества и выявления основных закономерностей развития рабочей зоны первоочередного разреза была создана в ИГД СО РАН горно-геометрическая модель развития однобортового разреза. Модель позволяет определять показатели отработки и параметры угольного разреза по горизонтам, этапам и периодам для двух способов разработки: с продольно-диагональным направлением развития горных работ (предлагаемый вариант) и с продольным порядком отработки карьера (базовый вариант). Результаты исследований опубликованы в совместной монографии [5].



11 – внешний приконтурный отвал; 12^I и 12^{II} – часть внутреннего отвала; 13 – засыпная галерея, предназначенная для извлечения запасов угля подземным способом, расположенных за стационарным бортом; 14, 15 – технические границы разреза поверху и понизу; \uparrow – направление вскрышных грузопотоков, \downarrow – направление подвигания фронта горных работ

Рис. 2. Положение горных работ и отвала на конец отработки угольного разреза первой очереди при отработке слабонаклонных пластовых месторождений

В целом по периодам отработки первоочередного карьера эффективность предлагаемой технологии в рассматриваемом диапазоне по основным исходным переменным подтверждается следующими показателями:

Период эксплуатации (ПЭ): объем и коэффициент вскрыши сокращаются в 1,7 – 2 раза, в связи с этим объем работы транспорта угольного разреза уменьшается в 2,9 – 4,6 раза; общая длина фронта горных работ на вскрыше сокращается в 1,6 – 2,5 раза при снижении нагрузки на 1 км фронта горных работ в 1,1 – 1,2 раза; землеемкость первоочередного разреза уменьшается в 1,3 – 1,5 раза; длина добычного фронта работ к концу периода эксплуатации увеличивается в 1,1 раза.

Переходный период (ПП): добыча угля возрастает в 1,3 – 2,2 раза, а объем вскрыши сокращается в 1,1 – 1,4 раза (при этом средний коэффициент вскрыши снижается в 1,4 – 2,9 раза); расстояние транспортирования горной массы сокращается в 1,4 – 1,9 раза (при этом удельная работа транспорта угольного разреза уменьшается в 2,5 – 4,5 раза); общая длина фронта горных работ на

вскрыше сокращается в 1,2 -1,6 раза, а нагрузка на 1 км фронта горных работ в 1,4 – 1,8 раза; удельная землеемкость в этом периоде (в связи с увеличением площади вскрываемых запасов угля) возрастает в 1,2 – 1,4 раза; длина добычного фронта горных работ на конец отработки первоочередного разреза увеличивается в 1,4 – 1,6 раза (в сравнении с первоначальной длиной L_y). За период отработки первоочередного разреза во внутренний отвал 12^1 и 12^{11} укладывается до 50% общего объема вскрыши.

В результате анализа технико-технологических решений открытого способа освоения угольных месторождений установлено, что лучшие технико-экономические и экологические показатели в сравнении с продольной системой разработки (принятой за базовую) обеспечивают поперечные и комбинированные системы, позволяющие за счет более эффективного использования выработанного пространства оптимизировать режим ведения горных работ. Для систематизации приведены предлагаемые технологии открытой угледобычи с внутренним отвалообразованием по относительному коэффициенту экологической чистоты (КЭЧ), учитывающему степень воздействия горного производства на все виды природных ресурсов [4]. На рис. 3 приведен фрагмент классификации технологий открыто-подземной угледобычи.

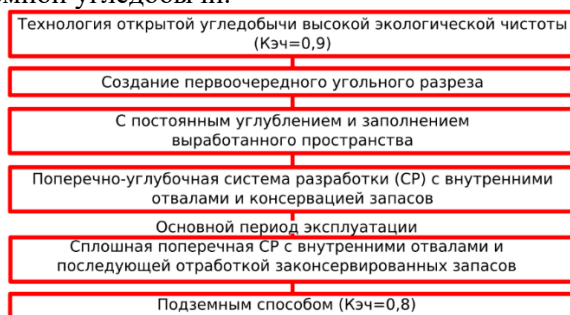


Рис. 3. Фрагмент классификации технологий открыто-подземной угледобычи

Применительно к угледобывающей промышленности геотехнологический кластер комбинированной технологии – это совокупность знаний о совмещении в пространстве и во времени открытого и подземного способов разработки угольных месторождений, закономерностях поведения системы «угольный разрез-подземные выработки» в массиве горных пород, технических, экономических, экологических и организационных взаимосвязях технологических процессов при добыче угля [6, 7].

В процессе проработки всевозможных решений по наиболее эффективной открыто-подземной технологии разработки на месторождениях Кузбасса, обосновано следующее решение: это продольно-поперечная отработка открытым способом в совокупности с длинно-столбовой отработкой подземным способом в восходящем или нисходящем порядке выемочных столбов (рис. 4).

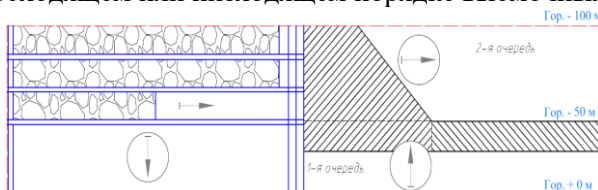


Рис. 4. Порядок отработки запасов открыто-подземным способом

Схема нисходящего порядка отработки выемочных столбов была рекомендована для шахты «Байкаимская» на угольном разрезе «Моховский» в Кузбассе. В настоящее время эта система обеспечивает следующие результаты по добыче угля (рис. 5)

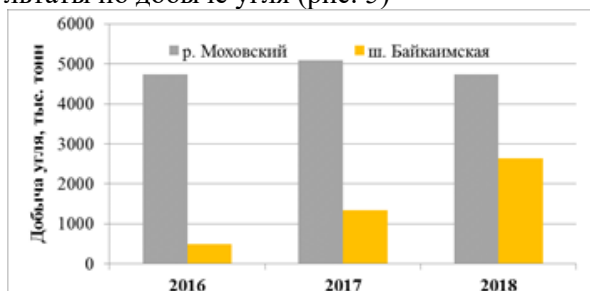


Рис. 5. Добыча угля открыто-подземным способом на разрезе «Моховский» (ПАО «Кузбассразрезуголь»)

Добыча угля подземным способом на шахте «Байкаимская» была увеличена в 5 раз (с 485,8 тыс т. до 2641,1 тыс. т), что составило более 50% открытой добыче на разрезе «Моховский».

Технико-технологические решения открытого и комбинированного способов освоения угольных месторождений были обоснованы в Институте угля ФИЦ УУХ СО РАН и использованы в проекте и строительстве шахты «Байкаимская» на разрезе «Моховский».

Развиваемый в Институте угля ФИЦ УУХ СО РАН методический подход заключается в последовательном формировании моделей объектов горной технологии и их оптимизации на основе технико-экономического анализа связанных с ними технологических процессов циклично-поточного комплекса. Для проектирования и планирования горных работ на угольных месторождениях используется программная платформа системы MineFrame 6.0 (по Генеральному оглашению о научно-техническом сотрудничестве и совместной деятельности с ГоИ КФ РАН от 15.12.2014 г.). MineFrame 6.0 используется для визуализации параметров открытой и комбинированной (открыто-подземной) геотехнологий освоения недр Кузбасса и их интерпретации. Программная платформа российского производства.

Научная новизна заключается в разработке приоритетных направлений объединения открытых и подземных геотехнологий в единую систему ведения горных работ с эффектом использования единой производственной инфраструктуры комплексного освоения недр.

В настоящее время в Кузбассе работают 11 угледобывающих предприятий открыто-подземным способом. В 2019 году добыча угля комбинированным способом составила 66502 тыс.т. или более 26 % от общей добычи 250070 тыс.т. в Кузбассе.

С 2009 г. по 2019 г. добыча угля в Кузбассе комбинированным способом увеличилась в 2,44 раза с 27,2 до 66,5 млн. т в год.

Проведен также анализ добычи угля в Кузбассе комбинированным способом разработки с выделением, как открытого способа добычи, так и подземного по модульной геотехнологической структуре шахтоучастков на угольных разрезах с использованием единой производственной инфраструктуры угледобывающего комплекса (рис. 6).

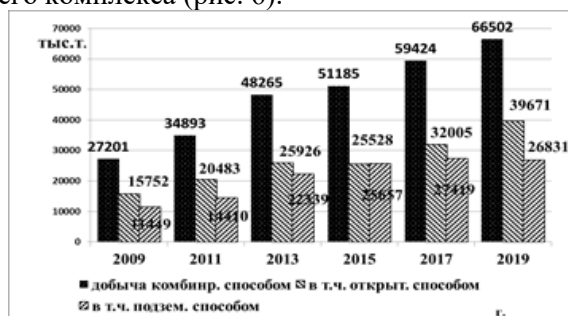


Рис. 6. Структура добычи угля в Кузбассе комбинированным (открыто-подземным) способом, тыс. т/год

Установлено, что добыча на модульных шахтоучастках угольных разрезов за 10 лет была увеличена в 2 с лишним раза (с 12,4 до 26,8 млн. т). Открытым способом при комбинированной технологии добыча угля была увеличена в 2,5 раза (с 15,8 до 39,6 млн. т).

Вывод. Установлена высокая эффективность комбинированного 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. – Кемерово: АО ИВТ, 2019. - 80 с.
2. Федорин В.А., Шахматов В.Я., Михайлов А.Ю. Инновационная шахта угольного разреза // Научные технологии разработки и использования минеральных ресурсов. - 2018. – С. 306-313.
3. Ялевский В.Д., Федорин В.А. Модульные горнотехнологические структуры вскрытия и подготовки шахтных полей Кузбасса. (Теория, опыт, проекты). – Кемерово: Кузбассвуиздат, 2000. -224 с..
4. Федорин В.А., Шахматов В.Я., Анферов Б.А., Кузнецова Л.В. Открыто-подземный способ разработки угольных месторождений Кузбасса. // Фундаментальные и прикладные вопросы горных наук. – 2018. - Том 5. - № 1. – С. 177-182.
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. Комбинированный способ разработки угольных пластов Кузбасса на основе синтеза процессов ведения открытых и подземных горных работ / Вестник Научного центра ВостНИИ по промышленной и экологической безопасности. Кемерово. - 2018. - № 1. – С. 32-40.

7. 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. – 2017. - Специальный выпуск № 4(5-2). - С. 58-67.

УДК 330.322.54

РЕГИОНАЛЬНЫЕ ОСОБЕННОСТИ ВЛИЯНИЯ МЕЖТОПЛИВНОЙ КОНКУРЕНЦИИ НА ЭНЕРГОПОТРЕБЛЕНИЕ

¹к.э.н. Немов В.Ю., ^{2,3}д.э.н. Филимонова И.В., ¹к.э.н. Проворная И.В., ^{2,3}к.э.н. Комарова А.В.

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 статье проанализированы основные этапы формирования межтопливной конкуренции. Выполнен статистический анализ изменения топливно-энергетического баланса на глобальном и региональном уровнях. Выделены ключевые факторы, способствующие межтопливной конкуренции на современном этапе развития энергетических рынков.

Ключевые слова: межтопливная конкуренция, топливно-энергетический баланс, нефть, газ, уголь.

Введение. Устойчивая тенденция развития глобальной энергетики за всю историю человечества, включая начало XXI века, заключается в непрерывном росте производства и потребления ископаемых, возобновляемых и альтернативных источниках энергии [1]. Однако структура потребления энергоресурсов за последние десятилетия претерпела существенные изменения под влиянием процессов экологизации и межтопливной конкуренции [2]. Мировым ориентиром в выработке национальной энергетической политики и международного сотрудничества в энергетической сфере до 2030 года является Глобальная программа по целям устойчивого развития (ЦУР) ООН [3]. Цели устойчивого развития ООН являются ключевой частью глобальной системы задач и индикаторов, в частности, для увеличения потребления энергии, производимой от возобновляемых источников, переход на экологически чистые энергоносители и кратное повышение энергоэффективности по стране в целом [4].

В то же время топливно-энергетический комплекс является главным элементом мировой системы энергообеспечения, служит основой формирования доходов государственного бюджета добывающих стран и ресурсных регионов, гарантом социальной стабильности, драйвером технологического и инновационного развития и экономического роста [5].

Этапы межтопливной конкуренции. Первоначально в хозяйственный оборот были вовлечены простейшие виды топлива – древесина, торф и т.д. Позднее, по мере развития представлений человека о полезных свойствах природных ресурсов, а также способах и технологий их добычи и использования, главным источником энергии стал уголь. До настоящего времени основная часть добавленной стоимости в угольной промышленности во многом определяется использованием угля для производства электрической энергии и тепла. С конца XIX в. началась так называемая эра нефти. Нефть практически не использовалась в экономике в сыром виде, необходимо было осуществить процесс её переработки. Сначала нефть перерабатывали в керосин, что связано с распространением в быту и городском благоустройстве керосиновой лампы, начиная с 1850-х гг. После изобретения двигателя внутреннего сгорания, нефть всё больше стала использоваться для получения моторных топлив, что позволило формировать добавленную стоимость не только в секторе добычи и экспорта сырья, но и в результате первичной переработки. В конце XIX – начале XX вв. получили распространение процессы вторичной переработки нефти в следствии термического или химического каталитического расщепления продуктов первичной переработки нефти с целью получения сырья для последующего производства ароматических углеводородов — бензол и его гомологи (то-

луол, ксилол, этилбензол и др.). Обеспечение полного цикла переработки нефти и организация высокотехнологических и инновационных производств по выпуску продукции с высокой добавленной стоимостью обеспечат экономике дополнительный источник устойчивого роста.

Вовлечение в хозяйственный оборот природного газа в мире, также, как и нефти, началось с бытового сектора – после изобретения газовой горелки в середине XIX в. В России газовая промышленность начала формироваться с середины XX в. Добавленная стоимость в газовой промышленности создаётся в основном в секторе энергетики и коммунально-бытовом. Хотя в последнее время в связи с тенденцией на декарбонизацию и экологизацию экономики, происходит рост потребления газа в связи с замещением угля в энергетике и нефтепродуктов в транспортном секторе. Поэтому к традиционным секторам газовой промышленности (добыча, энергетика и нефтегазохимия) активно добавляется транспортная составляющая.

Межтопливная конкуренция на глобальном уровне. В 2018 г. темп прироста потребления первичной энергии составил 2,9 %, что является наибольшим показателем с 2010 г. (рис. 1). При этом стоит отметить, что ускорение темпов роста энергопотребления происходит на фоне некоторого замедления темпов роста мировой экономики и в условиях роста цен на энергоносители [6].



Рис. 1. Структура потребления энергетических ресурсов

Суммарный прирост потребления энергоносителей в предыдущем году составил 390 млн т н.э., из них около 43 % пришлось на природный газ, альтернативная энергетика обеспечила более 25 % прироста.

В региональной структуре более 298 млн т н.э. или 76 % прироста потребления энергоносителей в 2018 г. обеспечили четыре страны: Китай, США, Индия и Россия. На эти же страны приходится более 51 % потребления энергоносителей в мире.

Около 75 % потребления первичной энергии приходится на отрасли промышленного производства и строительство. При этом существенно замедлился рост потребления энергии на транспорте, что связано, прежде всего, с увеличением энергоэффективности транспорта.

Межтопливная конкуренция на региональном уровне. На протяжении последних 40 лет центр роста потребления энергетических ресурсов приходится на страны АТР с быстро растущей экономикой [7]. В период с 1980 по 2018 г. доля этого региона в структуре энергопотребления выросла с 17,6 % до 43,2 % (рис. 2). При этом среднегодовой темп прироста потребления энергоносителей в странах АТР составил 4,4 %. По итогам 2018 г. потребление энергоносителей выросло на 4,1 %, или на 237,8 млн т н.э. Крупнейшие потребители энергетических ресурсов в регионе – Китай (23,6 % мирового энергопотребления), Индия (5,8 %), Япония (3,3 %) и Южная Корея (2,2 %).

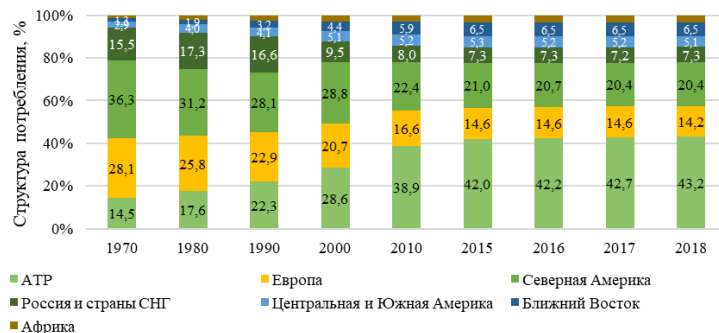


Рис. 2. Потребление энергии в мире по макрорегионам

Северная Америка – второй регион по объёму потребления энергоносителей (20,4 %). До 1980 г. он обеспечивал наибольший рост потребления энергоресурсов. Однако с начала 2000-х гг. в регионе происходит замедление роста энергопотребления, а в отдельные годы даже его снижение.

Так, в период 2001–2018 гг. среднегодовой темп прироста потребления энергоресурсов составил 0,3 %. По итогам 2018 г. потребление энергоносителей выросло на 2,8 %, или 76,5 млн т н.э. Крупнейшим потребителем в регионе является США, на долю которых приходится 20,4 % мирового энергопотребления.

На страны Европы приходится 14,2 % мирового энергопотребления. На протяжении почти 50 лет доля Европы в структуре энергопотребления снижается. При этом до 1990 г. среднегодовой темп прироста потребления энергоносителей составлял 2,3 %, однако в период 1991–2018 гг. удалось снизить средний темп прироста до 0,2 %. По итогам 2018 г. объём потребления энергоносителей остался на уровне предыдущего года. Крупнейшими потребителями в регионе являются Германия (2,3 % мирового энергопотребления), Франция (1,7 %), Великобритания (1,4 %).

Объём энергопотребления в России и странах СНГ находится на относительно стабильном уровне. На протяжении последних двадцати лет суммарный объём потребления энергоносителей находится в пределах 900–1015 млн т н.э. По итогам 2018 г. потребление энергоносителей выросло на 4,1 %. Доля региона в структуре мирового энергопотребления сократилась с 9,5 % в 2000 г. до 7,3 % в 2018 г. Крупнейшими потребителями в регионе являются Россия (5,2 % мирового энергопотребления) и Казахстан (0,6 %).

Заключение. Наиболее устойчивой тенденцией трансформации топливно-энергетического баланса является вытеснение ископаемых энергоносителей. Сложилось две конкурентные группы – это ископаемые (нефть, газ, уголь) и возобновляемые или альтернативные (ветровой, солнечный, геотермальный, атомный и др.) источники энергии. При этом в каждой из групп тоже наблюдается конкуренция между энергоносителями. Основными движущими силами в межтопливной конкуренции в настоящее время являются – экологический фактор, который стимулирует рост производства и потребления возобновляемых источников энергии, а также ценовой фактор. Следует отметить, что именно цены на нефть по большей мере создают предпосылки к межтопливной конкуренции. Высокие цены на нефть обуславливают необходимость поиска более дешёвых источников энергии, например, природный газ, цена на который основаны на долгосрочных контрактах и не такие волатильны как нефтяные.

Фактор, который утратил свою актуальность в связи с интенсивным развитием технологий поиска, оценки, разработки и добычи трудноизвлекаемых полезных ископаемых – это фактор истощаемости. В связи с ростом обеспеченности текущего уровня добычи нефти запасами перестаёт быть важным замещать нефть другими энергоносителями в ожидании её истощаемости. Этот показатель постоянно возрастает и в среднем по миру составляет 54 года. Наиболее обеспеченные запасами страны – Венесуэла, Ливия и Канада, которые могут поддерживать добычу на текущем уровне в течение 620, 132 и 106 лет соответственно. Фактор истощаемости утратил влияние на баланс спроса и предложения и как следствие ценовую конъюнктуру на ископаемые энергоносители. Более важным становится фактор эффективности добычи. Так, развитие технологий добычи, например, сланцевой нефти, позволяет США в сочетании с мерами государственной поддержки, наращивать добычу нефти, что оказывает колоссальное влияние на баланс спроса и предложения, а также рыночную цену. Подтверждением этому стали события начала 2020 г., когда в следствии интенсификации добычи США обрушили нефтяные цены до исторического минимума.

Вывод. Таким образом, межтопливная конкуренция на современном этапе имеет рукотворный характер и обусловлена в большей степени не естественными или эволюционными причинами, а стратегическими ориентирами развития отдельных стран или макрорегионов.

Благодарности. Исследование проводилось при финансовой поддержке РФФИ в рамках гранта № 17-78-20218 «Пространственная специализация и целостное развитие регионов ресурсного типа».

Библиографический список

1. Конторович А. Э., Коржубаев А. Г., Эдер Л. В. Мировая система обеспечения энергетическими ресурсами: региональные центры, устойчивые тенденции, политика России // Нефтяное хозяйство. – 2004. – №. 1. – С. 24-27.
2. Шафраник Ю. К. Глобальная энергетика и Россия: ключевые вопросы // Энергетическая политика. – 2012. – №. 3. – С. 3-9.
3. Сахаров А. Г., Колмар О. И. Перспективы реализации Целей устойчивого развития ООН в России // Вестник международных организаций: образование, наука, новая экономика. – 2019. – Т. 14. – №. 1.
4. Башмаков И. А. Повышение энергоэффективности и экономический рост // Вопросы экономики. – 2019. – №. 10. – С. 32-63.

5. Мастепанов А. М. Энергетический переход: к чему готовиться мировому нефтегазу // Проблемы экономики и управления нефтегазовым комплексом. – 2019. – №. 10. – С. 5-14.

6. Телегина Е. А., Тыртышова Д. О. Факторы неопределенности в развитии мировых энергетических рынков // Мировые рынки нефти и газа: ужесточение конкуренции: докл. На 4-ой Междунар. конф., ИМЭМО, Москва, 13 декабря 2016г. – 2016.

7. Макаров А. А. и др. Перспективы электроэнергетики в условиях трансформации мировых энергетических рынков // Теплоэнергетика. – 2017. – №. 10. – С. 5-16.

УДК 332.055.2

ОБЕСПЕЧЕННОСТЬ ТРУБОПРОВОДНОЙ ИНФРАСТРУКТУРОЙ НЕФТЕГАЗОВЫХ РЕГИОНОВ РОССИИ

^{1,2}к.э.н. Проворная И.В., ^{1,2}д.э.н. Филимонова И.В., ^{1,2}к.э.н. Немов В.Ю.,
^{1,2}к.э.н. Мишенин М.В.

**1 - Институт нефтегазовой геологии и геофизики им. А.А. Трофимука СО РАН,
г. Новосибирск, Россия**

**2 - Новосибирский национальный исследовательский государственный университет,
г. Новосибирск, Россия**

Аннотация. В статье на основе кластерного анализа проанализированы нефтегазовые регионы России с точки зрения обеспеченности трубопроводной инфраструктурой, рассчитаны специальные коэффициенты. Показано, что регионы Восточной Сибири и Дальнего Востока имеют самый низкий уровень развития трубопроводной инфраструктуры. Оценен социально-экономический эффект от строительства новой трубопроводной инфраструктуры.

Ключевые слова: нефтегазовые регионы, трубопроводная обеспеченность, кластерный анализ, социально-экономическое развитие.

Введение. Согласно «Концепции долгосрочного социально-экономического развития Российской Федерации на период до 2020 года» целями государственной политики в нефтегазовом комплексе является развитие сырьевой базы, транспортной инфраструктуры, перерабатывающих мощностей и увеличение доли продукции с высокой добавленной стоимостью в производстве и экспорте нефтегазового комплекса. Приоритетными направлениями развития ресурсных нефтегазовых регионов России с целью повышения уровня социально-экономического развития РФ является реализация перспективных проектов строительства трубопроводов, развитие транспортной инфраструктуры, включая строительство СПГ (сжиженный природный газ) заводов.

Целью данной статьи является исследование уровня обеспеченности трубопроводной инфраструктурой нефтегазовых регионов России.

Для достижения этой цели были сформулированы следующие задачи:

- (1) выявить нефтегазовые ресурсные регионы России на основе кластерного анализа,
- (2) определить уровень обеспеченности трубопроводной инфраструктурой нефтегазовых регионов России,
- (3) определить направления государственной политики в области стимулирования комплексного развития транспортной инфраструктуры и повышения уровня социально-экономического развития.

Методы исследования. На первом этапе среди совокупности регионов России определяются ресурсные и нересурсные регионы. Для идентификации ресурсных регионов России в работе применяется метод кластерного анализа.

Задачей кластерного анализа является выделение однородных групп регионов и установления количественной меры сходства (различия) между ними [1]. Для определения меры сходства между объектами были количественно определены понятия сходства и разнородности. Критерием для определения схожести и различия кластеров является расстояние между точками на диаграмме рассеивания. Способов определения меры расстояния между кластерами существует несколько. Поскольку в работе нет информации о том, что какой-то признак более важен для классификации, то метрикой было выбрано обычное евклидово расстояние:

$$d(X_i, X_j) = (\sum_{k=1}^n (x_{ik} - x_{jk})^2)^{1/2} \quad (1)$$

где x_{ik} , x_{jk} – значения признака k для i -го объекта и j -го объекта.

В статье использовался метод Уорда для объединения в кластеры, так как он дает компактные и хорошо разделенные кластеры. Кластерный анализ проводился с использованием специализированного пакета статистической обработки данных Stata 13.

На втором этапе исследования нефтегазовые регионы России разделяются на кластеры по уровню трубопроводной обеспеченности.

Показатель трубопроводной обеспеченности рассчитан на основе коэффициента Энгеля, который показывает отношение абсолютной протяженности транспортной сети к площади территории и численности населения [2]:

$$K = \frac{L}{\sqrt{S \cdot N}}, \quad (2)$$

где L – протяженность трубопроводной сети; S – площадь территории; N – численность населения.

Данные. 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».

Определение ресурсных регионов. Для определения ресурсных регионов были выделены группы факторов: макроэкономический, фискальный и отраслевой. В результате дифференциация регионов проведена на различных уровнях рассмотрения, что повышает степень надежности и достоверности полученных результатов.

Макроэкономический фактор в исследовании представлен показателем доли добывающей промышленности в структуре валового регионального продукта. Предложенный показатель отражает степень развитости добывающего сектора ископаемых ресурсов, что фактически и определяет степень ресурсности соответствующего региона

Вторым центральным фактором, отражающим степень ресурсности региона, наряду с макроэкономическим был определён фискальный. Предложенный фактор был представлен показателем доли налога на добычу полезных ископаемых в общем объеме налогов, поступающих из региона. Налог на добычу полезных ископаемых - основной специализированный налог, который взимается с добываемого минерального сырья.

В качестве третьего показателя был предложен отраслевой фактор, представленный уровнем добычи нефти и газа.

Для того, чтобы исключить определенного дублирования и мультиколлинеарности факторов во всех случаях была осуществлена проверка между ними на наличие связи.

Кластеризация проведена на примере 85 регионов России по показателям за 2018 г.

Определение трубопроводной обеспеченности нефтегазовых регионов. Для выявления уровня обеспеченности трубопроводной инфраструктурой нефтегазовых регионов на основе стратегических документов, аналитических отчетов были собраны данные по протяженности магистральных трубопроводов в каждом регионе. Далее с учетом площади и населения региона был рассчитан коэффициент Энгеля.

Результаты и всестороннее рассмотрение вопроса. Кластеризация позволила на уровне $d=30$ разделить регионы РФ на два кластера (рис. 1).

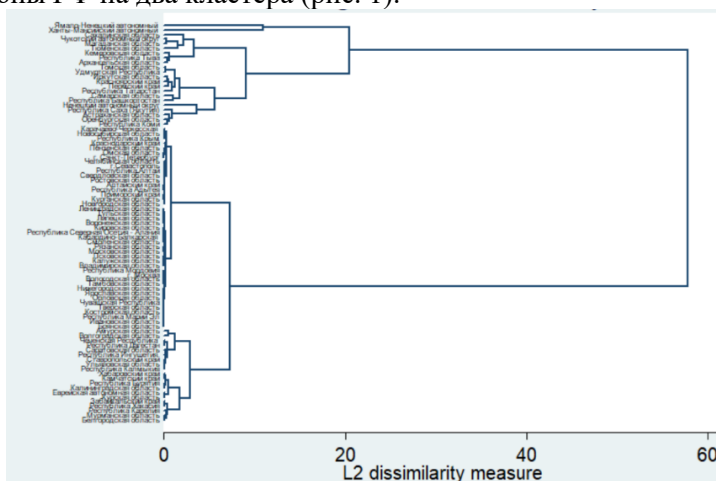


Рис. 1. Дендограмма кластеризации нефтегазовых регионов

В первый кластер попало 22 региона, специализирующихся на добыче нефти и газа. В этих регионах наблюдаются высокие значения доли НДС в структуре налогообложения и доли добавленной стоимости от добычи полезных ископаемых в структуре ВРП. Остальные регионы попали во второй кластер.

На втором этапе 22 нефтегазовых ресурсных региона распределены по уровню трубопроводной обеспеченности на основе коэффициента Энгеля. Коэффициент Энгеля рассчитан, как отношение протяженности суммы магистральных нефти и газопроводов к площади территории и численности населения.

В кластер с высоким уровнем трубопроводной обеспеченности попали регионы России (регионы Западной Сибири и Урало-Поволжья), через территорию которых проходят крупнейшие магистральные трубопроводы от месторождений до центров потребления внутри страны и европейских рынков (табл. 1). Также эти регионы характеризуются давней историей развития нефтегазового комплекса.

Таблица 1

Разбиение на кластеры по уровню трубопроводной обеспеченности

№	Регион	Кoeffициент Энгеля
1	Архангельская область	0,00178
2	Ненецкий автономный округ	0,00196
3	Республика Тыва	0,00000
4	Красноярский край	0,00051
5	Иркутская область	0,00117
6	Кемеровская область	0,00160
7	Томская область	0,00299
8	Республика Саха (Якутия)	0,00258
9	Магаданская область	0,00000
10	Чукотский автономный округ	0,00054
11	Ямало-Ненецкий автономный	0,01472
12	Ханты-Мансийский автономный	0,01751
13	Республика Коми	0,01106
14	Астраханская область	0,00848
15	Республика Башкортостан	0,00843
16	Республика Татарстан	0,01603
17	Удмуртская Республика	0,00701
18	Пермский край	0,01723
19	Оренбургская область	0,01033
20	Самарская область	0,02094
21	Тюменская область	0,03376
22	Сахалинская область	0,00985

Во второй кластер попали нефтегазовые регионы, которые имеют непродолжительную историю развития, в основном регионы Восточной Сибири и Дальнего Востока. По мере увеличения добычи углеводородов за счет бурения новых эксплуатационных скважин, повышения эффективности геолого-технических мероприятий, разработки трудноизвлекаемых запасов будет расти потребность в формировании инфраструктуры для поставок нефти и газа [3]. В настоящее время запущено два крупных трубопроводных проекта на востоке страны – нефтепровод «Восточная Сибирь – Тихий океан» (ВСТО) и газопровод «Сила Сибири».

Нефтепровод ВСТО связывает месторождения Восточной Сибири с потребителями на российском рынке, а также со странами Азиатско-Тихоокеанского региона. ВСТО-1 идет от Тайшета в Иркутской области до Сковородина в Амурской области, где построен отвод на Дацин (Китай) [4]. ВСТО-2 соединяет Сковородино и нефтеналивной порт Козьмино в Находке, откуда нефть поставляется в Японию и Малайзию. С открытием новых месторождений и доразведкой старых месторождений будет появляться необходимость строительства отводов для передачи нефти оттуда до ВСТО [5].

В конце 2019 г. запущен первый участок газопровода «Сила Сибири», который проходит от Чаяндинского месторождения (Республика Саха (Якутия) до Благовещенска (Амурская область) [6]. В дальнейшем планируется запустить еще один участок от Ковыктинского месторождения (Иркутская область) до Чаяндинского месторождения. Маршрут трассы проложен вдоль действующего

магистрального нефтепровода «Восточная Сибирь – Тихий океан», что позволяет существенно экономить затраты на инфраструктуру и энергоснабжение. Строительство газопровода создало основу для планомерной газификации регионов и промышленных объектов на востоке страны, а также сети региональной и внутрипоселковой газовой инфраструктуры [7].

Развитие газотранспортных систем на востоке России ведется одновременно с развитием газодобычи. Создаваемую в восточных регионах систему транспортировки газа в будущем предполагается объединить с Единой системой газоснабжения (ЕСГ) России, образовав крупнейшую в мире систему для поставок газа.

Строительство магистральных трубопроводов оказало непосредственное влияние на социально-экономическое развитие регионов Дальнего Востока и Восточной Сибири. К работам по строительству и эксплуатации магистральных трубопроводов привлекаются местные жители в рамках соглашений с региональными администрациями. Так, для обслуживания газопровода «Силы Сибири» занято более 3000 человек, более 80% из них составляют местные жители. Запуск газопровода «Сила Сибири» позволит обеспечить газом максимальное число населенных пунктов и сократить расходы на энергию для местных жителей и предприятий.

Для строительства и обслуживания нефтепровода ВСТО за весь период формирования трубопровода было задействовано более 23 тыс. человек. Создано 8 тысяч новых рабочих мест, из них 6200 заняты представителями местного населения из регионов вдоль трассы ВСТО. Также построены объекты социально инфраструктуры – детские сады, школы, больницы, объекты спорта, культуры. В региональные бюджеты перечислено более 43 млрд руб. от деятельности ВСТО.

Развитие системы поставок углеводородов в негазовых регионах активно влияет на рост социально-экономических показателей, как регионов, так и страны в целом. Необходимо определить приоритеты строительства новой транспортной инфраструктуры с целью ускоренного социально-экономического развития ресурсных регионов (Восточной Сибири, Дальнего Востока и т.д.), а также преодоления инфраструктурной разобщенности ряда регионов Российской Федерации.

Выводы. В статье с помощью кластерного анализа выделено 22 нефтегазовых ресурсных регионов на основе макроэкономического, фискального и отраслевого факторов. Выделенные нефтегазовые регионы России были распределены по уровню трубопроводной обеспеченности с помощью коэффициента Энгеля. В настоящее время слабое развитие система поставок углеводородов получила в восточных регионах России. Однако, по мере доразведки старых и разработки новых месторождений будет наблюдаться прирост нефтепроводов и газопроводов, что в свою очередь создаст благоприятные условия для роста социально-экономических показателей в этих регионах.

Благодарности. Работа подготовлена при финансовой поддержке Гранта Президента МК-1459.2019.6

Библиографический список

1. Миркин, Б. Г. Методы кластер-анализа для поддержки принятия решений: обзор: препринт WP7/2011/03 / Б. Г. Миркин; Национальный исследовательский университет «Высшая школа экономики». – М.: Изд. дом Национального исследовательского университета «Высшая школа экономики», 2011. – 88 с.
2. Энгель Э. Значение развития железнодорожной сети (перевод) // Железнодорожное дело. – 1882. – № 1-2.
3. Provornaya I.V., Filimonova I.V., Eder L.V., Nemov V.Y. Regional structure of oil export from Russia with differentiation by directions of supplies // IOP Conference Series: Earth and Environmental Science. International Scientific and Research Conference on Knowledge-based technologies in development and utilization of mineral resources (Novokuznetsk, Russia, 4-7 June 2019, SibSIU). – 2019. – Т. 377. – № 1. – С. 012010-1 - 012010-5.
4. Филимонова И.В., Проворная И.В., Немов В.Ю., Мишенин М.В. Анализ недропользования вдоль трассы нефтепровода «Восточная Сибирь - Тихий океан» // Недропользование XXI. – 2019. – № 5 (81). – С. 152-165.
5. Эдер Л.В., Филимонова И.В., Комарова А.В., Немов В.Ю., Шумилова С.И. Экспорт газа из России: структура и динамика поставок // Газовая промышленность. – 2019. – № 1 (779). – С. 86-92.
6. Гоосен Е.В., Никитенко С.М., Филимонова И.В., Пахомова Е.О., Кавкаева О.Н. Новые цепочки поставок в мировом ТЭК: перспективы российских ресурсных регионов // Инновации. – 2019. – № 9 (251). – С. 67-78.
7. Филимонова И.В., Эдер Л.В., Проворная И.В., Самсонова О.С. Разработка методики оценки синергетического эффекта от развития трубопроводной системы при освоении месторождений Восточной Сибири // Транспорт: наука, техника, управление. – 2018. – № 2. – С. 3-9.

ТРУДНОИЗВЛЕКАЕМЫЕ ЗАПАСЫ НЕФТИ КАК ФАКТОР СОЦИАЛЬНО-ЭКОНОМИЧЕСКОГО РОСТА РЕСУРСНЫХ РЕГИОНОВ^{1,2}д.э.н. Филимонова И.В., ³к.э.н. Проворная И.В., ^{1,2}к.э.н. Комарова А.В., ³к.э.н. Немов В.Ю.**1 - Институт нефтегазовой геологии и геофизики им. А.А. Трофимука СО РАН, г. Новосибирск, Россия****2 - Новосибирский национальный исследовательский государственный университет, г. Новосибирск, Россия****3 - Федеральный исследовательский центр угля и углехимии СО РАН, г. Кемерово, Россия**

Аннотация. В статье рассмотрены основные классификационные признаки категории трудноизвлекаемых запасов нефти. Выполнен анализ изменения динамики добычи трудноизвлекаемой нефти в России. Исследована взаимосвязь параметров развития нефтегазового комплекса и уровня социально-экономического развития ресурсных регионов с использованием метода иерархического кластерного анализа.

Ключевые слова: трудноизвлекаемые запасы нефти, кластерный анализ, ресурсные регионы, социально-экономическое развитие.

Введение. На протяжении последних двух десятилетий нефтегазовый комплекс (НГК) Россия играет ключевую роль в экономике страны. Благоприятная ценовая конъюнктура на мировых энергетических рынках с начала 2000-х гг. способствовала расширению географии добычи нефти и газа в стране [1]. Положено начало освоению нефтегазового потенциала Лено-Тунгусской нефтегазоносной провинции на территории регионов Восточной Сибири и Республики Саха (Якутия), начаты масштабные геологоразведочные работы на шельфе Северного Ледовитого океана, прежде всего в пределах Карского и Баренцева морей, реализованы уникальные транспортные проекты – введены в эксплуатацию нефтепроводы «Восточная Сибирь – Тихий океан», «Заполярье–Пурпе–Самотлор», газопровод «Сила Сибири», создана новая портовая инфраструктуры – спецморнефтепорт «Козьмино», «Сабетта» и ряд других крупных проектов, в том числе международных, имеющих стратегическое значение для развития нефтегазового комплекса России и экономики страны в целом [2].

Одной из важных тенденций развития НГК, сложившейся в период высоких цен на нефть, но и во многом естественно обусловленной, наряду с расширением географии добычи, является освоение трудноизвлекаемых запасов нефти [3]. Крупнейшие месторождения традиционных центров нефтедобычи (Западно-Сибирская НГП, Волго-Уральская НГП, Тимано-Печорская НГП), обеспечивающие более 85 % добычи нефти в стране, находятся на поздней стадии разработки и характеризуются высокой степенью выработанности и обводнённости [4, 5]. Новые приросты запасов нефти связаны с открытием мелких и мельчайших месторождений на этих территориях, либо освоением запасов нефти более глубоких горизонтов, с худшими горно-геологическими условиями залегания или особыми физико-химическими свойствами. Такие запасы нефти принято относить в настоящее время к категории «трудноизвлекаемых» [6]. В основном выделяют несколько категории трудноизвлекаемых запасов нефти:

- с особыми физико-химическими свойствами;
- залегающие в сложных горно-геологических условиях;
- в регионах с отсутствующей или слабо развитой инфраструктурой.

К нефтям с аномальными физико-химическими свойствами относятся тяжелые, вязкие, сернистые, парафинистые, смолистые нефти, с высокой или низкой газонасыщенностью [7]. К сложным условиям залегания относятся низкопроницаемые коллекторы, коллекторы с низкой пористостью, большие глубины, высокая или низкая пластовая температура, высокая степень обводнённости.

В современной научной литературе продолжается дискуссия о трактовании термина «трудноизвлекаемых» запасов нефти. Вместе с тем, существует необходимость учёта добычи нефти из так называемых «трудноизвлекаемых» запасов. Такой мониторинг позволяет прогнозировать параметры устойчивого развития нефтегазового комплекса России, оценивать стоимость подготовки и добычи сырья, планировать доходы государства от добывающих отраслей. Поэтому на практике к категории «трудноизвлекаемой» нефти относят ту часть добытого сырья, которая облагается налогом на добычу полезных ископаемых (НДПИ) с понижающими коэффициентами или льготами [8]

в соответствии с Налоговым кодексом РФ, глава 26. Налог на добычу полезных ископаемых (введена Федеральным законом от 08.08.2001 N 126-ФЗ, в ред. от 27.12.2019, с изм. от 28.01.2020).

В 2018 г. добыча нефти из трудноизвлекаемых запасов составила 246 млн т, что на 18 % больше значения предыдущего года. Добыча «трудноизвлекаемой» нефти в России в 2018 г. составила 50 % от добычи нефти в России (рис 1).

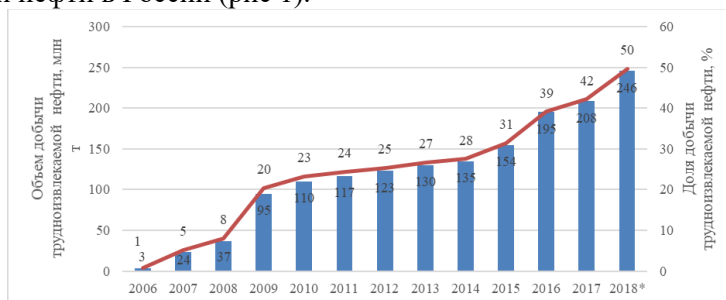


Рис. 1. Динамика добычи трудноизвлекаемой нефти

Предоставляя льготы недропользователям, осуществляющим добычу трудноизвлекаемой нефти, государство поддерживает уровень добычи нефти в стране и стимулирует освоение новых регионов. Одновременно развиваются технологии разработки сложных коллекторов или добычи высоковязкой, битуминозной нефти, а также поиска, оценки и разведки трудноизвлекаемых категорий запасов и ресурсов. Положительный социально-экономический эффект наблюдается и на уровне регионов добычи нефти – рост численности населения и занятых, увеличение среднедушевых доходов.

Однако в связи с тем, что основные налоги с нефтегазового комплекса - налог на добычу полезных ископаемых (нефть, природный газ, газовый конденсат) и вывозная таможенная пошлина поступают в полном размере в федеральный бюджет, регионы получают в региональный бюджет от добывающих отраслей только налог на прибыль, налог на имущество и НДС. Поэтому мультипликативный эффект для регионов не определяется только налоговыми поступлениями и при сложившейся налоговой системе, регионы в большей мере заинтересованы не в финансовой отдаче от НГК, а в социальном и инновационном эффектах [9, 10].

Поэтому целью настоящего исследования является анализ и оценка влияния нефтегазового комплекса на экономику добывающих регионов. Авторы ставят перед собой задачу определить какой эффект оказывает рост трудноизвлекаемых запасов нефти на параметры социально-экономического развития добывающих регионов. Целесообразность такого исследования обусловлена необходимостью понимания мотивации и стимулов развития региональной поддержки недропользователям, а также способностью НГК генерировать положительный мультипликативный эффект на экономику регионов.

Материалы. В качестве объекта исследования принимаются 32 нефтедобывающих региона России. Чтобы оценить современное состояние социально-экономического развития ресурсных регионов относительно друг друга были отобраны такие показатели, как валовый региональный продукт на душу населения, среднедушевые денежные доходы населения, инвестиции в основной капитал на душу населения и степень износа основных фондов на конец года (табл. 1).

Самый высокий ВРП на душу населения относится к Ненецкому автономному округу, в 2017 г. он составил 5 822 тыс. руб. Также в первую тройку по ВРП на душу населения вошли Ямало-Ненецкий и Ханты-Мансийский автономные округа. Наименьший ВРП на душу населения среди ресурсных регионов в 2017 г. принадлежал Республике Калмыкии – 201 тыс. руб. при общероссийском уровне в 472 тыс. руб.

Самый высокий уровень среднедушевых денежных доходов населения в 2017 г., который был достигнут в Ямало-Ненецком автономном округе, составил 71,7 тыс. руб. в месяц. Ненецкий автономный округ по данному показателю оказался на втором месте. Размер среднедушевых денежных доходов населения в 2017 г. составил 70,1 тыс. руб. Замыкает тройку самых высоких показателей Сахалинская область, где доходы составили 48,7 тыс. руб. Республика Калмыкия также заняла последнее место по уровню среднедушевых доходов – 14,7 тыс. руб. Уровень по России в 2017 г. составил 31,4 тыс. руб.

По инвестициям в основной капитал на душу населения лидером также стал Ненецкий автономный округ, где значение этого показателя в 2017 г. равнялось 3 233 тыс. руб. Второе место занял Ямало-Ненецкий автономный округ. Здесь инвестиции в основной капитал на душу населения

составили 2 014 тыс. руб. Со значительным отрывом по значению показателя в тройку вошла Сахалинская область – 613 тыс. руб. Самое низкое значение инвестиций – 38 тыс. руб. в 2017 г. пришлось на Республику Калмыкию.

Таблица 1

Показатели социально-экономического развития ресурсных регионов России*

Регион	ВРП на душу населения, тыс. руб.	Среднедушевые денежные доходы населения в месяц, тыс. руб.	Инвестиции в основной капитал на душу населения, тыс. руб.	Степень износа основных фондов на конец года, %
Ненецкий АО	5 822	70,1	3 233	45,6
Ямало-Ненецкий АО	3 670	71,7	2 014	56,8
Ханты-Мансийский АО - Югра	1 852	44,8	571	70,7
Сахалинская область	1 576	48,7	613	49,2
Республика Саха (Якутия)	904	39,8	399	45,0
Республика Коми	641	31,2	153	47,1
Тюменская область	632	28,3	195	50,3
Красноярский край	616	28,0	148	41,4
Республика Татарстан	500	31,7	164	45,2
Томская область	452	24,5	88	60,3
Иркутская область	443	22,4	107	48,3
Пермский край	414	28,7	97	64,1
Самарская область	398	27,0	79	56,3
Новосибирская область	391	25,3	63	49,7
Оренбургская область	388	22,7	92	62,8
Краснодарский край	364	33,1	87	37,2
Удмуртская Республика	356	23,9	53	65,1
Астраханская область	332	22,5	142	50,1
Республика Башкортостан	330	28,4	64	54,5
Омская область	317	25,2	51	49,2
Волгоградская область	293	21,4	75	51,3
Саратовская область	264	19,8	59	57,6
Ульяновская область	262	23,1	73	50,6
Ставропольский край	233	23,4	50	53,4
Кировская область	225	21,6	44	53,1
Республика Калмыкия	201	14,7	38	49,8
РФ	472	31,4	109	50,9

*данные рассчитаны за 2017-2018 гг.

Минимальное значение износа основных фондов на конец 2017 г. относилось к Краснодарскому краю – 37,2%, что на 13,7 п.п. ниже значения на уровне России. Наибольший износ на конец 2017 г. обозначился в Ханты-Мансийском автономном округе. В данном регионе износ основных фондов составил 70,7%, что превышает российский уровень на 19,8 п.п.

Методы. Для исследования взаимосвязи социально-экономических показателей развития регионов России и параметров развития нефтегазового комплекса, использован метод иерархического кластерного анализа, который включают в себя следующие этапы:

1. Формулировка проблемы, задачи, рабочих гипотез.
2. Выбор способа измерения расстояния.
3. Выбор метода кластерного анализа.
4. Принятие решения о количестве кластеров.
5. Описание кластеров.

6. Интерпретация полученных результатов.

7. Оценка достоверности кластеризации.

Остановимся на первом этапе – формулировке задач, выполнение которых предусмотрено в данной работе.

Качество сырьевой базы регионов было описано тремя группами факторов – сырьевые характеристики, промышленные факторы и свойства флюида. В качестве сырьевых факторов были включены суммарные извлекаемые запасы, доля мелких и мельчайших месторождений, средний размер месторождения, степень разведанности (начальная). Свойства флюида включают такие три фактора, как доли плотной, сернистой и вязкой нефти. Промышленные характеристики сырьевой базы обозначены через обводненность и выработанность.

Посредством данной кластеризации возможно оценить влияние нефтегазового комплекса на социально-экономические показатели ресурсных регионов. В качестве показателей НГК были выделены несколько групп факторов.

Первая группа – характеристики отрасли добычи полезных ископаемых. Сюда вошли суммарные извлекаемые запасы, накопленная добыча за 2007-2017 гг., доля занятых в добыче полезных ископаемых от общей численности занятых, доля добычи полезных ископаемых в валовой добавленной стоимости и фактор доли добычи сырой нефти и природного газа в объеме отгруженных товаров собственного производства, выполненных работ и услуг собственными силами в отрасли добычи полезных ископаемых. Последний фактор показывает значимость именно нефтегазового сектора в отрасли добычи полезных ископаемых региона.

Вторая группа факторов представлена четырьмя социально-экономическими характеристиками – это среднедушевые денежные доходы населения, валовый региональный продукт на душу населения, инвестиции в основной капитал на душу населения и степень износа основных фондов.

Вторым этапом кластерного анализа является выбор способа измерения расстояния. На основе измеренного расстояния между объектами будет приниматься решение об их объединении в одну группу. Если факторы, по которым требуется деление объектов, представляют собой интервальные значения, то используют такие меры измерения расстояния, как евклидово расстояние или квадрат евклидова расстояния. Евклидово расстояние вычисляется по формуле:

$$D(x_i, x_j) = \sqrt{\sum_{l=1}^k (x_{il} - x_{jl})^2}, \quad (1)$$

где $D(x_i, x_j)$ – евклидово расстояние между объектами x_i и x_j ($i, j = 1, 2, \dots, N$); N – общее число объектов кластерного анализа; x_{il} – значение l -го признака для объекта i ($i = 1, 2, \dots, k$).

На начальном этапе иерархического агломеративного анализа каждый объект представляет собой отдельный «кластер» и расстояние между ними вычисляется по выбранной метрике. На следующем этапе, когда близкие по расстоянию объекты образовали кластеры, возникает вопрос о том, как определить расстояния между образованными кластерами или отдельными объектами и образованными кластерами. Для этого на третьем этапе выбирается метод кластерного анализа или метод объединения.

Среди наиболее известных методов выделяется метод Уорда. Его отличием от других методов является применение дисперсионного анализа. В данной процедуре расстоянием между кластерами принимается прирост суммы квадратов расстояний объектов до центров кластеров, получаемый в результате их объединения. На каждом шаге объединению подлежат те кластеры, которые приводят к минимальному увеличению внутригрупповой суммы квадратов. Данный метод был предложен в 1963 г. Дж. Уордом [Ward, 1963].

Так как процесс кластеризации является трудоемким, в настоящее время для его реализации применяются различные статистические пакеты и программы. В данной работе была использована статистическая программа Stata.

На следующем этапе происходит описание кластеров. Кластеры описываются с помощью средних величин каждого признака (фактора) в кластере. Помимо средних величин, в целях большей демонстративности в описание могут включаться минимальные и максимальные значения признака по группе, стандартное отклонение и т.д.

Результаты и обсуждение. Результатом кластеризации стало деление регионов на четыре кластера в зависимости от масштаба отрасли добычи в регионе и эффективности социально-экономического развития. В данном случае мы говорим, что регион более эффективен, если обладает большим ВРП на душу населения, среднедушевыми денежными доходами населения и инвестициями в основной капитал на душу населения. Так как при кластеризации из ресурсных регионов Ханты-Мансийский автономный округ был определен как выброс, он был удален (табл. 2).

Кластеризация регионов по характеристикам НГК и социально-экономического развития

№	Регион	Кластер	Описание кластера
1	Ненецкий АО	Кластер №1 - Регионы с высоким влиянием добычи и сверхвысокой эффективностью	Высокая доля занятых в добыче полезных ископаемых 55-75% доля добычи в ВДС Самые высокие значения показателей социально-экономического развития
2	Ямало-Ненецкий АО		
1	Краснодарский край	Кластер №2 - Регионы с низким влиянием добычи и низкой эффективностью	Самая низкая доля занятых в добыче Низкая доля добычи в ВДС Самые низкие значения показателей социально-экономического развития
2	Ставропольский край		
3	Республика Калмыкия		
4	Волгоградская область		
5	Кировская область		
6	Саратовская область		
7	Ульяновская область		
8	Новосибирская область		
9	Тюменская область		
10	Астраханская область		
11	Иркутская область		
12	Омская область		
1	Республика Коми	Кластер №3 - Регионы с высоким влиянием добычи и высокой эффективностью	20-50% ВДС относится к добыче полезных ископаемых Высокие значения показателей социально-экономического развития
2	Республика Татарстан		
3	Красноярский край		
4	Республика Саха (Якутия)		
5	Сахалинская область		
1	Республика Башкортостан	Кластер №4 - Регионы со средним влиянием добычи и низкой эффективностью	Высокие запасы и добыча Низкая доля занятых в добыче До 35% ВДС относится к добыче Средние значения показателей социально-экономического развития
2	Самарская область		
3	Удмуртская Республика		
4	Оренбургская область		
5	Пермский край		
6	Томская область		

Кластер №1 представлен Ненецким и Ямало-Ненецким автономными округами. Их отличительными чертами по сравнению с другими ресурсными регионами являются высокая доля отрасли добычи в валовой добавленной стоимости (ВДС) – в Ненецком АО – 75%, в Ямало-Ненецком – 55%. 88% выручки в данной отрасли относится к доходам от нефти и природного газа. Также примерно пятая часть занятых относится к отрасли добычи полезных ископаемых. Данные регионы можно назвать моноотраслевыми из-за высокого влияния добычи, что определяет их специфику в социально-экономическом положении.

Кластер №2 состоит из двенадцати регионов с низким влиянием добычи и низкой эффективностью. Кластер характеризуется низким уровнем добычи, средняя доля занятых в добыче составляет 0,9%, средняя доля добычи в валовой добавленной стоимости достигает 7%. В то же время регионы, попавшие в данный кластер, характеризуются самыми низкими значениями факторов социально-экономического развития.

Кластер №3 представлен пятью регионами с высоким влиянием добычи и высокой эффективностью – Тюменская область, Республика Саха, Сахалинская область, Красноярский край и Татарстан. Этот кластер отличается от кластера №1 меньшей долей занятых в добыче (до 10% занятых), меньшей, но всё же высокой долей добычи в ВДС (19-54%). В то же время значения показателей социально-экономического развития для данных регионов на порядок меньше доходов, генерируемых в первом кластере. Среднедушевые денежные доходы меньше на 50%, средний ВРП на душу населения меньше на 80%, средние инвестиции в основной капитал на душу населения меньше на 90%, чем в кластере №1. Но по сравнению с остальными ресурсными регионами (кластеры №2 и №4) эти показатели достигают высоких уровней, поэтому можно говорить о высокой эффективности данного кластера.

Кластер №4 состоит из шести регионов со средним влиянием добычи и низкой эффективностью. Влияние отрасли добычи в данном кластере стоит назвать средним, а не низким, так как доля

добычи в ВДС разнится от 4% до 35%. Доля занятого в отрасли населения не превышает 5%. Эффективность данного кластера можно назвать низкой, так как в целом значения показателей социально-экономического развития сравнимы с показателями кластера №2.

Основные выводы данной кластеризации можно сформулировать следующим образом. Самые высокие среднедушевые доходы населения, ВРП на душу населения и инвестиции в основной капитал на душу населения наблюдаются в кластерах с высоким влиянием отрасли добычи в экономике регионов – кластер №1 и кластер №3. В кластерах с низким влиянием добычи, то есть более диверсифицированные экономики, показывают на порядок меньшие показатели доходов, созданного продукта и инвестиций в основные фонды. Это кластер №2 и кластер №4. Кластер №4 характеризуется гораздо большей добычей нефти, чем кластер №2, но, несмотря на это, среднедушевые денежные доходы населения имеют близкие значения.

Заключение. Проведенный кластерный анализ по факторам качества сырьевой базы и факторам социально-экономического положения выявил особое положение Ямало-Ненецкого и Ненецкого автономных округов относительно значений факторов, выбранных для учета социально-экономического развития. Этот факт потребовал дополнительного изучения и проведения кластерного анализа по характеристикам нефтегазового комплекса регионов. Были выявлены некоторые закономерности, среди которых:

- регионы с высокими запасами и низкой степенью ТРИЗ в среднем показывают более высокий уровень социально-экономического развития, чем регионы с высокими запасами и высокой степенью ТРИЗ;

- регионы с мелкими запасами и низкой степенью ТРИЗ имеют в среднем более высокое социально-экономическое положение, чем с мелкими запасами и высокой степенью ТРИЗ;

- самые высокие среднедушевые доходы населения, ВРП на душу населения и инвестиции в основной капитал на душу населения наблюдаются в кластерах с высоким влиянием отрасли добычи в экономике регионов;

- в кластерах с низким влиянием добычи, то есть более диверсифицированные экономики, показывают на порядок меньшие показатели доходов, созданного продукта и инвестиций в основные фонды.

Выводы. Таким образом, фактор трудноизвлекаемости показал отрицательное влияние на уровень социально-экономического положения региона, т.е. в настоящее время ещё до конца не сложился механизм переноса эффекта от разработки и внедрения технологических инноваций в регионы с запасами трудноизвлекаемой нефти. В большей степени это обусловлено диспропорцией в размещении центров с инновационным и сырьевым потенциалами. Однако используя положительный опыт сочетания этих потенциалом Республиками Башкортостан и Татарстан можно ускорить пространственное развитие в условиях смещения центров добычи нефти и газа в удалённые регионы, нуждающиеся в комплексном развитии в том числе инновационном.

Фактор монополизации экономики (низкой диверсификации) отраслью добычи полезных ископаемых оказал положительное влияние на социально-экономическое положение ресурсных регионов. Во многом это обусловлено более высокой социальной ответственностью компаний-недропользователей в регионах своего монопольного присутствия. Как, например, взаимосвязь компании Газпром и городов ЯНАО – Надым, Новый Уренгой, Пангоды, компании Роснефть и Сахалинской области и Комсомольска-на-Амуре и т.д. Однако эти эффекты прослеживаются в традиционных регионах добычи, где городская и региональная инфраструктуры были сформированы ещё в советское время. В то время как современная стратегия освоения новых нефтедобывающих регионов в основном опирается на вахтовый метод, что ослабляет социально-экономические эффекты для регионов.

Благодарности. Исследование проводилось при финансовой поддержке РНФ в рамках гранта № 17-78-20218 «Пространственная специализация и целостное развитие регионов ресурсного типа».

Библиографический список

1. Конторович А. Э. и др. Роль уникальных и крупных месторождений в нефтяной промышленности России: ретроспектива, современное состояние, прогноз // Энергетическая политика. – 2016. – №. 2. – С. 34-43.
2. Филимонова И. В. и др. Устойчивые тенденции изменения региональной структуры добычи нефти в России // Нефтегазовая геология. Теория и практика. – 2019. – Т. 14. – №. 3. – С. 4-4.
3. Богданов Д. С., Дьячкова Е. А. Анализ результативности налогового стимулирования освоения трудноизвлекаемых запасов нефти // Минеральные ресурсы России. Экономика и управление. – 2019. – №. 4. – С. 35-40.

4. Филимонова И. В. и др. Структурные изменения в нефтедобыче России // Экологический вестник России. – 2018. – №. 1. – С. 1-8.
5. Мишенин М. В., Машаров Д. С. Особенности структуры и динамики добычи нефти в Сибирском федеральном округе // Интерэкспо Гео-Сибирь. – 2019. – Т. 2. – №. 5.
6. Пуртова И. П., Шпуров И. В., Вариченко А. И. Трудноизвлекаемые запасы нефти. Терминология. Проблемы и состояние освоения в России // Наука и ТЭК. – 2011. – №. 6. – С. 21-26.
7. Яценко И. Г. Трудноизвлекаемые нефти: физико-химические свойства и экологические последствия их добычи // Экспозиция Нефть Газ. – 2014. – №. 1 (33).
8. Шарф И. В., Борзенкова Д. Н. Трудноизвлекаемые запасы нефти: понятие, классификационные подходы и стимулирование разработки // Фундаментальные исследования. – 2015. – Т. 16. – №. 2.
9. Никитенко С. М. и др. Цепочки добавленной стоимости как инструмент развития экономики региона сырьевой специализации // Фундаментальные исследования. – 2017. – №. 10-2. – С. 375-380.
10. Гоосен Е. В. и др. Новые цепочки поставок в мировом ТЭК: перспективы российских ресурсных регионов // Инновации. – 2019. – №. 9. – С. 67-78.

УДК 622.023.23

ОБ ОДНОМ ПОДХОДЕ К ОПИСАНИЮ НАПРЯЖЁННОГО СОСТОЯНИЯ В ПРЕДЕЛЬНОЙ НАПРЯЖЁННОЙ ЗОНЕ УГОЛЬНОГО ПЛАСТА

д.т.н. Черданцев Н.В.

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

Аннотация. Построена модель предельно напряжённого состояния краевой зоны угольного пласта. В ней учтено, что переход пласта в предельное состояние в каждой его точке, в том числе и в точках на контакте с массивом происходит при соблюдении критериев Кулона – Мора и Мора – Кузнецова. Поле напряжений в пласте определяется методами В.В. Соколовского, разработавшего их применительно к сыпучей среде.

Ключевые слова: Массив горных пород, угольный пласт, горная выработка, предельно напряжённая зона, критерии прочности Кулона – Мора и Мора – Кузнецова.

Введение. Задача расчёта напряжённо деформированного состояния массива горных пород, вмещающего угольный пласт и пройденную по нему выработку, является важной и актуальной научной проблемой. Наличие предельно напряжённых зон, образующихся в краевых частях пласта, являются причиной различных геодинамических явлений: горных ударов, внезапных выбросов из забоев выработок горной массы, пучения почвы и значительных смещений их кровли [1 – 6].

Особенность задачи о напряжённом состоянии массива с пластовой выработкой заключается в том, что прочность окружающих горных пород, как правило, выше прочности пласта, по которому пройдена выработка. Поэтому если горные породы деформируются ещё упруго, то краевые части пласта шириной L уже находятся в предельном состоянии.

Предельно напряжённые зоны пласта начинают развиваться с его обнажения при достижении вертикальным главным напряжением σ_1 (главное напряжение σ_3 на обнажении равно нулю) значения σ_0 . При увеличении σ_1 зона неупругих деформаций распространяется вглубь пласта, и в этой зоне он деформируется не только по направлению его мощности, но главным образом в плоскости контактов между пластом и окружающими породами, где происходит его проскальзывание. Поскольку вдоль контактов пласта с окружающими породами возможно нарушение сплошности, проявляющееся в виде проскальзывания, то в ней будут одновременно существовать два предельных состояния равновесия: общее или обыкновенное (состояние самого пласта) и специальное (состояние по контакту пласта с окружающим массивом), называемое критерием Мора – Кузнецова. Общее состояние реализуется при соблюдении критерия прочности Кулона – Мора, а специальное при выполнении критерия прочности Мора – Кузнецова по поверхностям ослабления [4, 9].

Следует отметить, что для приближённой оценки прочности и устойчивости анизотропного по прочности массива, вмещающего не пластовую выработку, широко и успешно применяется одно лишь специальное условие предельного состояния [9-12].

В этой связи в строгой математической постановке необходимо использовать два критерия перехода его в предельное состояние: общий и специальный, которые чаще всего применяются в формах с прямолинейными огибающими линиями кругов предельных состояний по пласту и по контакту пласта с массивом [7, 8]. Эти условия совместно с дифференциальными уравнениями рав-

новесия образуют систему разрешающих уравнений о напряжённом состоянии краевой зоны пласта. В задаче о состоянии пласта, находящегося в условиях плоской деформации, эта система может быть сведена к одному нелинейному дифференциальному уравнению гиперболического типа, которое решается методом характеристик [7]. В этом методе интегрируются дифференциальные уравнения, имеющие на характеристических линиях простую структуру. В механике деформируемого твёрдого тела эти линии совпадают с линиями скольжения материала [7].

Несмотря на относительно простой вид полученных дифференциальных уравнений, их интегрирование в замкнутом виде получается только на участках пласта, расположенных в непосредственной близости к его обнажению. На остальных участках его предельно напряжённой зоны решение можно получить только путём вычислительной процедуры, последовательно решая три краевые задачи механики предельного равновесия сыпучих сред для ряда характерных участков этой зоны.

Задача о предельно напряжённом состоянии пласта, сформулированная К.В. Руппением [8] и Г.Л. Фисенко [4], решается в следующей постановке (рис. 1). В массиве горных пород, моделируемом невесомой плоскостью имеется выработка прямоугольного сечения 1 размерами $b \times h$, пройденная на глубине H по угольному пласту на всю его мощность m . Характеристики прочности угольного пласта значительно меньше, чем характеристики прочности пород основного массива, но превышают характеристики прочности по контактам пласта и слоя с остальным массивом. Массив нагружен гравитационным давлением сверху и снизу γH , а с боков действует давление $\lambda \gamma H$. Система координат Oyz привязана к центральным осям выработки. В её борках образуются предельно напряжённые зоны 2 размером L , в которых появляется сетка характерных линий скольжения. Их схема показана в правом боку выработки (рис. 1).

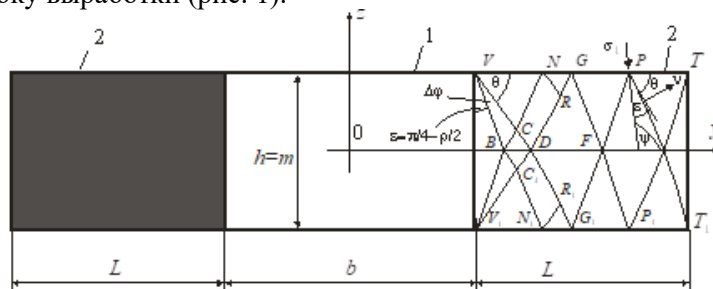


Рис. 1. Схема горной выработки и предельно напряжённых зон в угольном пласте

Интегрирование дифференциальных уравнений предельного состояния в замкнутом виде возможно в нескольких областях, расположенных непосредственно у кромки пласта. Так, например, в области выпирания, представляющей собой призму VBV_1 , пласт испытывает одноосное сжатие, причем главное напряжение σ_1 , равное пределу прочности на одноосное сжатие σ_0 , действует вдоль кромки обнажения и составляет угол ϵ с направлением системы изогональных линий скольжения. В области призмы V_1CN_1 ($V_1C_1N_1$) пласт также испытывает сжатие и в ней напряжения постоянны, а сетка линий скольжения состоит из изогональных линий. В секторах $V_1BCNRDC_1$ и $VCDG_1R_1C_1B$ (см. рис. 1), называемых зонами Прандтля, сетка линий скольжения представлена пучком прямых линий и логарифмических спиралей, вдоль которых напряжения изменяются по экспоненциальной зависимости [4, 7, 8].

На участках предельно-напряжённой зоны, расположенных правее линий скольжения DG (рис. 1) и в областях NRG ($N_1R_1G_1$), приведённые нормальные напряжения, действующие вдоль оси y , не описываются аналитическими выражениями и, как следует из [4,] изменение напряжений в краевой зоне пласта вдоль его продольной оси (оси y) может быть задано приближённо в виде

$$\sigma_* = \sigma_{0*} \cdot e^{k \cdot (y - \frac{b}{2})}. \quad (1)$$

В (1) σ_{0*} - приведённое напряжение на кромке пласта, определяемое по формуле

$$\sigma_{0*} = \frac{\sigma_0}{2 \cdot \sin \rho},$$

k - некоторый параметр, определяемый по формуле

$$k = \frac{2}{m} \cdot \beta_n \cdot \operatorname{tg} \rho',$$

где объёмная прочности β_n определяется по формуле

$$\beta_n = \frac{1 + \sin \rho}{1 - \sin \rho}.$$

Постановка задачи и её решение. Как уже было отмечено выше, точное решение задачи о распределении напряжений в предельно напряжённой зоне пласта может быть получено лишь на ограниченном числе участков, непосредственно примыкающих к обнажению пласта. В этой связи для единообразного подхода к решению данной задачи для всех областей следует сразу выбрать численный метод её решения.

В теориях пластичности и предельного состояния в зависимости от граничных условий существуют четыре типа краевых задач [7]. Однако прежде, чем переходить к формулированию следует привести основные соотношения, необходимые при формулировании этих краевых задач.

Поскольку вдоль контактов пласта с окружающими породами возможно нарушение сплошности, проявляющееся в виде его проскальзывания, то в них одновременно реализуются оба предельных состояния равновесия – специальное и обыкновенное, что демонстрируется кругом Мора [4, 7]. Угол θ , образованный двумя площадками, первая из которых является площадкой скольжения с нормалью ν и находится согласно критерию Кулона – Мора в результате касания круга напряжений прямолинейной огибающей предельного состояния для пласта с углом наклона ρ к оси абсцисс. Положения второй площадки найдено по критерию Мора – Кузнецова в результате пересечения с кругом напряжений прямолинейной огибающей предельного состояния по поверхности ослабления, составляющей угол наклона ρ' с осью абсцисс. Эта площадка совпадает с плоскостью контакта пласта с окружающими породами [4]. Углы ρ и ρ' – называются углами внутреннего трения, а K и K' коэффициентами сцепления, соответственно, для пласта и поверхности ослабления.

Угол θ находится по формуле [4, 7, 8]

$$\theta = \frac{\pi}{4} + \frac{1}{2}(\rho - \rho') - \frac{1}{2} \arcsin \left[\frac{\sin \rho'}{\sin \rho} \left(1 - \frac{c-c'}{\sigma_*} \right) \right],$$

в которой

$$\sigma_* = c + \frac{\sigma_1 + \sigma_3}{2}, \quad \sigma'_* = c' + \frac{\sigma_1 + \sigma_3}{2}$$

представляют собой приведённые напряжения соответственно в угольном пласте и на поверхности ослабления. Величины c и c' выражаются через углы внутреннего трения и коэффициенты сцепления по формулам [4, 8]

$$c = K \cdot \operatorname{ctg} \rho, \quad c' = K' \cdot \operatorname{ctg} \rho',$$

а главные напряжения σ_1 , σ_3 связаны с приведёнными напряжениями и с параметрами прочности пласта следующими зависимостями [4, 7]

$$\sigma_1 = \sigma_*(1 + \sin \rho) - c, \quad \sigma_3 = \sigma_*(1 - \sin \rho) - c.$$

Угол ε образован площадкой скольжения и главным напряжением σ_1 , и определяются по формуле

$$\varepsilon = \frac{\pi}{4} - \frac{\rho}{2},$$

а σ_0 связано с коэффициентом сцепления следующей зависимостью [4, 8]

$$K = \frac{\sigma_0 (1 - \sin \rho)}{2 \cos \rho}.$$

Первая краевая задача формулируется следующим образом. На границе задано приведённое напряжение σ_* и угол ψ , который составляет главное нормальное напряжение с положительным направлением горизонтальной оси y принятой системы координат. По этим величинам и рекуррентным соотношениям путём конечно-разностной процедуры решения нелинейного уравнения предельного равновесия рассматриваемой области определяются приведённые напряжения и направления линий скольжения во всех её точках, которыми являются узловые точки пересечения двух систем этих линий. К первой краевой задаче относятся задачи о выпирании и опускании рассматриваемой области. Эти задачи отличаются лишь углами наклона главного напряжения σ_1 к горизонтальной оси y . Если направление границы совпадает с осью y , то в задаче о выпирании этот угол составляет ноль градусов, а в задаче об опускании угол наклона равен 90° . При поворнутой на девяносто градусов по отношению к оси y границе области задачи о выпирании и опускании меняются местами.

Во второй краевой задаче граничные условия заданы на двух границах области. В этом случае расчёт области, заключается в построении линий скольжения и вычисление приведённых напряжений в узлах этих линий, производится в соответствии с рекуррентными соотношениями и алгоритмом решения первой краевой задачи.

В третьей краевой задаче на одной границе заданы координаты линии скольжения одного семейства, величины приведённого напряжения σ_* , и углы его наклона ψ к горизонтальной оси y .

На другой границе известны два конечных или дифференциальных соотношения между координатами второй системы линий скольжения, а также приведённым напряжением σ^* и углом ψ , принадлежащих другой системе линий скольжения. Построение сетки линий скольжения и вычисление приведённых напряжений в этой задаче производится по тем же рекуррентным соотношениям, что и в предыдущих задачах.

В четвёртой краевой задаче на двух границах области заданы два конечных или дифференциальных соотношения между координатами обеих систем линий скольжения, а также приведённым напряжением σ^* и углом ψ , принадлежащих этим системам. Эта задача также решается с помощью рекуррентных соотношений предыдущих задач.

Ниже показано, что расчёт в предельно напряжённой зоне пласта сводится к решению трёх первых краевых задач и их комбинаций. Порядок решения задач по каждой области рассмотрен для верхней половины пласта. Для нижней половины в силу симметрии пласта относительно оси y порядок расчёта аналогичен верхней половине.

Из сказанного следует, что в области VBV_1 распределение линий скольжения и напряжений определяются в ходе решения первой краевой задачи (задача о выпирании). В этой области, как было отмечено выше, действуют только вертикальные нормальные напряжения σ_1 , а линии скольжения наклонены к ним под углом $\pm\varepsilon$.

Во второй области (область VBC) напряжённое состояние определяется в ходе решения второй краевой задачи. В этой области граничными условиями по стороне VB являются результаты, полученные из решения первой задачи по области VBV_1 , а по второй стороне, которая в данном случае вырождается в точку V , абсцисса равна нулю, а ордината равна $h/2$. Приведённые же напряжения σ_i^* и угол ψ_i в точке i , лежащей на произвольном радиальном направлении в этой области, определяются по формулам

$$\sigma_{*i} = \sigma_{*VB} \cdot e^{2(\psi_i - \pi/2) \cdot \text{tg} \rho}, \quad \psi_i = \psi_{VB,i} + \frac{\Delta\phi}{n_2} \cdot (i - 1),$$

где $\psi_{VB,i}$ – угол наклона напряжения σ_1 в точках первой области (области VBV_1), в которой этот угол везде равен 90° ; n_2 – количество участков, на которые разбит угол $\Delta\phi$. Этот угол легко определяется из рис. 1 через углы $\pi/2$, θ и ε .

Задача для третьей области (области VCN) относится к третьей краевой задаче. В ней сторона VC является общей с областью VBC , поэтому результаты, полученные по этой границе для области VBC являются граничными условиями при решении задачи для области VCN . Другими граничными условиями являются условия по границе VN . На ней в каждой точке известна ордината $z=b/2$ и задан угол $\psi=\pi/2+\Delta\phi$.

Задача для четвёртой области $B CD$ также относится к третьей краевой задаче. В этой области известны граничные условия вдоль линии BC , являющейся общей линией с областью VBC , по которой есть результаты решения краевой задачи. Другими граничными условиями являются условия по стороне BD , на которой известна ордината $z=0$ и задан угол $\psi=\pi/2$ (ось y является осью симметрии, поэтому на ней отсутствуют касательные напряжения, а главные напряжения действуют вертикально и горизонтально).

Для пятой области $CNRD$ задача относится ко второй краевой задаче. В этой области известны граничные условия вдоль линии NC и CD . Линия NC является общей линией с областью VCN , по которой получены ранее результаты решения краевой задачи, а линия CD общая с четвёртой областью $B CD$, и по ней они также уже получены.

Для шестой области NRG задача относится к третьей краевой задаче. В ней известны граничные условия вдоль линии NR , поскольку эта линия является общей с пятой областью $CNRD$, а вдоль границы NG задана ордината $y=b/2$ и угол ψ , который определяется по формуле, вытекающей из рис. 1 и формул для θ и ε [10]

$$\psi_i = \pi - (\theta + \varepsilon) = \frac{\pi}{2} + \frac{1}{2} \rho' + \frac{1}{2} \arcsin \left[\frac{\sin \rho'}{\sin \rho} \left(1 - \frac{c-c'}{\sigma_{*i-1}} \right) \right]. \quad (2)$$

Для седьмой области DGF задача относится к третьей краевой задаче. В ней известны граничные условия вдоль линии DR , RG , которые получены из решения задач для пятой и шестой областей, а вдоль границы DF этой области известно $y=0$ и $\psi=\pi/2$.

Для восьмой области $F GP$ задача также относится к третьей краевой задаче. В ней известны граничные условия вдоль линии GF , по которой результаты получены из решения задачи для седьмой области, а по границе GF задана ордината $y=b/2$ и угол ψ , определяемый по формуле (2).

Все последующие области чередуются, сменяя решения краевых задач для седьмой и восьмой областей, при этом, все они относятся к третьей краевой задаче.

Следует отметить, что в первой краевой задаче полный набор граничных условий (координат точек области, а также приведённого напряжения σ^* и угла наклона ψ) задаётся по одной границе. Во второй краевой задаче полный набор граничных условий задаётся по двум границам, а в третьей краевой задаче все граничные условия задаются по одной границе, по другой же границе задана только часть граничных условий.

При численном решении каждой из перечисленных выше краевых задач границы областей необходимо разбивать на определённое количество участков. При этом, в первой краевой задаче количество участков произвольно, во второй краевой задаче число участков на двух границах не связано друг с другом, но если она граничит с областью первой краевой задачи, то на общей границе должно быть одно количество участков. В третьей краевой задаче количество участков по двум границам должно быть одинаковым. В этой связи при построении сетки линий скольжения в силу того, что размеры областей разные, получается, что густота сетки в разных областях различна.

В областях, находящихся ниже оси y и симметрично расположенным верхним, процедура решения задач для каждой области аналогична.

Результаты решения задачи и их анализ. Ниже приведены только результаты решения задачи о предельном состоянии пласта, при этом результаты решения упругопластической задачи о влиянии размеров выработки здесь не приводятся. В ходе компьютерного моделирования построены сетки линий скольжения и графики распределения напряжений для областей, расположенных в предельной зоне пласта. Система координат расположена в центре кромки пласта.

В качестве исходной информации приняты следующие параметры массива и пласта: $\sigma_0=10$ МПа, $\rho=20^\circ$, $K'=0$, $\rho'=10^\circ$, $h=m=3$ м.

На рис. 2 при построении линий скольжения учтено четырнадцать областей. На рис. 2 видно, что густота линий скольжения в виду отмеченных выше особенностей краевых задач предельного состояния не везде одинакова.

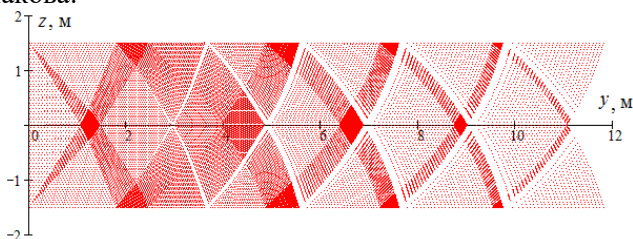
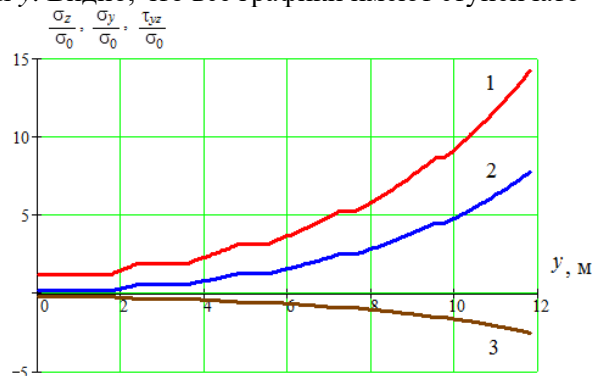


Рис. 2. Компьютерная модель линий скольжения для одиннадцати областей

На рис. 3 построены графики распределения напряжений в кровле пласта (вдоль линии VT) в зависимости от ординаты y . Видно, что все графики имеют ступенчато – переменный характер.



1 – графики вертикальных напряжений σ_z ; 2 – график горизонтальных напряжений σ_y ;
3 – график касательных напряжений τ_{yz}

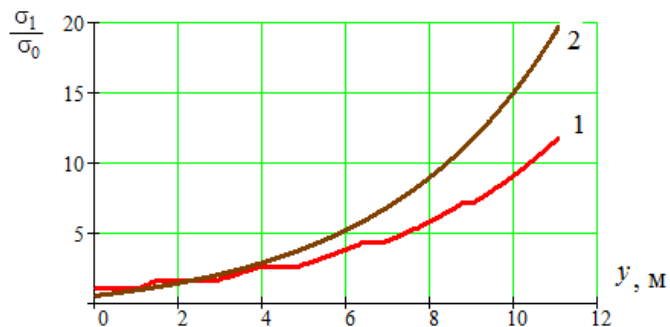
Рис. 3. Распределение главных напряжений вдоль кровли пласта

На рис. 4 показаны два графика, построенных по двум подходам. Хорошо видно, что близость результатов наблюдается лишь на расстоянии 4 м от кромки пласта, при большем расстоянии разница в значениях напряжений резко возрастает.

Таким образом, формула (1) даёт хорошее совпадение с результатом, полученным методами механики сыпучей среды, лишь на сравнительно небольшом расстоянии от кромки пласта, сопоставимым с его мощностью, а при больших расстояниях давление на пласт, полученное с помощью формулы (1), получается слишком завышенным.

Приближённая формула (1) с успехом применялась при решении ряда упругопластических задач для оценки геомеханического состояния углепородного массива [11 – 12].

В расчётах напряжённого состояния, вмещающего угольный пласт и пройденную по нему выработку, необходимо решать упругопластическую задачу, по результатам которой определяется размер предельно напряжённой зоны. В этой задаче необходимо знать горизонтальный размер (пролёт) выработки. Для более эффективного решения этой задачи кривые ступенчатого распределения напряжений в краевой части пласта следует аппроксимировать аналитическими выражениями. В этой связи полиномиальные функции являются наиболее подходящим вариантом. В этом случае неопределённые коэффициенты в полиномиальном представлении напряжений определяются по известным значениям функций на границах областей [12].



1 – график распределения главного напряжения σ_1 вдоль середины пласта;

2 - график распределения главного напряжения σ_1 , построенный по приближённой формуле (1)

Рис. 4. Распределение главных напряжений вдоль оси пласта по двум подходам

Выводы. Модель распределения напряжений в предельной зоне пласта разработана на основе подходов методов механики сыпучей среды, разработанных В.В. Соколовским.

Графики зависимости напряжений от абсциссы, отсчитываемой вдоль кровли пласта и вдоль его оси, построенные в рамках разработанной модели, носят ступенчато-переменный характер, причём, с ростом абсциссы размер участков с постоянными напряжениями уменьшается. В то же время участки с интенсивным нелинейным ростом напряжений, увеличиваются.

Экспоненциальное изменение напряжений в предельно напряжённой зоне пласта, предложенное Г.Л. Фисенко, даёт достаточно удовлетворительное совпадение с результатами расчёта поля напряжений, полученными в рамках разработанной модели, однако это совпадение проявляется лишь на небольшом участке зоны протяжённостью в треть мощности пласта. При большем расстоянии разница в результатах резко возрастает.

Библиографический список

1. Петухов И.М. Механика горных ударов и выбросов / И.М. Петухов, А.М. Линьков. – М.: Недра, 1983.–280 с.
3. Чернов О.И., Пузырев В.Н. Прогноз внезапных выбросов угля и газа. – М.: Недра, 1979.–296 с.
3. Козырева Е.Н., Шинкевич М.В. Особенности газогемеханических процессов на выемочном участке шахты // Вестник Научного центра по безопасности работ в угольной промышленности. – 2010. – № 2. - С. 28 – 35.
4. Фисенко Г.Л. Предельные состояния горных пород вокруг выработок. - М.: Недра, 1976. –272 с.
5. Павлова Л.Д. Моделирование геомеханических процессов в разрушаемом углепородном массиве. – Новокузнецк: Сибир. гос. индустр. ун-т, 2005. – 239 с.
6. Павлова Л.Д., Петрова Т.В., Фрянов В.Н. Математическое моделирование геомеханического состояния углепородного массива в окрестности сопряжений горных выработок шахт. – Новокузнецк: Сибир. гос. индустр. ун-т, 2002. – 202 с.
7. Соколовский В.В. Статика сыпучей среды. М.: Наука, 1990. – 272 с.
8. Руппенейт К.В. Некоторые вопросы механики горных пород. – М.: Углетехиздат, 1954.–384 с.
9. Кузнецов Г. Н. Графические методы оценки предельных состояний трещиноватого массива вокруг горных выработок // Современные проблемы механики горных пород. - Л.: Наука, 1972. - С. 30–44.
10. Черданцев Н.В., Преслер В.Т. Моделирование геомеханического состояния анизотропного по прочности неоднородного массива горных пород // Вестник КузГТУ. – 2011. – № 3. – С. 15–22.
21. Черданцев Н.В. Геомеханическое состояние массива горных пород, вмещающего выработку и дизъюнктивное нарушение / Н.В. Черданцев, С.В. Черданцев // Вестник КузГТУ. – 2014. – № 6. – С. 3–12.

22. Черданцев Н.В. Результаты численного решения уравнений предельного состояния краевой зоны пласта и их аппроксимация полиномами // Безопасность труда в промышленности. – 2019. – № 6. – С. 7–13.

УДК 622.023.23

ВЛИЯНИЕ ХАРАКТЕРИСТИК ПРОЧНОСТИ МАССИВА НА КОНТАКТЕ С ПЛАСТОМ НА ПАРАМЕТРЫ ОПОРНОГО ДАВЛЕНИЯ

д.т.н. Черданцев Н.В.

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

Аннотация. Расчёт параметров предельно напряжённой зоны пласта при изменении характеристик прочности на его контакте с боковыми породами получены в ходе решения краевой задачи теории упругости, к которой сведена упругопластическая задача о напряжённом состоянии массива горных пород, вмещающего угольный пласт и пройденную по нему выработку.

Ключевые слова. Массив горных пород, угольный пласт, горная выработка, предельно напряжённые зоны, характеристики прочности, критерии прочности Кулона – Мора, краевая задача теории упругости.

Введение. При проектировании и эксплуатации угледобывающего предприятия важнейшим этапом работ является геомеханическое обоснование принятых как проектных, так и текущих инженерных решений. Это обусловлено, в первую очередь, безопасностью ведения горных работ.

Во-первых, хорошо известно, что при подготовке и отработке угольных месторождений подземным способом, наибольшую опасность представляют внезапные выбросы угля и газа, приводящие к значительному перераспределению поля напряжений во вмещающем углепородном массиве [1, 2].

Во-вторых, ритмичную и безопасную работу подземного предприятия обеспечивает научно обоснованный выбор размеров целиков между выработками различного назначения [3, 4].

В большинстве моделей, основанных на фундаментальных методах расчёта вмещающего угольные пласты массива горных пород, изначально он испытывает только упругие деформации. Однако, при отработке угольного пласта в пластическое (неупругое) состояние в первую очередь переходят его участки, расположенные в краевых зонах. Их напряжённо-деформированное состояние описывается методами теории пластичности и механики сыпучей среды [1, 2].

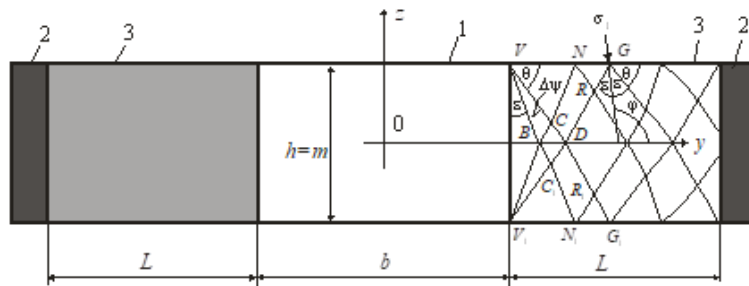
В этой связи в расчётах массивов горных пород, вмещающих выработки, в качестве критериев перехода пород в предельно напряжённое (неупругое) состояние используются в основном критерии прочности Кулона – Мора и специальный критерий Мора – Кузнецова [5, 6]. Специальный критерий часто применяется для приближённой оценки прочности массива с регулярными поверхностями ослабления, а совокупность точек, в которых выполняется он, образует зоны нарушения сплошности (ЗНС). Наличие таких зон является своеобразным критерием устойчивости массива в окрестности горной выработки [7, 9, 10].

Поскольку характеристики прочности пласта отличаются от характеристик прочности на его контакте с вмещающим массивом, то в расчётах углепородного массива с пластовыми выработками необходимо одновременное использование и общего, и специального критериев прочности. Следовательно, влияние характеристик прочности и самого пласта, и на его контакте с вмещающим массивом является существенным на напряжённое состояние краевой части пласта.

Ниже приводятся результаты исследования влияния характеристик прочности на контакте пласта с массивом на параметры опорного давления (максимума вертикальных нормальных напряжений или коэффициента концентрации напряжений k_σ и размера предельно напряжённой зоны L) в окрестности пластовой выработки. При этом характеристики прочности самого пласта фиксированы.

Постановка задачи и её решение. Задача формулируется следующим образом (рис. 1). В массиве горных пород, моделируемом невесомой плоскостью, имеется выработка 1 прямоугольного сечения размерами $b \times h$, пройденная на глубине H по угольному пласту 2 на всю его мощность. Система координат Oyz расположена в центре тяжести поперечного сечения выработки. Размеры выработки вдоль её трассы значительно превосходят размеры в плоскости Oyz , в силу чего, можно считать, что породы в её окрестности находятся в условиях плоской деформации. Характеристики прочности угольного пласта: σ_0 – предел прочности на одноосное сжатие, K – коэффициент сцепле-

ния, ρ – угол внутреннего трения меньше, чем характеристики прочности пород вмещающего массива, но больше, чем характеристики (K' – коэффициент сцепления, ρ' – угол внутреннего трения) на контакте пласта с остальным массивом. Массив 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 предельно напряжённые зоны (3) шириной L . Справа в предельно напряжённой зоне схематично показана характерная сетка линий скольжения [3, 6].



1 – выработка, 2 – пласт, 3 – предельно напряжённые зоны пласта

Рис. 1. Схема выработки и предельно напряжённых зон в угольном пласте

Развитие предельно напряжённых зон пласта начинается с его обнажений в боках выработки при достижении главным напряжением σ_1 (главное напряжение σ_3 на обнажении равно нулю) значения σ_0 . При увеличении σ_1 зона неупругих деформаций распространяется вглубь пласта, и в этой зоне он деформируется не только по направлению его мощности, но главным образом в плоскости контактов между пластом и окружающими породами. Поскольку вдоль контакта пласта с окружающими породами возможно нарушение сплошности, проявляющееся в виде проскальзывания, то в нём одновременно существуют два предельных состояния равновесия: общее или обыкновенное (состояние самого пласта) и специальное (состояние на контакте пласта с окружающим массивом) [3, 7].

В этой связи необходимо использовать два критерия перехода пласта в предельное состояние: общий и специальный. Эти критерии чаще всего применяются в форме прямолинейных огибающих кругов предельных состояний по пласту и по контакту пласта с массивом (по поверхностям ослаблений), на которых характеристики прочности ниже, чем по пласту. Совместно с дифференциальными уравнениями равновесия они образуют систему разрешающих уравнений относительно приведённого напряжения σ и угла φ между σ_1 и осью абсцисс y (рис. 1) [6, 8].

Приведённое напряжение σ и угол θ , образованный контактом пласта (поверхностью ослабления) с одной из линий скольжения, определяются из круга Мора следующим образом [3, 5]

$$\sigma = c + \frac{\sigma_y + \sigma_z}{2}, \quad \theta = \frac{\pi}{4} + \frac{1}{2}(\rho - \rho') - \frac{1}{2} \arcsin \left[\frac{\sin \rho'}{\sin \rho} \left(1 - \frac{c-c'}{\sigma} \right) \right],$$

где σ_y , σ_z – нормальные и касательные напряжения в предельно напряжённой зоне пласта, c и c' – временные сопротивления всестороннему равномерному растяжению самого пласта и на его контакте с массивом [3]. Они определяются через коэффициенты сцепления K , K' также с помощью круга Мора следующими выражениями

$$c = K \operatorname{ctg} \rho; \quad c' = K' \operatorname{ctg} \rho',$$

в которых коэффициенты сцепления связаны с σ_0 и σ'_0 также известными соотношениями [3]

$$\sigma = C + \frac{\sigma_1 + \sigma_3}{2}, \quad C = K \cdot \operatorname{ctg} \rho = \frac{(1 - \sin \rho)}{2 \sin \rho} \cdot \sigma_0,$$

Из круга Мора следует ещё несколько важных соотношений между параметрами предельно напряжённой зоны

$$\varepsilon = \frac{\pi}{4} - \frac{\rho}{2}, \quad \Delta\psi = \frac{\pi}{2} - \theta - \varepsilon = \frac{\pi}{4} + \frac{\rho}{2} - \theta.$$

Интегрирование дифференциальных уравнений производится методом характеристик (характеристических линий), на которых эта система значительно упрощается. Характеристические линии совпадают с линиями скольжения материала [3, 6].

Несмотря на относительно простой вид полученных дифференциальных уравнений, их интегрирование в замкнутом виде получается только на участках пласта, расположенных в непосредственной близости к его обнажению. На рис. 1 это участки VBV_1 , V_1BCNRD , $VBC_1N_1R_1D_1$. На участках правее линий DRG и DR_1G_1 , а также на участках NRG и $N_1R_1G_1$ решение можно получить только численным методом, заменяя дифференциальные уравнения каноническими конечноразностными

уравнениями для ряда характерных участков предельно напряжённой зоны. В зависимости от условий на границах этих участков решается три типа краевых задач механики предельного равновесия и сыпучих сред [6, 8].

В ходе решения этих трёх задач строятся линии скольжения, совокупность которых представляет криволинейную сетку, в узлах которой определяются и напряжения. Таким образом, поле напряжений в предельно напряжённой зоне пласта также считается построенным. Следовательно, вдоль контакта пласта с массивом напряжения тоже известны.

Как показывают результаты расчёта, если углы внутреннего трения самого пласта и на его контакте не совпадают ($\rho \neq \rho'$, $K \neq K'$), то эпюры распределения напряжений и вдоль оси пласта (оси y), и вдоль его кровли носят ступенчато переменный характер [8]. Горизонтальные участки на эпюрах напряжений соответствуют участкам, где реализуются специальные условия прочности Мора – Кузнецова. Первые участки, где выполняются эти условия это участки VCN и $V_1C_1N_1$ (рис. 1), а участки с нелинейным возрастанием напряжений соответствуют участкам, на которых выполняются общие условия прочности Кулона – Мора.

Замена краевой части пласта, находящейся в предельном состоянии, действующими на контакте пласта с массивом нормальными и касательными напряжениями позволяет сформулированную упругопластическую задачу свести к краевой задаче теории упругости. В отличие от классической краевой задачи теории упругости граничные условия формулируются не по контуру выработки, а по замкнутому контуру, включающему кровлю, почву выработки и контакт пласта с окружающим массивом на участке предельной зоны.

Полученное интегральное уравнение относительно неизвестной фиктивной нагрузки, приложенной к заданному контуру, решается численно – методом механических квадратур или методом последовательных приближений.

После решения интегрального уравнения напряжения в произвольной точке или некоторой области определяется путём суммирования напряжений в нетронутом горными работами массиве и напряжений от действия найденной из решения уравнения фиктивной нагрузки.

Следует отметить, что в интегральном уравнении сформулированной задачи, кроме неизвестной фиктивной нагрузки неизвестным остаётся также и суммарный размер предельно напряжённой, входящей в область интегрирования, включающий и размеры предельно напряжённых зон. Эти неизвестные находятся в ходе реализации итерационной процедуры метода последовательных приближений, которая завершается при совпадении полных напряжений на границе упругой и предельно напряжённых зон.

Результаты решения задачи и их анализ. Ниже приведены результаты решения задачи о предельном состоянии краевой части пласта. В качестве исходной информации приняты следующие параметры массива и пласта: $H=800$ м, $\gamma=25$ кН/м³, $\lambda=1$, $\sigma_0=10$ МПа, $\rho=20^\circ$, $b=10$ м, $h=m=3$ м, характеристики прочности пласта σ'_0 , ρ' на контакте с массивом в ходе вычислительного эксперимента менялись.

На рис. 2 показана эпюра напряжений σ_z вдоль границы пласта с массивом, построенная при довольно низких характеристиках прочности материала на его контакте: $\sigma'_0=0$, $\rho'=6^\circ$. Они значительно отличаются от характеристик прочности самого пласта. Линия, обозначенная цифрой 1, соответствует эпюре напряжений в предельно напряжённой зоне пласта, а линия, обозначенная цифрой 2 – это эпюра напряжений в его упругой части.

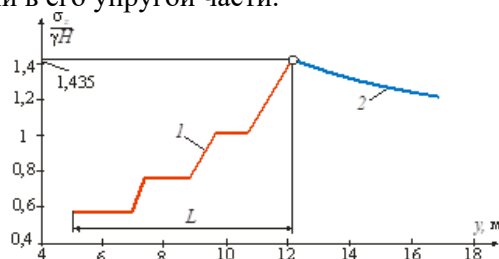


Рис. 2. Эпюра опорного давления в кровле пласта при $\sigma'_0=0$, $\rho'=6^\circ$

Из рис. 2 следует, что напряжения в предельно напряжённой зоне изменяются ступенчато: горизонтальные участки сменяются участками возрастания. Характер их изменения близок к линейному закону. Из рисунка также следует, что с ростом абсциссы размеры горизонтальных участков уменьшаются. Вид эпюры вертикальных напряжений σ_z в предельно напряжённой зоне пласта изменяется не монотонно: участки с постоянными напряжениями сменяются участками резкого их

раста. По результатам расчётов параметры опорного давления в краевой части пласта получились равными следующим значениям: $k_\sigma=1,435$, $L=6,91$ м.

На рис. 3 приведена эпюра опорного давления, построенная по результатам расчёта при более высоких характеристиках прочности материала на контакте пласта с массивом: $\sigma'_0=3$, $\rho'=20^\circ$. Из рисунка следует, что в предельно напряжённой зоне есть только один горизонтальный участок, а другой резко возрастающий участок имеет вид пологой кривой. Как следует из рисунка, при заданной глубине залегания выработки и её размерах другие горизонтальные ступени на эпюре опорного давления не успевают проявиться. По результатам расчётов параметры опорного давления получились равными $k_\sigma=1,786$, $L=2,445$ м.

Следует отметить два момента. Во-первых, увеличение характеристик прочности на контакте пласта приводит к незначительному повышению коэффициента концентрации напряжений, но, при этом, размеры предельно напряжённой зоны пласта значительно возрастают, увеличиваясь почти в три раза. Во-вторых, максимум опорного давления смещён в упругую область пласта.

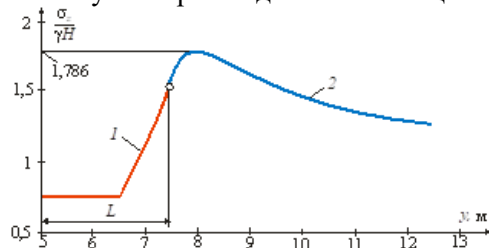


Рис. 3. Эпюра опорного давления в кровле пласта при $\sigma'_0=3$ МПа, $\rho'=20^\circ$

На рис. 4 построены графики зависимости параметров опорного давления в зависимости от предела прочности σ'_0 материала на контакте пласта с массивом для ряда значений угла внутреннего трения ρ' на этом контакте.

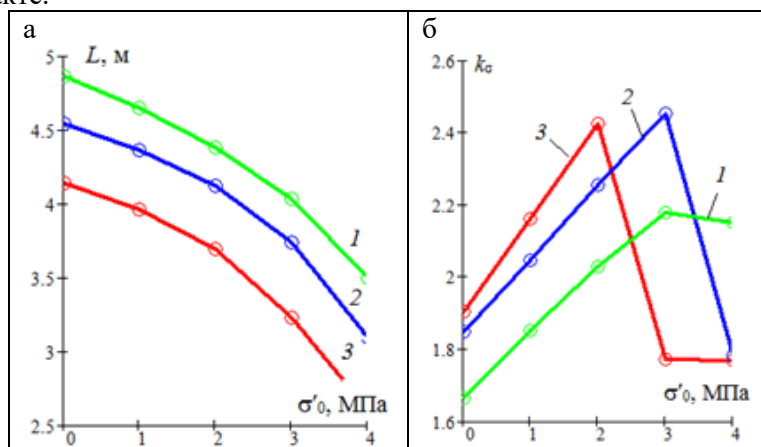


Рис. 4. Графики зависимости параметров опорного давления от характеристик прочности на контакте пласта с массивом

Графики 1 на рис.4 соответствует $\rho'=10^\circ$, графики 2 построен при $\rho'=12^\circ$, графики 3 получен при $\rho'=15^\circ$. При проведении расчётов следует учитывать следующие два условия. Во-первых, характеристики прочности на контакте пласта σ'_0 , ρ' не могут превышать характеристик прочности самого пласта σ_0 , ρ , во-вторых, параметр c' также не может превышать значение c . Несоблюдение этих условий противоречило бы физической сущности задачи [3].

На рис. 4а построена серия графиков изменения ширины предельно напряжённой зоны L при изменении σ'_0 . Кривые имеют вид монотонно убывающих пологих выпуклых кривых линий.

На рис. 4б построена серия графиков зависимости k_σ при изменении σ'_0 . На этом рисунке в зависимости от значения угла внутреннего трения на контакте пласта ρ' они ведут себя по-разному. Так, например, график 1, построенный при $\rho'=10^\circ$, монотонно возрастает и достигает максимума при $\sigma'_0=3$ МПа, а при дальнейшем увеличении σ'_0 его ординаты лишь слегка уменьшаются. График 2 соответствует $\rho'=12^\circ$. Он практически линейно возрастает при изменении $\sigma'_0=3$ МПа, а при дальнейшем увеличении σ'_0 до 4 МПа его ординаты резко убывают. Соответствующий $\rho'=15^\circ$ график 3

линейно возрастает до значения $\sigma'_0 = 2$ МПа. При увеличении σ'_0 до 3 МПа ординаты графика резко уменьшаются и при дальнейшем росте σ'_0 практически постоянны.

Выводы. Расчёт параметров опорного давления в краевой части пласта определяется в два этапа. Сначала методами статики сыпучей среды строится поле напряжений в предельно напряжённой зоне пласта. На втором этапе эта зона заменяется действующими в ней нормальными и касательными напряжениями и решается вторая внешняя краевая задача теории упругости.

График распределения вертикальных напряжений вдоль контакта пласта с окружающим массивом при малых характеристиках прочности на контакте пласта представляет комбинацию участков с постоянными и переменными напряжениями. При высоких характеристиках прочности на контакте пласта горизонтальные участки за исключением первого исчезают.

Графики зависимостей параметров предельно напряжённой зоны пласта от предела прочности на его контакте с массивом представляют собой плавные пологие и выпуклые кривые линии. При этом графики изменения ширины предельно напряжённой зоны являются убывающими функциями для всего интервала изменения значений угла внутреннего трения на контакте, тогда как графики распределения коэффициента концентрации напряжений на части интервала изменения предела прочности на контакте пласта возрастают, а при дальнейшем его увеличении убывают.

Библиографический список

1. Петухов И. М., Линьков А. М. Механика горных ударов и выбросов. – М.: Недра, 1983. – 280 с.
2. Павлова Л.Д. Моделирование геомеханических процессов в разрушаемом углепородном массиве. – Новокузнецк: Сибир. гос. индустр. ун-т, 2005. – 239 с.
3. Фисенко Г. Л. Предельные состояния горных пород вокруг выработок. – М.: Недра, 1976. – 272 с.
4. Христианович С.А. Механика сплошной среды. - М.: Наука, 1981. - 484с.
5. Кузнецов Г.Н. Графические методы оценки предельных состояний трещиноватого массива // Тр. IV конф. по механике горных пород. – Л., 1972. – С. 42–50.
6. Соколовский В.В. Статика сыпучей среды. - М.: Наука, 1990. – 272 с.
7. Борисов А.А. Механика горных пород и массивов. – М.: Недра, 1980. – 360 с.
8. Черданцев Н.В. Результаты численного решения уравнений предельного состояния краевой зоны пласта и их аппроксимация полиномами // Безопасность труда в промышленности. – 2019. – № 6. – С. 7–13.
9. Черданцев Н.В., Преслер В.Т., Изаксон В.Ю. Обоснование геомеханической модели разрушения многосвязного массива горных пород с прочностной анизотропией // Горный информационно-аналитический бюллетень. - 2009. - Отдельный выпуск № 7. - С. 122 – 125.
10. Черданцев Н.В., Преслер В.Т. Моделирование геомеханического состояния анизотропного по прочности неоднородного массива горных пород // Вестник КузГТУ. – 2011. – № 3. – С. 15–22.

УДК 622.023.23

ОБ ОДНОМ ПОДХОДЕ К ОПИСАНИЮ ВЫБРОСА ИЗ КРАЕВОЙ ЗОНЫ УГОЛЬНОГО ПЛАСТА

д.т.н. Черданцев Н.В.

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

Аннотация. Построена модель геомеханического состояния углепородного массива, вмещающего угольный пласт и магистральную трещину со сжатым метаном, пересекающую угольный пласт. Условием для выброса угля в выработку является нарушение равновесия части пласта, находящейся под действием сил давления метана, и сил трения по его контакту с массивом. Проведены расчёты для ряда характеристик давления метана.

Ключевые слова: углепородный массив, угольный пласт, пластовая выработка, предельно напряжённые зоны, критерии прочности Кулона – Мора, давление метана.

Введение. Хорошо известно, что при ведении горных работ, связанных с подготовкой и отработкой угольных месторождений подземным способом, наибольшую опасность представляют внезапные выбросы угля и газа, приводящие к значительному перераспределению поля напряжений во вмещающем углепородном массиве.

Решению проблем прогноза и предотвращения пагубных последствий этого вида динамических явлений уделяется большое внимание. Однако из-за трудностей в постановке задачи, учитывающей важнейшие факторы, влияющие на процесс образование очагов выброса, его формирования

непосредственно перед этим явлением, а также сложностей в решении этой задачи данная проблема полностью не решена. Существующие методы прогноза выбросов и борьбы с ними не всегда эффективны и, в первую очередь, из-за отсутствия физико-математических моделей, достаточно адекватно описывающих геодинамические процессы, происходящие в угленосном массиве [1].

Как правило, внезапные выбросы угля и газа обусловлены двумя важнейшими факторами: горным (опорным) давлением на краевую часть пласта и давлением свободного (порового) метана [2–4].

Оценка влияния на угольный пласт каждого из перечисленных факторов является важнейшей проблемой горного производства и напрямую связана с решением сложных теоретических и экспериментальных задач.

Современные методы прогноза внезапных выбросов в основном базируются на сборе и изучении статистического материала о произошедших газодинамических событиях. В геофизических методах прогноза выбросов используются результаты исследований физико-механических свойств угольного пласта в его краевой части, изучении свойств буровой мелочи, взятой при бурении шпура непосредственно в забое выработки, а также определении объёма газа, выделившегося из пласта в выработку [2].

Задача расчёта напряжённо деформированного состояния краевой зоны пласта, в которой в основном и происходят газодинамические явления, должна изначально учитывать наиболее полный объём информации о геомеханическом состоянии массива, физико-механических свойствах состоянии угольного пласта.

На большой глубине краевая зона пласта, как правило, находится в предельно напряжённом состоянии, испытывая пластическое (неупругое) деформирование. В этой связи, расчёт его напряжённого состояния должен быть произведён особо тщательно, а его результаты должны отражать реальное распределение напряжений в пласте.

Модели, в основе которых лежат методы механики деформируемого твёрдого тела, в наибольшей степени учитывают действительные условия деформирования, как массива, так и угольного пласта [3, 5], а результаты, полученные в рамках этих моделей, являются наиболее достоверными в оценках прогноза газодинамических явлений.

Задача о напряжённом состоянии массива в окрестности пластовой выработки решается в два этапа.

На первом этапе о напряжённом состоянии пласта в строгой постановке используют два критерия перехода его в предельное состояние: общий – критерий Кулона – Мора и специальный – критерий Мора – Кузнецова. Второй критерий служит для оценки предельного состояния породы на контакте пласта с окружающим массивом. Эти условия совместно с дифференциальными уравнениями равновесия образуют систему разрешающих уравнений о напряжённом состоянии краевой зоны угольного пласта, которая может быть проинтегрирована методом характеристик [5]. В этом методе дифференциальные уравнения, имеющие на характеристических линиях, совпадающих с линиями скольжения материала, достаточно простую структуру.

Несмотря на относительно простой вид уравнений на характеристиках, их интегрирование в замкнутом виде возможно лишь при определённых условиях. Применительно к угольному пласту решение в замкнутом виде получается только на его участках, расположенных в непосредственной близости к его обнажению. На остальных же участках его предельно напряжённой зоны решение можно получить лишь путём последовательного численного решения трёх краевых задач предельного равновесия пласта для ряда характерных участков этой зоны.

На втором этапе решается непосредственно упругопластическая задача. Путём замены предельно напряжённой краевой части пласта действующими в ней нормальными и касательными напряжениями она сводится ко второй внешней краевой задаче теории упругости. Её решение может быть реализовано методом последовательных приближений. Он заключается в том, что на каждом шаге приближения для построения поля напряжений применяется метод граничных интегральных уравнений (граничных элементов) [8, 9] и после этого (опять же на каждом шаге приближения) производится проверка выполнения статических граничных условий на границах (границе) области. По результатам её решения устанавливаются параметры опорного давления (размер предельно напряжённой зоны и максимум опорного давления).

Для описания выброса необходимо располагать информацией о характере изменения давления метана вдоль угольного пласта.

Установление изменения давления свободного метана от забоя выработки вглубь пласта также является важной и далеко непростой задачей. Естественно, что в её постановке и решении

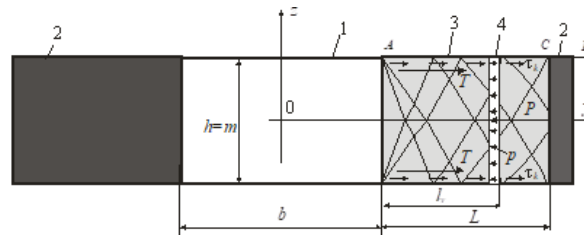
необходимо учитывать процессы сорбции, десорбции метана, обусловленные изменениями напряжённого состояния краевой зоны пласта. К настоящему времени накоплен достаточно большой экспериментальный материал, согласно которому давление метана вглубь пласта изменяется плавно, при этом, для каждого конкретного месторождения или пласта оно достигает предельного значения, равного гидростатическому давлению, на различном удалении от забоя выработки [1]. В этой связи кривая давления метана строится либо по экспериментальным данным, либо аппроксимируется полиномиальной функцией, а может задаваться известной аналитической функцией, наиболее близко приближающейся к экспериментальной кривой.

Постановка задачи и её решение. В углепородном массиве на глубине H по угольному пласту на всю его мощность m пройдена протяжённая горная выработка прямоугольного сечения размерами $b \times h$ (рис. 1). Характеристики прочности угольного пласта σ_0, K, ρ (σ_0 – предел прочности пласта на сжатие, K – коэффициент сцепления, ρ – угол внутреннего трения) меньше, чем характеристики прочности пород основного массива, но превышают коэффициент сцепления K' и угол внутреннего трения ρ' по контактам пласта с остальным массивом. Массив нагружен гравитационным давлением сверху и снизу γH (γ – средневзвешенный объёмный вес налегающих пород), а с боков – $\lambda \gamma H$ (λ – коэффициент бокового давления). Поскольку выработка протяжённая, то породы в её окрестности находятся в условиях плоского деформированного состояния, и, следовательно, задача решается как плоская задача геомеханики. Начало системы координат yo_z расположено в центре тяжести поперечного сечения выработки. Краевая часть пласта размером L находится в предельно напряжённом состоянии. Её размер определяется методом последовательных приближений, в ходе решения упругопластической задачи о массиве с пластовой выработкой. Результатом решения задачи являются эпюры нормальных σ_z и касательных τ_k вдоль линии ACB . В точке C эти напряжения достигают максимальных значений.

На некотором удалении от края выработки пласт пересекается трещиной в виде коллектора (суфляра), наполненной метаном под давлением p . В зависимости от того, где находится суфляр, задача имеет различные решения. На рис. 1 суфляр расположен в пределах предельно напряжённой зоны пласта. Механизм выброса представляется следующим образом. Часть пласта в виде перемычки или своеобразной пробки между краем выработки и суфляром под действием скопившегося в нём метана выдавливается в выработку. А задача о выбросе формулируется на основе уравнения статики твёрдого тела как о критическом равновесии части в момент нарушения условия равновесия пробки.

Из рис. 1 видно, что на часть пласта длиной l_s по его контакту с массивом действует касательная нагрузка T , а со стороны коллектора он нагружен силой P , обусловленной давлением метана p . Сила P , выдавливающая слой, называется «активной», а сила T , препятствующая его выдавливанию, называется «пассивной».

Превышение «пассивной» нагрузки над «активной» силой обеспечивает равновесие части пласта, а в противном случае приводит к её выдавливанию внутрь выработки, т.е. к выбросу угля в выработку.



1 – выработка; 2 – угольный пласт; 3 – предельно напряжённая зона с линиями скольжения;
4 – трещина (коллектор метана)

Рис. 1. Расчётная схема пластовой выработки

В этой связи равенство «активной» и «пассивной» сил является условием равновесия части пласта, которое вытекает из уравнения статики, и представляет собой равенство нулю алгебраической суммы проекций всех сил на горизонтальную ось y

$$2 \cdot T - P = 0. \tag{1}$$

С точки зрения выброса состояние слоя, удовлетворяющее уравнению (1), считается его критическим состоянием.

Силы, входящие в это уравнение, определяются следующим образом

$$T = \int_0^{l_v} \tau_k(y) dy; P = [p(l_v) - p_0] \cdot h, \quad (2)$$

где l_v – критическая длина части пласта, τ_k – касательные напряжения по контакту пласта с массивом, определяемые из решения задачи о его предельном состоянии.

Значение давления метана $p(l_v)$ находится из аналитического выражения, принятого в виде тригонометрического арктангенса

$$p(y') = p_0 + \frac{p_\infty}{\pi} (\arctg(ky' - y_0) + \arctg(y_0)). \quad (3)$$

где абсцисса y' – отсчитывается от бока выработки, p_0 – атмосферное давление, p_∞ – поровое давление метана на удалённой границе, равное гидростатическому давлению $\gamma_b H$ (где γ_b – удельный вес воды), k , y_0 – параметры, отражающие профиль функции арктангенса (рис. 2). Их выбор позволяет задавать близкое к реальным условиям изменение давления метана по угольному пласту.

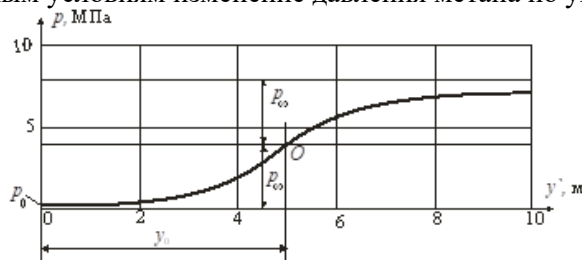


Рис. 2. График арктангенса и его основные параметры

Подстановка выражений (2) в уравнение (1) приводит к связи между характеристиками пласта и параметрами k , y_0 в формуле (3) для порового давления метана, соответствующих критическому состоянию этого слоя.

$$2 \cdot \int_0^{l_v} \tau_k(y) dy = [p(l_v) - p_0] \cdot h. \quad (4)$$

Решение уравнения (4) относительно критической длины слоя можно производить графически либо методом последовательных приближений, задаваясь при этом остальными параметрами, входящими в это уравнение.

Если суфляр расположен в упругой части пласта, то условие (4) запишется следующим образом

$$2 \cdot \left[\int_0^L \tau_k(y) dy + \int_L^{L+l_y} \tau_{k,y}(y) dy \right] = [p(l_s) - p_0] \cdot h, \quad (5)$$

где $\tau_{k,y}$ – касательные напряжения по контакту пласта с массивом в упругой части пласта, l_y – размер упругой части пласта от суфляра до границы предельно напряжённой зоны, l_s – абсцисса суфляра.

В ряде источников [2, 3] процесс выброса описывается в два этапа. На первом этапе ставится и решается задача о развитии поровых трещин под действием горного давления и давления свободного метана, а на втором этапе при условии образования трещин решается задача о выдавливании «слабого» слоя. Так, в работе [3] условием трещинообразования принято соотношение

$$\frac{\sigma_1}{\sigma_0} - \frac{\sigma_3 - p}{\sigma_p} \geq 1. \quad (5)$$

В выражении (5) σ_1 , σ_3 – главные напряжения в пласте, σ_p – предел прочности угля на растяжение.

Следует отметить, что условием перехода пласта в предельное состояние является критерий Кулона – Мора. Этот критерий применительно к прямой линии, огибающей круги предельных состояний, имеет вид

$$\frac{\sigma_1}{\sigma_0} - \frac{\sigma_3}{\sigma_p} \geq 1, \quad (6)$$

Сравнивая выражения (5) и (6), можно заметить, что при соблюдении условия (6) условие (5) будет выполняться автоматически. Отсюда следует, что первый этап процесса выброса совпадает с процессом перехода пласта в предельно напряжённое состояние. Иными словами, в предельно напряжённой зоне процесс трещинообразования реализуется автоматически. Поэтому для описания выброса необходимо использовать только второй этап.

Результаты решения задачи и их анализ. Ниже приведены результаты решения задачи о предельном состоянии краевой части пласта. В качестве исходной информации приняты следующие параметры массива и пласта: $H=800$ м, $\lambda=1$, $\gamma=25$ кН/м³, $\rho=20^\circ$, $K'=0$, $\rho'=10^\circ$, $\sigma_0=10$ МПа, $p_0=0,1$ МПа, $\gamma_b=10$ кН/м³, $b=5$ м, $h=3$ м, параметры k , y_0 в ходе вычислительного эксперимента менялись.

Решение упругопластической задачи получено в рамках модели геомеханического состояния углепородного массива с пластовой выработкой. В этой задаче распределение нормальных и

касательных напряжений в предельно напряжённой зоне получены методами механики сыпучей среды, а затем аппроксимированы аналитическими выражениями в виде полиномов. Коэффициенты полинома определяются из решения системы алгебраических уравнений, число которых совпадает с количеством участков в предельно напряжённой зоне слоя.

На рис. 3 графики 1 – 4 представляют собой эпюры напряжений σ_z и τ_k , построенные вдоль кровли пласта (вдоль линии ACB) в предельно напряжённой зоне (графики 1, 3) и в упругой области (графики 2, 4).

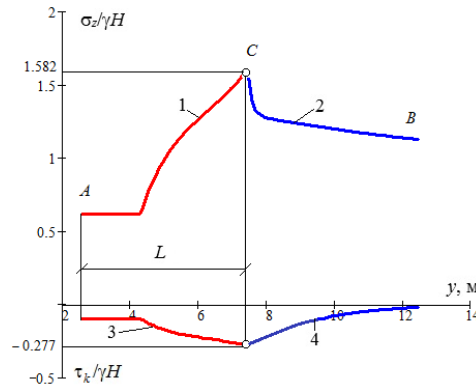


Рис. 3. Эпюры нормальных и касательных напряжений вдоль кровли пласта

Из анализа графиков следует, что величина опорного давления составляет $1,582\gamma H$, а размер предельно напряжённой зоны L равен 4,9 м. Размер участка CB (рис. 1) упругой части пласта принят равным 5 м.

Располагая графиком изменения касательных напряжений вдоль кровли пласта, нетрудно найти значение «пассивной» силы, удерживающей часть пласта на исследуемом участке. Интегрирование левой части выражения (5) с помощью метода трапеций даёт значение 26,718 МН/м. При этом на упругую часть пласта приходится нагрузка 10,539 МН/м, а в предельно напряжённой зоне «пассивная» нагрузка составляет 16,179 МН/м.

Следует отметить, что предельное значение «активной» нагрузки, которая соответствует правой части выражения (5) при $l_s \rightarrow \infty$, равно $(\gamma_b H - p_0)h = 23,7$ МН/м. Таким образом, предельная «активная» сила не в состоянии выдвинуть исследуемую часть пласта.

Ниже исследуется состояние части пласта при другом положении суфляра и для ряда значений параметров давления метана.

На рис. 4 представлена серия из трёх графиков изменения давления метана, построенная по формуле (3). График 1 построен при $y_0 = 4,5$ м и $k = 1$, графику 2 соответствует $y_0 = 6$ м и $k = 1$, а у графика 3 $y_0 = 4,5$ м и $k = 2$. Из этого рисунка видно, что на графике 3 давление метана в 7,4 МПа достигается на расстоянии пяти метров от кромки пласта, на графиках 1 и 2 давление в 7 МПа соответствует расстоянию порядка 9 м от кромки пласта.

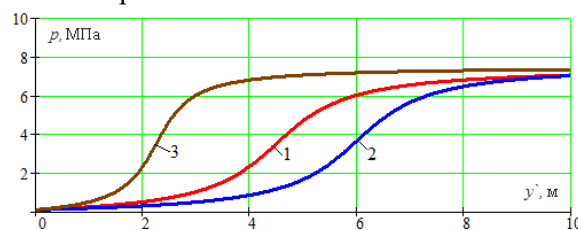


Рис. 4. Эпюры распределения давления метана вглубь пласта

Ниже приведены результаты расчётов о состоянии части пласта между его кромкой и суфляром, расположенным на границе упругой и предельно напряжённой зон пласта. В этом случае «активная» сила, обусловленная давлением метана в соответствии с графиком 3, получается равной 20,905 МН/м. Давление метана, соответствующее графику 1, создаёт «активную» силу в 13,236 МН/м, а для графика 2 «активная» сила составляет 4,375 МН/м.

Выше было отмечено, что «пассивная» нагрузка со стороны предельно напряжённой зоны составляет 16,179 МН/м. Следовательно, распределение давления метана, соответствующее гра-

фику 3, способно произвести выброс части предельно напряжённой зоны пласта. Путём варьирования параметра k найдено его значение, равное 1,115, при котором «активная» и «пассивная» нагрузки равны и, следовательно, соответствующее возможному выбросу.

Как следует из изложенного выше, анализ состояния газоносного пласта на предмет оценки возможного газодинамического события достаточно сложен и в первую очередь из-за большого количества исходных данных, характеризующих физико-механические свойства угольного пласта, вмещающего массива горных пород, параметров изменения давления метана, расположения суфляра в угольном пласте, которые зависят от горно-геологических условий отрабатываемого месторождения. В этой связи представленная модель состояния углепородного массива способна достаточно быстро провести исследования состояния пласта для конкретного месторождения и выявить условия, при которых может случиться выброс.

Выводы. Разработанная модель углепородного массива, вмещающего пластовую выработку и газоносный пласт, построена на фундаментальных подходах механики деформируемого твёрдого тела. Она обеспечивает проведение широкомасштабных теоретических исследований и получение вполне достоверных оценок о состояниях газоносных угольных пластов, имеющих геологические нарушения в виде суфляров и коллекторов, наполненных под давлением метаном, и обнаружит сочетание исходных данных, приводящих к выбросу.

Давление метана, превышающее значения 6 МПа на расстоянии более 6 м от кромки пласта, не приводит к выдавливанию его части пласта а, следовательно, и к выбросу.

Резкое возрастание давления метана в непосредственной близости к кромке пласта приводит к выдавливанию угля из его предельно напряжённой зоны и провоцирует внезапный выброс угля и газа.

Библиографический список

1. Малышев Ю.Н. Фундаментально-прикладные методы решения проблемы угольных пластов / Ю.Н. Малышев, К.Н. Трубецкой, А.Т. Айруни. – М.: ИАГН, 2000. – 519 с.
2. Чернов О.И., Пузырев В.Н. Прогноз внезапных выбросов угля и газа. – М.: Недра, 1979. – 296 с.
3. Петухов И.М. Механика горных ударов и выбросов / И.М. Петухов, А.М. Линьков. – М.: Недра, 1983. – 280 с.
4. Шадрин А.В. Статическая и динамическая выбросоопасность угольных пластов Безопасность труда в промышленности. - 2018. - № 4. - С. 42–48.
5. Фисенко Г.Л. Предельные состояния горных пород вокруг выработок. - М.: Недра, 1976. – 272 с.
6. Черданцев Н.В. О некоторых условиях наступления предельного состояния кровли угольного пласта при его отработке очистной выработкой // Безопасность труда в промышленности. – 2017. – № 5. – С. 17–22.
7. Соколовский В.В. Статика сыпучей среды. - М.: Наука, 1990. – 272 с.
8. Черданцев Н.В. Об одном подходе к расчёту выброса угля из газоносного пласта, вмещающего геологические нарушения // Безопасность труда в промышленности. – 2019. – № 8. – С. 13–18. - doi:10.24000/0409-2961-2019-8-13-18.
9. Cherdantsev N.V. The problem of pore fracture growth in a marginal part of a gas-bearing coal seam // IOP Conf. Series: Earth and Environmental Science. - 377 (2019) 012005. - doi:10.1088/1755-1315/377/1/012005.

УДК 622.023.23

К РАСЧЁТУ ПРОЧНОСТИ УГОЛЬНЫХ ЦЕЛИКОВ МЕТОДАМИ МЕХАНИКИ СЫПУЧЕЙ СРЕДЫ

д.т.н. Черданцев Н.В.

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

Аннотация. Расчёт целика на прочность производится путём сравнения действующей на него нагрузки, определяемой по способу акад. Шевякова, с предельной нагрузкой, которая определяется методами механики сыпучей среды и предельного состояния горных пород. При выбранном коэффициенте запаса прочности устанавливаются необходимые размеры целика между двумя выработками на различных глубинах их заложения.

Ключевые слова: углепородный массив, пластовая выработка, предельно напряжённые зоны, характеристики прочности, угольные целики.

Введение. Важнейшим этапом работ при проектировании и эксплуатации угледобывающих предприятий подземным способом является выбор размеров различного рода целиков. Научно обоснованные размеры целиков обеспечивают ритмичную, безопасную и высокопроизводительную работу любой шахты.

Расчёт целика на прочность заключается в определении его коэффициента запаса прочности, который рассчитывается как отношение предельной (разрушающей) нагрузки на целик и фактически действующей на него нагрузки [1]. В зависимости от типа целика, горно-геологических условий месторождения полезного ископаемого, горнотехнических условий его разработки коэффициент запаса прочности задаётся в пределах от 1,5 до 4 единиц.

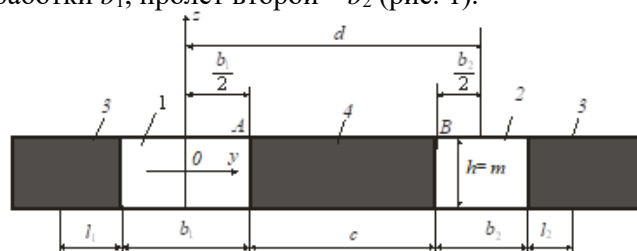
Для определения предельной и фактической нагрузок используются различные подходы, которые можно условно разделить на инженерные и фундаментальные (теоретические). Инженерные подходы основаны на применении экспериментальных методов и методов сопротивления материалов [1–4]. В основе фундаментальных подходов лежат методы механики деформируемого твёрдого тела: методы теории упругости, теории пластичности, теории сыпучих сред и предельного состояния горных пород.

В фундаментальных методах расчёта целиков полагается, что и вмещающий массив горных пород, и угольные пласты в естественных условиях (в нетронутых горными работами массиве) находятся в упругом состоянии. Однако при ведении горных работ в пластическое (неупругое) состояние в первую очередь переходят участки угольного пласта, расположенные в его краевых зонах. Их состояние может быть описано методами теории пластичности или механики сыпучей среды.

В реальных шахтных условиях угольный пласт чаще всего не проявляет свойств идеально пластического материала. В этой связи в расчётах массивов горных пород, вмещающих выработки, в качестве критериев перехода их в предельно напряжённое (неупругое) состояние используются критерии для оценки прочности хрупких тел: общий критерий прочности Кулона – Мора и специальный Мора – Кузнецова. Специальный критерий часто применяется для оценки прочности массива по наиболее слабым его местам – по поверхностям ослабления [4], а совокупность точек, в которых выполняется он, образует зоны нарушения сплошности (ЗНС). Наличие таких зон является своеобразным критерием устойчивости массива и горной выработки [7, 8].

Поскольку характеристики прочности пласта отличаются от характеристик прочности по его контакту с вмещающим массивом, то в расчётах угледородного массива с пластовыми выработками необходимо одновременное применение и общего, и специального критериев прочности.

Постановка задачи и её решение. В массиве горных пород на глубине H по пласту угля на всю его мощность m пройдены две подготовительные горные выработки прямоугольного сечения. Пролёт первой выработки b_1 , пролёт второй – b_2 (рис. 1).



1, 2 – пластовые выработки; 3 – угольный пласт; 4 – целик между выработками
Рис. 1. Расчётная схема пластовой выработки

Высота выработок h равна мощности m пласта. Характеристики прочности угольного пласта σ_0 , K , ρ (σ_0 – предел прочности пласта на сжатие, K – коэффициент сцепления, ρ – угол внутреннего трения) меньше, чем характеристики прочности пород основного массива, но превышают коэффициент сцепления K' и угол внутреннего трения ρ' по контактам пласта с массивом. Расстояние между боками выработок (ширина целика) равно c . Выработки являются протяжёнными, поэтому породы в их окрестности испытывают плоское деформированное состояние. Система координат Ox расположена в центре тяжести поперечного сечения первой выработки. Фактическая нагрузка на целик обусловлена весом подработанной толщи горных пород шириной d . Точками AB обозначены бока выработок, а точками C и D границы предельно напряжённых зон целика.

Из рис. 1 размер d определяется следующим образом

$$d = c + \frac{b_1 + b_2}{2}. \quad (1)$$

При допущении о том, что трассы выработок параллельны, их размеры вдоль абсциссы x значительно превосходят размеры в плоскости Oyz , а прочность пласта значительно меньше прочности вмещающих его пород; но больше, чем по его контакту с окружающими породами.

Углепородный массив может быть представлен следующей расчётной схемой. Упругая плоскость, нагружена сверху и снизу гравитационным давлением γH , а по бокам давлением $\lambda \gamma H$ (λ - коэффициент бокового давления). Она вмещает слой, физико-механические свойства которого отличаются от свойств материала плоскости, и имеет в этом слое два выреза прямоугольной формы. Полагается, что целик полностью находится в предельно напряжённом состоянии.

При принятых допущениях поле напряжений в массиве и в целике, в частности, может быть построено с помощью методов механики деформируемого твёрдого тела.

В этой связи решается задача о распределении напряжений в предельно напряжённой краевой зоне пласта. Её следует решать методами В.В. Соколовского, разработанными для расчёта сыпучих сред и связных грунтов [5]. Применительно к угольному пласту решение задачи приведено в [4].

Для описания состояния пласта в постановке механики твёрдого тела необходимо использовать два критерия перехода его в предельное состояние: общий – критерий Кулона – Мора для самого пласта и специальный – критерий Мора – Кузнецова для его контакта с окружающим массивом (условие проскальзывания пласта). Эти условия совместно с дифференциальными уравнениями равновесия образуют систему разрешающих уравнений о напряжённом состоянии краевой зоны угольного пласта. В плоской задаче эта система сводится к одному нелинейному дифференциальному уравнению гиперболического типа, которое решается методом характеристик. В этом методе интегрируются дифференциальные уравнения, имеющие на характеристических линиях, совпадающих с линиями скольжения материала, достаточно простую структуру [5]. Однако, несмотря на относительно простой вид этих уравнений, их интегрирование в замкнутом виде возможно лишь при определённых условиях. Применительно к угольному пласту решение в замкнутом виде получается только на участках пласта, примыкающих к его обнажению. На остальных участках решение возможно только путём последовательного численного решения ряда краевых задач статики сыпучей среды.

В работе [6] произведён расчёт напряжённого состояния краевой зоны пласта на глубину, равную пяти мощностям пласта. Показано, что эпюры напряжений в кровле пласта и вдоль его оси представляют собой комбинацию поочерёдно сменяющих друг друга двух видов участков. На одних участках напряжения постоянны, а на других они нелинейно возрастают.

Предельная нагрузка P_p на целик определяется из условия, что целик полностью находится в предельном состоянии. Следовательно, для определения этой нагрузки следует использовать решения для напряжений, полученные методами статики сыпучей среды [5]. Сама нагрузка вычисляется интегрированием напряжений в предельно напряжённой зоне.

$$P_p = \int_{y_A}^{y_B} \sigma_z(y) dy = \int_0^c \sigma_z(y) dy = 2 \int_0^{\frac{c}{2}} \sigma_z(y) dy. \quad (2)$$

В выражении (2) учтено, что в предельно напряжённом состоянии вертикальная компонента тензора напряжений σ_z симметрична относительно середины целика, т.е. независимо от размеров выработок эпюра σ_z от бока каждой выработки вглубь целика одинаковы и пересекаются в точке над серединой целика. Если в предельно напряжённой зоне эпюры напряжений аппроксимированы аналитическими выражениями типа полиномов различной степени [5], то интеграл вычисляется без проблем.

Фактическая нагрузка, действующая на целик, может быть определена по способу акад. Л.Д. Шевякова [1] путём вычисления веса столба подработанной части массива по формуле

$$P_f = \gamma H d.$$

Коэффициент запаса прочности k_c целика определяется по формуле

$$k_c = \frac{P_p}{P_f}.$$

Результаты решения задачи и их анализ. Ниже приведены результаты решения задачи о напряжённом состоянии целика. В качестве исходной информации приняты следующие параметры массива и пласта: $H=800$ м, $\gamma=25$ кН/м³, $\sigma_0=10$ МПа, $\rho=20^\circ$, $C'=0$, $\rho'=10^\circ$, $b_1=b_2=6$ м, $c=20$ м.

На рис. 2 представлена эпюра опорного давления в целике (эпюра вертикальных напряжений σ_z) вдоль линии $ACDB$ в целике (см. рис. 1), находящемся в предельно напряжённом состоянии. Как уже было отмечено выше, эпюра опорного давления представляет собой две симметричные эпюры (кривые 1 и 2) предельных напряжений σ_z , вдоль кровли пласта. Интегрирование этой эпюры

по формуле (2) позволяет определить значение разрушающей нагрузки P_p , которое получилось равным 785,3 МН/м.

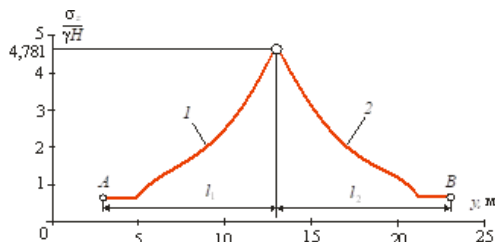


Рис. 2. Эпюра вертикальных напряжений σ_z вдоль кровли предельно напряжённого целика

На рис. 3 построена серия графиков зависимости коэффициента k_c от ширины целика c для ряда глубин заложения выработки H .

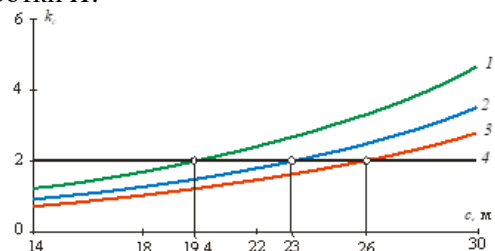


Рис. 3. Графики коэффициента запаса прочности в зависимости от ширины целика для ряда значений H

График 1 построен при $H=600$ м, график 2 соответствует размеру целика $H=800$ м, график 3 получен при $H=1000$ м. Из рисунка видно, что все графики представляют собой плавные возрастающие вогнутые кривые, причём с увеличением глубины H темп возрастания кривых снижается. Прямая линия 4 соответствует коэффициенту запаса прочности, равному двум. Абсциссы точек пересечения этой линии с кривыми 1 – 3 равны размерам целика, соответствующим значению этого коэффициента. Следует отметить, что с увеличением глубины заложения выработок рост ширина целика уменьшается. Так при увеличении глубины H в 1,67 раза (с 600 м до 1000 м) ширина целика увеличивается только в 1,34 раз, с 19,1 м до 26 м.

Выводы. Величина предельной нагрузки, действующей на целик между пластовыми выработками, определяемая методами В.В. Соколовского применительно к расчёту сыпучей среды, может считаться наиболее точной при определении запасов прочности целика. Она учитывает все важнейшие горно-геологические и горнотехнические параметры разрабатываемого месторождения.

Графики коэффициента запаса прочности, соответствующие фактической нагрузке, найденной по способу Л.Д. Шевякова, с увеличением ширины целика являются плавными монотонно возрастающими кривыми линиями. С увеличением глубины заложения выработок они становятся пологими линиями.

С увеличения глубины заложения выработок темп роста безопасной ширины целика снижается.

Библиографический список

1. Борисов А.А. Механика горных пород и массивов. – М.: Недра, 1980. – 360 с.
2. Рупшенйт К.В. Некоторые вопросы механики горных пород. – М.: Углетехиздат, 1954. – 384 с.
3. Турчанинов И.А., Иофис М.А., Каспарьян Э.В. Основы механики горных пород. – Л.: Недра, 1989 – 488 с.
4. Фисенко Г.Л. Предельные состояния горных пород вокруг выработок. – М.: Недра, 1976. – 272 с.
5. Соколовский В.В. Статика сыпучей среды. – М.: Наука, 1990. – 272 с.
6. Черданцев Н.В. Построение решения задачи о состоянии угольного пласта методами механики сыпучей среды // Известия вузов. Горный журнал. – 2019. – № 7. – С. 68–76. – doi:10.214440/0536-1028-2019-7-68-76.
7. Черданцев Н.В., Шаламанов В.А. Граничные интегральные уравнения в задачах механики подземных сооружений // Известия вузов. Горный журнал. – 2004. – № 5. – С. 50–54.
8. Черданцев Н.В., Федорин В.А. Геомеханическое состояние массива горных пород с поверхностями ослабления в окрестности комплекса протяжённых горизонтальных выработок // Вестник КузГТУ. – 2006. – № 1. – С. 17–19.

РАСЧЁТ ПАРАМЕТРОВ ДИСКОВОЙ ТРЕЩИНЫ ГИДРОРАЗРЫВА, РАСПОЛОЖЕННОЙ В ПРОЧНЫХ ПОРОДАХ КРОВЛИ ПЛАСТА ОКОЛО ПЛАСТОВОЙ ВЫРАБОТКИ

д.т.н. Черданцев Н.В.

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

Аннотация. Представлена модель геомеханического состояния углепородного массива, вмещающего пластовую выработку и дисковую трещину гидроразрыва. Она построена на положениях механики деформируемого твёрдого тела и механики разрушения. В рамках модели проведены расчёты для конкретных горно-геологических условий. На основе анализа результатов выявлен ряд особенностей в поведении трещины.

Ключевые слова: массив горных пород, горная выработка, коэффициенты интенсивности напряжений, трещина, гидроразрыв, теория Гриффитса – Ирвина.

Введение. Задача эффективного использования способа гидроразрыва состоит в том, чтобы заложить рациональные параметры зародышевой трещины с целью её оптимального распространения в породах кровли для обеспечения их регулируемого обрушения с целью создания благоприятных условий для безопасного ведения горных работ [1].

На траекторию распространения трещины влияет много факторов и наиболее существенным из них является поле напряжений в окрестности растущей трещины, так как она распространяется не в однородном исходном поле напряжений нетронутого массива, а вблизи горной выработки, существенно изменяющей это поле.

В настоящее время опубликовано довольно много работ, посвящённых применению гидроразрыва пластов, в том числе и направленного гидроразрыва массива горных пород [2, 3, 5]. В этих работах приведены решения задач гидроразрыва, построенные на методах механики твёрдого деформируемого тела, а также на методах гидромеханики. Однако в большинстве из них проведены исследования о трещинах гидроразрыва, развивающихся от поверхности скважины, которая находится в однородном гравитационном поле напряжений. Теоретических работ, посвящённых распространению трещин гидроразрыва в массиве горных пород вблизи горных выработок, немного. Так, в работе [6] приведён расчёт направления развития трещины в окрестности пластовой выработки. В основе расчёта лежит гипотеза о существовании вокруг выработки свода давления. Считается, что этот свод является арочной конструкцией, а напряжения в ней определяются методами строительной механики стержневых систем, которые потом используются при расчёте траекторий трещин гидроразрыва. Такой подход не учитывает в расчётах ни физико-механических свойств массива, ни свойств угольного пласта и поэтому может считаться лишь грубым приближением в расчётах трещин гидроразрыва.

В этой связи установление связи между параметрами массива, выработки и рабочими характеристиками оборудования при гидроразрыве пород кровли дисковой трещиной является важной и актуальной научной проблемой.

Основу математической модели развития трещины гидроразрыва составляют модели геомеханического состояния анизотропного углепородного массива, вмещающего систему выработок. Модели базируются на методе граничных интегральных уравнений и критериях прочности Кулона – Мора и Мора – Кузнецова [7, 8]. В рамках этих моделей решён ряд задач о состоянии массива с прочностной анизотропией в окрестности сопрягающихся выработок, а также выработок, пройденных около геологических нарушений [14].

Постановка задачи и её решение. Задача формулируется следующим образом (рис. 1). В массиве горных пород, моделируемом невесомой плоскостью, имеется выработка 1 прямоугольного сечения размерами $b_v \times h_v$, пройденная на глубине H по угольному пласту 2 на всю его мощность. В кровле и почве выработки приложена реакция крепи f . 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 3 шириной L_p . Из кровли выработки пробурена скважина 5 и из неё щелеобразователем образована дисковая щель 5 (зародышевая трещина) радиусом b_{tr} . Щель нагружена давлением p и наклонена к горизонту на угол θ_{tr} . Её координаты в системе yOz , совпадающей с центральными осями выработки, y_{sk}, z_{sk} .

В процессе решения задачи полагается:

- трасса выработки и ось скважины параллельны, а их размеры вдоль абсциссы x значительно превосходят размеры в плоскости Oyz , в силу чего, можно считать, что породы в окрестности выработки и скважины находятся в условиях плоской деформации;
- прочность пласта значительно ниже прочности вмещающих его пород;
- сжимающие нормальные напряжения положительны;
- трещина гидроразрыва не изменяет поля напряжений в окрестности выработки;
- процессы фильтрации жидкости в массиве и другие её утечки не учитываются.

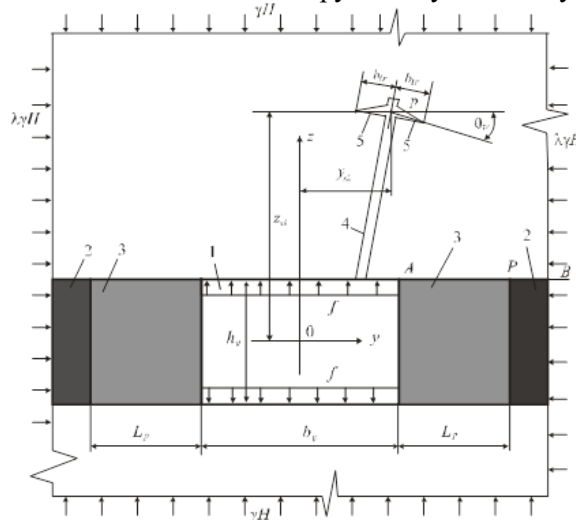


Рис. 1. Расчетная схема массива с пластовой выработкой и дисковой трещиной гидроразрыва

Известно, что в квазистатических процессах рост трещины в твёрдых деформируемых телах происходит при условии [9, 10]

$$k_I^2 + k_{II}^2 = \frac{E \gamma_t}{1 - \mu^2} = K_{1C}^2, \quad (1)$$

где k_I – коэффициент интенсивности напряжений, обусловленный действием нормальной нагрузки p_I на берегах трещины, k_{II} – коэффициент интенсивности напряжений от действия касательной нагрузки p_{II} также на берегах трещины. E – модуль упругости первого рода, μ – коэффициент Пуассона пород массива. γ_t – плотность энергии на разрыв, необходимой для образования единицы поверхности, K_{1C} – коэффициент трещиностойкости материала (справочные данные для некоторых типов горных пород приведены в [11]).

Если трещина мала по сравнению с размерами плоскости и располагается внутри неё, то нагрузки p_I, p_{II} равны нормальным и касательным напряжениям на плоскости трещины, если бы она была закрыта; следовательно, напряжение находится аналитически или численно для тела без трещины.

Коэффициенты интенсивности напряжений для дисковой трещины радиуса a , нагруженной внутренним давлением на участке радиуса b ($b < a$), расположенной в гравитационном поле напряжений вблизи, выражаются следующими зависимостями [12]

$$k_I = \frac{2}{\sqrt{\pi a}} \left(\int_0^b \frac{r \cdot p}{\sqrt{a^2 - r^2}} dr - \int_0^a \frac{r \cdot p_I(r)}{\sqrt{a^2 - r^2}} dr \right), \quad k_{II} = \frac{2}{\sqrt{\pi a}} \int_0^a \frac{r \cdot p_{II}(r)}{\sqrt{a^2 - r^2}} dr, \quad (2)$$

где r – радиальная ордината, отсчитываемая от центра трещины.

Если трещина находится в однородном поле напряжений, то p_I, p_{II} не зависят от r и k_I, k_{II} после интегрирования выражений (2) определяются следующим образом

$$k_I = 2p \sqrt{\frac{a}{\pi}} \left(1 - \sqrt{1 - \frac{b^2}{a^2}} \right) - 2p_I \sqrt{\frac{a}{\pi}}, \quad k_{II} = 2p_{II} \sqrt{\frac{a}{\pi}}. \quad (3)$$

Подстановка выражений (3) в условие (1) определяет критическое давление жидкости, соответствующее устойчивому росту трещины

$$p_{кр} = \frac{1}{\left(1 - \sqrt{1 - \frac{b^2}{a^2}} \right)} \left(p_I + \sqrt{\frac{\pi E \gamma_t}{4a(1 - \mu^2)}} - p_{II}^2 \right). \quad (4)$$

Очевидно, что на поверхности зародышевой трещины p_I, p_{II} отсутствуют и её «страгивание» начнётся с давления равного $p_{кр.min}$. Из формулы (4) при $a=b$ следует, что

$$p \sqrt{\frac{\pi E \gamma_t}{4b(1-\mu^2)}}_{kp.min} \quad (5)$$

В поставленной задаче можно считать характеристику γ_t одной и той же по всем направлениям и для всех типов деформации трещины, а её отклонение от начального направления следует ожидать при $k_{II} \neq 0$.

В соответствии с этим предположением направление развития трещины составляет некоторый угол с исходным направлением трещины. Этот угол определяется в ходе решения тригонометрического уравнения относительно угла θ , отсчитываемого от направления трещины в момент её «страгивания» [10]

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

После определения угла путём решения уравнения (6) нормальная и касательная нагрузки, действующие на берегах трещины, определяются по формулам преобразования компонент напряжений при повороте координатных осей следующим образом

$$\begin{aligned} p_I &= \frac{\sigma_z + \sigma_y}{2} + \left(\frac{\sigma_z - \sigma_y}{2} \right) \cos 2\theta + \tau_{yz} \sin 2\theta, \\ p_{II} &= \left(\frac{\sigma_z - \sigma_y}{2} \right) \sin 2\theta + \tau_{yz} \cos 2\theta. \end{aligned} \quad (7)$$

Таким образом, в окрестности выработки трещина в общем случае распространяется не прямолинейно. С каждым новым приращением длины (циклом роста), она меняет и своё направление.

При j циклах трещина представляет собой ломаную линию в виде совокупности прямолинейных отрезков, в пределах которых напряжения p_I и p_{II} принимаются постоянными величинами

$$p_{kpj} = \frac{1}{\left(1 - \sqrt{1 - \frac{b_j^2}{a_j^2}} \right)} \left(J_I + \sqrt{\frac{\pi E \gamma_t}{4a_j(1-\mu^2)}} - J_{II}^2 \right). \quad (8)$$

Входящие в эту формулу величины J_I, J_2 определяются следующим образом

$$J_I = \frac{1}{a_j} \left(\sum_{i=1}^j p_{Ii} \int_{b_i}^{a_i} \frac{r}{\sqrt{a_j^2 - r^2}} dr \right), \quad J_{II} = \frac{1}{a_j} \left(\sum_{i=1}^j p_{IIi} \int_{b_i}^{a_i} \frac{r}{\sqrt{a_j^2 - r^2}} dr \right). \quad (9)$$

В выражениях (9)

$$a = a_j, b = b_j = a_j - \Delta l_j,$$

где Δl_j – приращение длины трещины, соответствующее циклу j .

Поскольку трещина распространяется в неоднородном поле напряжений, то напряжения p_I и p_{II} на её берегах в двух её развивающихся направления различны (это следует из формул (7)). В этой связи, входящие в формулы (9) параметры принимаются как средние от напряжений в точках, расположенных на противоположных (в плоскости yz) ветвях трещины.

Для осуществления направленного гидроразрыва используют насосные установки с жёсткими рабочими характеристиками: напор p_0 и расход жидкости в единицу времени Q . В таких установках $Q = \text{const}$. p_0 – величина переменная.

В процессе гидроразрыва давление жидкости при прохождении по трещине за счёт вязкости η и параметров самой трещины (раскрытие перед очередным циклом прорастания w и её длиной $2a$) изменяется согласно закону Пуазейля [4]

$$p_j = p_{j-1} - \frac{3Q\eta}{w_j^3} \Delta l_j. \quad (10)$$

В выражении (10) раскрытие трещины w определяется по формуле Снеддона [13].

Процесс образования и развития трещины является двухэтапным. На первом этапе трещина развивается при постепенном повышении давления жидкости, начиная с нуля. Достигнув значения $p_{kp.min}$, определяемого по формуле (5), она «страгивается», при этом направление её движения совпадает с направлением зародышевой трещины, поскольку на её кончике действует только давление жидкости. При дальнейшем увеличении давления на Δp до некоторого текущего значения p трещина увеличивает свой размер на Δl . Это приращение может быть найдено из решения трансцендентного уравнения

$$p_j - \frac{1}{\left(1 - \sqrt{1 - \frac{b_j^2}{a_j^2}} \right)} \left(J_I + \sqrt{\frac{\pi E \gamma_t}{4a_j(1-\mu^2)}} - J_{II}^2 \right) = 0, \quad (11)$$

в котором второе слагаемое является значением критического давления, определяемого формулой (8) и соответствующим росту трещины. В этом уравнении значение b следует положить равным b_{tr} и после этого найти величину a . Его решение может производиться последовательными приближениями, например, увеличивая на каждом шаге итерации размер a на малую величину до тех пор, пока не будет выполнено условие (11). Приращение Δl определится как разность между конечной величиной a итерационного процесса и значением $b=b_{tr}$. Затем по формуле (10) вычисляется новое значение p , к нему добавляется очередное приращение давления Δp и начинается новый цикл первого этапа прорастания трещины.

При произвольном цикле роста трещины сначала значению b присваивается значение a предыдущего цикла. Затем находятся k_I, k_{II} , а из уравнения (6) определяется угол θ между направлением трещины предыдущего цикла и новым направлением. Далее методом последовательных приближений решается уравнение (10) и определяется размер a , затем вычисляются параметры $w, p, p_I, p_{II}, k_I, k_{II}, \theta$. Процесс счёта продолжается до тех пор, пока давление жидкости в системе не достигнет своего конечного значения p_0 , определяемого техническими характеристиками насосного оборудования.

В циклах второго этапа прирост давления Δp отсутствует, и развитие трещины происходит, начиная с давления p_0 .

Рост трещины прекращается в том случае, если давление в ней стало меньше напряжений в нетронутом массиве, либо в случае прекращения подачи жидкости в трещину при ограничении количества циклов.

Результаты решения задачи и их анализ. В качестве исходной информации приняты следующие данные: $\gamma=25 \text{ кН/м}^3, H=600 \text{ м}, \lambda=1, f=2 \text{ кН/м}^2, b_v=5 \text{ м}, h_v=3 \text{ м}$, коэффициент крепости пласта $f_p=1, \sigma_0=10 \text{ МПа}, K_{IC}=1.66 \text{ МПа}\cdot\text{м}^{1/2}$ ($\gamma_I=12,92\cdot 10^{-5} \text{ МПа}\cdot\text{м}$), $d_{sk}=0,042 \text{ м}, b_{tr}=0,066 \text{ м}, \eta=13,04\cdot 10^{-10} \text{ МПа}\cdot\text{с}, y_{str}=3 \text{ м}, z_{sk}=10 \text{ м}, \theta_{tr}=-30^\circ, Q=0,005 \text{ м}^3/\text{с}$. Остальные данные в ходе эксперимента менялись.

Решение упругопластической задачи получено в рамках модели геомеханического состояния углепородного массива с пластовой выработкой. В этой задаче распределение нормальных и касательных напряжений в предельно напряжённой зоне получены методами механики сыпучей среды, а затем аппроксимированы аналитическими выражениями в виде полиномов [8].

На рис. 2 графики 1 – 4 представляют собой эпюры напряжений σ_z и τ_{yz} , построенные вдоль кровли пласта (вдоль линии APB на рис. 1) в предельно напряжённой зоне (графики 1, 3) и в упругой области (графики 2, 4). Из анализа графиков вытекает, что величина опорного давления составляет $1,653\gamma H$, а размер предельно напряжённой зоны L_p равен $3,35 \text{ м}$.

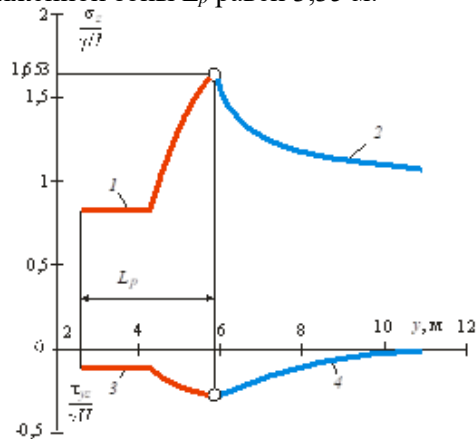


Рис. 2. Эпюры распределения напряжений вдоль кровли пласта

На рис. 3 построена траектория трещины гидроразрыва для значений рабочего давления $p_0=45 \text{ МПа}$. На нём цифрой 1 обозначена выработка, цифрой 2 – предельно напряжённые зоны, 3 – зародышевая трещина, 4 – ветви траектории трещины. На рисунке кружками обозначены номера циклов, соответствующих росту трещины. Видно, что траектория представляет собой плавную пологую линию, на большей части длины близкую к прямой линии. В процессе её роста незначительно изменяет своё направление, отклоняясь от направления зародышевой трещины. Полудлина трещины составляет $10,5 \text{ м}$ и соответствует 19 циклам, при этом давление в ней в процессе её роста уменьшилось на $0,02 \text{ МПа}$.

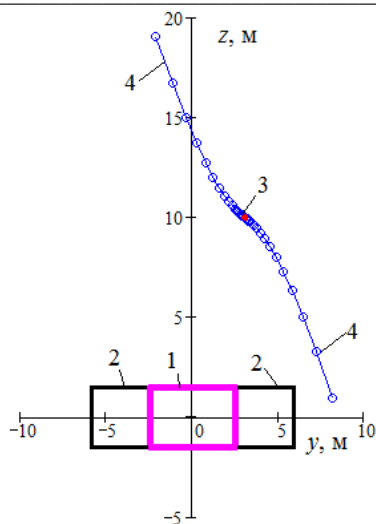


Рис. 3. Траектория трещины при $p_0=45$ МПа

Сопоставление отношения $p_0/\gamma H$ с ориентацией и формой траектории трещины показывает, что при соотношении $p_0/\gamma H=3$ траектория трещины близка по форме к прямолинейной и незначительно отклоняется от направления зародышевой трещины.

На рис. 4 построен график 1 зависимости полудлины трещины a от числа циклов её роста j , соответствующие траекториям на рис. 3.

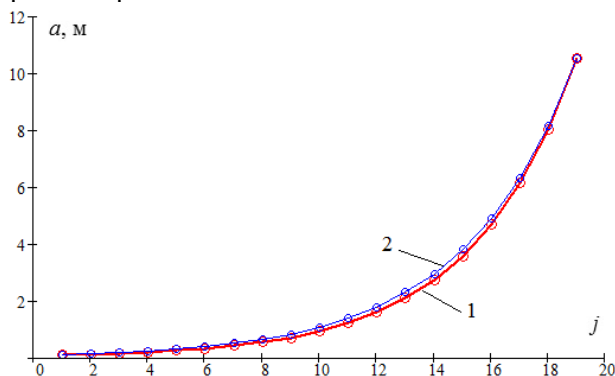


Рис. 4. Графики зависимости полудлины дисковой трещины a от числа циклов j при $p_0=45$ МПа

Из анализа графика следует, что, во-первых, он не линейный, во-вторых, на последних циклах его значения резко возрастают. Анализ роста трещины показывает, что изменение полудлины с ростом числа циклов довольно точно описывается показательной функцией

$$a_j = b_{tr} \cdot \left(\frac{a_N}{b_{tr}}\right)^{\frac{j}{N}},$$

где N – конечное число циклов, a_N – конечная полудлина трещины.

На рис. 4 этот график обозначен цифрой 2. Хорошо видно, что графики 1 и 2 практически совпадают друг с другом.

Выводы. На базе фундаментальных методов механики деформируемого твёрдого тела разработана модель роста дисковой трещины гидроразрыва, распространяющейся в прочных породах кровли пласта. При заданных характеристиках среды, рабочих характеристиках насосного оборудования и исходных параметрах зародышевой трещины она обеспечивает проведение расчётов трещины и выбор её рациональных параметров.

При значении давления жидкости в скважине, равном троекратному гравитационному давлению в нетронутом массиве на глубине выработки, траектория трещины представляет собой плавную кривую линию, близкую к прямой линии, а её направление незначительно отклоняется от направления зародышевой трещины.

Длина трещины гидроразрыва при её росте изменяется по закону показательной функции, в которую входят размеры зародышевой трещины, конечная длина и количество циклов её роста.

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

Библиографический список

1. Клишин В.И., Зворыгин Л.В., Лебедев А.В., Савченко А.В. Проблемы безопасности и новые технологии подземной разработки угольных месторождений. – Новосибирск: Новосибирский писатель, 2011. – 524 с.
2. Черный С.Г., Лапин В.Н., Есипов Д.В., Куранаков Д.С. Методы моделирования зарождения и распространения трещин. – Новосибирск.: Изд-во СО РАН, 2016. – 312 с.
3. Зубков В.В., Кошелев В.Ф., Линьков А.М. Численное моделирование инициирования и роста трещин гидроразрыва // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. – 2007. – № 1, – С. 45–63.
4. Теодорович Э.В., Трофимов А.А., Шумилин И.Д. Форма плоской трещины гидроразрыва в упругой непроницаемой среде при различных скоростях закачки // Известия РАН. Механика жидкости и газа. – 2011 – № 4. – С. 109 – 118.
5. A variational hydraulic fracturing model coupled to a reservoir simulator / K. Yoshioka, B. Bourdin // International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences. 2016. – Vol. 88. – P. 137 – 150.
6. Weakening effects of hydraulic fracture in hard roof under the influence of stress arch / X. Binwei, Z. Xuan, Y. Bin et al. // International Journal of Mining Sciences and Technology. – 2018. – Vol. 28. – P. 951 – 958.
7. Черданцев Н.В. О некоторых условиях наступления предельного состояния кровли угольного пласта при его отработке очистной выработкой // Безопасность труда в промышленности. – 2017. – № 5. – С. 17–22.
8. Черданцев Н.В. Результаты численного решения уравнений предельного состояния краевой зоны пласта и их аппроксимации полиномами // Безопасность труда в промышленности. – 2019. – № 6. – С. 7–13. – doi: 10.24000/0409-2961-2019-6-7-13.
9. Седов Л.И. Механика сплошной среды. – М.: Наука, 1984. – 560 с.
10. Хеллан К. Введение в механику разрушения. – М.: Мир, 1988. – 364 с.
11. Баклашов И.В. Основы геомеханики. Т. 1. – М.: Моск. гос. геол. ун-т, 2004. – 208 с.
12. Мураками Ю. Справочник по коэффициентам интенсивности напряжений: в 2-х томах, т. 1. – М.: Мир, 1990. – 448 с.
13. Снеддон И.Н., Берри Д.С. Классическая теория упругости. – М.: Физматгиз, 1961. – 220 с.
14. Черданцев Н.В., Черданцев С.В. Анализ состояния углепородного массива, вмещающего пластовую выработку и геологическое нарушение // Известия РАН. Механика твердого тела. – 2018. – № 2. – С. 110–121.

УДК 622.272:516.02

ПОСТРОЕНИЕ ПОЛЯР ФРОНТОВ РЕАКЦИЙ В ГАЗОВОЗДУШНЫХ ПОТОКАХ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК ВБЛИЗИ ОЧАГОВ САМОНАГРЕВАНИЯ**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. В данной статье рассматривается математическая модель стационарного косого фронта реакции, построенная на базе законов сохранения массы, импульсов и энергии в предположении, что газоздушный поток, в котором протекает реакция, является идеальным газом, течение которого происходит стационарно. Получены формулы и построены поляры фронтов реакции, как в сверхзвуковых, так и в дозвуковых газоздушных потоках в атмосфере горных выработок. На основе анализа построенных поляр установлен ряд закономерностей протекания реакций в косых фронтах при различных числах Маха и Дамкелера.

Ключевые слова: горные выработки, газоздушные потоки, косые фронты реакции, законы сохранения массы, импульсов и энергии, давление, показатель адиабаты Пуассона, угол поворота газоздушного потока, числа Маха и Дамкелера, поляры фронтов реакции.

Введение. В последние годы угольная отрасль регулярно сталкивается с проявлениями негативных факторов, сдерживающих темпы добычи угля подземным способом. Одними из этих факторов являются внезапные выбросы угля, пород и газа, горные удары и суффлярные выделения газа [1–3].

Другие факторы обусловлены наличием угольной пыли, образующейся при работе горношахтного оборудования, и очагами самонагревания в породоугольных скоплениях. Угольная пыль,

взаимодействуя с атмосферой горных выработок, образует пылегазовоздушные смеси, способные к протеканию химических реакций окисления угля в различных формах [4, 5].

Так, в работе [6] рассмотрены условия возникновения химической реакции в форме зажигания микрогетерогенных пылегазовоздушных смесей, а в работах [7–8] обсуждены процессы горения мелкодисперсных и грубодисперсных пылегазовоздушных смесей. Авторы работы [9] экспериментально исследовали процессы химического реагирования в форме горения и детонации пылегазовоздушных смесей при различной концентрации пыли и разном стехиометрическом соотношении. В работе [10] выявлена склонность пыли бурого угля образовывать взрывчатую смесь в атмосфере горных выработок, а авторы работы [11] исследовали детонационное горение угольной пыли в метановоздушной смеси при небольшом содержании угольных частиц.

Очаги самонагревания [12, 13], являющиеся тепловыми источниками с повышенной температурой приводят к изменению температурного поля горных пород, окружающих горные выработки [14, 15]. Горные породы, обладая повышенной температурой, в свою очередь, передают теплоту в атмосферу горной выработки в её локальной области, называемой зоной подвода теплоты.

Зона подвода теплоты представляет собой достаточно узкий фронт, внутри которого возможны процессы протекания химических реакций, в силу чего при переходе через фронт параметры смеси могут изменяться, причем, скачкообразно. В работе [16] рассмотрены газодинамические и теплофизические условия протекания режимов дефлаграции и детонации мелкодисперсных пылегазовоздушных смесей в атмосфере горных выработок, имеющих зоны подвода теплоты от находящихся поблизости очагов самонагревания. А в статье [17] рассматривается задача о вынужденной детонации, сформированной в результате истечения газа из подземного резервуара в горную выработку со сверхзвуковой скоростью.

Во всех перечисленных работах предполагалось, что зона подвода теплоты и возникающий внутри ее фронт химической реакции нормальны продольной оси выработки. Однако, в общем случае зоны подвода теплоты и фронты реакции могут быть расположены не перпендикулярно направлению пылегазовоздушного потока. В силу этого, при пересечении фронта реакции поток изменяет свое направление, что является принципиальным отличием от течения потока через нормальный фронт реакции.

В данной работе обсуждается задача о косом фронте реакции в газозвушном потоке, моделируемым идеальным газом, течение которого происходит стационарно. На наш взгляд, эта задача представляется актуальной, поскольку позволит выявить более сложные газодинамические и теплофизические условия протекания химического реагирования в горных выработках и не только на прямолинейных участках, но также на участках поворота выработок и на их сопряжениях.

Решение задачи о фронтах реакции в газозвушных потоках горных выработках вблизи очагов самонагревания. Пусть в некоторой окрестности горной выработки находится зона подвода теплоты, являющаяся следствием очага самонагревания, которая наклонена к продольной оси выработки на угол φ (рис. 1). Предположим, что при пересечении смеси рассматриваемой зоны внутри ее образуется фронт химической реакции, который будет также наклонен на угол φ к продольной оси выработки. Состояние газозвушной смеси будем описывать её вектором скорости \vec{v} , плотностью ν , удельным объемом и давлением p , которые в первой области будем снабжать индексом 1, а во второй области - индексом 2. Требуется найти параметры смеси в области 2, если ее параметры в области 1 нам известны.

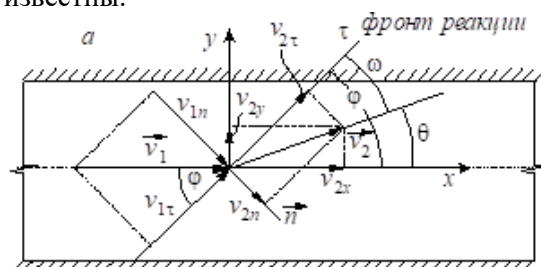


Рис. 1. Течение газозвушной смеси в горной выработке через косой фронт реакции

При построении решения задачи будем учитывать следующие допущения:

- зона подвода теплоты представляет собой достаточно узкий фронт реакции, при переходе через который параметры смеси изменяются скачкообразно;
- трением газозвушной смеси на стенках выработки пренебрегаем и полагаем смесь по своим свойствам, близкую идеальному газу с постоянной удельной теплоемкостью;

- течение газозвушной смеси в горной выработке полагаем одномерным.

Для решения сформулированной задачи воспользуемся фундаментальными законами сохранения: массы, импульсов и энергии [18, 19].

Из закона сохранения массы газозвушной смеси, пересекающей фронт реакции, следует равенство

$$\rho_1 v_{1n} = \rho_2 v_{2n}, \quad (1)$$

представляющее собой уравнение неразрывности для косою фронта реакции.

Из закона сохранения импульса в направлении оси τ , совпадающей с фронтом реакции, вытекают два равенства

$$p_1 = p_2, \quad (\rho_1 v_{1n}) v_{1\tau} = (\rho_2 v_{2n}) v_{2\tau},$$

учитывая во втором из них уравнение неразрывности (1), получим равенство

$$v_{1\tau} = v_{2\tau} = v_\tau, \quad (2)$$

означающее, что проекции скоростей \vec{v}_1 и \vec{v}_2 на ось τ равны между собой. В формулах (1), (2) величины p_1 , p_2 и ρ_1 , ρ_2 являются соответственно давлениями и плотностями газозвушного потока на противоположных сторонах фронта реакции.

Из рис. 2 видно, что для нормальных и тангенциальных составляющих скоростей \vec{v}_1 и \vec{v}_2 имеют место соотношения

$$v_{1n} = v_1 \sin \phi, \quad v_{1\tau} = v_1 \cos \phi, \quad v_{2n} = v_2 \sin(\phi - \theta), \quad v_{2\tau} = v_2 \cos(\phi - \theta), \quad (3)$$

где ϕ — угол наклона фронта реакции, а θ — угол отклонения вектора скорости \vec{v}_2 от продольной оси выработки.

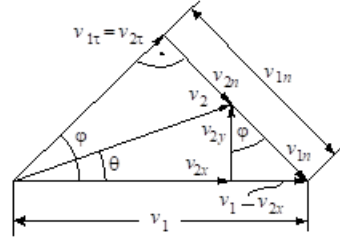


Рис. 2. План скоростей в газозвушном потоке на косою фронте реакции

Для анализа состояния газозвушного потока за «косою» фронтом реакции добавим к уравнению неразрывности (1) уравнение импульсов

$$p_2 + \rho_2 v_{2n}^2 = p_1 + \rho_1 v_{1n}^2 \quad (4)$$

и уравнение энергии

$$\frac{v_{2n}^2}{2} + i_2 = \frac{v_{1n}^2}{2} + i_1 + q, \quad (5)$$

где i_1 , i_2 — энтальпия газозвушной смеси в областях 1 и 2, q — подведенное на единицу массы смеси количество теплоты из зоны подвода теплоты, которое будем считать положительным.

Поскольку энтальпию в зонах 1 и 2 мы можем определить по формулам [20, 21]

$$i_1 = \frac{k}{k-1} \frac{p_1}{\rho_1}, \quad i_2 = \frac{k}{k-1} \frac{p_2}{\rho_2},$$

то уравнение энергии (5) мы можем переписать следующим образом

$$\frac{v_{2n}^2}{2} + \frac{k}{k-1} \frac{p_2}{\rho_2} = \frac{v_{1n}^2}{2} + \frac{k}{k-1} \frac{p_1}{\rho_1} + q,$$

откуда найдем соотношение между квадратами нормальных составляющих скоростей

$$\frac{v_{2n}^2}{v_{1n}^2} = 1 + \frac{1}{v_{1n}^2} \left[2q - \frac{2k}{k-1} \left(\frac{p_2}{\rho_2} - \frac{p_1}{\rho_1} \right) \right], \quad (6)$$

где $k = c_p/c_v$ — показатель адиабаты Пуассона, а c_p и c_v — удельные теплоемкости газозвушной смеси соответственно при постоянном давлении и при постоянном объеме. В статье показатель адиабаты Пуассона принят $k = 1,4$.

Далее из уравнения неразрывности (1) и уравнения импульсов (4) получим формулу

$$p_2 = p_1 + \rho_1 v_{1n}^2 \left(1 - \frac{v_{2n}}{v_{1n}} \right), \quad (7)$$

в силу которой, формула (6) преобразуется к виду

$$\left(\frac{v_{2n}}{v_{1n}} \right)^2 = 1 + \frac{2}{v_{1n}^2} \left[q - \frac{a_1^2}{k-1} \left(1 - \frac{v_{2n}}{v_{1n}} \right) \left(M_{1n}^2 \frac{v_{2n}}{v_{1n}} - 1 \right) \right], \quad (8)$$

где $a_1 = \sqrt{k p_1 / \rho_1}$ — скорость звука в области 1, а входящую в формулу (8) величину M_{1n} , определяемую как $M_{1n} = v_{1n} / a_1$ преобразуем с учетом первой формулы (3) к следующему виду

$$M_{1n} = M_1 \sin \phi, \quad (9)$$

где $M_1 = v_1/a_1$ — число Маха.

Учтем, что энтальпию смеси мы можем выразить по формуле [23]

$$i = \frac{a^2}{k-1} = c_p T,$$

где T — температура смеси по Кельвину и поэтому формулу (8) приведем к квадратному уравнению

$$\left(\frac{v_{2n}}{v_{1n}}\right)^2 - 2 \frac{kM_1^2 \sin^2 \phi + 1}{M_1^2 \sin^2 \phi \cdot (k+1)} \cdot \frac{v_{2n}}{v_{1n}} + \frac{(k-1)M_1^2 \sin^2 \phi + 2\bar{q}}{M_1^2 \sin^2 \phi \cdot (k+1)} = 0,$$

корнями которого являются выражения

$$\frac{v_{2n}}{v_{1n}} = 1 - \frac{1}{(k+1)M_1^2 \sin^2 \phi} \left[(M_1^2 \sin^2 \phi - 1) \pm \sqrt{(M_1^2 \sin^2 \phi - 1)^2 - 2\bar{q}(k+1)M_1^2 \sin^2 \phi} \right], \quad (10)$$

где $\bar{q} = q/(c_p T_1)$ — число Дамкелера, представляющее собой безразмерную величину подводимой теплоты.

Далее из уравнения неразрывности (1) найдем соотношение

$$\bar{V}_2 = 1 - \frac{1}{(k+1)M_1^2 \sin^2 \phi} \left[(M_1^2 \sin^2 \phi - 1) \pm \sqrt{(M_1^2 \sin^2 \phi - 1)^2 - 2\bar{q}(k+1)M_1^2 \sin^2 \phi} \right], \quad (11)$$

где $\bar{V}_2 = V_2/V_1$, а величины V_1, V_2 — представляют собой удельные объемы газовой смеси соответственно перед фронтом и за фронтом реакции. Учитывая, что удельные объемы связаны с плотностями смеси v_1 и v_2 формулами $V_1 = 1/v_1, V_2 = 1/v_2$, преобразуем формулу (11) к виду

$$\bar{\rho}_2 = \frac{(k+1)M_1^2 \sin^2 \phi}{(k+1)M_1^2 \sin^2 \phi - \left[(M_1^2 \sin^2 \phi - 1) \pm \sqrt{(M_1^2 \sin^2 \phi - 1)^2 - 2\bar{q}(k+1)M_1^2 \sin^2 \phi} \right]}, \quad (12)$$

где $\bar{\rho}_2 = \rho_2/\rho_1$.

Далее формулу (7) сначала приведем к виду

$$\bar{p}_2 = 1 + kM_1^2 \sin^2 \phi \left(1 - \frac{v_{2n}}{v_{1n}} \right)$$

и учитывая соотношение (10), найдем относительное давление $\bar{p}_2 = p_2/p_1$ за фронтом реакции

$$\bar{p}_2 = 1 + \frac{k}{k+1} \left[(M_1^2 \sin^2 \phi - 1) \pm \sqrt{(M_1^2 \sin^2 \phi - 1)^2 - 2\bar{q}(k+1)M_1^2 \sin^2 \phi} \right], \quad (13)$$

Поскольку, согласно формуле (2), тангенциальные составляющие скорости газовой смеси при переходе через фронт реакции равны между собой, а нормальные составляющие имеют различные значения, то вектор скорости \vec{v}_1 при переходе через фронт реакции изменяет свое направление на угол θ (см. рис. 1).

Угол θ является одним из важнейших параметров косых фронтов реакции в газовой смеси, для исследования которых используют графики, построенные на плоскости \bar{p}_2, θ , называемые полярами, устанавливающие связь между давлением \bar{p}_2 за фронтом реакции и углом поворота θ .

Поляры используются не только для анализа косых фронтов реакций, но и для исследования косых ударных волн. Однако, в отличие от последних, поляры фронтов реакций могут иметь место не только в сверхзвуковых, но также и в дозвуковых потоках.

Анализ полученных результатов. Из сказанного следует, что для обсуждения поляр фронтов реакции на плоскости \bar{p}_2, θ необходимо выявить связь между относительным давлением \bar{p}_2 и углом поворота θ . Для этой цели воспользуемся равенствами (1) - (3), с помощью которых найдем

$$\operatorname{tg} \theta = \frac{1 - \bar{V}_2}{1 + \bar{V}_2 \operatorname{tg}^2 \phi} \operatorname{tg} \phi, \quad (14)$$

а с помощью рис. 2 определим

$$\operatorname{tg} \phi = \frac{v_1 - v_{2x}}{v_{2y}}, \quad (15)$$

где составляющие скорости v_{2y}, v_{2x} выражаются следующим образом (см. рис. 2):

$$v_{2y} = v_{1n} \cos \phi, \quad v_{2x} = \frac{v_{2n} \cos \theta}{\sin(\phi - \theta)}. \quad (16)$$

Из совместного рассмотрения формул (11) и (13) устанавливаем связь между относительным удельным объемом \bar{V}_2 и относительным давлением \bar{p}_2

$$\bar{V}_2 = 1 - \frac{\bar{p}_2 - 1}{kM_1^2 \sin^2 \phi},$$

в силу которой, формула (14) преобразуется к виду

$$\operatorname{tg} \theta = \frac{\bar{p}_2 - 1}{kM_1^2 - (\bar{p}_2 - 1)} \cdot \frac{1}{\operatorname{tg} \phi}. \quad (17)$$

И, наконец, подставив в формулу (17) выражения (15), (16) и, вновь используя формулу (10), после довольно громоздких преобразований получим формулу

$$\operatorname{tg} \theta = \pm \frac{\bar{p}_2 - 1}{kM_1^2 - (\bar{p}_2 - 1)} \sqrt{\frac{M_1^2}{\bar{p}_2 - 1} \cdot \frac{\bar{p}_2 - 1 - k\bar{q}}{\frac{k+1}{2k}(\bar{p}_2 - 1) + 1}} - 1, \quad (18)$$

представляющую собой искомую связь угла θ и давления \bar{p}_2 при условии, что числа Маха M_1 и Дамкелера \bar{q} известны.

Анализ формулы (18) показывает, что она справедлива, как для сверхзвукового потока ($M_1 > 1$), так и для дозвукового ($M_1 < 1$). Графики, построенные по формуле (18) на плоскости \bar{p}_2, θ , являющиеся полярами фронтов реакции, очень удобны для решения задач с заданными условиями изменения давления на границах фронта.

В данной статье мы построили два вида поляр — для сверхзвукового газозвукового потока ($M_1 = 2,5$) (рис. 3а) и для дозвукового ($M_1 = 0,55$) (рис. 3б). В обоих случаях при числе Дамкелера принимались следующими $\bar{q} = 0, \bar{q} = 0,25, \bar{q} = 0,5$.

Ввиду наличия в формуле (18) знаков «плюс» и «минус», поляры фронтов реакции симметричны относительно вертикальной оси \bar{p}_2 . Следовательно, любая поляра представляет собой некоторую кривую, состоящую из двух симметричных ветвей относительно вертикальной оси (рис. 3).

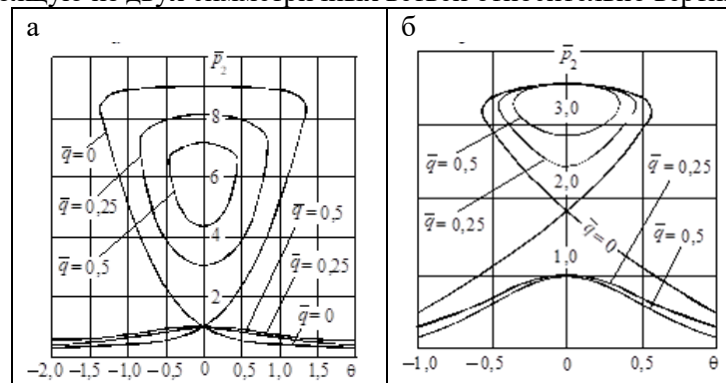


Рис. 3. Поляры сверхзвукового (а) и дозвукового (б) фронта реакции при постоянном числе Маха натекания M_1 и переменном подводе теплоты в осях θ, \bar{p}_2 -плоскости

Так, при отсутствии подвода теплоты ($\bar{q} = 0$) в область течения газозвуковой смеси, как при сверхзвуковом, так и при дозвуковом течении поляра представляет собой единую «сердцевидную» кривую и соответствует предельному случаю адиабатического скачка уплотнения.

Если же число Дамкелера не равно нулю, то поляра фронта реакции состоит из двух кривых, одна из которых является замкнутой, а вторая представляет собой выпукло-вогнутую кривую, имеющую две точки перегиба. Максимальным значением функции $\bar{p}_2(\theta)$ на второй кривой является $\bar{p}_2 = 1$ в точке $\theta = 0$, причем, как в сверхзвуковом потоке, так и в дозвуковом (см. рис. 3).

С возрастанием количества подведенной теплоты \bar{q} замкнутые кривые уменьшаются и при некотором максимальном значении $\bar{q} = \bar{q}_{max}$ вырождаются в точку. Если $\bar{q} > \bar{q}_{max}$, то не существует такого угла наклона фронта θ , при котором течение потока будет стационарным.

Поляры дозвуковых фронтов реакции (рис. 3б), при которых число Маха M_1 меньше единицы, отличаются от поляр сверхзвуковых фронтов реакции (рис. 3а). В частности отметим, если $M_1 < 1$, то и его нормальная составляющая $M_{1n} < 1$ и поэтому реакция протекает в форме дефлаграционного горения [19], что имеет место только тогда, когда толщина фронта горения пренебрежимо мала по сравнению с размерами области течения газозвуковой смеси.

Выводы. Сформулирована задача о косом фронте реакции в газозвуковых потоках горных выработок. Получены формулы для определения плотности, удельного объема и давления за косым фронтом реакции. Установлена связь между углом отклонения газозвукового потока, пересекающего фронт реакции и давлением за фронтом. На базе полученных формул и построенных поляр косых фронтов реакции установлено:

- при фиксированном числе Маха набегающего газозвукового потока и отсутствии подвода теплоты в область течения поляра косого фронта реакции представляет собой единую «сердцевидную» кривую и соответствует предельному случаю адиабатического скачка уплотнения;

- если число Дамкелера не равно нулю, то поляра фронта реакции состоит из двух кривых, первая из которых является замкнутой кривой, а вторая представляет собой выпукло-вогнутую кривую, имеющую две точки перегиба;

– с увеличением числа Дамкелера размер замкнутых кривых уменьшается и при максимальном значении $\bar{q} = \bar{q}_{max}$ кривые вырождаются в точку.

– поляры дозвуковых фронтов характеризуются тем, что химическая реакция протекает в форме дефлаграционного горения, что имеет место только в том случае, когда толщина фронта горения пренебрежимо мала по сравнению с размерами области течения газозвушной смеси.

Библиографический список

1. Большинский М.И., Лысиков Б.А., Каплюхин А.А. Газодинамические явления в шахтах. – Севастополь: Вебер, 2003. – 284 с.
2. Трофимов, В. А. Внезапный выброс угля и газа. Вынос угля и газа в выработанное пространство // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2011. – № S1. – С. 391–405.
3. Черданцев Н. В., Черданцев С. В., Ли Х. У., Филатов Ю.М., Шлапаков П.А., Лебедев К. С., Ли К. Х., Хаймин С. А. Об одном подходе к описанию суфлярных выделений газа из резервуаров угольного массива в горные выработки // Безопасность труда в промышленности. 2017. — № 3. С. 45–52.
4. Франк-Каменецкий Д. А. Диффузия и теплопередача в химической кинетике. – М.: Наука. – 1987. – 502 с.
5. Канторович Б. В. Основы теории горения и газификации твердого топлива. – М.: Книга по требованию. – 2013. – 601 с.
6. 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. – 2018. – № 1. – С. 117–125.
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. – P. 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. 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. – 8–39.
10. 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. – 2002. – Volume 38, Issue 3. – P. 295–300.
11. Левин В. А., Туник Ю. В. Иницирование детонационного горения угольной пыли в метановоздушной смеси // Физика горения и взрыва. – 1987. – № 1. – С. 3–8.
12. Линденау Н. И., Маевская В. М., Крылов В. Ф. Происхождение, профилактика и тушение эндогенных пожаров в угольных шахтах. – М.: Недра, 1977. – 320 с.
13. Захаров Е. И., Качурин Н. М., Малахова Д. Д. Механизм процесса самонагревания угля и перехода его в самовозгорание // Известия ТулГУ. Науки о Земле. – 2013. – Вып. 2. – С. 42–50.
14. Chanyshev A. I. A method to determine a body's thermal state // Journal of Mining Science. – 2012. – Volume 48, Issue 4. – P. 660–668.
15. 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 zone // IOP Conference Series: Earth and Environmental Science, Vol. 206, (2018) 012006.
16. Черданцев С. В., Шлапаков П. А., Шлапаков Е. А., Лебедев К. С., Ерастов А. Ю. Теплофизические и газодинамические условия протекания процессов дефлаграции и детонации в пылегазовоздушных потоках горных выработок вблизи очагов самонагревания // Химическая физика и мезоскопия. – 2019. – Том 21, № 2. – С. 179–189.
17. Черданцев С. В., Шлапаков П. А., Лебедев К. С., Колыхалов В. В. Формирование детонационного процесса при внезапном выбросе газа в горную выработку со сверхзвуковой скоростью // Горный информационно-аналитический бюллетень – 2019. – № 7. – С. 62–73.
18. Овсянников Л. В. Лекции по основам газовой динамики. – Москва-Ижевск: Институт компьютерных исследований. – 2003. – 336 с.
19. Bartlma A. Gasdynamik der verbrennung. Deutsche forschungs and versuchsanstalt «Institut fur Reaktionskinetik». – Stuttgart. – 1975. – 280 p.
20. Новиков И. И. Термодинамика. Учебное пособие для вузов. – М.: Машиностроение. – 1984. – 592 с.
21. Кутателадзе С. С. Основы теории теплообмена. – М.: Атомиздат. – 1979. – 416 с.

ОБОСНОВАНИЕ ВОЗМОЖНОСТИ ОТРАБОТКИ ЗАПАСОВ ПРЕДОХРАНИТЕЛЬНЫХ ЦЕЛИКОВ АБАКАНСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ**д.т.н. Лобанова Т.В., Трофимова О.Л., Ижболдина С.В., Лобанов С.А.****Сибирский государственный индустриальный университет, г. Новокузнецк, Россия**

Аннотация. Обобщен опыт отработки предохранительных целиков на Таштагольском и Абаканском рудниках, приведены угловые параметры сдвижения для построения предохранительных целиков оптимальных размеров и результаты расчета ожидаемых деформаций при отработке запасов на проектируемых глубинах отработки, обоснована возможность отработки запасов руды на проектируемых горизонтах рудника, в том числе в предохранительных целиках под охраняемые объекты.

Ключевые слова: охраняемые объекты, предохранительные целики, процессы сдвижения и деформирования, углы допустимого и предельного влияния, наблюдательные станции, рекомендации.

При отработке рудных и особенно угольных месторождений накоплен определенный опыт извлечения запасов предохранительных целиков при безопасной подработке охраняемых объектов [1 – 5].

Промышленные эксперименты по извлечению запасов предохранительных целиков проведены и на железорудных месторождениях Сибири [6 – 10] при продолжении безопасной эксплуатации ствола «Западный», компрессорной станции и электроподстанции на Таштагольском месторождении и стволов «Северный» и «Воздухоподающий» на Абаканском месторождении. При внедрении рекомендаций по досрочной расконсервации запасов предохранительных целиков для продления сроков эксплуатации охраняемых объектов на 15 – 25 лет из целиков Таштагольского рудника извлечено около 30 млн. т запасов сырой руды. Более 2 млн. т запасов сырой руды извлечено из предохранительного целика под Северный вентиляционный ствол Абаканского рудника.

При отработке Таштагольского месторождения в зоне опасных сдвижений на земной поверхности в условиях применения конструктивных мер защиты эксплуатировались основные действующие стволы и сооружения их надшахтных комплексов, административно-бытовые комбинаты шахты и горного цеха, компрессорная станция и электроподстанция, железнодорожные пути, ручей «Холодный», жилые дома. Ствол «Западный» 3 года эксплуатировался в зоне трещин вблизи границы зоны обрушения, а здание его венткалориферной установки – вблизи зоны трещин. В мульде сдвижения на земной поверхности Абаканского месторождения находился целый ряд сооружений и объектов, а стволы «Северный», «Воздухоподающий» и их надшахтные комплексы располагались в зоне опасных сдвижений, где фактические деформации растяжения и наклонов земной поверхности достигали допустимых значений.

Таким образом, на практике установлена принципиальная возможность извлечения запасов предохранительных целиков и продолжения эксплуатации ряда сооружений с применением конструктивных мер защиты до уровня предельных деформаций вплоть до попадания их в зону трещин.

Необходимость извлечения запасов предохранительных целиков под охраняемые объекты Абаканского рудника возникла в связи с ограниченностью свободных от предохранительных целиков рудных запасов на эксплуатируемых и проектируемых к отработке горизонтах шахты.

Охрана зданий, сооружений и природных объектов при отработке Абаканского месторождения производилась и производится на основе нормативных документов [11, 12], разработанных по данным многолетних систематических инструментальных наблюдений за сдвижением горных пород и земной поверхности.

Для охраны сооружений промплощадки Абаканского рудника Проектом 1987 г. при отработке месторождения до гор. -100 м предусматривалось оставление предохранительных целиков, построенных по углам сдвижения. Эта мера охраны была принята, исходя из условия эксплуатации объектов промплощадки на весь срок отработки месторождения.

Начиная с гор. +65 м, запасы V рудного тела уже попадали в предохранительные целики под стволы «Воздухоподающий» и «Вспомогательный», отстроенные по углам сдвижения. Соответственно эти же запасы попадали и в общий целик под охраняемые объекты промплощадки. Проектными решениями с целью расконсервации части запасов этого предохранительного целика для отработки их с обрушением, размеры предохранительного целика уменьшены за счет исключения из него запасов под Воздухоподающий и Вспомогательный стволы. В настоящее время до гор. -95 м

отработаны запасы предохранительных целиков под стволы «Воздухоподающий» и «Вспомогательный» до границ, построенных под углами допустимого влияния. Впервые для железорудных месторождений Сибири согласованы размеры предохранительных целиков под такими углами. Отработка месторождения в этих условиях осуществлялась при мониторинговых наблюдениях за сдвижением и деформированием горных пород и земной поверхности, оценке уровня накопленных деформаций и определении влияния горных разработок на развитие деформаций горного массива и строительных конструкций при выполнении соответствующих мер охраны.

Техническим проектом разработки Абаканского месторождения на отработку запасов до горизонта -95 м, разработанным и согласованным в 2015 – 2016 гг. в установленном порядке, по рекомендациям Научно-исследовательского центра «Геомеханика» СибГИУ определены новые границы предохранительных целиков под охраняемые объекты в этаже (-95) – (-15) м.

К охраняемым объектам отнесены ствол «Главный», ДОФ, Компрессорная станция № 1 и река «Рудная Киня». Предохранительные целики под промышленные объекты (ствол «Главный», ДОФ, Компрессорная станция № 1) определены по углам допустимого и предельного влияния, а под реку «Рудная Киня» – по углам разрывов и обрушения. Часть запасов IV рудного тела попадала в отстроенные предохранительные целики, которые также отработаны на основе применения специальных мероприятий, определенных Техническим проектом на отработку запасов месторождения до гор. -95 м, при условии мониторинга процессов подработки охраняемых объектов.

Инструментальные наблюдения и исследования развития процессов сдвижения земной поверхности и массива горных пород Абаканского месторождения с 2011 г. осуществляются НИЦ «Геомеханика» СибГИУ. В 1975 – 2010 гг. эти работы проводились институтом ВостНИГРИ, а еще раньше – институтом ВИОГЕМ. Первоначально профильные линии на земной поверхности состояли из нескольких реперов и не давали необходимых данных для исследования развития процессов сдвижения с расширением фронта очистных работ по площади и на глубину. В период 1990 – 2016 гг., после реконструкции наблюдательной станции, получены достоверные параметры сдвижения земной поверхности и горных пород, как в зоне влияния горных разработок, так и за её пределами.

В настоящее время мониторинг процессов сдвижения земной поверхности, горных пород и подрабатываемых объектов проводится на комплексной наблюдательной станции, представленной:

- наземной наблюдательной станцией для определения параметров процесса сдвижения земной поверхности, состоящей из 9 профильных линий в различных частях месторождения;
- подземной наблюдательной станцией для контроля сдвижения пород лежащего бока в направлении сооружений промплощадки и деформирования горных выработок, определения положения границ областей влияния горных разработок, заложенной на 6 горизонтах шахты;
- специальными наблюдательными станциями для контроля состояния охраняемых объектов надшахтного комплекса ствола «Воздухоподающий» и компрессорных станций.

Наблюдения за развитием процессов сдвижения и обработка результатов производятся в соответствии с «Инструкцией по наблюдениям за сдвижением горных пород и земной поверхности при подземной разработке рудных месторождений» [13].

Сдвижение горных пород Абаканского месторождения обусловлено горными работами по Главному, III, VI и V рудным телам. За период исследований полностью отработаны запасы семи этажей, а глубина очистных работ увеличилась на 550 м и достигла гор. -120 м. Процессы сдвижения горных пород над слепым рудным телом IV, отработка которого начата с гор. -15 м, локализируются в массиве горных пород.

Отработка запасов Абаканского месторождения осуществляется в условиях развития процессов сдвижения земной поверхности и горных пород. Период активного развития сдвижений и деформаций земной поверхности, особенно в зонах трещин и обрушения, соответствовал интенсивному углублению горных работ по VI и V рудным телам в 2000 – 2010 гг., когда глубина очистных работ увеличилась на 320 м (4 этажа).

В результате сдвижения земной поверхности и горных пород на поверхности месторождения сформировалась мульда сдвижения, в которой развиты воронка обрушения или провал и зоны опасных плавных сдвижений, трещин, обрушения. Размеры этих зон существенно отличаются как по отдельным профильным линиям, так и в различных частях месторождения. Максимальные размеры мульды сдвижения составляют: по простиранию 1540 м и вкрест простирания 1240 м. Зона плавных сдвижений максимальных размеров (260 – 310 м) сохраняется в лежащем боку в центральной части месторождения, где расположены основные сооружения промплощадки. Размеры зоны опасных плавных сдвижений на различных участках мульды сдвижения сопоставимы и в среднем составляют около 100 м.

На поверхности Абаканского месторождения в мульде сдвижения от горных разработок расположены основные сооружения действующей промплощадки и река «Рудная Киня», а ствол «Воздухоподающий» эксплуатируется в зоне опасных сдвижений. Ствол «Главный» и ДОФ находятся вне зоны влияния горных разработок, где горизонтальные деформации и наклоны земной поверхности не достигают 0,5 мм/м.

В районе охраняемых объектов углы сдвижения в среднем составляют 60° , углы разрывов – 74° , углы обрушения – 78° , что обеспечивает безопасную эксплуатацию зданий, сооружений и природных объектов в зонах подработки при соответствующем контроле развития процессов деформирования земной поверхности и горных пород.

Фактические деформации земной поверхности в районе расположения охраняемых объектов в основном не достигают допустимых значений безопасной их эксплуатации.

Максимальные деформации зафиксированы в районе ствола «Воздухоподающий», который эксплуатируется в зоне опасных плавных сдвижений в условиях подработки, где деформации растяжения земной поверхности в районе вентустановки достигли 5 мм/м. С 2007 г. деформации растяжения в районе вентустановки превысили допустимую деформацию для осевых вентиляторов 3 мм/м. Согласно действующим «Указаниям по охране сооружений...» [12] эксплуатация комплекса ствола «Воздухоподающий» в настоящее время производится по Проекту мер охраны, разработанному Абаканским филиалом ОАО «Евразруда» в 2008 г.

Развитие деформаций земной поверхности Абаканского месторождения по профильным линиям в мульде сдвижения за многолетний период наблюдений показывает, что величины деформаций с большими скоростями их развития наблюдаются на одних и тех же участках, которые приурочены к структурным границам. Деформации на этих участках в 2 – 3 раза превышают деформации типового распределения по профилю в мульде сдвижения или отличаются наличием деформаций сжатия по границам тектонических структур. Эта закономерность учитывается при расчете ожидаемых деформаций на границах тектонических нарушений.

Мониторингом сдвижения земной поверхности Таштагольского и Абаканского месторождений установлено, что, несмотря на высокую прочность обрабатываемых горных пород, блочное строение массивов, большую мощность отрабатываемых рудных тел, на значительных участках мульды сдвижения, включающих зону плавных сдвижений и часть формирующейся зоны трещин, сдвижение и деформирование горных пород развивается сравнительно плавно. Установлен линейный закон развития во времени сдвижений (до 1800 мм) и деформаций (до 30 – 50 мм/м) земной поверхности, горных пород, строительных конструкций зданий и сооружений, технологического оборудования.

Коэффициенты корреляции полученных зависимостей (0,89 – 0,99) отражают высокую тесноту связи, что создает возможность долговременного прогноза развития процессов сдвижения земной поверхности до уровня деформаций, в 10 раз и более превышающих критические для сооружений I категории охраны.

Установленные особенности и закономерности свидетельствуют о том, что в массивах пород лежачего бока месторождений, характеризующихся сформировавшимися зонами обрушения и отсутствием активного перепуска обрушенных пород, развитие сдвижений и деформаций происходит сравнительно плавно, создавая условия для эксплуатации сооружений на подработанных территориях с применением конструктивных мер их защиты.

В настоящее время охрана объектов ООО «Абаканский рудник» осуществляется оставлением предохранительных целиков, границы которых определены исходя из условий допустимого и предельного влияния горных разработок на обрабатываемые объекты.

Учитывая опыт эксплуатации охраняемых объектов Абаканского рудника в зонах влияния горных разработок, извлечения запасов предохранительных целиков на Абаканском месторождении и других рудных месторождениях России, а также в связи с планируемым выводом объектов действующей промплощадки из эксплуатации после отработки запасов до гор. -200 м, для дальнейшей охраны зданий и сооружений промплощадки при построении предохранительных целиков рекомендовано использовать углы допустимого и предельного влияния.

Предохранительные целики под углами допустимого и предельного влияния рекомендовано (п. 5.2 «Указаний...» [12]) строить при необходимости расконсервации запасов целиков в условиях частичной подработки и временной эксплуатации охраняемых объектов. Предохранительные целики под углами допустимого и предельного влияния строятся в пределах целиков, определённых

по углам сдвижения, и устанавливают границы извлечения запасов, за пределами которых происходит превышение, соответственно, допустимых или предельных деформаций, нормативно установленных действующими «Указаниями по охране сооружений ...» для данного охраняемого объекта.

В практике отработки Абаканского месторождения рекомендации по использованию углов допустимого и предельного влияния для построения предохранительных целиков использованы при частичной расконсервации запасов в целиках под стволы «Воздухоподающий» и «Вспомогательный», что позволило отработать полностью запасы руды предохранительных целиков под эти объекты до гор. -95 м при обеспечении их безопасной эксплуатации.

При проектировании отработки месторождения до гор. -200 м расчет и построение границ предохранительных целиков под сооружения Главного ствола, ДОФ, Компрессорную станцию № 1 выполнены, согласно рекомендациям НИЦ «Геомеханика» СибГИУ, по углам допустимого и предельного влияния вкрест простирания месторождения соответственно 56° и 61° , по простиранию 70° и 75° . Расчет и построение предохранительных целиков под реку «Рудная Киня» выполнены в 2-х вариантах: по углам разрывов вкрест простирания в центре и на южном фланге 70° , на северном фланге 75° , по простиранию 75° ; по углам обрушения вкрест простирания в центре и на южном фланге 75° , на северном фланге 80° , по простиранию 80° .

Приведенные угловые параметры обоснованы в «Заключении об угловых параметрах сдвижения горных пород Абаканского месторождения для отработки запасов руды на горизонтах -200 и -305 м» от 18.04.2011, согласованном с Енисейским управлением Ростехнадзора. Обоснованные в этом заключении величины углов разрывов и обрушения хорошо согласуются с фактическими угловыми параметрами.

В предохранительных целиках под охраняемые объекты Абаканского рудника в этаже (-200) – (-95) м находится 41,4 % от общих балансовых запасов в этаже, при этом только пятая часть от общих запасов попадает в целики под углами предельного влияния и обрушения.

Расчет ожидаемых деформаций земной поверхности в районе охраняемых объектов рудника при отработке запасов предохранительных целиков и в целом запасов месторождения до гор. -200 м выполнен на основе систематических инструментальных наблюдений и исследований процессов сдвижения Абаканского месторождения. Расчет произведен в соответствии с рекомендованными [14] методами прогноза сдвижений и деформаций в зоне влияния горных разработок. При расчете деформаций учтены особенности и закономерности развития процессов сдвижения земной поверхности и горных пород, установленные по данным мониторинга за многолетний период наблюдений.

В зависимости от степени подработанности земной поверхности в районах расположения охраняемых объектов расчеты выполнены следующими методами:

1) по установленным закономерностям развития деформаций земной поверхности во времени – ствол «Воздухоподающий», река «Рудная Киня»;

2) экспериментально-аналитическим методом [15], в основе которого лежат решения плоских задач теории упругости о распределении смещений вокруг зоны обрушения (провала) в поле тектонических сил, дополненные влиянием дилатансионных процессов и учитывающие совместное влияние на земную поверхность провала и выработанного пространства слепых рудных тел – ствол «Главный», ДОФ, Компрессорная станция № 1.

Достоверность расчета ожидаемых деформаций земной поверхности обусловлена хорошей сходимостью результатов расчетов, полученных аналитическим и экспериментальным методами, а также закономерным развитием деформаций во времени, подтверждаемым высокими коэффициентами корреляции установленных зависимостей.

Установлено, что при полной отработке запасов в этаже (-200) – (-95) м ожидаемые деформации земной поверхности в районе Главного ствола, ДОФ, Компрессорной станции № 1 и реки «Рудная Киня» не достигнут допустимых деформаций. Полученные величины ожидаемых деформаций земной поверхности в районе Главного ствола, ДОФ и Компрессорной станции № 1 существенно меньше допустимых и даже меньше критических значений деформаций растяжения 2 мм/м и наклона 4 мм/м, определяющих границу зоны опасных сдвижений [12, 13].

Расчет деформаций растяжения в районе реки «Рудная Киня» выполнен на основе закономерного изменения деформаций во времени на период полной отработки запасов до гор. -200 м. Ожидаемые максимальные деформации растяжения вблизи реки составят 8,3 мм/м. Эта величина существенно ниже критериального значения по деформациям растяжения, равным 15 мм/м и характеризующим условия возникновения трещин на земной поверхности Абаканского месторождения.

В районе зданий и сооружений ствола «Воздухоподающий» в настоящее время деформации растяжения достигли или превышают допустимые значения, а ожидаемые растяжения превысят

предельные деформации. Ожидаемые наклоны превысят допустимые значения, однако будут значительно меньше предельных деформаций. В условиях временной эксплуатации вентилятора ствола «Воздухоподающий» в качестве резервного для проветривания шахты на период отработки запасов в этаже (-200) – (-95) м при обеспечении систематического контроля состояния зданий, сооружений, технологического оборудования, проведения ремонтных и наладочных работ, будет обеспечена безопасная эксплуатация подрабатываемых объектов.

На современном этапе эксплуатации технологического оборудования, в том числе и вентиляторных установок, безопасная их эксплуатация обеспечивается выполнением текущих наладочных работ по регулированию соосности валов вентиляторной установки (электродвигатель – промежуточный вал – вентилятор) на основе их технической диагностики. Выполнение своевременной диагностики и наладочных работ в практике подработки венткалориферной установки Западного ствола Таштагольского рудника [10] позволили осуществлять её безопасную эксплуатацию до деформаций земной поверхности 10 – 15 мм/м, фактически до развития на этом участке зоны трещин.

Основные рекомендации, использованные для разработки проектной документации, предусматривают:

1 Полную отработку запасов руды до гор. -200 м, в том числе и частично попадающих в предохранительный целик под Компрессорную станцию № 1, построенный по углам предельного влияния, и в предохранительный целик под реку «Рудная Киня», построенный по углам обрушения.

2 Подработку ствола «Воздухоподающий» без оставления предохранительного целика.

3 Реконструкцию наблюдательной станции за сдвижением земной поверхности месторождения.

4 Проведение инструментальных наблюдений за сдвижением земной поверхности и деформированием охраняемых объектов согласно разработанной программе наблюдений.

5 Применение (при необходимости) конструктивных мер защиты зданий, сооружений и реки «Рудная Киня».

6 Выполнение требований норм, правил и стандартов при ведении горных работ, а также при эксплуатации объектов и прилегающих к ним территорий согласно разработанным мероприятиям.

Ожидаемые (расчетные) деформации земной поверхности в районе охраняемых объектов при отработке запасов месторождения до гор. -200 м не достигнут предельных параметров их безопасной эксплуатации. При увеличении скоростей развития деформаций земной поверхности в районе охраняемых объектов и превышении ожидаемых деформаций, предусмотрено оперативное реагирование на ход деформационных процессов и принятие решения о дальнейшей отработке запасов в предохранительных целиках вплоть до остановки их отработки.

Основные решения разработанной по рекомендациям СибГИУ проектной документации направлены на рациональное использование недр при частичном извлечении запасов предохранительных целиков под охраняемые объекты в научно обоснованных пределах. Применяемые и проектируемые научно обоснованные меры охраны [16] и мероприятия по обеспечению безопасной эксплуатации зданий, сооружений, технологического оборудования, водных объектов на подрабатываемой территории исключают риски возникновения аварийных ситуаций.

Выводы. Рекомендации научно-исследовательских работ НИЦ «Геомеханика» СибГИУ, использованные для проектирования отработки запасов предохранительных целиков, основаны на:

- результатах мониторинга процессов сдвижения земной поверхности и горных пород Абаканского месторождения;

- установленных особенностях и закономерностях деформирования земной поверхности;

- расчетном устойчивом состоянии налегающих и боковых пород при отработке слепого рудного тела IV;

- ожидаемом развитии зон опасного влияния горных разработок на земной поверхности;

- расчетах ожидаемых деформаций земной поверхности в районе охраняемых объектов, выполненных экспериментальными и аналитическими методами, достоверность которых обеспечивается высокой корреляцией используемых зависимостей.

Библиографический список

1. Цыгалов М.Н. Подземная разработка с высокой полнотой извлечения руд / М.Н. Цыгалов. – М.: Недра, 1985. – 272 с.

2. Сашурин А.Д. Сдвижение горных пород на рудниках черной металлургии / А.Д. Сашурин. – Екатеринбург: ИГД УрО РАН, 1999. – 268 с.

3. Защита гражданских зданий от влияния подземных горных работ / Р.А. Муллер, Л.Ш. Меламут, В.М. Варлашкин [и др.]. – М.: Недра, 1970. – 224 с.

4. Защита и подработка зданий и сооружений / С.Е. Шагалов, Р.А. Муллер, В.В. Марков [и др.]. – М.: Недра, 1974. – 256 с.
5. Иофис М.А. Инженерная геомеханика при подземных разработках / М.А. Иофис, А.И. Шмелев. – М.: Недра, 1985. – 248 с.
6. Квочин В.А. Обоснование и внедрение методов безопасной подработки действующих инженерных сооружений и объектов железорудных месторождений Сибири / В.А. Квочин, Т.В. Лобанова, И.Ф. Матвеев, А.И. Щербаков // Геомеханика в горном деле : докл. Междунар. конф. 19 – 21 ноября 2002 г. – Екатеринбург: ИГД УрО РАН, 2003. – С. 233 – 243.
7. Квочин В.А. Опыт эксплуатации ствола шахты в условиях его подработки / В.А. Квочин, Т.В. Лобанова, А.И. Щербаков // Горный журнал. – 2003. – № 12. – С. 44 – 45.
8. Квочин В.А. Извлечение запасов предохранительных целиков под поверхностными сооружениями при отработке железорудных месторождений Сибири / В.А. Квочин, Т.В. Лобанова, И.Ф. Матвеев // Горный журнал. – 2004. – № 8. – С. 97 – 101.
9. Лобанова Т.В. Опыт эксплуатации компрессорной станции Таштагольского рудника в зоне влияния тектонических нарушений / Т.В. Лобанова // Горный журнал. – 2004. – № 10. – С. 38 – 41.
10. Лобанова Т.В. Обеспечение безопасной эксплуатации вентиляторов и зданий вентиляторных установок при их подработке / Т.В. Лобанова // Безопасность труда в промышленности. – 2009. – № 4. – С. 31 – 34.
11. Указания по охране сооружений и природных объектов от вредного влияния подземных горных разработок на железорудных месторождениях НПО «Сибруда»: утв. постановлением Госпроматомнадзора СССР 06.06.1991. № 3: введ. в действие с 15.06.1991. – Новокузнецк, 1991. – 57 с.
12. Указания по охране сооружений и природных объектов от вредного влияния подземных горных разработок на железорудных месторождениях ОАО «Евразруда»: согл. Управлениями по технологическому и экологическому надзору Ростехнадзора по Кемеровской обл. 09.10.2006 и по Республике Хакасия РФ 16.11.2006. – Новокузнецк, 2006. – 95 с.
13. Инструкция по наблюдениям за сдвижением горных пород и земной поверхности при подземной разработке рудных месторождений: утв. М-вом цв. мет. СССР: введ. в действие с 03.07.1986. – М.: Недра, 1988. – 112 с.
14. Методические указания по применению конструктивных мер защиты сооружений в зонах опасных сдвижений земной поверхности от подземных горных разработок на железорудных месторождениях Сибири: согл. ОАО «КМК» 14.10.2001, утв. ОАО «ВостНИГРИ» 19.11.2001. – Новокузнецк, 2001. – 43 с.
15. Пакет программ для расчета сдвижений, деформаций и напряжений около эллиптических выработок: метод. указ. / сост.: В.А. Квочин, Г.Л. Линдин, Т.В. Лобанова, Н.Н. Романова; под ред. В.А. Квочина. – Новокузнецк: РИО НФИ КемГУ, 2003. – 56 с.
16. Лобанова Т.В. Безопасная отработка запасов предохранительных целиков при применении научно обоснованных мер охраны подрабатываемых объектов / Т.В. Лобанова, О.Л. Трофимова, Л.Н. Писарев // Наукоемкие технологии разработки и использования минеральных ресурсов: науч. журнал / Сиб. гос. индустр. ун-т; под общей ред. В.Н. Фрянова. – Новокузнецк, 2017. – № 3. – С. 418 – 424.

УДК 622.271.326

ВСКРЫТИЕ УГОЛЬНОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ ПРИ КОМБИНИРОВАННОЙ РАЗРАБОТКЕ ПЛАСТОВ

к.т.н. Сенкус Вал.В., к.т.н. Чаплыгин В.В., д.т.н. Сенкус В.В.

Сибирский государственный индустриальный университет, г. Новокузнецк, Россия

Аннотация. При комбинированной разработке возникают технологические решения, которые невозможны при открытой или подземной разработке, но на современном этапе они носят единичный характер, т.к. ее методическая база проектирования отсутствует. Одним из признаков комбинированной разработки месторождения является единая схема вскрытия и подготовки, который считается условием наиболее полного проявления позитивных особенностей комбинированной технологии.

Выбор варианта вскрытия осуществляется на основе совместного учета технических (схема вскрытия, системы открытых и подземных работ, места заложения вскрывающих выработок, вида транспорта, способа подъема и т.д.), организационных (сроки строительства, календарная увязка планов горных работ и экономических факторов, предусматривающих оптимизацию затрат и доходов (по изменяющимся статьям в сравниваемых вариантах) с учетом времени их осуществления).

Ключевые слова: особенность, вскрытие, угольное месторождение, комбинированный способ.

Анализ способов комбинированной разработки угольных месторождений показал, что технологические решения, технические средства и материалы: вскрытия и подготовки месторождения;

водоотлива горных выработок и их проветривания, добычи угля и других работ при комбинированной разработке месторождений, используемые при выполнении производственных процессов и операций, остаются аналогичными, как в обычных условиях открытой, подземной разработки и рекультивации земель. Однако при комбинированной разработке в результате взаимодействия открытых и подземных работ формируются и проявляются их особенности, сопровождаемые позитивными и негативными факторами.

При комбинированной разработке возникают технологические решения, которые были бы невозможны при открытой или подземной разработке [1-12].

Технологические решения и способы их реализации в условиях открытых или подземных освящены в технической литературе и в работе рассматриваются в необходимых минимальных объемах.

Следует подчеркнуть, что комбинированные технологии в практике разработки угольных месторождений носят единичный характер, а методическая база проектирования отсутствует.

Одним из признаков комбинированной разработки месторождения является единая схема вскрытия и подготовки, который считается условием наиболее полного проявления позитивных особенностей комбинированной технологии [1].

Под термином «Схема вскрытия и подготовки месторождения» предполагается комплекс горно-капитальных и подготовительных выработок в разрезе или шахте, обеспечивающих доступ к полезному ископаемому.

Вскрытие и подготовка месторождения для его комбинированной разработки являются системообразующими операциями высокого порядка и формируют технический и экономический уровни освоения полезного ископаемого на стадии горного производства.

Термином «единая схема вскрытия и подготовки месторождения при комбинированной разработке» обозначается проведение комплекса горных выработок для вскрытия и подготовки запасов угля и комбинированной разработки их различными технологиями на основе единого проекта.

Особенность схемы заключается в многофункциональности выработок, обеспечивающих отработку запасов угольных месторождений открытыми и подземными горными технологиями.

В соответствии с принятыми положениями, наилучшей является схема вскрытия месторождения, которая обеспечивает наиболее полное продуктивное взаимодействие технологических систем разреза и шахты на протяжении всего (или максимально возможного) срока существования предприятия.

Для определения коэффициента эффективности технологического взаимодействия открытой и подземной технологий при их комбинировании K_K , предлагается использовать формулу, введенную на основе зависимостей чистых дисконтированных доходов вариантов схем вскрытия, имеющую вид [1]

$$K_K = \frac{(C_0 + \Delta K_0) + (C_n + \Delta K_n)}{(C_0^1 + \Delta K_0^1)(C_n^1 + \Delta K_n^1)}, \quad (1)$$

где C_0 , C_n – себестоимость добычи угля открытым и подземным способом при раздельном варианте вскрытия; ΔK_0 , ΔK_n – удельные капитальные затраты за определенный период на разрезе и шахте при раздельном варианте отработки месторождения открытым и подземным способом; C_0^1 , C_n^1 – себестоимость добычи угля открытым и подземным способом при совместной отработке месторождения комбинированным способом; ΔK_0^1 , ΔK_n^1 – удельные капитальные затраты за определенный период на разрезе и шахте при совместной отработке месторождения комбинированным способом.

Если эффективность технологического взаимодействия открытой и подземной технологий значима, коэффициент $K_K > 1$, если $K_K < 1$, то эффективность принятой схемы взаимодействия открытой и подземной технологий неоправданно низка, и от варианта вскрытия необходимо отказаться.

Следует отметить, что коэффициент эффективности взаимодействия технологий для достижения позитивных результатов совместного вскрытия месторождения должен находиться в пределах $1 < K_K < 2$.

Для проведения подземной добычи угля должны быть пройдены вскрывающие выработки и сооружены объекты, необходимые для эффективного ведения подземных горных работ с учетом удаления открытых.

При большом разрыве во времени не может сохраняться большая часть коммуникаций разреза или шахты для последующего использования. Однако совмещение открытых и подземных горных работ в пространстве может оставаться значительным и быть любым в интервале $K_K = 1 \div 2$ и

более, поэтому отработка месторождения отвечает критериям комбинированной, но требует преимущественно отдельной схемы вскрытия. Такой подход необходим с точки зрения соблюдения условий, отражающих различные стороны воздействия временного фактора.

Вариант отдельной схемой вскрытия разреза и шахтных полей рекомендуется для месторождений, где работы должны выполняться в рамках единого проекта освоения его комбинированным способом.

При этом в проекте и во входящих в его состав схемах вскрытия необходимо предусматривать сохранение возможно большего количества совместных открыто-подземных коммуникаций и капитальных сооружений. В каждом конкретном случае в проекте расчетами определяются техническая возможность и экономическая целесообразность сохранения и наращивания по мере необходимости основных коммуникаций разреза и шахты.

Если разрыв во времени достаточно велик (годы и десятки лет), то по техническим и экономическим причинам нельзя рассчитывать на использование системных коммуникаций и сооружений, оставшихся от предыдущего способа освоения месторождения.

В этом случае, предыдущая и последующая технологии должны осуществляться по отдельным схемам вскрытия.

Следует отметить, что любой из рассмотренных вариантов может быть использован и для повторной разработки.

Особенностью последовательной комбинированной разработки месторождения является возможность использования пространства разреза для опережающего и с наименьшими затратами вскрытия приконтурных запасов для отработки подземным способом.

Опыт разработки угольных месторождений комбинированным способом показал, что в большинстве случаев для вскрытия запасов, подлежащих выемке подземными технологиями, применяются традиционные варианты вскрытия выработками, располагаемыми за пределами зон сдвига от открытых и подземных горных работ.

Использование открытых выработок в качестве вскрывающих на отечественных шахтах имеет единичный характер, чаще в виде вспомогательной вскрывающей выработки на стадии строительства и эксплуатации разреза для доставки материалов, оборудования в шахту, подготовки подземных блоков к очистной выемке, подачи свежего и выброса загрязненного воздуха, размещения породы от проходки подземных выработок, формирования единой системы водоотливных и дренажных выработок, при этом схемы вскрытия характеризуются повышенными объемами капитальных работ и увеличенными сроками строительства шахты

Использование разреза в качестве вскрывающей выработки при создании единой транспортной схемы для вывоза горной массы из разреза и шахты позволяет добиться существенного снижения затрат и сроков строительства шахты.

Вскрытие угольного месторождения при применении комбинированных технологий характеризуется рядом особенностей: наличие пространства разреза, которое представляет собой самостоятельную вскрывающую выработку; увеличенные размеры зон, вовлекаемых в процесс деформирования массива под влиянием горных работ; зависимость распределения запасов по способам разработки от принятого порядка освоения месторождения.

Для использования разреза в качестве транспортной выработки с горизонтальных берм бортов или со дна карьера проходят штольни, вертикальные или наклонные стволы, наклонные подземные съезды для самоходного оборудования. Часто пространство разреза используют для размещения вспомогательных подземных выработок: для доставки материалов, закладочной смеси и оборудования в шахту, подготовки подземных блоков к очистной выемке, подачи свежего и выброса загрязненного воздуха. Положительно сказывается на работе шахты возможность размещения в разрезе пород от проходки подземных выработок. Существенно снижаются затраты комбинированной технологии при формировании единой для разреза и шахты системы водоотливных и дренажных выработок.

Использование разреза в качестве вскрывающей выработки для освоения подземных запасов предполагает сооружение на бермах или в основании карьера перегрузочных узлов, размещение вентиляционных установок, поддержание съездов и коммуникаций разреза на длительный период эксплуатации, требует оставления значительных по величине охранных целиков бортов.

Использование глубоких разрезов в качестве транспортной выработки не оправдано из-за высоких затрат и необходимости поддержания бортов в течение длительного периода эксплуатации запасов месторождения подземным способом.

В ряде случаев целесообразно использовать подземные вскрывающие выработки для освоения запасов глубоких горизонтов разреза, для чего в дне или в нижней части бортов сооружают капитальные выработки для транспортировки горной массы открытых горных работ на подземный транспортный горизонт, откуда выдают ее на поверхность.

Такой вариант вскрытия и подготовки запасов обеспечивает по сравнению с традиционной схемой «ствол - квершлаг - штрек» сокращение сроков ввода в эксплуатацию на 3,5 года.

Использование пространства разреза дает возможность ускорить строительство шахты и организовать добычные работы в открыто-подземном ярусе до ввода основных вскрывающих выработок шахты в эксплуатацию. Добыча из разреза в переходных зонах позволяет смягчить экономические последствия перехода на другой способ разработки.

Совместное решение вопросов вскрытия и подготовки запасов полей разреза и шахты позволяет уменьшить объем вскрывающих выработок и сократить срок строительства, снизить размеры инвестиций, а также уменьшить затраты на транспортировку горной массы в процессе эксплуатации предприятия.

При комплексном проектировании и освоении запасов комбинированными технологиями проектные решения должны быть увязаны по способам разработки, в том числе: в части размещения вскрывающих выработок с учетом перспектив развития горных работ в разрезе и шахте и функционирования их на всех этапах разработки, что снижает затраты и сроки строительства.

Требования к схеме вскрытия месторождения при комбинированном способе разработки заключаются в следующем:

- использование пространства разреза в качестве основной или вспомогательной вскрывающей выработки на стадиях строительства и эксплуатации шахты;
- создание единой транспортной схемы для выдачи горной массы из шахты и разреза;
- резервирование на поверхности разреза мест для размещения поверхностных зданий и сооружений шахты;
- формирование при постановке разреза в предельное положение площадок, берм, съездов для заложения основных и вспомогательных подземных выработок, размещения пунктов перегрузки, дренажных выработок и сооружений, вентиляционных и энергетических установок;
- учет при определении местоположения подземных вскрывающих выработок, наряду с традиционными факторами, перспектив развития горных работ в карьере и особенностей сдвижения массивов пород под влиянием подземных и открытых горных работ;
- разработка мероприятий по уменьшению размеров зон деформирования, подрабатываемых бортов карьера, и мониторингу геомеханического состояния массива в районе размещения подземных капитальных вскрывающих выработок;
- размещение отвалов вскрышных пород и угольных складов с учетом требований проветривания шахт и обеспечения устойчивости подрабатываемых бортов разреза.

При выборе места заложения вскрывающих подземных выработок в разрезе следует исходить из требований безопасности и удобства работ, минимальной запыленности, возможностей снабжения энергией, водой, наличия площадок для организации пунктов перегрузки.

При определении положения подземных вскрывающих выработок необходимо учитывать наряду с традиционными факторами перспективы развития горных работ в карьере и параметры сдвижения массивов пород под влиянием подземных и открытых горных работ, физико-химических геотехнологий и гидродобычи.

Вывод. Выбор варианта вскрытия осуществляется на основе совместного учета технических (схема вскрытия, системы открытых и подземных работ, места заложения вскрывающих выработок, вида транспорта, способа подъема и т.д.), организационных (сроки строительства, календарная увязка планов горных работ) и экономических факторов, предусматривающих оптимизацию затрат и доходов (по изменяющимся статьям в сравниваемых вариантах) с учетом времени их осуществления.

Библиографический список

1. Казикаев Д.М. Комбинированная разработка рудных месторождений. –М.: Горная книга. - 2008. - 360 с.
2. Арсентьев А.И. Вскрытие и системы разработки карьерных полей. – М.: Недра, 1981. – 278 с.
3. Бурчаков А.С. Выбор технологических схем угольных шахт / А.С. Бурчаков, В.А. Харченко, Л.А. Кафорин. – М.: Недра, 1975. – 274 с.

4. Имгрудн Т., Шалашинский А. Направленное бурение – новая технология для повышения эффективности предварительной дегазации в российских угольных шахтах // Глюкауф майнинг репорт. – 2015. – № 1. – С. 16–19.
5. Интегрированные технологии добычи угля на основе гидромеханизации / Л.А. Пучков, О.В. Михеев, В.А. Атрушкевич, О.А. Атрушкевич. – М.: Изд. МГГУ, 2000. – 296 с.
6. Казакаев Д.М. Комбинированная разработка рудных месторождений. –М.: Горная книга, 2008. – 360 с.
7. Каплунов Д.Р., Рыльникова М.В Комбинированная разработка рудных месторождений. –М.: Горная книга, 2012. –344 с.
8. Каплунов Д.Р., Рыльникова М.В. Развитие теории проектирования и реализация идей комплексного освоения недр. // Горный информационно-аналитический бюллетень. - 2008. - № 4 – С. 20-41.
9. Коденцев А.Я. Гидротехнология на шахтах. - М.: Недра, 1994. – 243 с.
10. Лось И.Н. Научные основы комбинированной разработки угольных месторождений Севера / И.Н. Лось. – Новосибирск: Наука, 1991. – 181 с.
11. Михеев О.В. Разработка угольных месторождений с использованием открытых техногенных горных выработок / О.В. Михеев, В.А. Атрушкевич, А.Г. Саламатин – М.: МГГУ, 1995. – 45 с.
12. Проект строительства открыто-подземного гидроучастка разреза «Кедровский»: Пояснительная записка. / ВНИИГидроуголь. – Новокузнецк, 1997. - 100с.

УДК 622.272(571.17)

ВЫБОР ВАРИАНТА РАЗРАБОТКИ МАКАРЬЕВСКОГО УГОЛЬНОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ

Сенкус Вал.В., Чаплыгин В.В., Сенкус В.В.

Сибирский государственный индустриальный университет, г. Новокузнецк, Россия

Аннотация. В статье представлены горно-геологическая характеристика Макарьевского месторождения Кузбасса и варианты его разработки открытым, подземным и комбинированным способами. На основе критерия чистого дисконтированного дохода установлено, что денежный поток за весь период разработки составляет 143,4 млрд. руб., чистый дисконтированный поток - 20,1 млрд. руб.

Анализ денежных потоков и чистого дисконтированного дохода для разных вариантов показывает, что при открытом и комбинированных способах повышается эффективность освоения месторождения на 20-30% и сокращаются сроки разработки месторождения на 15-20 лет, а рекультивация земель традиционным способом сводит к нулю чистый дисконтированный доход, поэтому рекультивацию земель следует проводить гидравлическим или механогидравлическим способом, которые обеспечивают снижение расходов на 30-45%.

Ключевые слова: выбор, вариант, разработка, Макарьевское месторождение, способ, открытый, подземный, комбинированный

Анализ работ по вскрытию месторождений [3-13] показывает, что в качестве критерия оценки используют различные критерии (максимальная производственная мощность, максимальная производительность, минимальные затраты, чистый дисконтированный доход). При комбинированной технологии добычи угля наиболее приемлемым является последний из указанных, поскольку учитывает изменение цены угля во времени.

Общая характеристика. Макарьевское каменноугольное месторождение [1] расположено в восточной части Кузнецкого бассейна в пределах центральной части Терсинского геологоугленосного района. Месторождение со всех сторон ограничивается непродуктивными отложениями кузнецкой свиты.

В административном отношении Макарьевское месторождение располагается на территории Новокузнецкого района Кемеровской области, в 90 км северо-восточнее г. Новокузнецка. Район слабо населен. В непосредственной близости располагаются поселки Осинное Плесо, Загадное, Аскарлы, Макариха, Увал.

По геолого-экономическому делению Макарьевское месторождение входит в состав Терсинского угленосного района, расположенного в юго-восточной части Кузнецкой котловины, в предгорной части Кузнецкого Алатау.

Макарьевское месторождение имеет брахиантиклинальную структуру и со всех сторон ограничивается безугольными отложениями кузнецкой свиты. Наибольшая длина месторождения составляет 17 км и ширина 6 км.

Район характеризуется относительно высокими абсолютными отметками (+420 м абс.) и сильно расчлененными формами рельефа. Минимальные отметки +220-250 м (абс.) приурочены к долине р. Верхняя Терсь и ее притоков.

Стратиграфия и литология. В геологическом строении месторождения принимают участие осадки нижнебалахонской и верхнебалахонской свиты балахонской серии и кузнецкой свиты кольчугинской серии пермского возраста, перекрытые четвертичными отложениями мощностью 3-8 м. Общая мощность вскрытого разреза балахонской и кольчугинской серий на месторождении составляет около 1500 м.

Нижнебалахонская свита представлена алыкаевской подсвитой. Свита в основном представлена песчаниками и грубыми алевролитами, переслаивающимися с конгломератами и алевролитами. Вскрытая часть свиты содержит десять пластов угля, из которых только три пласта (пласты XXII, XXV, XIX) имеют рабочую мощность, близкую к нижнему пределу балансовой мощности. Эти пласты выдержаны как по падению, так и по простиранию. Общая мощность отложений нижнебалахонской свиты составляет 310 м [2].

Верхнебалахонская свита представлена всеми четырьмя подсвитами: усятской, кемеровской, ишановской и промежуточной. По литологическому составу отложения свиты представлены чередованием мощных (до 60-80 м и более) пачек серых песчаников, на фоне которых хорошо выделяются тонкие до 0,3-0,5 м прослои карбонатизированных пород и редкие, располагающиеся обычно посередине или ближе к верхней границе пачек, прослои углистых аргиллитов и углей. Окраска глинисто-алевролитового комплекса, как правило, темно-серая с бурым оттенком. Максимальное значение мощности не превышает 50 м, обычно алевролитово-аргиллитовые пачки имеют мощности порядка 10-15 м. В средней части свиты располагается пластовая залежь диабазов, мощностью порядка 100-125 м [2].

В свите насчитывается около двадцати шести пластов угля, из которых тринадцать пластов достигают рабочей мощности. Мощность свиты составляет 920 м. Суммарная мощность пластов угля составляет 37,65 м.

Тектоника. В тектоническом отношении месторождение располагается в своде крупного антиклинального поднятия, известного под названием Терсинской антиклинали. Терсинская антиклиналь вытянута в северо-западном направлении и благодаря серии нарушений и синклинального прогиба центральной части, имеет довольно сложную конфигурацию в плане.

Терсинская антиклиналь разбита дизъюнктивными нарушениями на отдельные тектонические блоки и осложнена дополнительной складчатостью. В пределах месторождения выделены три наиболее крупные антиклинали третьего порядка: Северо-Терсинская, Южно-Терсинская и Западная, характеризующиеся ассиметричным строением. Углы падения северо-восточных крыльев равны 5-30° и юго-западных – 50-60°. Среди выявленных дизъюнктивных нарушений можно выделить группу крупных тектонических разломов с амплитудой от нескольких сотен до 1500-3000 м и группу широко распространенных дизъюнктивов типа взбросов с амплитудами порядка нескольких метров, ориентированных с юго-востока на северо-запад.

Широким распространением на месторождении пользуются магматические породы (диабазы), образующие пластовые залежи – силлы или секущие дайки. Наиболее крупный из них Сыркашевский силл имеет мощность 100-125 м.

В границах проектного участка недр «Макарьевский Южный» дизъюнктивные нарушения геологоразведочными работами не выявлены. Юго-западная граница участка недр проходит вдоль оси Северо-Терсинской антиклинальной складки. Характеристики угольных пластов представлены в табл. 1. Геологический разрез показан на рис. 1.

Горно-геологические условия отработки запасов. Все угольные пласты газоносны. По аналогии с действующими шахтами природная газоносность при отработке верхних горизонтов составит 10-15 м³/т, на нижних горизонтах (-300 м) газоносность пластов может достигать 25 м³/т.

Специальных исследований по изучению углей пластов Макарьевского месторождения на склонность к самовозгоранию не проводилось, поэтому предварительно угли всех пластов должны быть отнесены к склонным к самовозгоранию.

Пласты Макарьевского месторождения по аналогии с шахтами Томь-Усинского района предварительно должны быть отнесены к угрожаемым по горным ударам с глубины 150 м и по внезапным выбросам угля и газа с глубины 250 м.

Для совместной отработки участков Макарьевский Северный и Макарьевский Южный предлагается рассмотреть 3 варианта.

Основные характеристики угольных пластов участков недр Макарьевский Северный и Макарьевский Южный

Пласт	Марка угля	Строение пласта		Мощность угольных пачек, м средняя	Выдержанность пласта	Характеристика пород	
		степень сложности	кол-во породных прослоев			кровли	почвы
Пласт III-IV	К	простое	-	0,50-3,45 1,80	относительно выдержанный	алевролит	алевролит
Пласт V	ОС	простое	-	0,65-1,90 1,12	относительно выдержанный	песчаник с галькой	алевролит
Пласт VI	ОС	простое	-	0,82-2,47 1,90	относительно выдержанный	песчаник, алевролит	алевролит, песчаник
Пласт XI	Т	простое, реже сложное	2-3	1,00-2,02 1,23	относительно выдержанный	алевролит	алевролит
Пласт XII-XIII	Т	сложное, реже простое	2-3	13,77-22,64 18,33	относительно выдержанный	песчаник	алевролит
Пласт XVI	А	простое	-	4,50-6,45 5,64	относительно выдержанный	песчаник	алевролит, аргиллит

Вариант 1 – Отработка запасов участка подземным способом

Вариант 2 – Последовательная отработка запасов участка открытым способом, а затем подземным.

Вариант 3 – Одновременная комбинированная отработка запасов участка.

Вариант 1 реализуется строительством двух шахт с суммарной производственной мощностью 3,5 млн. т угля в год. Вертикальная схема вскрытия представлена на рис. 1.

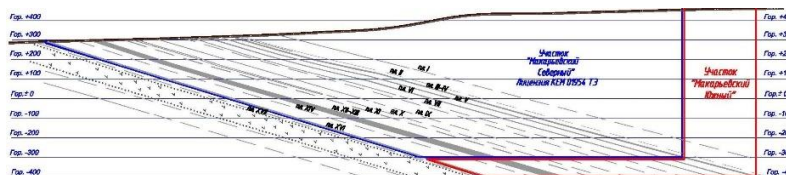


Рис. 1. Геологический разрез по II р.л.

Шахта № 1 обрабатывает пласты III-IV, V, VI. Отработка пластов принята в нисходящем порядке.

Способ вскрытия Шахты № 1 принимается пластовыми наклонными стволами и квершлагами. Схема подготовки – панельная, с выделением северной и южной панели. Размеры панелей по простиранию изменяются в диапазоне 2,5-4,8 км, по падению – 1,2-2,8 км.

Порядок отработки пластов нисходящий.

Исходя из горно-геологических условий залегания пластов III-IV, V и VI принята система разработки длинными столбами по простиранию с полным обрушением кровли.

Оконтуривание выемочных участков предусматривается параллельными штреками. Длина очистных забоев – 250 м.

Шахта № 2 обрабатывает пласты XI, XII-XIII, XVI. Отработка пластов принята в нисходящем порядке.

Способ вскрытия шахты № 2 принимается пластовыми наклонными стволами и квершлагами. Схема подготовки – панельная, с выделением северной и южной панели. Размеры панелей по простиранию изменяются в диапазоне 1,0-3,8 км, по падению – 1,0-3,0 км.

Порядок отработки пластов нисходящий.

Исходя из горно-геологических условий залегания пластов XI, XVI, принята система разработки длинными столбами по простиранию с выемкой угля на всю мощность с полным обрушением кровли.

Для пласта XII-XIII принята слоевая система разработки с выпуском из подкровельной толщи угля.

Пласт XII-XIII разделяется на два слоя, вынимаемая мощность каждого слоя составит до 10,0 м.

Пласт XII вынимается в один слой с выпуском из подкровельной толщи.

Оконтуривание выемочных участков предусматривается параллельными штреками. Длина очистных забоев для пластов XI, XVI – 250 м, для пласта XII-XIII -150м.

Для шахты № 1 и шахты № 2 предусматривается предварительная пластовая дегазация и дегазация выработанного пространства для обеспечения высоких нагрузок на очистной забой и уменьшения количества воздуха для проветривания выемочного участка. Способ проветривания шахты № 1 предусматривается нагнетательный, система – единая, схема – центрально-фланговая.

Свежий воздух в нижнюю точку ведения горных работ шахты № 1 будет подаваться по центральному воздухоподающему стволу пласта VI, оборудованному вентиляционной установкой главного проветривания. Далее воздух будет поступать по вентиляционному квершлагу на вентиляционный уклон разрабатываемого пласта и с вентиляционного уклона распределяться по потребителям, обеспечивая бремсберговую схему проветривания.

Выемочные участки предусматривается проветривать за счет общешахтной депрессии по комбинированной схеме с восходящим движением воздуха вдоль очистного забоя и выдачей исходящей струи воздуха на фланговые стволы разрабатываемых пластов.

Подготовительные забои проветриваются ВМП.

Способ проветривания шахты № 2 предусматривается нагнетательный, система – единая, схема – центрально-фланговая.

Свежий воздух в нижнюю точку ведения горных работ шахты № 2 будет подаваться по центральному воздухоподающему стволу пласта XVI, оборудованному вентиляционной установкой главного проветривания.

В остальном схема проветривания шахты № 2 аналогична шахте № 1.

В период эксплуатации, предусматривается строительство центральных фланговых и участковых водоотливов и проведение водосборных штреков.

На основании принятых технико-технологических решений проведен технико-экономический расчет по варианту 1 отработки выделенных участков Макарьевского каменноугольного месторождения. Результаты расчета приведены на рис. 2.

Денежный поток за весь период отработки составляет 78,5 млрд. руб., чистый дисконтированный поток составляет -4,5 млрд. руб.

Вариант 2 реализуется строительством разреза с производственной мощностью 7 млн. т угля в год до достижения конечной глубины открытых горных работ и последующей подземной доработкой запасов выделенных участков.

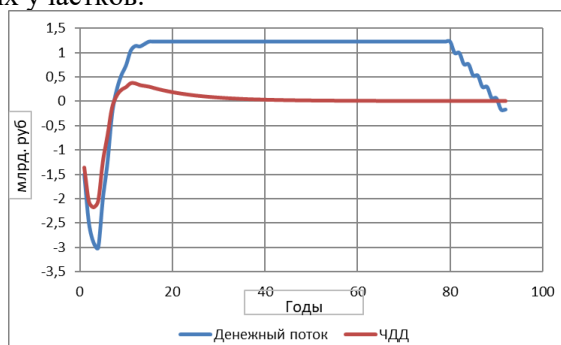


Рис. 2. Денежные потоки и ЧДД при подземной разработке угольного месторождения с традиционной рекультивацией земель

При последовательной разработке месторождения на первоначальном этапе отработка осуществляется открытым способом (рис. 3). Пласты вскрываются капитальной траншеей на центральной промплощадке.

Подготовительные горные работы разреза ведутся буровзрывным способом с погрузкой вскрышных пород в автосамосвалы и вывоз в отвал. После достижения разрезом проектной мощности вскрыша частично размещается во внутреннем отвале, который обеспечивает изоляцию открытых и подземных горных работ.

Система разработки принята углубочно-продольная, однобортная.

Очистные работы ведутся механизированным способом с транспортом угля до центральной промплощадки и выдачей его конвейером до угольного склада.

После достижения открытых горных работ гор. -100 м производится переход на подземную добычу.

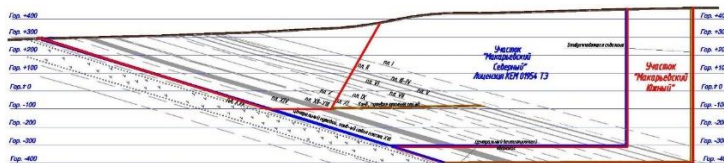


Рис. 3. Вертикальная схема вскрытия участков Макарьевского месторождения каменных углей. Пласт XII-XIII разделяется на два слоя, вынимаемая мощность каждого слоя составит до 10,0 м

Шахта № 1 отрабатывает пласты III-IV, V, VI. Отработка пластов принята в нисходящем порядке. Способ вскрытия Шахты № 1 принимается пластовыми наклонными стволами, штольнями, воздухопадающей скважиной и квершлагами. Схема подготовки – панельная, с выделением северной и южной панели. Размеры панелей по простиранию изменяются в диапазоне 2,5 - 4,8 км, по падению 1,2 - 2,4 км.

Порядок отработки пластов нисходящий.

Исходя из горно-геологических условий залегания пластов III-IV, V и VI принята система разработки длинными столбами по простиранию с полным обрушением кровли.

Оконтуривание выемочных участков предусматривается параллельными штреками. Длина очистных забоев – 250 м.

Шахта № 2 отрабатывает пласты XI, XII-XIII, XVI. Отработка пластов принята в нисходящем порядке.

Способ вскрытия шахты № 2 принимается пластовыми наклонными стволами и квершлагами. Схема подготовки – панельная, с выделением северной и южной панели. Размеры панелей по простиранию изменяются в диапазоне 1,0-3,8 км, по падению – до 1,2 км.

Порядок отработки пластов нисходящий.

Исходя из горно-геологических условий залегания пластов XI, XVI, принята система разработки длинными столбами по простиранию с выемкой угля на всю мощность с полным обрушением кровли.

Для пласта XII-XIII принята слоевая система разработки с выпуском из подкровельной толщи угля.

Пласт XII вынимается в один слой с выпуском из подкровельной толщи.

Оконтуривание выемочных участков предусматривается параллельными штреками. Длина очистных забоев для пластов XI, VI – 250 м, для пласта XII-XIII -150м.

Для шахты № 1 и шахты № 2 предусматривается предварительная пластовая дегазация и дегазация выработанного пространства для обеспечения высоких нагрузок на очистной забой и уменьшения количества воздуха для проветривания выемочного участка.

Способ проветривания шахты № 1 предусматривается нагнетательный, система – единая, схема – центрально-фланговая.

Свежий воздух в нижнюю точку ведения горных работ шахты № 1 будет подаваться по воздухопадающей скважине, оборудованной вентиляционной установкой главного проветривания. Далее воздух будет поступать по вентиляционному квершлагу на вентиляционный уклон разрабатываемого пласта и с вентиляционного уклона распределяться по потребителям, обеспечивая бремсберговую схему проветривания.

Выемочные участки предусматривается проветривать за счет общешахтной депрессии по комбинированной схеме с восходящим движением воздуха вдоль очистного забоя и выдачей исходящей струи воздуха на фланговые стволы разрабатываемых пластов.

Подготовительные забои проветриваются ВМП.

Способ проветривания шахты № 2 предусматривается нагнетательный, система – единая, схема – центрально-фланговая.

Свежий воздух в нижнюю точку ведения горных работ шахты № 2 будет подаваться по воздухопадающей скважине, оборудованному вентиляционной установкой главного проветривания.

В остальной схеме проветривания шахты № 2 аналогична шахте № 1.

В период эксплуатации, предусматривается строительство центральных фланговых и участковых водоотливов и проведение водосборных штреков.

На основании принятых технико-технологических решений проведен технико-экономический расчет по варианту 2 отработки выделенных участков Макарьевского каменноугольного месторождения. Результаты расчета приведены на рис. 4.

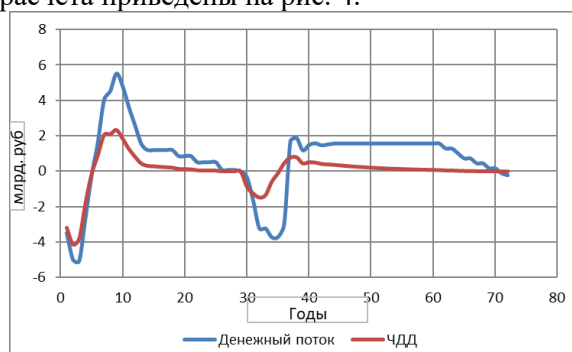


Рис. 4. Денежные потоки и ЧДД при последовательной открытой и подземной разработке месторождения на полную глубину с традиционной рекультивацией земель

Денежный поток за весь период отработки составляет 47,9 млрд. руб., чистый дисконтированный поток - 2,8 млрд. руб.

Вариант 3 реализуется строительством разреза с производственной мощностью 4,5 млн. т угля в год и одновременной подземной отработкой запасов выделенных участков.

На первоначальном этапе отработка месторождения осуществляется открытым способом. Пласты вскрываются капитальной траншеей на центральной промплощадке.

Подготовительные горные работы разреза ведутся буровзрывным способом с погрузкой вскрышных пород в автосамосвалы и вывозом в отвал. После достижения разрезом проектной мощности вскрыша частично размещается во внутреннем отвале, который обеспечивает изоляцию открытых и подземных горных работ.

Система разработки принята углубочная продольная однобортная.

Очистные работы ведутся механизированным способом с транспортом угля до центральной промплощадки и выдачей его конвейером до угольного склада.

После достижения открытых горных проектной мощности производится переход на подземную добычу. Шахта № 1 отработывает пласты III-IV, V, VI. Отработка пластов принята в нисходящем порядке.

Способ вскрытия Шахты № 1 - наклонными стволами, штольнями, воздухопадающей скважиной и квершлагами. Схема подготовки – панельная, с выделением северной и южной панели. Размеры панелей по простиранию изменяются в диапазоне 2,5-4,8 км, по падению 1,2-2,4 км.

Порядок отработки пластов нисходящий. Исходя из горно-геологических условий залегания пластов III-IV, V и VI принята система разработки длинными столбами по простиранию с полным обрушением кровли. Оконтуривание выемочных участков предусматривается параллельными штреками. Длина очистных забоев – 250 м.

Шахта № 2 отработывает пласты XI, XII-XIII, XVI. Отработка пластов принята в нисходящем порядке.

Способ вскрытия шахты № 2 принимается пластовыми наклонными стволами и квершлагами. Схема подготовки – панельная, с выделением северной и южной панели. Размеры панелей по простиранию изменяются в диапазоне 1,0-3,8 км, по падению – до 1,2 км.

Порядок отработки пластов нисходящий.

Исходя из горно-геологических условий залегания пластов XI, XVI, принята система разработки длинными столбами по простиранию с выемкой угля на всю мощность с полным обрушением кровли.

Для пласта XII-XIII принята слоевая система разработки с выпуском из подкровельной толщи угля.

Пласт XII-XIII разделяется на два слоя, вынимаемая мощность каждого слоя составит до 10,0 м.

Пласт XII вынимается в один слой с выпуском из подкровельной толщи.

Оконтуривание выемочных участков предусматривается параллельными штреками. Длина очистных забоев для пластов XI, XVI – 250 м, для пласта XII-XIII -150м. Для шахты № 1 и шахты

№ 2 предусматривается предварительная пластовая дегазация и дегазация выработанного пространства для обеспечения высоких нагрузок на очистной забой и уменьшения количества воздуха для проветривания выемочного участка.

Способ проветривания шахты № 1 предусматривается нагнетательный, система – единая, схема – центрально-фланговая.

Свежий воздух в нижнюю точку ведения горных работ шахты № 1 будет подаваться по воздухопадающей скважине, оборудованной вентиляционной установкой главного проветривания. Далее воздух будет поступать по вентиляционному квершлагу на вентиляционный уклон разрабатываемого пласта и с вентиляционного уклона распределяться по потребителям, обеспечивая бремсберговую схему проветривания.

Выемочные участки предусматривается проветривать за счет общешахтной депрессии по комбинированной схеме с восходящим движением воздуха вдоль очистного забоя и выдачей исходящей струи воздуха на фланговые стволы разрабатываемых пластов. Подготовительные забои проветриваются ВМП. Способ проветривания шахты № 2 предусматривается нагнетательный, система – единая, схема – центрально-фланговая.

Свежий воздух в нижнюю точку ведения горных работ шахты № 2 будет подаваться по воздухопадающей скважине, оборудованному вентиляционной установкой главного проветривания.

В остальной схеме проветривания шахты № 2 аналогична шахте № 1.

В период эксплуатации, предусматривается строительство центральных фланговых и участковых водоотливов и проведение водосборных штреков.

На основании принятых технико-технологических решений проведен технико-экономический расчет по варианту 2 отработки выделенных участков. Результаты расчета приведены на рис. 5.

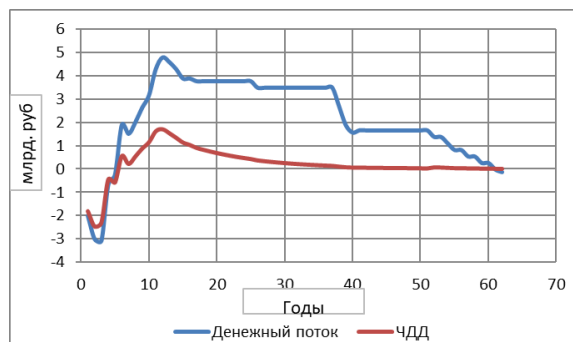


Рис. 5. Денежные потоки и ЧДД при комбинированной разработке месторождения на полную глубину с механогидравлической рекультивацией земель

Денежный поток за весь период отработки составляет 143,4 млрд. руб., чистый дисконтированный поток - 20,1 млрд. руб.

Вывод. Анализ денежных потоков и чистого дисконтированного дохода для разных вариантов показывает, что при открытом и комбинированных способах повышается эффективность освоения месторождения на 20-30% и сокращаются сроки разработки месторождения на 15-20 лет, а рекультивация земель традиционным способом сводит к нулю чистый дисконтированный доход, поэтому рекультивацию земель следует проводить гидравлическим или механогидравлическим способом, которые обеспечивают расходов на 30-45%.

Библиографический список

1. Макарьевское месторождение в Терсинском районе Кузбасса (Геологическое строение, подсчет запасов каменного угля по состоянию на 01.06.1959 года по данным предварительной разведки). / В.И. Черепанов, М.Н.Терещенко, Н.И.Гнетнев., П.В.Абрамов. - Ленинск-Кузнецкий: Тутуяская ГРП, 1959. - 150 с.
2. Шитова Л.П. Обзор изученности качества угля и переинтерпретация его по параметрам единой классификации и стандартизации по полям шахт и разрезов Кузнецкого бассейна. – Кемерово: Трест «Кузбассуглеразведка», 1992. -162 с.
3. Горное дело. / Ю.П.Астафьев, В.Г.Банзюков, О.Г.Шепун, Г.С.Сулима, В.С.Полянский, - М.: Недра, 1980. - С.14-15.
4. Казикаев Д.М. Комбинированная разработка рудных месторождений. –М.: Горная книга, 2008. - 360 с.
5. Капутин Ю.Е. Информационные технологии планирования горных работ. – С-Пб.: Недра, 2004. - 425 с.

6. Информационные технологии и экономическая оценка горных проектов. - С-Пб.: Недра, 2008. - 490 с.
7. Кодола В.В., Ордин А.А. Оптимизация технологических параметров при проектировании участка подземных горных работ на действующем разрезе «Сибиргинский» // Уголь». - 2000. - №8. - С. 35-38.
8. Ордин А.А., Васильев И.В. Обоснование оптимальной глубины перехода от открытых работ к подземным при отработке мощных пластов участка «Разрез Распадский» // Научно-технические разработки и использования минеральных ресурсов: сб. науч. стат. – Новокузнецк, 2015. – С. 44-51.
9. Ордин А.А. Динамические модели оптимизации проектной мощности шахты / Новосибирск, ИГД СО АН СССР, 1991. -158 с.
10. Ордин А.А., Клишин В.И. Оптимизация технологических параметров горнодобывающих предприятий на основе лаговых моделей // Новосибирск, Наука. - 2009.-166 с.
11. Открытые горные работы : справочник / К.Н. Трубецкой, М.Г. Потапов, К.Е. Винницкий, Н.Н. Мельников. – М.: Горное бюро, 1994. – 590с.
12. Мигер К., Димитракопулос Р., Эйвис Д. Оптимизация метода проектирования карьера, размера выемочных блоков и проблема межблочного интервала // ФТПРПИ. – 2014. - №3. – С. 96-117.
13. Оптимизация глубины перехода от открытого к подземному способу разработки кимберлитовых месторождений / В.И. Клишин, А.А. Ордин, А.С. Зельберг // Горный журнал. – 2003. - № 9. – С. 26-29.

УДК 622.271.23:622.454.34

ВСКРЫТИЕ ПЛАСТОВ В БОРТАХ РАЗРЕЗА ПРИ ПОДЗЕМНОЙ ОТРАБОТКЕ ЗАПАСОВ И ОСОБЕННОСТИ СИСТЕМЫ ПРОВЕТРИВАНИЯ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК

к.т.н. Сенкус Вал.В., к.т.н. Чаплыгин В.В., д.т.н. Сенкус В.В.

Сибирский государственный индустриальный университет, г. Новокузнецк, Россия

Аннотация. Особенности проявления горного давления и проветривания шахтного и карьерного полей при комбинированной разработке угольных месторождений предъявляют специфические требования к вскрытию запасов приконтурной зоны разреза. На основании требований предлагаются поэтапные схемы вскрытия и проветривания пластов с бортов разреза.

Ключевые слова: вскрытие, пласт, борт разреза, комбинированная разработка, угольное месторождение, особенность, вентиляция.

Особенности проявления горного давления и необходимость обеспечения эффективного проветривания шахтного и карьерного полей позволяют сформулировать требования к вскрытию запасов приконтурной зоны разреза.

1. Следует принимать нисходящий порядок отработки свит пластов, обеспечивающий поэтапную отработку запасов в приконтурной зоне.

2. Вскрытие пластов в бортах разреза выше дна следует осуществлять наклонными стволами с подачей воздуха по верхнему пласту свиты и выдачей исходящей струи в выработанное пространство разреза.

3. Для отработки запасов ниже дна траншеи целесообразно использовать вертикальные воздухоподающие выработки, проводимые в нижнюю точку шахтного поля для обеспечения бремсберговой схемы проветривания.

4. Устойчивость оконтуривающих горных выработок повышается при приближении к барьерному целику между горными работами шахты и разреза и вне зоны влияния буровзрывных работ, а функцией барьерного целика является изоляция открытых и подземных горных выработок по условиям проветривания и профилактики эндогенных пожаров.

На основании этих требований предлагаются поэтапные схемы вскрытия и проветривания пластов с бортов разреза (рис. 1).

Первый этап реализуется вскрытием верхнего пласта свиты на центральной и фланговой промплощадке, при этом подготовка запасов ведется до глубины разрезной траншеи.

Вентиляция осуществляется подачей свежей струи воздуха главной вентиляционной установкой по воздухоподающему наклонному стволу в нижнюю точку шахтного поля, после чего происходит его распределение по объектам проветривания.

Исходящая струя воздуха из шахты выдается по наклонным стволам в выработанное пространство разреза.

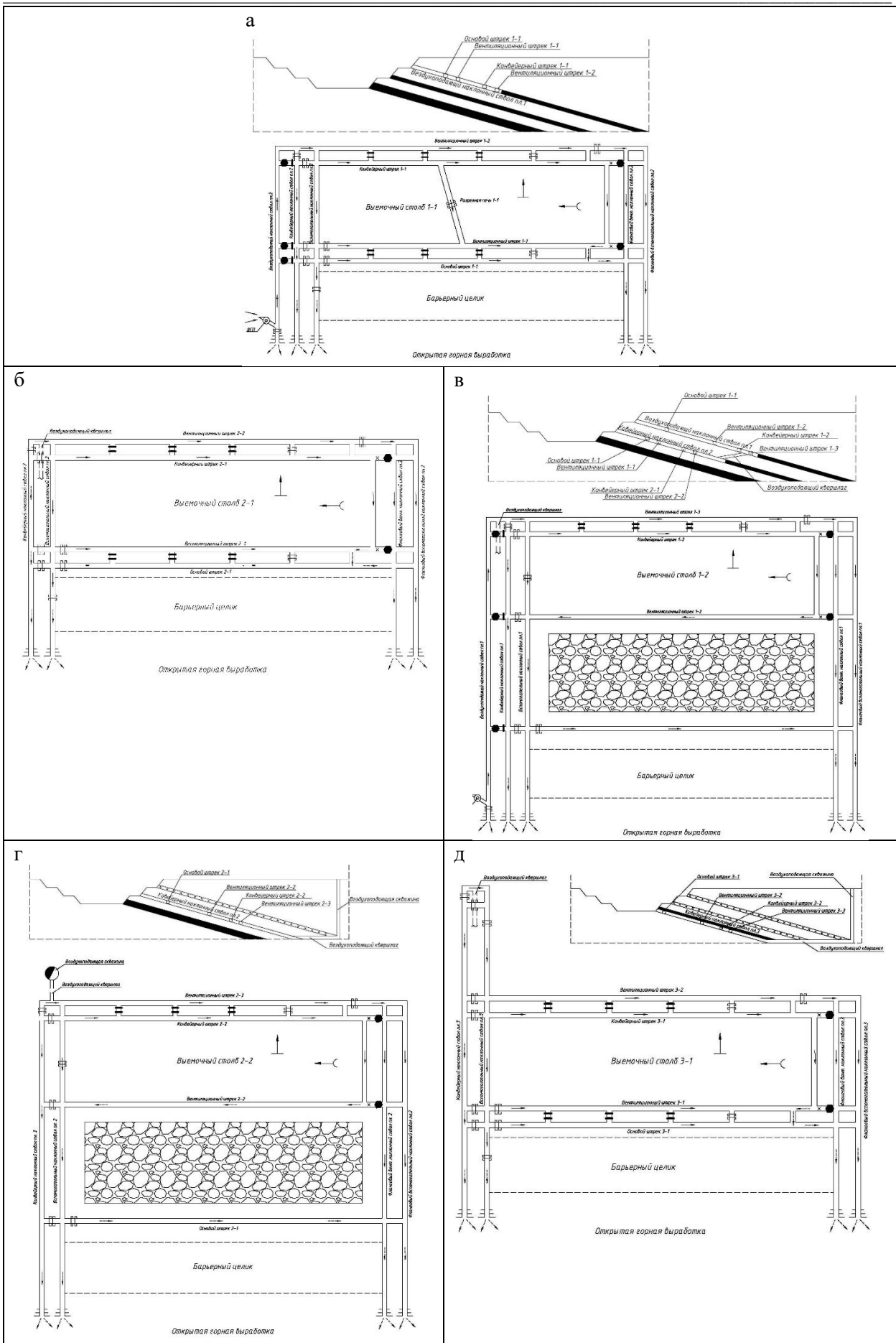


Рис. 1. Этапы схемы вскрытия и проветривания пластов с бортов разреза: а- первый этап; б, в – второй этап, г, д – третий этап

На втором этапе производится вскрытие нижележащего пласта наклонными стволами и квершлагами с верхнего пласта свиты.

Проветривание верхнего пласта остается без изменений, нижележащий пласт проветривается за счет подачи свежего воздуха в нижнюю точку по квершлагу и последующего распределению по объектам проветривания.

Исходящая струя воздуха из шахты выдается по наклонным стволам в выработанное пространство разреза.

Третий и четвертый этапы характеризуются проведением вертикальной горной выработки в нижнюю часть шахтного поля, для обеспечения бремсберговой схемы проветривания пластов и оптимизации параметров шахтной вентиляционной сети.

Исходящая струя воздуха из шахты выдается по наклонным стволам в выработанное пространство разреза, что обеспечивает эффективное проветривание выработанного пространства.

Вывод. Разработанные этапы вскрытия приконтурных запасов угольных пластов обеспечивают эффективное проветривание выработок на каждом рабочем горизонте.

Библиографический список

1. Арсентьев А.И. Вскрытие и системы разработки карьерных полей. – М.: Недра, 1981. – 278 с.
2. Бурчаков А.С. Выбор технологических схем угольных шахт / А.С. Бурчаков, В.А. Харченко, Л.А. Кафорин. – М.: Недра, 1975. – 274 с.
3. Имгрунд Т., Шалашинский А. Направленное бурение – новая технология для повышения эффективности предварительной дегазации в российских угольных шахтах // Глюкауф майнинг репорт. – 2015. – № 1. – С. 16–19.
4. Интегрированные технологии добычи угля на основе гидромеханизации / Л.А. Пучков, О.В. Михеев, В.А. Атрушкевич, О.А. Атрушкевич. – М.: Изд. МГТУ, 2000. – 296 с.
5. Казикаев Д.М. Комбинированная разработка рудных месторождений: Уч. для вузов. – М.: Горная книга, 2008. – 360 с.
6. Каплунов Д.Р., Рыльникова М.В. Комбинированная разработка рудных месторождений: Учебное пособие. – М.: Горная книга, 2012. – 344 с.
7. Каплунов Д.Р., Рыльникова М.В. Развитие теории проектирования и реализация идей комплексного освоения недр // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2008. – № 4 – С. 20-41.
8. Коденцев А.Я. Гидротехнология на шахтах. – М.: Недра, 1994. – 243 с.
9. Лось И.Н. Научные основы комбинированной разработки угольных месторождений Севера / И.Н. Лось. – Новосибирск: Наука, 1991. – 181 с.
10. Михеев О.В. Разработка угольных месторождений с использованием открытых техногенных горных выработок: учеб. пособ. / О.В. Михеев, В.А. Атрушкевич, А.Г. Саламатин – М.: МГТУ, 1995. – 45 с.
11. Нормы технологического проектирования угольных и сланцевых шахт. – М.: Центгипрошахт, 1992. – 22 с.
12. Проект строительства открыто-подземного гидроучастка разреза «Кедровский»: пояснительная записка. / ВНИИГидроуголь. – Новокузнецк, 1997. – 100с.

УДК 622.831

СОВЕРШЕНСТВОВАНИЕ ТЕХНОЛОГИИ ВСПОМОГАТЕЛЬНЫХ РАБОТ ДЛЯ ОБЕСПЕЧЕНИЯ ЭФФЕКТИВНОЙ РАБОТЫ ДЛИННЫХ ОЧИСТНЫХ ЗАБОЕВ

¹к.т.н. Никитина А.М., ¹Риб С.В., ¹Борзых Д.М., ²Дадынский Р.А.

1 - Сибирский государственный индустриальный университет г. Новокузнецк, Россия

2 - ООО «УМГШО», г. Новокузнецк, Россия

Аннотация. Предлагаемые технологии разработаны для устранения проблемных мест при выполнении вспомогательных процессов, таких как: монтажно-демонтажные работы механизированных комплексов, транспортировка элементов механизированного комплекса из демонтажной в монтажную камеры, зачистка почвы выработки при транспортировке секций волоком по почве, пластовая дегазация, бетонировка трассы для транспортировки секций с целью реализации технологий в условиях шахт, при помощи которых сокращаются простои очистных забоев.

Ключевые слова: вспомогательные процессы, монтажно-демонтажные работы, дегазация, механизированный комплекс, простои очистных забоев.

Учитывая, что большинство современных шахт Кузбасса работают по схеме «шахта-лава», эксплуатируя один очистной механизированный комплекс, процесс добычи имеет значительные разрывы, связанные с монтажно-демонтажными работами очистного механизированного комплекса из отработанного выемочного участка в заменяющий очистной забой [1-7]. Подробный анализ работ по перемонтажам очистного оборудования на шахтах Кузбасса показал, что основным сдерживающим фактором увеличения темпов перемонтажа является процесс демонтажа механизированного комплекса в демонтажной камере. Кроме того, применение морально устаревшей технологии демонтажа очистного оборудования несет высокие риски травмирования персонала, связанного с применением канатных полиспастных систем, имеющих обширные опасные зоны. В среднем, простои очистных работ, связанные с перемонтажом очистного оборудования на шахтах юга Кузбасса, работающих по схеме «шахта-лава», составляют 45-150сут/год, то есть от 12% до 41% годового фонда рабочего времени. Аналогичный показатель на современных зарубежных предприятиях составляет 5-8%.

Однако, стоит отметить, что с увеличением темпов демонтажа очистного оборудования (в результате внедрения прогрессивных технико-технологических решений) потребуется разработка более производительной технологии транспортировки перемонтируемого оборудования в заменяющий очистной забой.

Установлено, что простои добычи шахты, связанные с монтажно-демонтажными работами механизированного комплекса, складываются из:

демонтажа секций крепи механизированных комплексов с использованием лебедок, полиспастных блоков, которые в свою очередь весьма травмоопасны, трудозатратны, низкоскоростные и требуют установки дополнительного оборудования;

транспортировки элементов механизированного комплекса из демонтажной камеры в монтажную камеру, на большинстве шахт применяются дизелевозы, при этом скорость транспортировки составляет 0,5м/с;

зачистки почвы выработки при транспортировке секций волоком по почве, как правило, зачистку производили отбойными молотками и лопатами;

бетонировки трассы для транспортировки секций производили, замешивая бетонную смесь вручную лопатами;

пластовая дегазация осуществлялась бурильным станком, который необходимо было доставлять при помощи цепных рычажных талей либо дизелевозом, отбурив скважины его необходимо переустанавливать и вновь подключать.

Таким образом, при производстве вспомогательных работ таких как демонтаж, монтаж и транспортировка оборудования возникает множество проблемных мест (рис. 1), решая которые увеличивается срок перемонтажа механизированного комплекса, что, в свою очередь, тормозит начало работ по добыче угля. Еще одной проблемой для высокопроизводительного выемочного оборудования является выделение газа метана.

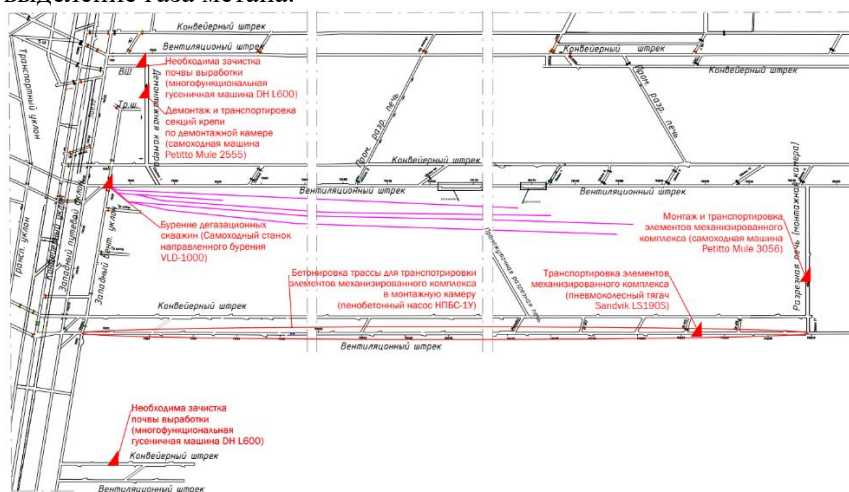


Рис. 1. Схема проблемных зон при вспомогательных работах

Исходя из вышеизложенного, исследования по повышению эффективности использования высокопроизводительной самоходной вспомогательной техники при монтажно-демонтажных, доставочных работах и работах по предварительной дегазации угольного массива, являются актуальными.

Усовершенствованная технология с применением новой техники и оборудования позволяет решать проблемные места вспомогательных работ:

- зачистки почвы выработки, которые возникают при транспортировке горношахтного оборудования по почве с помощью многофункциональной гусеничной машины;
- демонтажа секций крепи механизированного комплекса при помощи самоходной техники;
- транспортировки секций из демонтажной камеры в монтажную с применением самоходной техники на пневмоколесном ходу (скорость 2,5м/с);
- подготовки почвы выработки для транспортировки секций в монтажную камеру при помощи пенобетонного насоса;
- монтажа механизированного комплекса при помощи самоходной техники;
- бурения скважин пластовой дегазации с помощью станка направленного бурения.

Предлагаемая технология применения самоходной техники при монтажно-демонтажных работах механизированного комплекса, в которой уменьшаются трудозатраты, сокращаются сроки вспомогательных работ, позволяет повысить безопасность ведения данных работ.

Самоходная демонтажная машина «Petitto Mule PM2555 используется для демонтажа механизированных комплексов и позволяет сократить сроки демонтажа оборудования за счет более высокой производительности (рис. 2, 3).

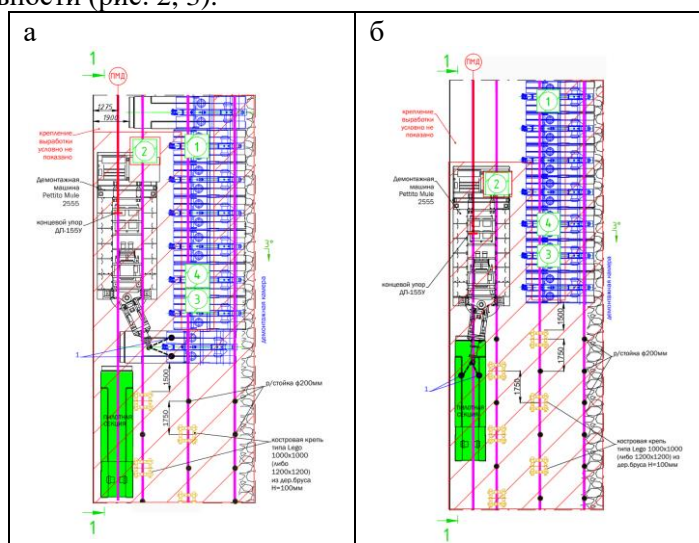


Рис. 2. Схема демонтажа секции крепи с помощью самоходной техники (а); схема передвижки «пилотной» секции крепи с помощью самоходной техники (б)

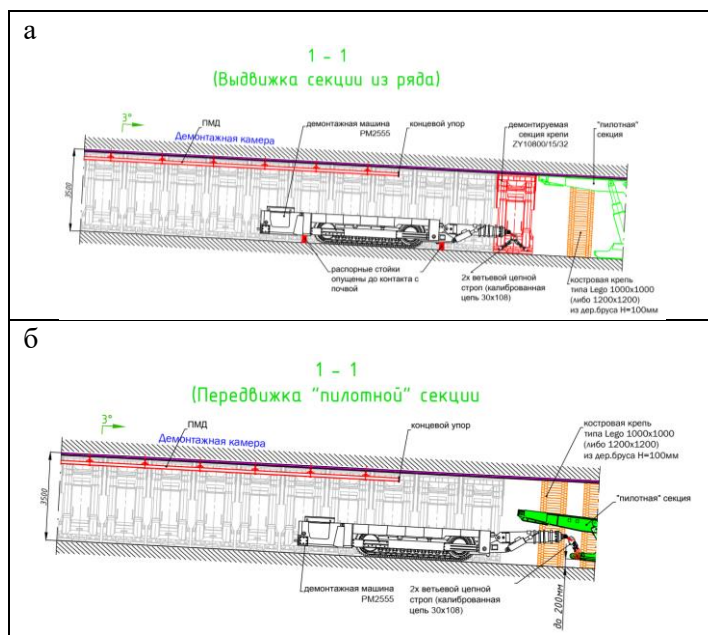


Рис. 3. Схема демонтажа секции крепи с помощью самоходной техники, вид 1-1 (а); схема передвижки «пилотной» секции крепи с помощью самоходной техники, вид 1-1 (б)

Монтажная машина «Petitto Mule Haul PM3056» используется для монтажа механизированных комплексов, обеспечения безопасности на работах, связанных с монтажом секций и другого оборудования в монтируемых лавах, за счет исключения травмирования работников и отказ от использования лебедок, канатов, блоков (рис. 4). Сокращение сроков монтажа оборудования происходит за счет более высоких темпов.

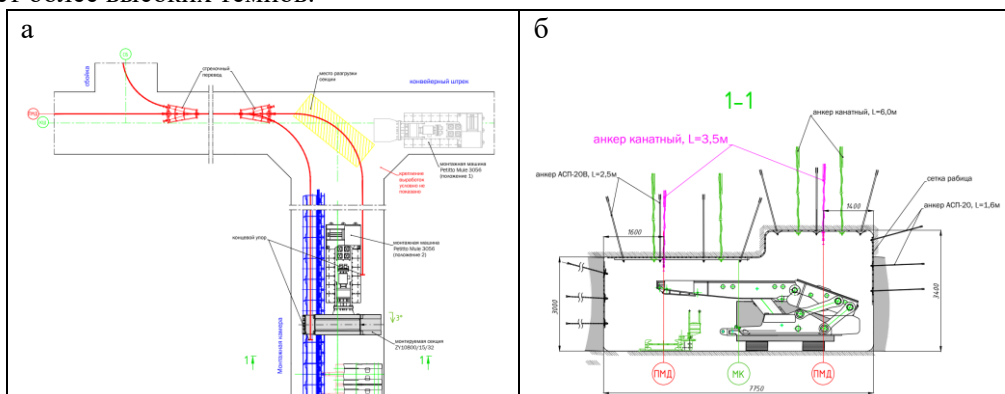


Рис. 4. Схема монтажа секции крепи с помощью самоходной техники (а); схема монтажа секции крепи с помощью самоходной техники, вид 1-1 (б)

Погрузочно-доставочная машина «Sandvik LS190S» с тралом осуществляет погрузку и доставку секций механизированной крепи и другого оборудования. Увеличение скорости доставки, погрузки и разгрузки оборудования достигается за счёт отказа от монтажа монорельсовой дороги и использования подвесных дизель-гидравлических локомотивов (рис. 5).

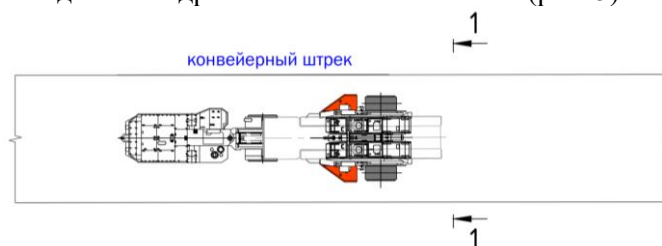


Рис. 5. Схема транспортировки секции крепи с помощью пневмоколесной самоходной техники

Обеспечение безопасности при погрузочных и доставочных работах - исключение падения с высоты тяжелых, не габаритных механизмов (рис. 6а).

Насос для подачи пенобетонной смеси «НПБС-1У» (УПБН, MonoWT) предназначен для бетонирования фундаментов механизмов, бетонирования почвы выработок, возведения вентиляционных сооружений и т.д. Повышение производительности достигается за счет уменьшения ручного труда, более быстрого и качественного приготовления, транспортировке бетонной смеси в место укладки (рис. 6б).

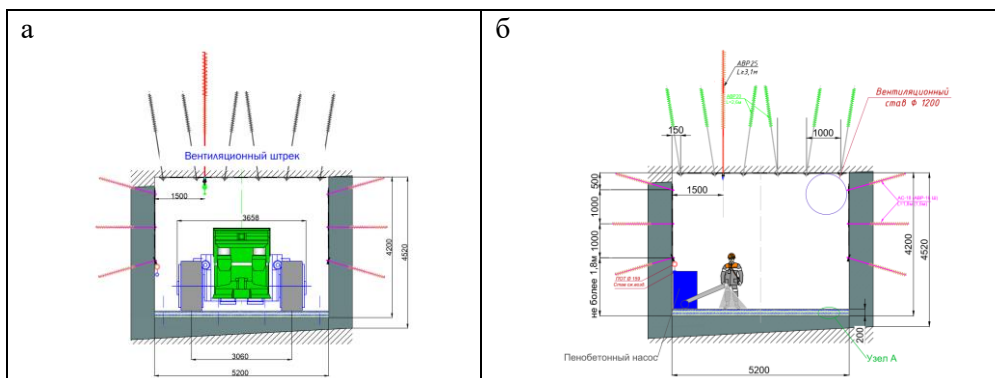


Рис. 6. Схема транспортировки секции крепи с помощью пневмоколесной самоходной техники, вид 1-1 (а); схема бетонирования трассы с помощью пенобетонного насоса (б)

Применение многофункциональной самоходной гусеничной машины «dh L600» повышает производительность вспомогательных работ за счет комплексного использования навесного оборудования:

ковш - зачистка выработок, котлованов и погрузка горной массы.

гидролот- обустройство котлованов, поддир почвы выработок для обеспечения проектного сечения, разборка фундаментов и т.д.

породная фреза - обустройство ниш для размещения оборудования, обеспечения габаритов выработок.

Сервисная платформа - ремонт монорельсовой дороги и другого оборудования, размещенного под кровлей выработок, работы на высоте.

Буровой станок VLD-1000 на гусеничном ходу предназначен для направленного бурения дегазационных, технологических и иных скважин различного диаметра (рис. 7а). Повышение производительности работ достигается за счет исключения доставки и монтажа бурового механизма по горным выработкам, применения самоходного шасси и бурения нескольких скважин из одной точки, а также длины скважин, и как следствие отдачи метана из угольного массива (рис. 7б).

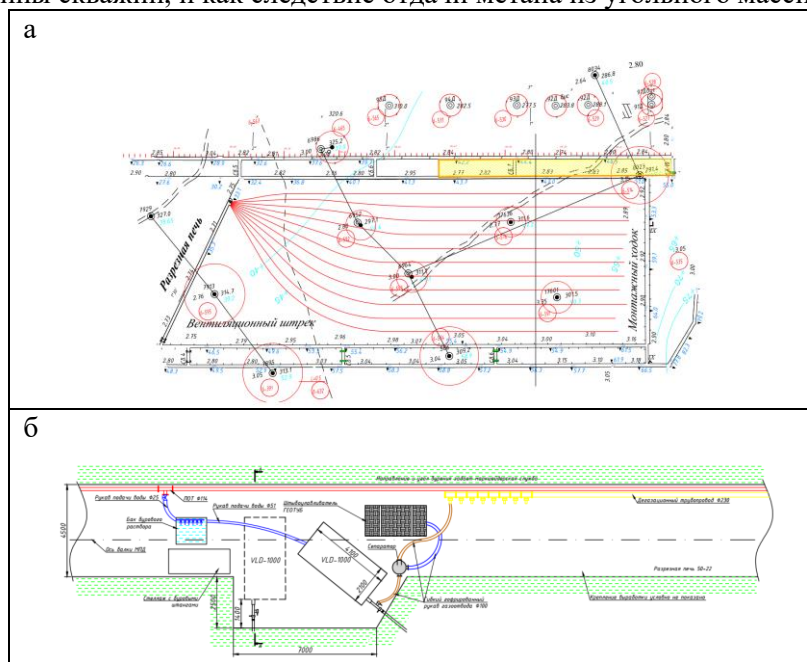


Рис. 7. схема бурения дегазационных скважин буровым станком на гусеничном ходу направленного бурения (а); схема размещения бурового станка на гусеничном ходу направленного бурения в выработке (б)

Выводы. Использование высокопроизводительной вспомогательной техники в процессах монтажа, демонтажа, при транспортировке механизированных, добычных комплексов, а также при проведении предварительной дегазации угольного массива позволит сократить сроки монтажа оборудования, увеличить нагрузку на очистной забой.

Применение данных технологий уменьшит трудозатраты, повысит безопасность ведения вспомогательных работ, тем самым снизятся простои очистного оборудования.

Ожидаемый социальный эффект при применении данной технологии заключается в повышении безопасности труда при выполнении рабочих процессов.

Библиографический список

1. Геомеханическая оценка горнотехнической ситуации при формировании монтажной камеры и производстве монтажных работ / Е.В. Аушев, А.А. Череповский, М.В. Лысенко, Д.Ф. Зяятдинов, А.С. Позолотин // Уголь. – 2020. – № 11 (1124). – С. 20-26.
2. Ермакова И.А. влияние расположения монтажных камер на длительность монтажных работ на шахтах АО «СУЭК-КУЗБАСС» / И.А. Ермакова, В.А. Федусов // Известия Тульского государственного университета. Науки о земле. – 2020. – № 1. – С. 234-243.
3. Негруцкий Б.Ф. Интенсификация монтажа оборудования угольных шахт. – М.: Недрa, 1983. – 231 с.
4. Remounting of a mechanized complex using Petitto Mule equipment in the conditions of mines in the south of Kuzbass / A. M. Nikitina, S. V. Rib, D. M. Borzykh, R. A. Dadynsky // [IOP Conference Series: Earth and Environmental Science](http://library.sibsiu.ru). – 2018. – Vol. 206. – P. 1-5 (012025). – URL: <http://library.sibsiu.ru>.

5. Козовой Г.И. Интенсивные технологии монтажа-демонтажа высокопроизводительного очистного оборудования / Г.И. Козовой, А.М. Рыжов, И.И. Волков. – М.: Изд-во ОО «Международная академия связи», 2005. – 164 с.

6. Ульянов В.В. Разработка технологических схем перемонтажа очистных комплексов для обеспечения ритмичности их работы и повышения эффективности использования в границах шахта-пласта / В.В. Ульянов, А.В. Ремезов, С.В. Новоселов. – Кемерово: КузГТУ, 2011. – 166 с.

7. Супруненко А.Н. Классификация способов строительства демонтажных камер для очистных механизированных комплексов на пологих угольных пластах / А.Н. Супруненко, Д.А. Орлов // Вестник Кузбасского государственного технического университета. - 2015. - № 2 (108). - С. 73-75.

УДК 622.831 (075)

320 ЛЕТ СПУСТЯ: ГЕОМЕХАНИЧЕСКОЕ ОБЕСПЕЧЕНИЕ УСТОЙЧИВОСТИ ПОДЗЕМНЫХ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК

к.т.н. Никитина А.М., Ковыршина С.А.

Сибирский государственный индустриальный университет, г. Новокузнецк, Россия

Аннотация. Показано развитие горного дела со дня выхода Приказа горных дел. Приведен анализ навыков и приёмов добычи полезных ископаемых в сложных горно-геологических условиях. Предложено геомеханическое обеспечение устойчивости подземных горных выработок в неоднородном углепородном массиве с учетом влияния ослабленных контактов между соседними слоями углепородного массива и разных деформационных свойств пород соседних слоев.

Ключевые слова: развитие горного дела, устойчивость горных выработок, искусственное ослабление, геотехнология, контакты ослабления.

В 2020 году представители горных профессий в России отмечают 320 – летие со дня образования государственной структуры, целью которой являлось разведка и освоение месторождений полезных ископаемых – Приказа горных дел. Так, благодаря Петру 1, интерес к развитию горного дела стал интересом государственным [1].

Общеизвестным является тот факт, что зарождение горного дела, как особой формы жизнедеятельности людей происходило в глубокой древности на этапе завершения антропосоциогенеза. Наиболее достоверные и ранние по времени археологические источники культур периода каменного века обнаружены в Африке, Европе, Азии, медного и бронзового – в странах Средиземноморья, в Малой Азии, на Балканах и в Альпах, на Урале и в Казахстане, периода железных орудий – в странах античного мира, Малой и Средней Азии, Закавказье, Западной Европе, Китае, Японии. Возникновение горного промысла и ремесла, перерастание их в горную промышленность впервые происходит в странах Переднего Востока, античного мира, Западной Европы и др. [1-3].

С развитием горного дела росло число широко используемых полезных ископаемых: олова, меди, золота, нефти.

Одним из важнейших показателей развития горного дела на разных исторических этапах являются орудия горного производства. Аграрная революция, вызванная развитием земледелия и скотоводства, привела к появлению кайла, молота, кирки, клиньев для горных работ. Таким образом, наряду с каменными топорами начинают применяться простейшие механизмы, в дальнейшем появляются первые горные машины, в 16-17 вв. они значительно совершенствуются, с конца 18 в. оснащаются автономным приводом. Формируется древнейшее горное дело как система приёмов применения этих орудий: для добычи кремня выкапываются ямы, канавы, ниши в крутых берегах рек и подземные ходы-выработки. Целые кланы и даже племена могли специализироваться в горном деле. В начале периода основную массу горных орудий по-прежнему составляли каменные топоры и роговые кайла. С расширением объёмов добычи медных руд, усовершенствованием процессов плавки иковки медные и бронзовые орудия постепенно вытесняют каменные. Появляются кайла из меди и бронзы, бронзовые кирки и клинья. Однако высокая крепость рудных тел значительно затрудняла их выемку с помощью и этих простых орудий.

Впервые внедряется способ искусственного ослабления прочности массива с помощью поджога, когда перед плоскостью забоя раскладывали костёр, нагретые породы обливали водой, а в образовавшиеся трещины каменными кувалдами забивали деревянные клинья. Затем клинья смачивали, и при разбухании они отрывали породные глыбы от массива (Лаврионские рудники в Греции).

Складываются навыки и приёмы подготовки руд к плавке, в частности разделение их в водной среде с использованием разности в плотности минералов.

Возникает новая область горного дела – обогащение полезных ископаемых.

Развитие добычи и выплавки железа привело к крупным сдвигам в производительных силах. Ф. Энгельс характеризует железо в этот период как «последнее и важнейшее из всех видов сырья, сыгравших революционную роль в истории» [4]. В этот период рабский труд в горном деле постепенно становится основным. Рост объёмов производства способствовал освоению новых месторождений железных руд и возникновению железоделательных центров.

Разрабатываются методы распознавания местоположения рудных тел по почвам, растительности, вмещающим породам [2].

Современный термин «горное дело» представляет собой широкое понятие, выходящее далеко за рамки общепринятого. Еще М.В. Ломоносов определил горную науку как «науку, которая учит минералы знать, приискивать и приводить в такое состояние, чтобы они в обществе человеческом были угодны». Такая трактовка позволяет считать горную науку наукой синтетической, которая использует достижения как фундаментальных, так и многих технических и общественных наук. Поэтому мы можем говорить о горном деле как о комплексе наук об освоении недр.

В последние годы всему циклу горных наук дано название геотехнология, поскольку именно технология является определяющим моментом всего горного производства. Одной из главных задач горной науки - разработка выгоднейших, безопасных и экологичных технологий с обеспечением их оборудованием, приборами и устройствами контроля.

Обратившись к историческому прошлому, мы видим, что первобытный человек в поисках укрытия находил пещеры, своды которой были безопасны для его пребывания. Хозяйственная деятельность в таком жилище – поддержание огня, наскальная живопись говорит о том, что своды пещеры должны были определенным образом выдерживать нагрузку не только извне, но и изнутри.

Поэтому, когда сегодня мы говорим о горном производстве, то в первую очередь – это решение различных задач в области использования новых физических, химических и микробиологических средств воздействия на горную среду. Вот поэтому современные исследования необходимо вести совместно специалистам разных областей науки и техники.

Специфика исследований в горном деле состоит в необходимости проведения опытно-промышленных, экспериментальных работ (что, к сожалению, в настоящее время просто игнорируется в виду недофинансирования).

Поэтому мы можем со всеми основаниями полагать, что развитие геотехнологии приведет к новым результатам как научного, так и практического плана, потому что потребности общества в них чрезвычайно велики. Нам представляется необходимым говорить о том, что уже в ближайшие годы должна быть создана научная и техническая база для развития и внедрения геотехнологических методов добычи многих полезных ископаемых в промышленных масштабах. Во все времена горный инженер – природовед, это был разносторонне подготовленный инженер, который хорошо ориентируется во всем комплексе горных вопросов от разведки до технологии передела, через призму охраны окружающей среды и экономики. Происходящий сейчас шок от столкновения с будущим, столь непредсказуем, что заставляет искать стратегию выживания. Нужны кардинальные меры по перестройке отношения к горно-геологическим наукам, к проблемам комплексного и рационального освоения недр. Одним из основных мероприятий этого плана должно быть создание общегосударственного органа, объединяющего изучение и разработку горных проблем в стране, способного выработать стратегию по организации и финансированию важнейших исследований и повести за собой все научно-исследовательские центры горно-геологического профиля и при необходимости координировать, направлять сотрудничество с зарубежными научно-производственными фирмами [3].

Современное состояние технологии подземной угледобычи характеризуется увеличением пиковых нагрузок на очистной комплексно - механизированный забой и неравномерностью его продвижения, обусловленными внезапными обрушениями пород кровли на сопряжениях очистного забоя и выемочных выработок, снижением несущей способности крепи, в том числе вследствие разрушения рамной крепи, выпадания или срыва гаек анкеров, отжима породных слоев и угольных пачек на боках подготовительных выработок [5].

Существующие методические указания расчета параметров напряженно-деформированного состояния и руководства не обеспечивают необходимую для практики надежность прогноза этих явлений. В проектах не учитывается изменчивость природных условий залегания угольных пластов.

Одной из причин несоответствия прогнозируемых и фактических параметров этих аномалий является представление слоистого углепородного массива в методических указаниях в виде модели сплошной среды, то есть без учета анизотропии, неоднородности и наличия ослабленных контактов между соседними слоями. И, как следствие, при эксплуатации шахты фактические показатели существенно отличаются от проектных [5-8].

Известные способы и средства управления состоянием слоистого углепородного массива, ослабленного по контактам поверхностями ослабления, пока не применяются на практике, так как отсутствуют представительные результаты исследования процессов деформирования слоистого углепородного массива, необходимые для разработки методических рекомендаций для составления паспортов крепления подготовительных выработок. Известные научные разработки в основном посвящены процессу деформирования неоднородных искусственных материалов на микро-, макро- и мезо-уровнях, и весьма ограничены исследования, направленные на установление закономерностей в слоистых углепородных массивах, что подтверждается недостаточной надежностью эффективных способов и средств управления устойчивостью горных выработок угольных шахт [9, 10].

Одной из причин этому является то, что исследователи рассматривают, как правило, сплошную среду в окрестности горной выработки. Но, по-видимому, надежды на то, что решение задачи с учетом анизотропии прочности горных пород, вызываемых упорядоченными по направлению поверхностями ослабления будет получено методами механики деформируемого твердого тела маловероятно, поскольку разрушение поверхностей ослабления нарушает сплошность горных пород и применение основных уравнений механики деформируемого твердого тела становится не правомерным, так как последняя базируется именно на представлениях о сплошности среды. Следовательно, необходимы новые методические подходы для установления закономерностей деформирования пород слоистого углепородного массива в окрестности горных выработок.

Одной из таких является работа [5], в которой слоистый массив горных пород представлен мягкими и жесткими слоями. Мягкие слои имитируют естественные ослабления массива по породным контактам и позволяют моделировать процессы деформирования слоистого массива горных пород, разрыв сплошности и дискретности смещений соседних породных слоев. На рис. 1 представлена структура пород кровли и почвы пласта 29а ОАО «Шахта Есаульская» с учетом контактов ослабления.

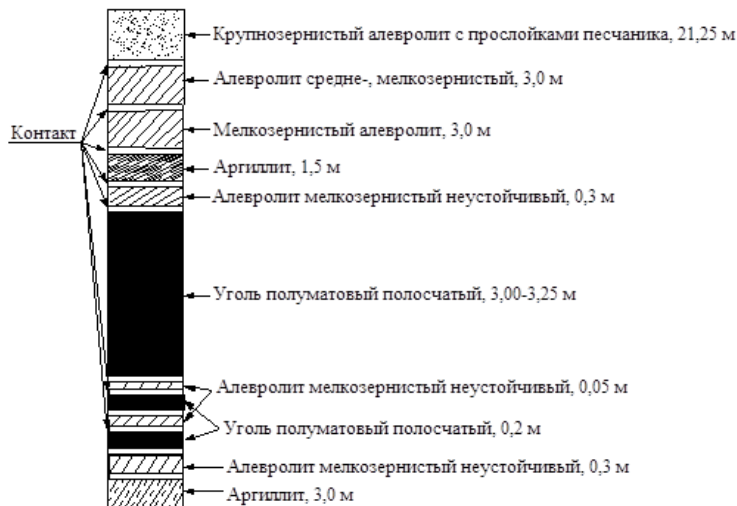


Рис. 1. Структура пород кровли, пласта и почвы [5]

Разработанная методика исследований, рис. 2, позволяет: изучить геомеханические процессы искусственного массива, модель которого идентичная неоднородному углепородному массиву, осложненному природными поверхностями ослабления; оценивать напряженно-деформированное состояние и определять влияние поверхностей ослабления на параметры напряженно-деформированного состояния с учетом влияния горно-геологических и горнотехнических параметров, изменяющихся в широком диапазоне.

Влияние ослабленных контактов изучается посредством сравнения результатов расчета распределения напряжений и деформаций в сплошном и ослабленном мягкими слоями массивах.

Таким образом, применение данной методики геомеханического обеспечения устойчивости подземных горных выработок в современных условиях отработки месторождений полезных ископаемых уменьшит трудозатраты, повысит безопасность ведения горных работ.

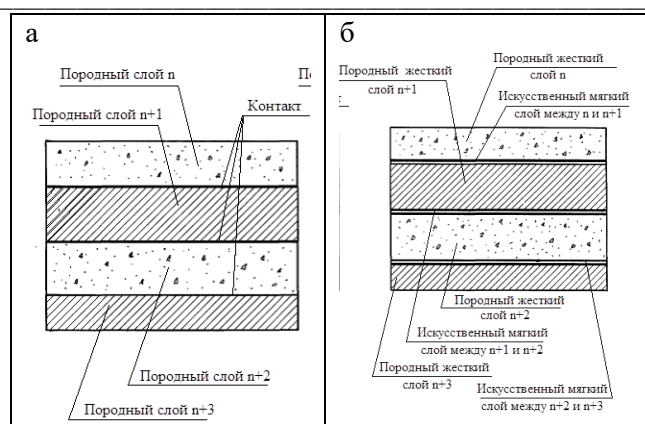


Рис. 2. Слоистый неоднородный углепородный массив с: а - естественными; б - жесткими и мягкими породными слоями, имитирующими естественные поверхности ослабления [5]

Вывод. Реализация разработанной методики геомеханического обеспечения устойчивости подземных горных выработок в слоистом неоднородном углепородном массиве в виде программного комплекса позволит повысить уровень информационного обеспечения для разработки методических рекомендаций при составлении паспортов крепления подготовительных выработок, посредством прогноза параметров свода обрушений пород в кровле выработки, отжима угля и пород в боках выработки и зоны пучения пород почвы для выбора длины и плотности установки анкеров и несущей способности рамной крепи.

Библиографический список

1. Никиташина С.О. Петр 1 и становление горного дела в России. – Режим доступа: <http://www.cyberleninka.ru/article/n/pe-tr-1-i-stanovlenie-gornogo-dela-v-rosii>.
2. Ребрик Б.М. У колыбели геологии и горного дела / Б.М. Ребрик. - Москва, 1984. - 128 с.
3. Шевкун Е.Б. История горного дела / Е.Б. Шевкун. - Хабаровск: Изд - во Тихоокеанского гос. ун - та, 2015. - 244 с.
4. Энгельс Ф. Происхождение семьи, частной собственности и государства / Ф. Энгельс, К. Маркс. - Соч., т. 21. - с. 163.
5. Геомеханическое обеспечение устойчивости подземных горных выработок в неоднородном углепородном массиве: монография / А.М. Никитина, В.Н. Фрянов. – Новокузнецк: СибГИУ, 2009. – 199 с.
6. Методическое руководство по применению анкерной крепи на шахтах ЗАО УК «Южжубассуголь» / С.Р. Ногих, П.В. Васильев, В.А. Волошин и др.; под ред. В.Н. Фрянова. – Новокузнецк: Изд-во ЗАО УК «Южжубассуголь», 2002. –47 с.
7. Никитина А.М. Исследование влияния глубины разработки на распределение напряжений и деформаций в слоистом углепородном массиве в зоне влияния одиночной горной выработки / А.М. Никитина // Научно-технические проблемы разработки и использования минеральных ресурсов: матер. междунар. научно-практич. конф., 6-9 июня 2006, СибГИУ. – Новокузнецк, 2006. - С. 30 –36.
8. Влияние техногенной структуризации массива в окрестности очистного забоя на периодичность пучений почвы пласта при отработке сближенных лав / Е.Н. Козырева, М.В. Шинкевич, Е.В. Леонтьева // Вестник научного центра по безопасности работ в угольной промышленности. - 2016. - №1. - С.55-61.
9. Особенности формирования зон повышенного горного давления при интенсивной разработке сближенных пластов на шахтах ОАО «СУЭК-Кузбасс» / А.И. Пальцев, В.В. Зубков, Н.В. Кротов // Записки Горного института. - 2010. - №188. - С. 54-57.
10. Штумпф Г.Г. Расчет смещений пород и нагрузок на крепи подготовительных выработок / Г.Г. Штумпф // Организационно-технические проблемы шахтного строительства: сб. науч. тр. - Кемерово: КузГТУ, 1992.-С. 56-61.

ГОРНЫЕ МАШИНЫ И ТРАНСПОРТНЫЕ СИСТЕМЫ ДЛЯ ГОРНОДОБЫВАЮЩЕЙ ОТРАСЛИ

РАЗРАБОТКА ТЕХНИЧЕСКИХ ТРЕБОВАНИЙ К МЕХАНИЗИРОВАННОЙ ШАГАЮЩЕЙ КРЕПИ В СОСТАВЕ ГОРНО-ПРОХОДЧЕСКОГО КОМПЛЕКСА**чл.-корр. РАН Клишин В. И., Малахов Ю.В., д.э.н. Никитенко С.М., к.т.н. Анферов Б.А.
Федеральный исследовательский центр угля и углехимии СО РАН, г. Кемерово, Россия**

Аннотация. В статье приводятся варианты геотехнологических решений применения многофункциональной механизированной шагающей крепи при разработке полезных ископаемых подземным способом. Предложено техническое задание на проведение опытно-конструкторских работ по разработке и изготовлению экспериментального образца механизированной шагающей крепи для горно-проходческого комплекса.

Ключевые слова: шагающая крепь, многофункциональная шагающая крепь, геотехнологические решения, горно-проходческий комплекс, скоростная проходка, технические требования, техническое задание.

Введение В проекте энергетической стратегии России на период до 2035 г. отмечено, что одними из наиболее актуальных задач угольной отрасли России в настоящее время является повышение эффективности и конкурентоспособности основных технологических процессов горных работ. В комплекс ключевых мер, обеспечивающих решение указанных задач, входит внедрение инновационных технологий, автоматизации и роботизации процессов добычи угля [1].

Среди основных направлений современного производственно-технологического развития при подземном способе добычи стоит необходимость создания эффективных и безопасных геотехнологий по отработке угольных пластов. Согласно подпрограммы «Развитие производственного потенциала угольной промышленности» Программы развития угольной промышленности России на период до 2035 г. основным направлением современного производственно-технологического развития при подземном способе добычи угля предусмотрено реализация направлений по разработке и освоению технологий добычи угля без постоянного присутствия людей в очистных и подготовительных забоях на базе современной комплексной механизации. Подпрограмма "Обеспечение технологического развития угольной промышленности" предусматривает внедрение инновационных технологий по следующим приоритетным направлениям: стимулирование разработки и внедрения инновационных технологий на основе автоматизации и роботизации производственных процессов добычи; автоматизация и роботизация проведения горных выработок на основе создания нового класса горнопроходческих машин; автоматизация и роботизация комплексно-механизированных забоев на основе создания комплексов нового поколения [2].

Реализация поставленных стратегических задач и направлений производственно-технологического развития требует соответствующих передовых наукоемких технических и технологических решений, отвечающих запросу угольной отрасли.

Актуальность Необходимость в повышении технического уровня добычи угля подземным способом отмечено в Прогнозе научно-технологического развития отраслей топливно-энергетического комплекса России на период до 2035 года, утвержденный Минэнерго России 14 октября 2016 г., где к критическим технологиям для угольной отрасли отнесены - роботизированные технологии добычи угля без постоянного присутствия людей в рабочем пространстве, при этом акцентировано, что в среднесрочной перспективе возникнет необходимость в разработке и освоении высокопроизводительных проходческих комплексов для проведения подготовительных выработок с анкерным креплением и применением современных средств дистанционного управления и мониторинга забойных процессов [3].

Одним из перспективных направлений конкурентоспособного развития подземного способа добычи угля является формируемый технологический запрос на реализацию эффективных и безопасных геотехнологических решений по отработке угольных пластов, которые позволят создать на их основе современных механизированных комплексов без постоянного присутствия людей в очистных и подготовительных забоях.

В качестве перспективной платформы для создания очистных и проходческих комплексов для разработки угольных пластов, в том числе в сложных горно-геологических условиях, предлагается механизированная многофункциональная шагающая крепь [4]. Повышение эффективности и соблюдение безопасности при горных работах обеспечивается техническими решениями, заложенными в конструкцию механизированной многофункциональной шагающей крепи [5-7]. Платформа

механизированной многофункциональной шагающей крепи позволяет автоматизировать управление технологическим процессом извлечения полезных ископаемых без постоянного присутствия людей в рабочей зоне, в том числе ввести элементы частичной (операционной) роботизации [8-10].

Механизированную многофункциональную шагающую крепь предполагается использовать как многовариантную платформу для создания на ее базе механизированных роботизированных комплексов, обеспечивающих отработку трудноизвлекаемых запасов полезных ископаемых, в том числе: при камерно-столбовой отработке; из крутонаклонных угольных пластов и извлечения запасов из оставленных ранее охранных целиков; в качестве крепи сопряжения; при проходке вспомогательных горных выработок.

Геотехнологическое применение. Геотехнологические решения основных технологических процессов при подземном способе добычи формируются на основе горно-геологических условий залеганий угольного пласта.

В основе базового варианта механизированной шагающей крепи заложены особенности конструкции и реализованы основные образующие техничеcкие характеристики и функции, которые позволяют на платформе шагающей крепи, разрабатывать очистные и проходческие комплексы различного геотехнологического применения. Платформа механизированной шагающей крепи обеспечивает реализацию следующих основных техничеcких функций: передвижение без потери контакта с кровлей горной выработки (непрерывная поддержка кровли) с постоянным распором; создание защищенного рабочего пространства для размещения оборудования и людей; обеспечение механизации технологических процессов; возможность автоматизированного и дистанционного управления процессом работы, в том числе в составе роботизированных технологий безлюдной выемки полезных ископаемых [4, 11]. Многофункциональность применения заложена в особенности конструкции платформы механизированной шагающей крепи, которая позволяет расширить функциональные применения за счет введения дополнительных элементов в конструкцию либо исключения избыточных. Так для реализации функции дозированного выпуска угля из потолочины, конструкция крепи содержит козырек, управляемый гидроцилиндрами, в других вариантах применения механизированной шагающей крепи козырьки отсутствуют.

Институтом угля ФИЦ УУХ СО РАН разработана технология для подземной отработки мощных пологих и крутых угольных пластов с управляемым выпуском подкровельной толщи [12, 13]. На мощных угольных пластах крутого падения с углами до 45° для реализации такой технологии может быть предложена многофункциональная механизированная шагающая крепь.

Подэтажная система разработки мощных крутопадающих пластов с использованием механизированной шагающей крепи приведена на рис. 1, где на рис. 1а схема с выпуском на машину погрузочную 2 с использованием механизированной шагающей крепи 1, а на рис. 1б схема с механизированным выпуском с использованием механизированной шагающей крепи 1 и перегружателя 2. Дозированный выпуск угля из потолочины производится при помощи управляемых гидроцилиндров козырьков. Транспортировка угля вдоль штрека до конвейера осуществляется с помощью перегружателя 2.

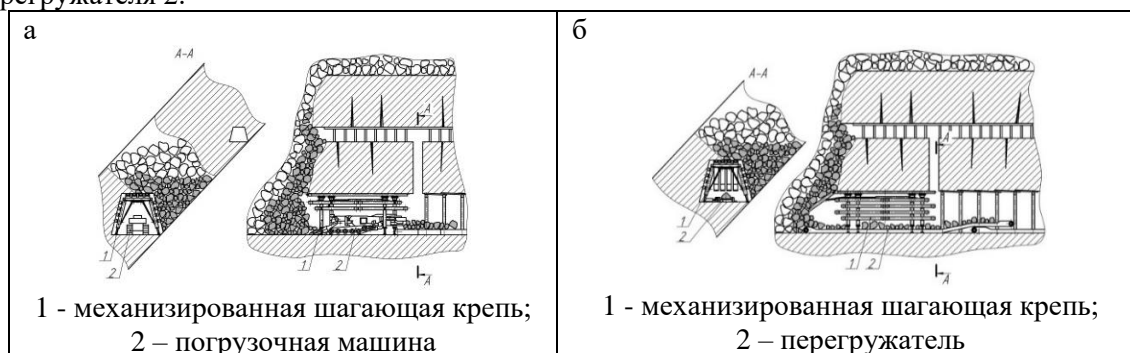
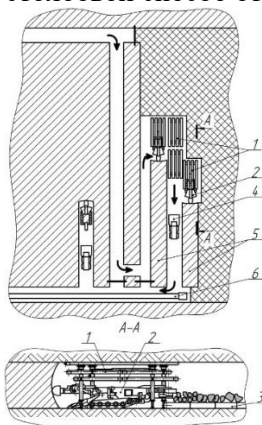


Рис. 1. Подэтажная система разработки мощных крутопадающих пластов. а) с выпуском на машину погрузочную; б) с механизированным выпуском

Перспективным вариантом применения многофункциональной механизированной шагающей крепи является ее использование при камерно-столбовом способе отработки пологих и наклонных угольных пластов средней мощности, а так же подземной отработки погребных алмазосодержащих россыпей [14]. Предлагаемая новая технология с применением механизированной шагающей крепи в камерно-столбовом способе разработки с обрушением кровли без оставления целиков, основана на использовании высокопроизводительной горнодобывающей техники: проходческих и

очистных комбайнов, механизированных шагающих крепей, погрузочно-доставочных машин. К преимуществам проектируемой механизированной технологии относятся: обработка месторождения без потерь полезного ископаемого, повышение безопасности горных работ, ликвидация трудоемкого ручного труда при буровзрывных работах, возможность селективной выемки полезного ископаемого.

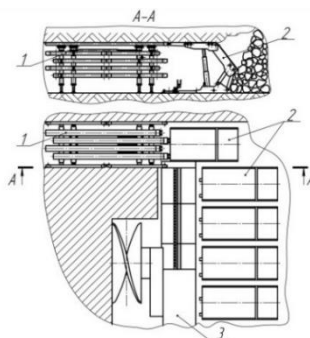
Суть новой технологии заключается в способе разработки пологих и наклонных угольных пластов средней мощности, включающем подготовку выемочного поля проведением транспортной и вентиляционной выработок, поочередное проведение выемочных камер от транспортной до вентиляционной выработки с анкерным креплением кровли, погашение междукамерных целиков выемкой угля комбайнами фронтального действия и транспортировкой отбитого угля в пределах выемочной камеры. Согласно техническому решению погашение соседних междукамерных целиков ведется одновременно прямыми забоями с отставанием прямого забоя междукамерного целика, расположенного со стороны неотработанного угольного массива, от забоя, расположенного со стороны обрушенных пород, на величину, не превышающую $10 \div 12$ м, и образованием подработанной части выемочной камеры вентиляционного отделения, расположенного между прямыми забоями указанных целиков. На рис. 2 приведен камерно-столбовой способ отработки угольного пласта.



1 - механизированная шагающая крепь; 2 - комбайн фронтального действия; 3 – перегружатель;
4 - погрузочно-доставочная машина; 5 - междукамерные целики; 6 - конвейер

Рис. 2. Камерно-столбовой способ отработки угольного пласта

Применение многофункциональной механизированной шагающей крепи в качестве механизированной крепи сопряжения в очистном забое приведено на рис. 3. Многофункциональная шагающая крепь 1 поддерживает кровлю на сопряжении штрека с очистным забоем, имеет шарнирное крепление с концевой механизированной крепью 2 лавного комплекса и обеспечивает передвижку приводов лавного конвейера.



1 - многофункциональная шагающая крепь; 2 - механизированная крепь лавного комплекса

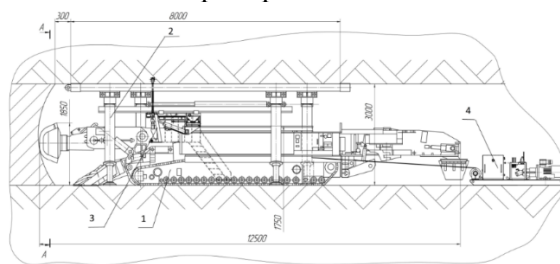
Рис. 3. Сопряжение очистного забоя

К положительным моментам использования многофункциональной механизированной шагающей крепи в качестве крепи сопряжения можно отнести: непрерывную поддержку кровли при передвижении; адаптацию к любой по форме механизированной крепи выработки; создание безопасных условий для обслуживающего персонала.

Технические требования к механизированной шагающей крепи для проведения подготовительных горных выработок. В качестве современного решения повышения эффективности

горных работ при проходке вспомогательных выработок предлагается многофункциональная механизированная шагающая крепь, интегрированная в горнопроходческий комплекс.

На рис. 4 представлен внешний вид горнопроходческого комплекса.



1 - проходческий комбайн; 2 - механизированная шагающая крепь; 3 – анкерустановщик;
4 - маслостанция

Рис. 4. Горнопроходческий комплекс

В соответствии с действующими нормативными требованиями, исходным техническим документом, устанавливающим технические требования к создаваемому новому изделию, является техническое задание [15].

Исходные технические данные для разработки технического задания на механизированную шагающую крепь в составе горнопроходческого комплекса были подготовлены совместно с шахтой Южная (АО ХК «СДС-Уголь»). Техническое задание предполагает работу горнопроходческого комплекса в условиях отработки с Восточного уклона пласта Лутугинский, где в дальнейшем планируется провести испытания опытного экспериментального образца механизированная шагающая крепь.

При формировании структуры построения, содержания и изложения технического задания на механизированную шагающую крепь в составе горнопроходческого комплекса учитывались интересы возможных потребителей, соблюдены требования действующего законодательства и обязательным требованиям стандартов и технических регламентов, распространяющихся на данную продукцию.

Структура технического задания.

Цель работы: проведение опытно-конструкторских работ по разработке рабочей конструкторской документации для изготовления действующего полноразмерного экспериментального образца механизированной шагающей крепи для скоростной проходки горных выработок.

Назначение экспериментального образца: механизированная шагающая крепь предназначена для создания безопасного рабочего пространства при скоростной проходке горных выработок.

Состав экспериментального образца: механизированная шагающая крепь состоит из двух секций взаимосвязанных друг с другом гидроцилиндрами передвижения. Каждая секция оборудована продольными опорными и поперечными балками, жестко закрепленными друг к другу. Секции опираются через гидростойки и опоры на почву выработки. Цилиндры гидростоек каждой рамы шарнирно связаны между собой продольными связями и через диагональные связи – с поперечными балками.

Основные технические характеристики (параметры) механизированной шагающей крепи приведены в табл. 1. Требования к надёжности: количественные и качественные показатели по надёжности должны соответствовать ГОСТ 27.002-2015, ГОСТ 27.003-2016. Требования безопасности к конструкции и эксплуатации механизированной шагающей крепи должны соответствовать требованиям безопасности ГОСТ 12.2.003-91, ГОСТ 12.2.106-85, ГОСТ 31561-2012 (пункт 6.4), ГОСТ Р 58200-2018, ФНП «Правила безопасности в угольных шахтах», «Нормативы по безопасности забойных машин, комплексов и агрегатов», требованиям технического регламента ТР ТС 010/2011 «О безопасности машин и оборудования».

Основные конструктивные требования: элементы конструкции должны иметь запас прочности не менее 1,5; конструкция опорных и ограждающих элементов механизированной шагающей крепи – коробчатая, выполненная из листового проката; материал - конструкционная низколегированная для сварных конструкций Сталь 10ХСНД ГОСТ 19281-2014; размеры опорных балок и продольных ограждений должны обеспечивать заводку решетчатой затяжки, крепление ее анкерами к кровли горной выработки на расстоянии не более 1,4 м от забоя с установкой сферической шайбы (300 мм x 300 мм), а так же обеспечивать возможность бурения шпуров в промежутках между ними с возможностью закрепления решетчатой затяжки; по направлению к забою опорные балки должны

иметь горизонтальный консольный козырек длиной не менее 1400 мм от крайней траверсы секции; крепление гидравлических РВД гидросистемы крепи должно быть унифицировано с РВД комбайна; опоры гидравлических стоек должны быть оборудованы лемехом для отбивки просыпей угля; крепление гидравлических стоек к траверсе – жесткое; опорные гидравлические домкраты – не применять; для гидравлических стоек использовать телескопические гидроцилиндры.

Таблица 1

№	Наименование параметра	Значение
1	Тип крепи	шагающая
2	Тип секции шагающей крепи	поддерживающе-оградительная
3	Тип исполнительных механизмов	гидрофицированные
4	Конструктивная высота, мм	2000– 4200
5	Конструктивная ширина, мм	5000
6	Конструктивная длина, мм	6000
7	При опускании секций при передвижке должен обеспечиваться зазор между горизонтальными плоскостями опорных балок смежных секций, мм	100
8	Шаг передвижки, мм	500-1000
9	Расположение гидравлических стоек и ограждающих конструкций секций крепи	90 град к основанию/опорным балкам крепи (траверсам)
10	Рабочее давление в гидросистеме, МПа	20-32
11	Рабочая жидкость	Эмульсия ВНИИ НП-117
12	Количество гидростоек крепи, шт.	8
13	Количество гидростоек в секции шагающей крепи, шт.	4
14	Количество гидродомкратов передвижки	2
15	Масса, т	до 20

Требования по мобильности: конструкция крепи должна обеспечивать безопасное транспортирование по подземным горным выработкам (целиком или с разборкой на транспортабельные части), а также безопасность монтажа, демонтажа и их ремонта с возможностью применения специальных средств механизации для этих работ.

Требования к взаимодействию с сопрягаемыми объектами: скорость передвижки секций крепи не должна отставать от скорости движения проходческого комбайна.

Горнотехнические и горно-геологические условия применения, сформированные заказчиком: сверхкатегорийные по газу метану, угрожаемые по внезапным выбросам угля и газа, опасные по взрываемости угольной пыли; угрожаемые по горным ударам пласты; обеспечение перемещения (шагание) за проходческим комбайном при проведении горизонтальных и наклонных от минус 15° до плюс 15° горных выработок; форма горной выработки – прямоугольная, высота $h=2,9-3,6$ м, ширина $B=5,1$ м; глубина ведения горных работ – 300 м. Пласт Лутугинский, выдержанный по мощности, простого строения $m_{cp}=2,13$ м, $f=1,0$. Кровля: основная кровля представлена песчаником среднезернистым, крепким, местами имеются прослои алевролита мелкозернистого, мощностью 7,8-12 м, $f=6,0-9,0$; непосредственная кровля представлена алевролитами слоистыми, трещиноватыми от неустойчивых до весьма неустойчивых, $m=0,2-1,3$ м, $f=4,0$, обрушается вслед за выемкой угля. На отдельных участках и в зонах геологических нарушений разбитыми до щебенки на мощность до 4,5 м. Далее залегает алевролит темно-серый, слоистый за счет песчаника, тонкозернистый, среднеустойчивый с прослойками песчаника мелкозернистого, в зоне геологических нарушений весьма неустойчивый $m=4,5-6,8$ м, $f=4,0-6,5$. Почва: ложная почва - аргиллит/алевролит слабоуглистый, слоистый, выклинивается углем. Интенсивно трещиноватый, весьма неустойчивый $m=0-0,8$ м, $f=2,0-2,5$; непосредственная почва – песчаник серый, среднезернистый, массивный, крепкий $m=0-5,2$ м, $f=6,0-9,0$.

Для силового расчета конструкции механизированной шагающей крепи, согласно Федеральным нормам и правилам в области промышленной безопасности «Инструкция по расчету и применению анкерной крепи на угольных шахтах», 2013г. принимаем: III тип пород кровли по обрушаемости согласно табл. №4; I класс пород кровли по устойчивости, согласно табл. №5. Давление пород свода естественного равновесия на один погонный метр горной выработки, со стороны кровли в горной выработке, согласно проведенного расчета: пройденной в массиве 357кН/м.; в зоне влияния опорного давления 451,5кН/м.

Шаг зарубки за технологический цикл: 500 мм; 1000 мм.

Модель используемого проходческого комбайна: EBZ-200; КП-21.

Заключение. Разработка нового образца механизированной шагающей крепи для горнопроходческого комплекса направлена на повышение уровня производительности, эффективности извлечения и безопасности горных работ при проходке подземных горных выработок, и будет способствовать к переходу на технологические процессы без постоянного присутствия людей в рабочей зоне.

В процессе проведения испытаний экспериментального образца механизированной шагающей крепи в составе горнопроходческого комплекса планируется достичь следующих технико-экономических показателей: за счет применения механизированной шагающей крепи исключить использование предохранительной крепи при проходческих работах; исключить операции по установке предохранительной крепи и штрипцов; совместить передвижку крепи с операцией по установке и креплению решетчатой затяжки; обеспечить возможность суточного подвигания забоя (вслед за комбайном), не менее 25-30 м; повысить безопасность работ при проходке; упростить организацию труда в проходческом забое.

Вывод. Таким образом, проводимая работа по разработке механизированной многофункциональной шагающей крепи для горнопроходческого комплекса соответствует стратегическим целям и перспективным задачам развития угледобывающей отрасли России.

Библиографический список

1. Энергетическая стратегия России на период до 2035 года. Проект. – Режим доступа: <https://minenergo.gov.ru/node/1920>
2. Программа развития угольной промышленности на период до 2035 года. Проект - Режим доступа: <https://minenergo.gov.ru/system/download/433/110749>
3. Прогноз научно-технологического развития отраслей топливно-энергетического комплекса России на период до 2035 года. - Режим доступа: <https://minenergo.gov.ru/node/6365>
4. Клишин В.И., Малахов Ю.В. Разработка и обоснование параметров многофункциональной шагающей крепи // Научно-технические аспекты разработки и использования минеральных ресурсов. - 2019. – № 5. - С. 125-131.
5. Пат. РФ RU160742U1, МПК Е 21D/00 (2006/01). Крепь для отработки мощных крутых пластов угля подэтажной выемкой / В.И. Клишин, Д.И. Кокоулин. Оpubл. 20.03.2016, бюл. № 8.
6. Пат. РФ RU193298U1, МПК Е 21D 23/00 (2019.05). Секция крепи механизированная шагающая / В.И. Клишин, Ю.В. Малахов, М.С. Никитенко, С.А. Кизилов. Оpubл. 28.10.2019, бюл. № 31.
7. Пат. РФ RU196496U1, МПК Е 21D 23/04 (2019.08). Секция крепи для отработки мощных крутых угольных пластов / В.И. Клишин, Ю.В. Малахов, М.С. Никитенко, С.М. Никитенко, С.А. Кизилов. Оpubл. - 03.03.2020, бюл. № 7.
8. 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. 96-99.
9. Никитенко М.С., Малахов Ю.В., Никитенко С.М. Роботизированный комплекс по отработке мощных крутонаклонных пластов угля и рудных месторождений // Научно-технические аспекты разработки и использования минеральных ресурсов. - 2017. – №3. - С. 249-251.
10. 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. - Режим доступа: <http://iopscience.iop.org/article/10.1088/1755-1315/84/1/012002>.
11. 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). - doi:10.1088/1757-899X/354/1/012016.
12. Клишин В.И. Обоснование технологий разработки мощных пологих и крутых угольных пластов с выпуском угля // Горный информационно-аналитический бюллетень. - 2013. - Отдельный выпуск №6. - С. 36–47.
13. 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 техносферы: современные проблемы и пути решения: сб. трудов. - ЮТИ ТПУ 2017. – С. 217–220.
14. Филатов А.П., Клишин В.И. Обоснование технологических схем и средств механизации подземной отработки погребных алмазосодержащих россыпей // Горный информационно-аналитический бюллетень. - 2007. - № S16 - С. 295-306.
15. ГОСТ 15.016-2016 Межгосударственный стандарт. Система разработки и постановки продукции на производство. Техническое задание. Требования к содержанию и оформлению. – введ. 2017-09-01. – Москва: Стандартинформ, 2017. – 30 с.

**ДЕЗИНТЕГРАЦИЯ УГОЛЬНОГО МАССИВА ПОДКРОВЕЛЬНОЙ ТОЛЩИ
ПРИ РАЗРАБОТКЕ МОЩНЫХ ПЛАСТОВ С УПРАВЛЯЕМЫМ ВЫПУСКОМ****чл.-корр. РАН Клишин В.И., к.т.н. Анфёров Б.А., к.т.н. Кузнецова Л.В.,
Варфоломеев Е.Л., Борисов И.Л.****Федеральный исследовательский центр угля и углехимии СО РАН, г. Кемерово, Россия**

Аннотация. В Институте угля ФИЦ УУХ СО РАН разработана технология отработки мощных пластов с выпуском угля подкровельной толщи на забойный конвейер, которая позволит увеличить поток горной массы, уменьшить потери и снизить простои очистного забоя. Дезинтеграция массива подкровельной толщи для его подготовки к выпуску может осуществляться по мере подвигания очистного забоя или заблаговременно методом поинтервального гидроразрыва до начала ведения очистных работ.

Ключевые слова: мощный пологий угольный пласт, дезинтеграция массива, выпуск угля подкровельной толщи, секция механизированной крепи, очистной комбайн.

Наиболее перспективным направлением подземной добычи угля из мощных пологих пластов является механизированная разработка в один слой с выпуском массива подкровельной толщи на конвейер, завальный или забойный (Longwall top coal caving method – LTCC). В этих технологиях разрушение массива подкровельной толщи осуществляется горным давлением [1-4].

В настоящее время в мировой практике применяются комплексы, оборудованные дополнительным завальным конвейером (Россия, Китай, Австралия, Турция, Бангладеш) [5-9]. Механизированные крепи поставляются фирмами «Caterpillar» и «CODCO» (Китай) [10]. Дополнительный завальный конвейер усложняет конструкцию комплекса и требует значительного увеличения размеров секции крепи и введения дополнительного перегрузочного устройства на сопряжении лавы с конвейерным штреком, что создает трудности при обслуживании.

В ФИЦ УУХ СО РАН ведутся работы по созданию технологии с выпуском угля подкровельной толщи на забойный конвейер. В основе технологии лежит использование механизированных секций крепи поддерживающе-оградительного типа (КУВ1 – крепь с управляемым выпуском), в ограждениях которых выполнено выпускное окно, связанное с погрузочным желобом и питателем (рис. 1) [11]. Выпускное окно секции крепи имеет площадь в два раза больше, чем у существующих аналогов, что позволит увеличить поток горной массы, уменьшить потери и снизить простои очистного забоя из-за негабаритов. Небольшая масса секций (17 т) позволяет обрабатывать пласты со слабой почвой.

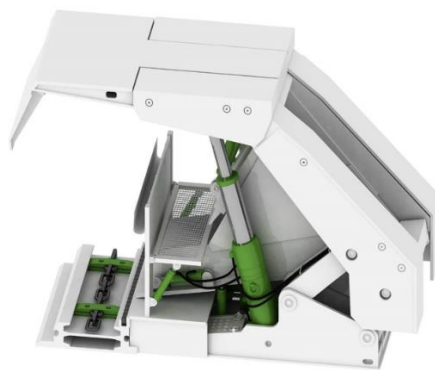


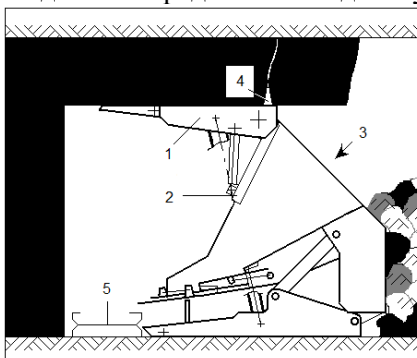
Рис. 1. Секция механизированной крепи КУВ1

Однако, если при выпуске на завальный конвейер разрушение массива подкровельной толщи осуществляется горным давлением, то для выпуска на забойный конвейер горного давления зачастую недостаточно; технология требует дезинтеграции массива подкровельной толщи. При этом мощность выпускаемой пачки может варьироваться в широких пределах в зависимости не только от мощности самого пласта, но и от применяемой технологии отработки [12].

Дезинтеграция угольного массива подкровельной толщи может быть осуществлена заблаговременно, т.е. значительно раньше начала отработки выемочного столба, или одновременно с ведением очистных работ. Заблаговременная дезинтеграция обеспечивает разупрочнение нетронутого

угля, его одновременную предварительную частичную дегазацию и, как следствие, повышение эффективности добычи угля и безопасности ведения очистных работ. Дезинтеграция по мере продвижения очистного забоя позволяет делить массив подкровельной толщи на примерно равные порции, удобные для осуществления выпуска угля и погрузки его на забойный конвейер, а также управлять временем начала выпуска.

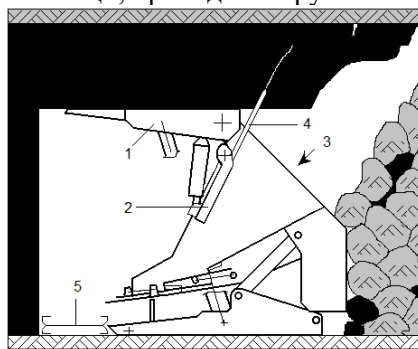
В зависимости от мощности выпускаемой подкровельной толщи ее дезинтеграция по мере продвижения очистного забоя может быть осуществлена различными техническими средствами; например, для подкровельной толщи мощностью до 1 м на перекрытии секции механизированной крепи может быть установлен механический скалыватель, ориентированный поперек преимущественного направления трещин (рис. 2) [13]. При каждой передвижке секции крепи скалыватель внедряется в массив подкровельной толщи, надкалывая ее и деля на равные порции; обрушение порции выпускаемого угля происходит непосредственно над выпускным окном секции крепи.



1 – перекрытие секции крепи; 2 – заслон; 3 – выпускное окно; 4 – механический скалыватель; 5 – забойный конвейер

Рис. 2. Схема дезинтеграции массива механическим скалывателем

Для дезинтеграции более мощных подкровельных пачек, 1-2 м, может быть использован динамический скалыватель, установленный во внутреннем пространстве заслона (рис. 3) [13]. После передвижки секции крепи скалыватель выдвигается из заслона и осуществляет динамическое воздействие на массив подкровельной толщи, приводя к обрушению выпускаемой порции угля.

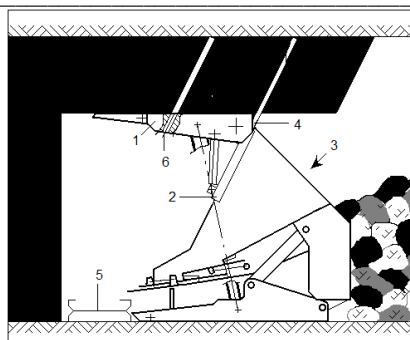


1 – перекрытие секции крепи; 2 – заслон; 3 – выпускное окно; 4 – динамический скалыватель; 5 – забойный конвейер

Рис. 3. Схема дезинтеграции массива динамическим скалывателем

Принудительное обрушение более мощной подкровельной пачки требует дополнительного воздействия. В этом случае может быть использована механизированная крепь, оснащенная динамическим скалывателем и специальными каналами в перекрытии для бурения ослабляющих массив шпуров (рис. 4). Из рабочего пространства очистного забоя через каналы в перекрытии бурят ряд шпуров (скважин) на всю мощность подкровельной толщи, чем больше шпуров, тем сильнее эффект ослабления. После передвижки секции крепи по линии ряда шпуров воздействуют на массив динамическим скалывателем, отделяя порцию выпускаемого угля.

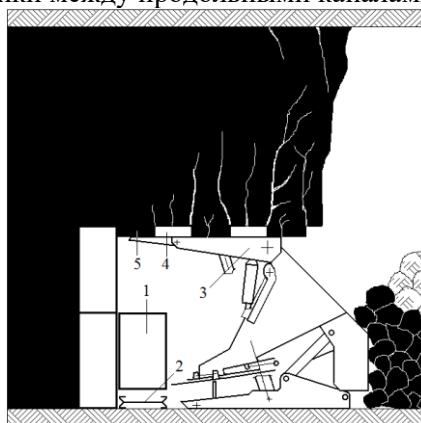
Рассмотренные варианты дезинтеграции массива подкровельной толщи, осуществляемые по мере продвижения очистного забоя в подсечном слое, требуют оснащения секции механизированной крепи дополнительным оборудованием или приспособлениями. Авторами разработан технологический вариант дезинтеграции массива подкровельной толщи и порционирования выпускаемого угля по мере продвижения очистного забоя, использующий возможности очистного комбайна.



1 – перекрытие секции крепи; 2 – заслон; 3 – выпускное окно; 4 – динамический скальватель;
5 – забойный конвейер; 6 – канал в перекрытии секции крепи

Рис. 4. Схема дезинтеграции массива динамическим скальвателем по линии ослабляющих скважин

Сущность этого технического решения состоит в том, что в подсечном слое (слое у почвы пласта) при выемке очистным комбайном каждой второй полосы верхний шнек поднимают выше, насколько это возможно, перекрытия секций механизированной крепи (рис. 5) [14]. При этом вдоль линии очистного забоя в потолочине подсечного слоя образуются продольные каналы шириной, равной величине захвата комбайна и остаются ленточные целики такой же ширины. Вследствие этого секции механизированной крепи после передвижки распирают не в сплошную кровлю подсечного слоя, а в ленточные целики между продольными каналами.



1 – очистной комбайн; 2 – забойный конвейер; 3 – перекрытие секции механизированной крепи;
4 – продольный канал; 5 – ленточный целик

Рис. 5. Схема осуществления дезинтеграции массива подкровельной толщи нарезкой продольных каналов в потолочине подсечного слоя

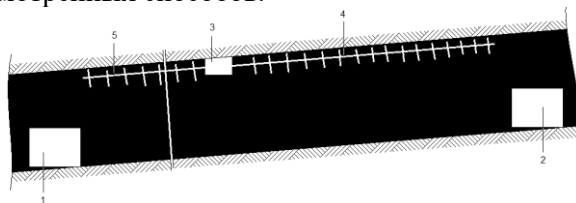
В зависимости от физических свойств угля целики, воспринимая нагрузку со стороны перекрытия секции крепи, частично разрушаются и передают сжимающие усилия вышележащей толще. Каналы не воспринимают распорных усилий со стороны секции крепи, но испытывают давление со стороны вышележащей толщи, т.е. в противоположном направлении, которые растягивают поверхность каналов. Две-три передвижки секции крепи способствуют растрескиванию массива подкровельной толщи, чем подготавливают его к выпуску, при этом наиболее подготовленная часть или порция массива оказывается непосредственно над выпускным окном секции крепи.

По результатам математического моделирования напряженно-деформированного состояния подкровельной толщи, выполненного в Сибирском государственном индустриальном университете (г. Новокузнецк, научный руководитель работы д.т.н, проф. Фрянов В.Н.) установлено, что на величины отношения остаточной прочности к исходной влияют следующие факторы: количество и размеры каналов, величина распора секций механизированной крепи, а также наличие специальных скальвателей на верхнем перекрытии секций. При распоре крепи более 2000 кН происходит перемещение подкровельной толщи в сторону выработанного пространства, то есть возникают вертикальные и кососекущие трещины и угольный массив разрушается под влиянием растягивающих горизонтальных напряжений. Установлено, что такое снижение отношения остаточной прочности к исходной происходит более интенсивно (в 1,15 раза) при наличии каналов в подкровельной толще.

Это связано с тем, что целики между каналами разрушаются и происходит релаксация напряжений, то есть подтверждаются основные положения, представленные в патенте России на изобретение [14].

При разработке пластов еще большей мощности, когда подкровельная пачка достигает 5 и более метров, подкровельную толщу необходимо готовить к выпуску на забойный конвейер. Для этого может быть проведена заблаговременная дезинтеграция верхней части подкровельного массива, непосредственно примыкающая к породам кровли пласта. В этом случае нарушаются связи пласта с породами кровли и сплошность угля.

Наиболее эффективным вариантом дезинтеграции массива подкровельной толщи является способ гидроразрыва пласта, осуществляемый до начала ведения очистных работ [15]. В подкровельной толще примерно по средней линии выемочного столба проводят промежуточный штрек, из которого в обе стороны бурят скважины, ориентируя их в плоскости напластования параллельно предполагаемой линии очистного забоя (рис. 6). Затем, используя скважинные устройства, осуществляют гидроразрыв верхней части пласта с одновременной интенсификацией процесса дегазации. При ведении очистных работ при необходимости осуществляют дезинтеграцию выпускаемой толщи угля одним из рассмотренных способов.



1 – конвейерный штрек; 2 – вентиляционный штрек; 3 – промежуточный штрек; 4 – скважина по восстанью пласта; 5 – скважина по падению пласта

Рис. 6. Схема подготовки верхней части массива подкровельной толщи к выпуску дезинтеграцией методом гидроразрыва

Выводы. Технология разработки мощных пологих пластов с выпуском угля подкровельной толщи на забойный конвейер возможна с использованием секций крепи КУВ1, в ограждении которой выполнено выпускное окно площадью в два раза больше, чем у существующих аналогов. Это позволит увеличить поток горной массы, уменьшить потери и снизить простои очистного забоя из-за негабаритов. Однако необходимо готовить массив угля подкровельной толщи к выпуску.

Дезинтеграция массива подкровельной толщи для его подготовки к выпуску может осуществляться по мере продвижения очистного забоя, не провоцируя вывалообразований перед секциями крепи – скалывателями (механическими или динамическими, нарезкой продольных каналов в потолочине подсечного слоя).

При разработке пластов, когда мощность подкровельной пачки достигает 5 и более метров, верхняя часть пласта, примыкающая к породам кровли, подготавливается методом гидроразрыва, осуществляемым до начала ведения очистных работ; нижняя часть подкровельной пачки – по мере продвижения очистного забоя.

Благодарности. Исследование выполнено при финансовой поддержке РФФИ и Кемеровской области в рамках научного проекта № 20-45-420019. Соглашение (договор) №37/2019.

Библиографический список

1. Клишин В.И. Технология разработки запасов мощных пологих пластов с выпуском угля / В.И. Клишин [и др.]. – Новосибирск: Наука, 2013. – 248 с.
2. Ермаков А.Ю., Качурин Н.М. Обоснование аэрологически безопасной одностадийной технологии отработки мощных пологих пластов с управляемым выпуском угля из межслоевых и подкровельных пачек. – Кемерово: АИ «Кузбассвуиздат», 2018. – 290 с.
3. Калинин С.И. [и др.] Оработка мощного угольного пласта механизированным комплексом с выпуском подкровельной пачки. – Кемерово, 2011. – 224 с.
4. Ning Shi, Zhizeng Huang. Application of Longwall Top Coal Caving in Challenging Geological Conditions // Proceedings of the World Congress on Mechanical, Chemical, and Material Engineering (MCM 2015) Barcelona, Spain – July 20-21. – 2015. - Paper No. 354. - URL: http://avestia.com/MCM2015_Proceedings/files/papers/MMME354.pdf
5. Nadia Sultana Tarakki [& other] Longwall Top Coal Caving Method for Barapukuria Coal Field, Dinajpur, Bangladesh // International Journal of Scientific & Engineering Research. - Volume 7. - Issue 4. - April-2016. - P.

285. - URL: https://www.researchgate.net/publication/303525170_Longwall_Top_Coal_Caving_Method_for_Barapukuria_Coal_Field_Dinajpur_Bangladesh.
6. T. D. Le [& other] A Review of Roof Instabilities Associated With Longwall Top Coal Caving / 52nd U.S. Rock Mechanics/Geomechanics Symposium, 17-20 June, 2018, Seattle, Washington. - URL: <https://www.onepetro.org/conference-paper/ARMA-2018-481>.
7. Adrian Moodie and James Anderson, Geotechnical Considerations for Longwall Top Coal Caving at Austar Coal Mine / 11th Underground Coal Operators' Conference, University of Wollongong & the Australasian Institute of Mining and Metallurgy, 2011. - P. 29-39. - URL: <https://ro.uow.edu.au/coal/337>
8. Tien Dung Le, Rudrajit Mitra, Joung Oh, Bruce Hebblewhite. A review of cavability evaluation in longwall top coal caving // International Journal of Mining Science and Technology. - Volume 27. - Issue 6, - November 2017. - P. 907-915. - URL: <https://www.sciencedirect.com/science/article/pii/S2095268617305177>
9. Terry Medhurst, Rudd Rankine, Michael Kelly. Development of a method for longwall top coal caveability assessment / 14th Coal Operators' Conference, University of Wollongong, The Australasian Institute of Mining and Metallurgy & Mine Managers Association of Australia, 2014. - P. 42-50.
10. Caterpillar to supply two complete longwall top coal caving systems to mine in Turkey // Caterpillar. - Jul. 2. - 2014. - URL: <http://www.mining.com/web/caterpillar-to-supply-two-complete-longwall-top-coal-caving-systems-to-mine-in-turkey/>
11. Клишин В.И., Фокин Ю.С., Кокоулин Д.И., Кубанычбек У.Б. Разработка мощных пластов механизированными крепями с регулируемым выпуском угля. – Новосибирск: Наука, 2007. – 135 с.
12. Кузнецова Л.В. Информационно-логическая систематизация и совершенствование технологий разработки угольных пластов / Л.В. Кузнецова, Б.А. Анферов. – Кемерово: Кузбассвуиздат, 2001. – 151 с.
13. 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: сб. тр. Междунар. науч.-практич. конф. 18-21 апреля 2017 г. / под. ред. А.Н. Смирнова. – Кемерово: КузГТУ, 2017. – 319 с.
14. Пат. 2703079 Российская Федерация, МПК E21C 41/18. Способ разработки мощного пологого пласта с выпуском угля подкровельной толщи / Клишин В.И., Анферов Б.А., Кузнецова Л.В., Борисов И.Л., Варфоломеев Е.Л.; заявитель и патентообладатель ФИЦ УУХ СО РАН. № 2019103611; опубли. 15.10.2019, бюл. № 29.
15. Проблемы безопасности и новые технологии подземной разработки угольных месторождений / В.И. Клишин, Л.В. Зворыгин, А.В. Лебедев, А.В. Савченко – Новосибирск: Издательский дом «Новосибирский писатель», 2011.–524 с.]

УДК 622.831

ПОВЫШЕНИЕ БЕЗОПАСНОСТИ ВЕДЕНИЯ ПОДЗЕМНЫХ ГОРНЫХ РАБОТ ПРИ РАЗРАБОТКЕ УГОЛЬНЫХ ПЛАСТОВ ЗА СЧЕТ ДЕЗИНТЕГРАЦИИ УГЛЕПОРОДНОГО МАССИВА

**чл.-корр. РАН Клишин В.И., к.т.н., Опрук Г.Ю., Варфоломеев Е.Л., Борисов И. Л.
Федеральный исследовательский центр угля и углехимии СО РАН, г. Кемерово, Россия**

Аннотация. Разработаны способы дезинтеграции углепородного массива, которые позволяют исключить площадное зависание пород кровли в очистных забоях и резкие динамические воздействия ее на механизированные комплексы, обеспечить сохранность повторно используемых горных выработок в зоне очистных работ, создать систему трещин в подкровельной толще пласта по всей длине очистного забоя и повысить эффективность предварительной дегазации без проведения большого числа промежуточных выработок.

Ключевые слова: дезинтеграции углепородного массива, мощный угольный пласт, направленный гидроразрыв, поинтервальный гидроразрыв, труднообрушаемая кровля.

Причины аварий на угольных шахтах остаются прежними: взрывы метана и угольной пыли, внезапные выбросы угля и газа, подземные пожары, горные удары, обвалы, резкое и внезапное обрушение пород кровли. Зачастую эти причины срабатывают комплексно. Для каждого фактора, обуславливающего аварийную ситуацию, или их совокупности в Советском Союзе и Российской Федерации разработаны и реализованы на различных уровнях профилактические мероприятия. Различают, например, региональные (предварительная дегазация, увлажнение выбросоопасного пласта, опережающая выемка защитных пластов) и локальные (гидрорыхление и гидрорасчленение, меняющие напряженно-деформированное состояние выбросоопасного массива) противовыбросные мероприятия.

На многих шахтах применяется технологическая схема «шахта — пласт», где отработывается один угольный пласт, имеется один очистной забой. Возникновение в такой лаве какой-либо аварии равносильно закрытию шахты с убытками в миллиарды рублей.

Механизм развития аварийной ситуации можно представить следующим образом. В верхней части выработанного пространства скапливается большое количество метана, который постоянно движется по существующим трещинам в обрушенном массиве вверх. Однако в условиях зависающей труднообрушаемой кровли газ скапливается в завале и при внезапном обрушении кровли происходит «поршневой» выброс метана в существующие горные выработки, что сопровождается мощной ударной волной, которая может вызвать воспламенение и взрыв газа и угольной пыли.

Управление механическими характеристиками нависающего массива, в том числе и труднообрушаемой кровлей, достигалось следующими способами [1-3]:

- подработка горного массива как способ воздействия на труднообрушаемую кровлю выше залегающего пласта;
- способ передового торпедирования;
- принудительное обрушение взрыванием удлиненных скважинных зарядов в выработанном пространстве для негасовых шахт;
- гидрообработка и гидромикроторпедирование;
- взрывогидрообработка.

Вопросы безопасной подготовки угольного пласта, особенно мощного – свыше 6м, всегда были в центре внимания мировой научной общественности. В последние годы наблюдается всплеск работ в направлении подготовки угля в системах с выпуском в Китае, с предварительной дегазацией и дезинтеграцией для последующего его выпуска. Это объясняется тем, что только такой технологией в Китае добывается угля больше, чем в целом по России.

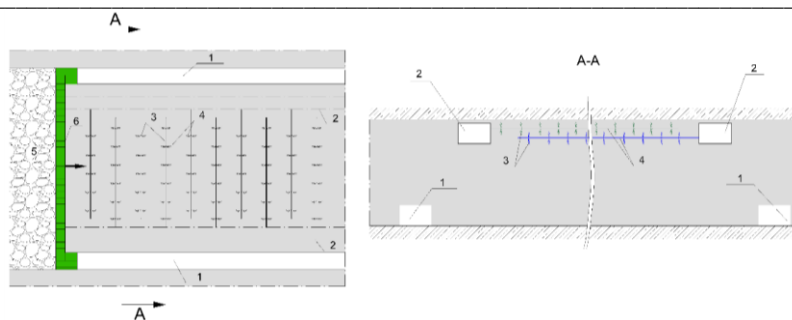
Разные физические представления позволили с разных позиций объяснить процесс дезинтеграции массива горных пород и угля при направленном и поинтервальном гидроразрывах. В моделях разрушения горных пород заметна составляющая лабораторных представлений, хотя реальные процессы в подземных условиях (неравномерность напряжений массива, устойчивость угольных скважин и др.) играют решающую роль в эффективности применения методов гидроразрыва [4, 5].

В работах [6, 7] представлены вопросы быстрого стимулирования развития трещины за счет горения пропанта и образования газообразных побочных продуктов пикового сгорания. Численный метод показал, что низкие скорости нагрузок приводят к малочисленным, но более длинным трещинам, в то время как высокие скорости нагружения приводят к образованию многочисленных, но коротких трещин вокруг скважины (динамический процесс нагружения). Гидравлический разрыв пласта происходит при более низких значениях давления и скорости нагружения.

Естественно, каждое из перечисленных профилактических мероприятий имеет преимущества и недостатки и эффективно в определенных условиях. Существуют субъективные причины, снижающие объемы их использования, прежде всего экономические. Такое положение вынуждает искать новые решения возникающих проблем. Например, в настоящее время должное внимание на угледобывающих предприятиях США, Австралии и других стран для предупреждения предполагаемых негативных геомеханических и технологических проявлений горного давления в динамической форме всё в большем объеме используется автоматизированный мониторинг с выдачей информации в масштабе реального времени. Но это весьма затратное техническое мероприятие имеет только упреждающее значение. Поэтому в Институте угля ФИЦ УУХ СО РАН продолжаются исследования и совершенствования технологий управления состоянием угленосного массива за счет его дезинтеграции.

Применение дезинтеграции угольного пласта методом поинтервального гидроразрыва при отработке мощных пологих и наклонных пластов длинными столбами позволяет создать систему трещин в подкровельной или межслоевой толще пласта по всей длине очистного забоя и повысить эффективность предварительной дегазации без проведения большого числа промежуточных выработок (рис. 1). Технология разработки мощных пологих и наклонных пластов осуществляется в один слой с выпуском угля подкровельной толщи на забойный конвейер, с использованием секций крепи, в ограждении которых выполнено выпускное окно [8-11].

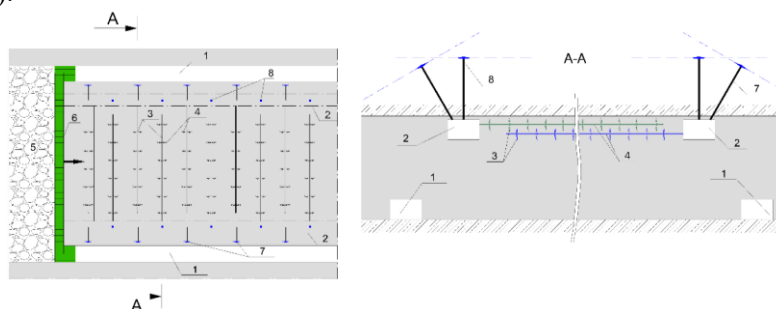
Первые экспериментальные работы по поинтервальному гидроразрыву пласта в Кузбассе были выполнены на шахте «Юбилейная» [12]. По данным мониторинга, средний расход метана с одной скважины предварительной дегазации без гидроразрыва составляет 0,073 м³/мин, расход метановоздушной смеси из устья экспериментальной скважины гидроразрыва — 0,315 м³/мин.



1 – выемочный штрек; 2 – промежуточный штрек; 3 – трещины гидроразрыва; 4 – дегазационные скважины; 5 – выработанное пространство; 6 – очистной забой

Рис. 1. Схема подготовки подкровельной толщи угля к выпуску поинтервальным гидроразрывом

При наличии труднообрушаемой кровли необходимо осуществлять ее дезинтеграцию методом направленного гидроразрыва в скважинах, пробуренных из промежуточных подготовительных выработок (рис. 2).



1 – выемочный штрек; 2 – промежуточный штрек; 3 – трещины гидроразрыва; 4 – дегазационные скважины; 5 – выработанное пространство; 6 – очистной забой; 7 – наклонные скважины направленного гидроразрыва; 8 – вертикальные скважины направленного гидроразрыва

Рис. 2. Схема подготовки подкровельной толщи угля к выпуску и разупрочнения кровли поинтервальным и направленным гидроразрывами

Вертикальные скважины направленного гидроразрыва обеспечивают расслоение пород труднообрушаемой кровли, наклонные скважины – отсечение ее консоли и ликвидацию зависания кровли в выработанном пространстве.

Проведенные работы на шахте «Чертинская-Коксовая» на выемочном участке лавы № 555 для перераспределения горного давления способом направленного гидроразрыва позволили: уменьшить размеры зависания пород кровли в выработанном пространстве отработанного ранее столба; обеспечить подпор основной кровли обрушенными породами; перераспределить концентрацию напряжений от контура конвейерного штрека вглубь массива; снизить влияние опорного давления от действующего очистного забоя [13].

Разработка методов дезинтеграции труднообрушаемых кровель за счет направленного гидроразрыва в различных технологических схемах приводит к управляемому их обрушению, а дезинтеграции угольного пласта поинтервальным гидроразрывом – к интенсификации процесса его дегазации за счет искусственного образования в горном массиве новых систем трещин.

Использование технологии поинтервального гидроразрыва пласта с целью подготовки подкровельной (межслоевой) толщи угля к выпуску позволяет снизить затраты на проведение большого количества промежуточных выработок в верхнем слое мощного пласта при использовании длинностолбковой системы отработки, за счет реализации множественных гидроразрывов по всей длине скважины.

Дезинтеграции углепородного массива позволяет исключить площадное зависание пород кровли в очистных забоях и резкие динамические воздействия ее на механизированные комплексы, а также обеспечивает сохранность повторно используемых горных выработок в зоне очистных работ

Выводы. Новые технические решения по способам управления состоянием горного массива или по переводу части массива в сыпуче-подвижное состояние позволяют создать новые оригинальные технологические схемы ведения очистных работ на угольных шахтах.

В Институте угля Федерального исследовательского центра угля и углехимии Сибирского отделения Российской академии наук разработаны:

- устройство для нарезания зародышевых щелей, являющихся концентратором напряжений в углепородном массиве для создания протяженной искусственной трещины гидроразрыва (Патент на полезную модель №129148);
- устройство для гидроразрыва горных пород, способствующее дезинтеграции углепородного массива (Патент на полезную модель №123064);
- способ гидроразрыва угольных пластов (Патент на полезную модель №2472941);
- способ эффективного управления труднообрушающейся кровли в механизированных забоях (Патент на полезную модель №2659292).

Благодарности. Исследование выполнено при финансовой поддержке РФФИ и Кемеровской области в рамках научного проекта № 20-45-420019. Соглашение (договор) №37/2019.

Библиографический список

1. Разупрочнение труднообрушаемых кровель угольных пластов / С.Т. Кузнецов, Ю.А. Семенов, В.П. Шишкин, М.М. Мукушев. - М.: Недра, 1981.
2. 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.
3. Глушихин Ф.П. Трудноуправляемые кровли в очистных забоях. - М.: Недра, 1974.
4. Шер Е.Н., Колыхалов И.Е. Определение форм трещин при поинтервальном гидроразрыве преддуктивного пласта / Е.Н. Шер, И.Е. Колыхалов // ФТПРПИ. - 2014. - № 6. - С. 70.
5. Сердюков С.В., Курленя М.В., Патутин А.В., Рыбалко Л.А., Шилова Т.В. Экспериментальная проверка способа направленного гидроразрыва горных пород / С.В. Сердюков, М.В. Курленя, А.В. Патутин, Л.А. Рыбалко, Т.В. Шилова // ФТПРПИ. - 2016. - № 4. - С.3.
6. Колыхалов И.В., Патутин А.В. О развитии трещин при множественном направлении гидроразрыва пласта химически активными составами / И.В. Колыхалов, А.В. Патутин // ФТПРПИ. - 2016. - № 3. - С.63.
7. Курленя М.В., Сердюков С.В. и др. Интенсификация подземной дегазации угольных пластов методом гидроразрыва / М.В. Курленя, С.В. Сердюков и др. // ФТПРПИ. - 2017. - № 6.
8. 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 // Научные технологии разработки и использования минеральных ресурсов. - 2018. - №. 4. - С. 199-203.
9. Клишин В.И., Варфоломеев Е.Л., Борисов И.Л., Малахов Ю.В. Обоснование программы и методики лабораторных исследований управляемого выпуска угля подкровельной толщи // Научные технологии разработки и использования минеральных ресурсов. - 2018. - №. 4. - С. 196-199.
10. 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 // Фундаментальные и прикладные вопросы горных наук. - 2018. -Том 5 -№1. - С. 66-71.
11. 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. - 2018. - №. - №. S48. - С. 87-94.
12. Клишин В.И., Опрук Г.Ю., Кокоулин Д.И., Тациенко А.Л. Разработка устройства поинтервального гидроразрыва угольного пласта // Фундаментальные и прикладные вопросы горных наук. - 2018. - Том 5 - № 2. - С. 245-249.
13. Гречишкин П. В. и др. Управление кровлей для повышения эффективности поддержания выработок, охраняемых податливыми целиками // Уголь. - 2019. - №. 10 (1123).

УДК 681.518.5

АНАЛИЗ ПАРАМЕТРОВ ВИБРАЦИИ ГАЗООЧИСТНЫХ УСТАНОВОК, ЭКСПЛУАТИРУЕМЫХ В УГОЛЬНОЙ И ГОРНОРУДНОЙ ПРОМЫШЛЕННОСТИ КУЗБАССА

к.т.н. Герике П.Б., д.т.н. Герике Б.Л., член-корр. РАН Клишин В.И.

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

Аннотация. В настоящей статье обобщены некоторые результаты исследований в области анализа параметров вибрации, генерируемой при работе динамического оборудования газоочистных и аспирационных установок различного типа и конструкции, эксплуатируемых в условиях предприятий угольной и горно-

рудной промышленности Кузбасса, а также предпринята попытка создания задела для разработки единых диагностических критериев оценки и прогнозирования процессов деградации технического состояния сложных технических систем.

Ключевые слова: вибродиагностика, аспирационные системы, управление техническим обслуживанием, механические дефекты, прогнозное моделирование.

Осуществлять выявление дефектов металлоконструкций и энерго-механического оборудования самых разных сложных механических систем стало возможным благодаря современному развитию средств и методов неразрушающего контроля и технической диагностики. При этом, единственным методом неразрушающего контроля, позволяющим извлечь максимум полезной информации о фактическом техническом состоянии технологического оборудования без его остановки и/или разборки, является анализ вибрации [1, 2]. Наилучших результатов в диагностировании удастся достичь при использовании комплексного подхода к анализу параметров вибрации, что позволяет исключить ложные гипотезы о фактическом состоянии агрегатов из-за исключения влияния фактора совпадения частотных диагностических признаков, появление которых вызвано иногда диаметрально противоположными причинами. Обоснованию эффективности реализации комплексного подхода к анализу параметров вибрации посвящены труды целого ряда отечественных и зарубежных авторов [3-6]. Однако, во всех случаях выбор оптимального набора диагностических методологий для анализа параметров вибрации всегда определяется типом объекта диагностирования, конструктивными особенностями и спецификой режимов его работы.

В качестве объекта настоящего исследования были выбраны газоочистные и аспирационные установки, эксплуатируемые в условиях горнорудной промышленности Кузбасса. Вопросы расширенного анализа параметров виброакустических волн, рассмотренные в рамках настоящей работы, изучались на примере выборки из тридцати единиц оборудования аспирационных систем (вентиляторы и газоочистные установки различного типа и конструкции). Анализ полученных диагностических данных позволил заключить, что наибольшее распространение на оборудовании такого типа получили такие основные типы дефектов, как: дисбаланс ротора электродвигателя, расцентровка привода установки, дефекты подшипников (включая ослабление посадки и нарушение режима смазки), дефекты элементов соединительных муфт, износ рабочих колес вентиляторов, нарушение жесткости опорной системы.

На представленном ниже рис. 1 приведен пример наличия в спектре диагностических признаков самых распространенных дефектов аспирационных установок - расцентровки привода и нарушения жесткости опорной системы. Агрегат находится в недопустимом техническом состоянии, о чем свидетельствует высокий общий уровень вибронегруженности, значительный уровень шума и флуктуации гармоник спектра.

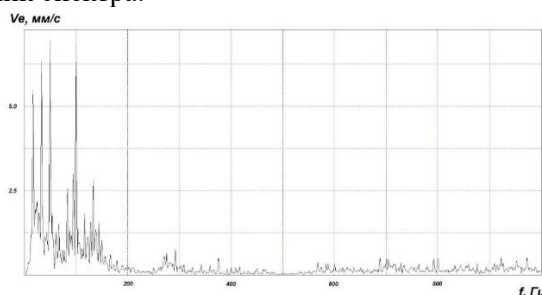


Рис. 1. Расцентровка привода и нарушение жесткости опорной системы на аспирационной установке АС-1

Учитывая особенности конструкции и условия эксплуатации аспирационных и газоочистных установок, представляется невозможным использование какого-либо одного метода виброконтроля для выполнения эффективного контроля параметров вибрации и своевременного детектирования базовых дефектов. Кроме того, на сегодняшний день не существует единого универсального метода, который мог бы с одинаковым успехом применяться в рамках экспресс-диагностики и при периодическом мониторинге, а также использоваться для исключения противоречивых диагностических признаков наличия дефектов [2, 7]. Таким образом, именно комплексное использование различных диагностических методологий анализа параметров вибрации позволит своевременно выявить дефекты оборудования и дать обоснованные рекомендации по их устранению. Результаты

исследований, выполненных в рамках настоящей работы, свидетельствуют, что наибольшей эффективности на оборудовании газоочистных установок при минимальных потерях времени, затрачиваемого на осуществление измерений и анализ получаемых данных, удается достичь при использовании комплексного подхода к анализу параметров вибрации, включая спектральный анализ в расширенном частотном и динамическом диапазонах, эксцесс и анализ огибающей.

Еще одним достаточно распространенным дефектом оборудования газоочистных установок является неуравновешенность вращающихся элементов конструкции, например роторов электродвигателей, или рабочих колес вентиляторов (рис. 2). Этот тип дефекта опасен тем, что при достижении определенного уровня развития формирующихся высокоэнергетических низкочастотных процессов (обычно при наличии сопутствующих повреждений, таких как расцентровка привода и нарушение жесткости опорной системы), он может привести к аварийному выходу агрегата из строя, отрыву элементов конструкции от опор и их частичному или полному разрушению, что создает значительные риски и угрозу для жизни и здоровья обслуживающего персонала установки. Данному дефекту соответствует около десятка диагностических признаков, в основном сосредоточенных в области спектрального анализа, анализа траектории ротора и анализа временной реализации [8]. Для упрощения интерпретации получаемых результатов в рамках настоящего исследования при разработке алгоритма создания единых диагностических критериев для оборудования газоочистных установок, было принято решение ограничиться, в данном случае, результатами анализа данных, получаемыми при помощи спектрального анализа.

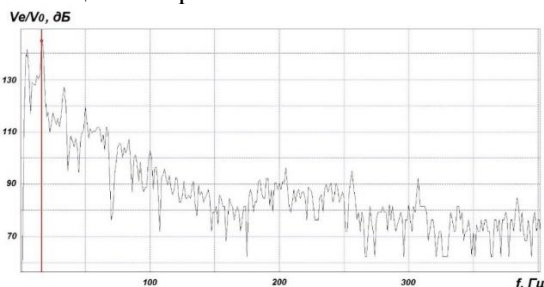


Рис. 2. Недопустимый дисбаланс ротора электродвигателя аспирационной установки АС-7

Наверное, самым изученным объектом с точки зрения вибродиагностики является подшипники качения, получившие широкое распространение в конструкции сложных механических систем благодаря высоким эксплуатационным качествам и низкой цене. Пример на рис. 3 иллюстрирует наличие в спектре диагностических признаков наличия развитого дефекта подшипника электродвигателя, причем уровни значащих гармоник свидетельствуют о недопустимости продолжения его эксплуатации из-за наклепа сепаратора и изменении формы тел качения. Нередко проблемы при диагностике подшипников качения вызывает искажение сигнала, вызванное нарушением методологии осуществления замеров, затухание сигнала, а также совпадение частотных признаков наличия дефектов. Поэтому на практике установление конкретного типа дефекта подшипников качения, или сочетания различных типов дефектов на одном подшипнике, может представляется затруднительным. Именно поэтому для увеличения эффективности результатов анализа учеными разных стран предложен методологический подход, учитывающий результаты использования единых диагностические критериев, каждый из которых может заменить собой большое количество громоздких диагностических признаков и правил, что значительно уменьшает время на анализ исходных данных и результативность выявления дефектов подшипников качения [3, 9, 10].

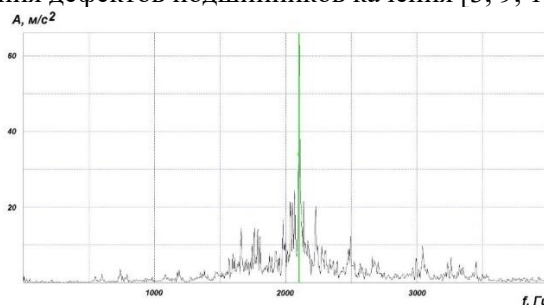


Рис. 3. Развитый дефект подшипника со стороны свободного конца электродвигателя газоочистной установки ЛИОТ

Достаточно распространенным дефектом монтажа аспирационных установок является расцентровка привода и/или нарушение соосности шкивов ременной передачи [2]. Этот дефект является причиной развития ускоренного износа подшипников, износа ремней, а также уменьшения общего эксплуатационного ресурса и КПД установки (пример спектра на рис. 4). В области спектрального анализа расцентровке соответствует около пяти базовых диагностических признаков, кроме того, часть признаков содержится в области анализа траектории ротора и анализа временной реализации. Степень вклада отдельных гармоник и их сочетаний в общий уровень вибрации зависит от целого ряда причин, таких как тип и стадия развития дефекта, а также от конструктивных особенностей и режимов работы агрегата. Часть этих признаков может полностью совпадать с признаками наличия повреждений иного характера, например, с нарушением жесткости системы или неуравновешенности ротора, что делает процесс интерпретации полученных результатов анализа более сложным [11].

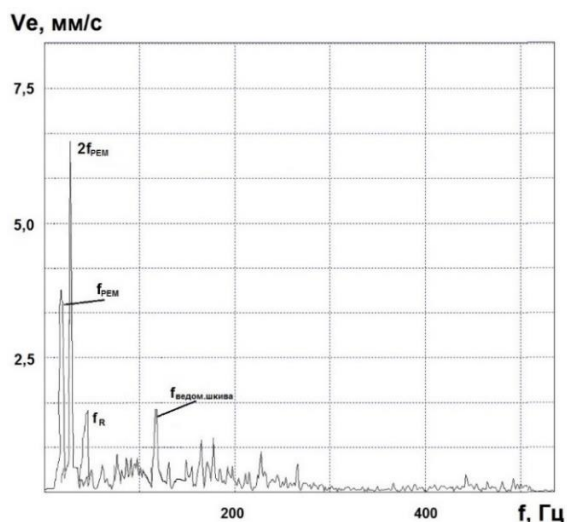


Рис. 4. Расцентровка шкивов ременной передачи привода аспирационной установки

Дефекты, связанные с фактическим состоянием ременной передачи, такие как растрескивание, биение и перекручивание ремней вызывают заметную гармоническую активность на гармонических рядах ременной частоты (зависит от диаметра шкивов, а также длины и количества ремней) её гармоник и обертонов. Частотные признаки данной группы дефектов сосредоточены в низкочастотной области спектра, их отличительной особенностью является довольно частое наличие значительной совокупности составляющих с малым шагом дискретизации, которые, при этом, могут достигать достаточно больших амплитуд и вносить свой заметный вклад в общий уровень вибронгруженности аспирационной установки [12].

Еще одним дефектом газоочистных и аспирационных установок, который относительно нечасто встречается у объектов из обследуемой выборки (<10% от общего количества технических устройств), являются эксплуатационные повреждения лопаток рабочих колес вентиляторов (трещины, сколы, изменение геометрии лопаток). Общие уровни вибрации при наличии данного развития дефекта могут достигать внушительных величин, значительно превышая предельно допустимые значения, что может привести к отрыву элементов лопаток и разрушению конструкции [13]. Помимо непроизводительных простоев, вызванных аварийным выходом агрегата из строя, таким образом, создается ситуация, влекущая за собой возникновение значительных рисков для жизни и здоровья обслуживающего персонала установки (пример спектра на рис. 5).

Результаты анализа параметров вибрации, полученные в ходе проведения исследований в рамках настоящей работы, были использованы в качестве основы при разработке комплекса диагностических признаков и правил выявления дефектов оборудования аспирационных и газоочистных установок. Полученные данные могут применяться при осуществлении прогностического моделирования развития неисправностей и повреждений диагностического оборудования, а также быть полезными при разработке единых диагностических критериев оценки состояния динамического оборудования систем аспирации.

Анализ отечественных и зарубежных научных публикаций по тематике настоящего исследования показал, что существующие на сегодняшний день математические модели, предназначенные для прогнозирования процессов изменения технического состояния сложного технологиче-

ского оборудования на основе анализа параметров вибрации, являются несовершенными. Большинство таких моделей предназначены для прогнозирования изменения фактического состояния отдельных узлов энерго-механического оборудования машин и механизмов (обычно, в качестве объекта моделирования выбираются подшипники качения, установленные на валах с постоянной частотой вращения [2, 3, 14]). В результате область применения таких прогнозных моделей крайне ограничена, а их апробация не всегда является достаточной для получения достоверных результатов моделирования. Недостатки существующих прогнозных моделей объясняются недостаточной изученностью вопросов динамики аспирационных установок, ограниченностью теоретической платформы и баз данных по параметрам вибрации однотипного энерго-механического оборудования газоочистных и аспирационных установок, а также сложностями, возникающими при интерпретации результатов анализа с учетом различных режимов эксплуатации диагностируемого оборудования.

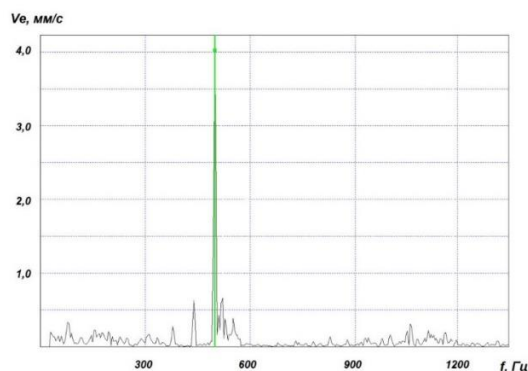


Рис. 5. Дефект лопатки рабочего колеса центробежного вентилятора ВЦ 4-75 приточно-вытяжной системы ПВ-1

На сегодняшний день в мире не существует единого диагностического критерия для оценки состояния рабочих колес вентиляторов газоочистных и аспирационных установок, таким образом разрабатываемый в рамках настоящего цикла работ критерий будет являться уникальным, учитывая то, что он основан на результатах комплексного анализа параметров вибрации с применением различных методологий виброакустической диагностики, а результаты использования критерия включают необходимость применения большого числа громоздких диагностических признаков и правил.

Сегодня из-за специфики действующей системы планово-предупредительных ремонтов не является важным, осуществляется ли не нужная замена детали, находящейся в хорошем техническом состоянии, на новую деталь в рамках выполнения мероприятий системы ППР, гораздо более важным фактором в таких условиях является наличие достоверной информации о том, сможет ли проработать объект диагностирования до момента проведения обслуживания без наступления аварийного отказа, или нет. В этих условиях наилучшим образом зарекомендовала себя реализация алгоритмов краткосрочного адаптивного моделирования, основанных принципах использования наиболее свежей диагностической информации и предназначенных для построения прогноза на период в среднем около одного календарного месяца [3, 15]. Параметры такой модели быстро адаптируются к резкому изменению входящих условий, что является необходимым условием для выполнения краткосрочного прогноза процесса деградации фактического состояния сложных технических устройств. В качестве моделируемого параметра может использоваться единый диагностический критерий (ЕДК), способный заменить собой большое количество диагностических признаков и правил [2, 3]. Большинство существующих единых критериев, основанных на принципах анализа параметров вибрации, ориентированы на выявление дефектов подшипников качения [16].

Принципиальное отличие настоящего исследования заключается в том, что в рамках выполнения настоящей работы впервые была предпринята попытка создания единого критерия для диагностики дефектов промышленных вентиляторов, что позволит расширить границы применения существующих методологических подходов к анализу и прогнозированию процессов изменения технического состояния оборудования аспирационных и газоочистных установок.

Использование в алгоритме создания ЕДК процедур фильтрации и клиппирования позволит избавить сигнал от «лишних» гармонических составляющих, наличие которых затрудняет анализ исходных диагностических данных. Единые критерии, при условии их использования в качестве моделируемых параметров в математической прогнозной модели, позволяют получить полностью

адекватные результаты прогноза, характеризующие фактическое состояние сложной механической системы на основе данных анализа параметров вибрации.

При разработке ЕДК для выявления дефектов рабочих колес вентиляторов в рамках проведенных исследований предлагается использование следующей совокупности диагностических критериев, которая включает в себя:

- анализ общего уровня виброскорости и виброускорения в стандартном и расширенном частотных диапазонах, а также среднеквадратическое значение виброскорости в октавной полосе частот, включающей в себя частоту вращения рабочего колеса вентилятора [2];
- частотные полосы, гармонические ряды и пиковые значения отдельных составляющих спектра, свидетельствующие о наличии повреждений лопаток вентилятора;
- размах виброперемещения в диапазоне 10...1000 Гц;
- «мера подобия» сигналов, определяемая по спектру огибающей или вейвлет-преобразования эталонного виброакустического сигнала.

«Побочным» результатом прогнозирования процессов деградации технического состояния объектов диагностирования может являться возможность расчета величины остаточного ресурса газоочистных установок, для осуществления которого необходимо выделение информативных трендов детерминированной составляющей сигнала вибрации. Принципы создания ЕДК для диагностирования рабочих колес вентиляторов подразумевают реализацию принципов анализа многомерного пространства диагностических признаков с применением алгоритмов пошаговой скаляризации. Используемый объем выборки позволяет осуществить сегментацию технических устройств на три группы с различной степенью развития базовых дефектов (допустимое, недопустимое и удовлетворительное состояние объектов диагностирования) [3]. Неотъемлемой составляющей алгоритма разработки ЕДК также является подпрограмма клиппирования для осуществления очистки исходных диагностических данных от составляющих иной природы [3, 16]. Число разрабатываемых в рамках настоящего исследования подпрограмм клиппирования равняется количеству потенциально возможных типов дефектов, при разработке таких подпрограмм применялись процедуры фильтрации и алгоритм уточнения оборотных частот, основанный на поиске составляющих с максимальными амплитудами в низкочастотной области спектра, показавший высокую степень эффективности при осуществлении поиска оборотной частоты в спектрах по параметру виброускорения в тех случаях, когда максимумы амплитуд гармоник спектра априори не принадлежат оборотной частоте.

Результаты прогнозного моделирования, разрабатываемые единые критерии оценки и комплексный подход к анализу параметров вибрации являются базовыми элементами системы обслуживания техники по её фактическому техническому состоянию, внедрение данной концепции позволит уйти от морально устаревшей системы планово-предупредительных ремонтов и исключить «аварийную» схему обслуживания эксплуатируемого оборудования, результаты применения которой часто могут являться критичными для фактического состояния эксплуатируемого оборудования. Именно поэтому решение задачи по созданию единых критериев для оборудования объектов угольной и горнорудной промышленности с использованием современных методов и средств неразрушающего контроля является крайне важным для повышения эффективности систем управления техническим обслуживанием сложных механических систем.

Выводы. Анализ полученных в рамках выполнения настоящей работы диагностических данных свидетельствует о необходимости использования на практике результатов комплексного подхода к анализу параметров вибрации для создания группы единых диагностических критериев, каждый из которых призван заменить собой целую группу громоздких диагностических признаков и правил выявления дефектов, что делает единые критерии пригодными для осуществления быстрой и эффективной оценки технического состояния обследуемого оборудования и прогнозирования процессов его деградации. Как следствие, внедрение в производственный цикл элементов системы обслуживания техники по её фактическому состоянию позволит отказаться от действующей сейчас на предприятиях Кузбасса системы планово-предупредительного обслуживания эксплуатируемой техники, оптимизировать логистику и складское хозяйство предприятий, повысить безопасность проведения работ и свести к минимуму риск возникновения аварийных простоев.

Библиографический список

1. Герике П.Б., Никитин А.Г. Анализ параметров вибрации, генерируемой при работе щековых дробилок // Горное оборудование и электромеханика. – 2019. - № 5. – С. 16-22. - <https://doi.org/10.26730/1816-4528-2019-5-16-22>

2. Неразрушающий контроль: справ.: в 7 т. Т.7. / Под редакцией чл.-корр. РАН В.В. Клюева. – Москва, 2005. – 828 с.
3. Сушко А.Е. Разработка специального математического и программного обеспечения для автоматизированной диагностики сложных систем: дисс. ... канд. техн. наук. – М.: МИФИ, 2007. – 170 с.
4. Puchalski A., Komorska I. Stable distributions and fractal diagnostic models of vibration signals of rotating systems // Applied Condition Monitoring. – 2018. – Vol. 9. – P. 91-101. - https://doi.org/10.1007/978-3-319-61927-9_9
5. Pozhidayeva V. Determining the roughness of contact surfaces of the rolling bearings by the method of shock pulses. World Tribology Congress III, September 12-16, 2005 / Washington, D.C., USA.
6. Balducchi F., Arghir M., Gaudillere S. Experimental analysis of the unbalance response of rigid rotors supported on aerodynamic foil bearings. Proceedings of ASME Turbo Expo 2014: Turbine Technical Conference and Exposition GT2014. June 16 – 20, 2014 / Düsseldorf, Germany.
7. Puchalski A. «A technique for the vibration signal analysis in vehicle diagnostics» // Mechanical Systems and Signal Processing. - #56-57(2015). – P. 173–180
8. Trebuna F., Šimcak F., Bocko J., Hunady R., Pastor M. Complex approach to the vibrodiagnostic analysis of excessive vibration of the exhaust fan // Engineering Failure Analysis. - #37 (2014). – P. 86–95
9. Герике П.Б., Никитин А.Г. Диагностика планетарных редукторов по параметрам вибрации // Вестник Научного центра по безопасности работ в угольной промышленности. – 2019. - №4. - С. 55-61.
10. Schreiber R. Induction motor vibration diagnostics with the use of stator current analysis. Proceedings of the 2016 17th International Carpathian Control Conference, ICCS 2016. - P. 668-672. - <https://doi.org/10.1109/CarpathianCC.2016.7501179>
11. Shardakov I., Shestakov A., Tsvetkov R., Yepin V. Crack diagnostics in a large-scale reinforced concrete structure based on the analysis of vibration processes. AIP Conference Proceedings 2053, 040090 (2018). - <https://doi.org/10.1063/1.5084528>
12. Ширман А.Р. Практическая вибродиагностика и мониторинг состояния механического оборудования / А.Р. Ширман, А.Б. Соловьев. - Москва, 1996. – 276 с.
13. Барков А.В. Вибрационная диагностика машин и оборудования. Анализ вибрации / А.В. Барков, Н.А. Баркова. – Спб.: Изд-во СПбГМТУ, 2004. - 156 с.
14. Wang, T., Han, Q., Chu, F., Feng, Z. Vibration based condition monitoring and fault diagnosis of wind turbine planetary gearbox // A review. Mechanical Systems and Signal Processing. - 2019. - V. 126. - P. 662-685. - <https://doi.org/10.1016/j.ymssp.2019.02.051>
15. Ghasemloonia A., Rideout D. G., Butt S. D. Vibration Analysis of a Drillstring in Vibration-Assisted Rotary Drilling: Finite Element Modeling With Analytical Validation // Journal of Energy Resources Technology. – 2013. - Vol. 135. - 032902-1.
16. Герике П.Б. О едином диагностическом критерии для выявления дефектов электрических машин по параметрам механических колебаний // Известия Уральского государственного горного университета. – 2019. - №2. – С. 100-106. - <https://doi.org/10.21440/2307-2091-2019-2-100-106>

УДК 681.02

ПРОГНОЗИРОВАНИЕ ОСТАТОЧНОГО РЕСУРСА ГОРНЫХ МАШИН И ОБОРУДОВАНИЯ

к.т.н. Герике П.Б., д.т.н. Герике Б.Л.

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

Аннотация. В статье проанализированы модели технического состояния сложных технических объектов потенциально опасных производств на основе мониторинга и контроля горного и транспортного оборудования разрезов и обогатительных фабрик Кузбасса. Рассматриваются задачи распознавания моделей технического состояния по результатам мониторинга и методы прогнозирования остаточного ресурса технически сложных объектов.

Ключевые слова: горно-шахтное оборудование, техническое состояние, модели, мониторинг, остаточный ресурс, прогнозирование.

Введение. Длительная эксплуатация горно-шахтного оборудования неизбежно приводит к нарушению работоспособности его элементов даже при отсутствии дефектов изготовления и соблюдении правил эксплуатации [1], что определяется спецификой работы горных машин: стесненностью пространства, высокими динамическими нагрузками и давлением рабочей жидкости, высокой запыленностью рабочего пространства и изменчивостью горнотехнических условий, сложностью напряженно-деформированного состояния металла и колебаниями внешних воздействий.

Эксплуатационные отказы горных машин можно разделить на три вида: механические, электрические и отказы пневмо- и гидросистем управления [2].

К первому виду относят отказы, вызванные нарушением механической работоспособности исполнительного оборудования вследствие изнашивания, коррозии, поломок деталей, нарушения формы элементов оборудования, возникновения недопустимых сопутствующих процессов – вибрации, стука, перегрева подшипников и др.

Ко второму виду относятся отказы различных электроприводов исполнительных механизмов горных машин и оборудования.

Доля отказов третьего вида определяется, в основном, уровнем технологической дисциплины и культуры производства на конкретном рабочем месте и зависит от квалификации оператора горно-шахтного оборудования. В настоящей работе этот вид отказов не анализируется.

Большая часть механических и электрических отказов (около 90%) проявляется постепенно в изменении одного или нескольких выходных параметров, поэтому их называют также параметрическими. Контролируемыми параметрами могут быть как непосредственно намеряемые величины повреждений (износ детали, глубина коррозии или эрозии, зазоры в сочленениях и т.п.), так и выходные параметры оборудования (производительность, коэффициент полезного действия и т.п.) и другие количественные показатели (вибрация, шум, тепловые потоки и т.п.).

Далее эти параметры, контроль которых позволяет прогнозировать моменты наступления отказов оборудования, называются параметрами технического состояния (ПТС).

Постановка задачи. При решении задач определения и продления ресурса безопасной эксплуатации машин необходимо ответить на следующие вопросы [3, 4]:

- каковы механизмы естественного и ускоренного старения материалов и оборудования;
- какова живучесть материалов и элементов конструкций на разных стадиях повреждений;
- какова должна быть математическая модель функционирования объекта для определения фактического состояния и остаточного ресурса;
- какие методы диагностики объекта должны быть использованы для определения остаточного ресурса?

Основной принцип диагностики сложных технических систем, к которым могут быть отнесены все виды горношахтного оборудования из-за уникальных условий эксплуатации, представляет собой:

- последовательные и систематические измерения определенных параметров систем;
- выявление изменений этих параметров в процессе эксплуатации и сравнение их с исходными значениями;
- прогнозирование изменения этих параметров.

С усложнением современной техники, повышением требований к ее надежности и недопустимости создания аварийных ситуаций, увеличивается число контролируемых параметров, при выборе которых следует учитывать:

- возможность контроля за нормальным функционированием механизмов и устройств технологического оборудования;
- предотвращение неправильных действий персонала и попадания внешних предметов на опасную зону технологической системы;
- контроль наиболее важных параметров внешней среды, влияющих на ход технологического процесса;
- контроль параметров, характеризующих напряженное состояние строительных конструкций производственных помещений (возникающих в ходе природных и техногенных катастроф);
- контроль параметров, обеспечивающих отсутствие персонала на объекте в случае аварии или при выполнении восстановительных работ.

К числу наиболее важных для обеспечения безопасности технологического оборудования параметров относятся: параметры движения, вибрации, параметры точности перемещений и взаимодействий, тепловые и электрические параметры работы исполнительных механизмов, силовые (усилия, моменты, давление) параметры и затрачиваемая мощность, напряжения в несущих конструкциях.

При выборе контрольных параметров должны учитываться как помехозащищенность измерительных преобразователей и коммуникационных линий связи, так и возможность обеспечения достаточной точности получаемой прогнозной оценки, при этом должна использоваться единая система критериев [5]. Предельные значения выбираемых диагностических параметров должны определяться существующими стандартами или техническими условиями [6].

Методы оценки и прогнозирования ресурса оборудования делят на четыре группы [7, 8]: детерминированные, экспертные, физико-статистические и фактографические.

В детерминированных методах используют аналитические зависимости, связывающие время до отказа объекта с характеристиками эксплуатационных нагрузок и параметрами физико-химических процессов. Однако эти методы не учитывают случайный характер нагрузок и изменения в материалах.

Экспертные методы предполагают наличие квалифицированных специалистов разных профилей, проводящих экспертизу.

Физико-статистические методы при оценке ресурса учитывают как влияние разнообразных физико-химических факторов, способствующих развитию деградационных процессов, так и действующих эксплуатационных нагрузок.

Из известных фактографических методов, базирующихся на данных об объекте прогнозирования и его прошлом развитии, для прогнозирования остаточного ресурса оборудования в основном используются две группы методов:

- статистические, основанные на статистической обработке данных об отказах и ресурсах аналогов;
- экстраполяционные, основанные на анализе тренда параметров технического состояния диагностируемого оборудования.

Математическая модель оценки фактического состояния объекта строится на основе условий и допущений [9, 10]. Имеющаяся на данный момент совокупность технических параметров (образующих пространство технических параметров) объекта зависит от:

- начального состояния объекта;
- режима функционирования объекта;
- истории условий эксплуатации;
- режимов работы.

Изменение технических параметров объекта можно описать уравнением состояния, которое может задаваться эволюционным или дифференциальным уравнением – детерминированным или стохастическим в зависимости от входящих в правую часть величин

$$x(t) = F\{x(t_0), u_{[t_0, t]}, K\}. \quad (1)$$

О совокупности технических параметров объекта можно судить по результатам прямых или косвенных измерений диагностических характеристик, совокупность которых зависит от фактического состояния объекта на момент проведения измерений и условий, в которых они проводились. Уравнение измерений имеет в силу своей природы стохастический характер

$$y(t) = G[x(t), u(t)]. \quad (2)$$

По полученной совокупности измерений строится оценка истинных значений технических параметров объекта. Этот процесс можно описать детерминированным уравнением оценок

$$\hat{x}(t) = Hy(t). \quad (3)$$

Далее оценивается фактическое состояние объекта (вектор в пространстве состояний), о котором судят по совокупности оценок истинных значений технических параметров объекта, полученных в данных условиях [11]

$$\Phi(t) = \Psi[\hat{x}(t), u(t)]. \quad (4)$$

В этом случае остаточный ресурс объекта рассчитывается по построенной математической модели и определяется совокупностью оценок технических параметров объекта, уравнением состояния, условиями эксплуатации, фактическим состоянием объекта и совокупностью предельных технических параметров

$$R(t) = W[t, \hat{x}(t), u(t), \bar{x}, \Phi(t)]. \quad (5)$$

В уравнениях (1) - (5) приняты следующие обозначения: $x(t)$ – вектор технических (диагностических) параметров; $u(t)$ – условия эксплуатации объекта в текущий момент времени; $u_{[t_0, t]}$ – условия эксплуатации объекта на промежутке времени $[t_0, t]$; K – вектор, характеризующий режим работы объекта; $y(t)$ – результаты диагностических измерений; $\hat{x}(t)$ – оценка вектора технического состояния; $\Phi(t)$ – оценка фактического состояния объекта в момент времени t ; $R(t)$ – оценка остаточного ресурса в момент времени t ; \bar{x} – предельные значения технических параметров.

При этом за t_0 в уравнении (1) должен приниматься момент начала эксплуатации объекта, а при определении остаточного ресурса – момент оценки технического состояния объекта.

Поскольку результаты диагностических измерений являются случайными величинами, то описанную модель нельзя считать полностью детерминированной, поэтому необходимо использовать ста-

статистические закономерности измерений и их стохастические связи с показателями фактического состояния объекта диагностики. По сути, оценка истинных значений технических параметров в соответствии с уравнением (3) является задачей распознавания состояния, в котором находится объект диагностики, для решения которой может быть применен вероятностный подход [12, 13].

Выделение тренда. Используемые при диагностике данные, как было показано ранее [3], зашумлены, поэтому любые измеряемые параметры могут быть выражены суммой детерминированной и случайной компонент. Для достоверного прогнозирования остаточного ресурса сложных систем необходимо построить и реализовать алгоритм полного разделения детерминированной и случайной составляющих.

При этом накопленные в течение какого-либо интервала времени данные могут быть представлены в следующем виде

$$K_i = \tilde{K} + k_i, \quad (6)$$

где K_i – значение диагностического параметра, зарегистрированного в момент времени t_i ; \tilde{K} – детерминированная компонента диагностического параметра K_i ; k_i – случайная компонента диагностического параметра.

Детерминированная медленно изменяющаяся компонента \tilde{K} определяет информативный тренд, который может быть использован при построении прогноза, а случайная компонента k_i зависит от режима работы горно-шахтного оборудования, погрешности измерений и т.п. Поэтому задачу выявления происходящих в системе изменений можно свести к задаче поиска тренда компоненты \tilde{K} . На сегодняшний день разработано большое количество методов выявления тренда значимой составляющей из зашумленной совокупности результатов измерений [14-16], среди которых наиболее распространен метод проверки статистического ряда на отсутствие тренда по критерию Стьюдента. Ряд с числом членов N разбивают произвольно на две части с числом точек m и $(N-m)$, для каждой из которых рассчитывают оценки средних значений

$$\bar{K}_m = \frac{1}{m} \sum_{i=1}^m K_i; \quad \bar{K}_{N-m} = \frac{1}{N-m} \sum_{i=m+1}^N K_i \quad (7)$$

и среднеквадратических отклонений

$$s_m^2 = \frac{1}{m-1} \sum_{i=1}^m (K_i - \bar{K}_m)^2; \quad s_{N-m}^2 = \frac{1}{N-m-1} \sum_{i=m+1}^N (K_i - \bar{K}_{N-m})^2. \quad (8)$$

Различия признаются значимыми, если выполняется следующее неравенство

$$\frac{|\bar{K}_m - \bar{K}_{N-m}|}{[ms_m^2 + (N-m)s_{N-m}^2]^{0,5}} \left[\frac{m(N-m)(N-2)}{N} \right]^{0,5} > t(P, N-2), \quad (9)$$

где $t(P, N-2)$ – табличное значение коэффициента Стьюдента для доверительной вероятности P и числа степеней свободы $(N-2)$ [17].

Если рассматриваемый ряд представляет собой непериодический тренд, то последующей задачей прогнозирования является отыскание аналитической зависимости, наиболее точно соответствующей детерминированной составляющей временного ряда. Как правило, для этого используется метод наименьших квадратов, имеющий ряд преимуществ перед другими [18-20], который основывается на допущении о том, что результаты измерения нормально распределены относительно своего математического ожидания и не зависят от независимой переменной. В случае отличия закона распределения диагностического параметра от нормального можно использовать другие формы законов распределения [21].

Поскольку на стадии зарождения дефектов абсолютные значения различных параметров вибрации растут экспоненциально [22], а результаты измерения диагностических параметров представляются, как правило, в логарифмическом масштабе, то искомая зависимость тренда в уравнении (6) будет иметь линейный вид (рис. 1). Другие модели, высокие аппроксимирующие свойства которых могут быть получены за счет увеличения их сложности, зачастую имеют неудовлетворительные экстраполяционные свойства [19].

Построение долгосрочного прогноза. Предельное техническое состояние любой системы может быть определено двумя способами [11, 15]:

- на стадии проектирования, когда на основании расчетов устанавливают допустимые значения различных «отклонений», например, допустимый остаточный дисбаланс, допустимую величину расцентровки, допустимые зазоры в подшипниках и т.д.;
- во время эксплуатации, путем накопления и анализа параметров, характеризующих состояние системы.

Если первый способ сопряжен с серьезными вычислительными сложностями и целым рядом приближений и допущений, то второй способ при диагностике сложных систем гораздо более эффективен.

В общем случае, задача прогнозирования остаточного ресурса диагностируемой системы по совокупности значений диагностического параметра, полученных на основании данных периодического мониторинга, сводится к экстраполяции найденного тренда и определению времени его пересечения с линией, определяющей пороговые уровни диагностического параметра, характеризующие три основных состояния по распространенной классификации [23, 24] – удовлетворительное, допустимое и недопустимое.

Предположим, что при работе диагностируемой системы за время её эксплуатации T_3 произошло возрастание контролируемого параметра на величину ΔK_{T_3} . Тогда искомым тренд будет выглядеть следующим образом

$$K_{T_3} - K_0 = b(t_3 - t_0) \quad (10)$$

или

$$K_{T_3} - K_0 = \bar{V}_K(t_3 - t_0), \quad (11)$$

откуда несложно определить величину средней скорости деградации диагностируемой системы \bar{V}_K и сроки достижения предельного состояния (рис. 1).

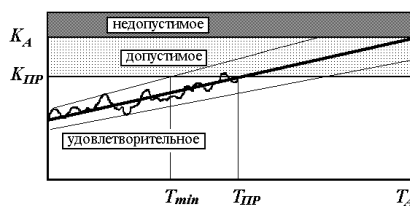


Рис. 1. Схема изменения технического состояния объекта диагностики в координатах «диагностический параметр – время»

Очевидно, что с увеличением количества проведенных наблюдений и уменьшением периода прогнозирования точность прогноза повышается. При накоплении данных переносными измерительными системами сбор большого количества данных существенно затруднен, поэтому особенно важно знать минимальное число измерений, обеспечивающее необходимую точность прогноза. На основании диаграммы, характеризующей зависимость погрешности прогнозирования (отношения среднеквадратичного отклонения прогнозируемой величины к дисперсии) от числа измерений [24], с учетом допущения, о том, что дисперсия, вносимая трендом, не должна превышать дисперсии, вносимой случайными отклонениями от линии тренда, справедливы следующие соотношения:

- для прогноза на 1 интервал измерений – 6 измерений;
- для прогноза на 10 интервалов измерений – 16 измерений.

В общем случае это допущение может быть представлено в следующем виде

$$s_L^2 = s^2 \left[\frac{1}{N} + \frac{3(N+2T-1)^2}{N(N^2-1)} \right], \quad (12)$$

или в предельном случае при равенстве дисперсий

$$\frac{1}{N} + \frac{3(N+2T-1)^2}{N(N^2-1)} = 1, \quad (13)$$

откуда для выбранного периода прогнозирования T может быть получено минимально необходимое число измерений N .

Для решения задач прогнозирования развития неисправностей особо ответственного оборудования вместо величин $T_{ПР}$ и T_A может быть использована величина T_{min} – гарантируемый период надежной работы (рис. 1), которая может быть рассчитана из уравнения

$$\bar{K} \pm t_s(P)s_r = K_0 + \Delta K_3, \quad (14)$$

где s_r – среднеквадратичное отклонение прогнозируемой величины.

Построение краткосрочного прогноза. Как было показано выше, для построения долгосрочного прогноза необходимо проведение большого количества измерений. Так для построения прогноза на 10 периодов необходимо иметь как минимум 16 измерений. Это часто бывает сопряжено с целым рядом сложностей, среди которых можно назвать: удаленность объектов контроля, малочисленность служб диагностики, изменения режимов работы оборудования и т.д.

С другой стороны, потребность в таком долгосрочном прогнозе существует лишь при организации обслуживания оборудования по фактическому состоянию. При системе плановых ремонтов, существующей в настоящее время на разрезах Кузбасса, гораздо важнее построить прогноз, дающий ответ на основной вопрос эксплуатации: проработает ли объект диагностики до ближайшего планового ремонта или до следующего момента диагностики.

Ответ на этот вопрос позволяет дать краткосрочное прогнозирование. Для построения эффективного краткосрочного прогноза ряд источников, например [19, 20], рекомендует обратиться к адаптивному краткосрочному прогнозированию, в котором наиболее полно учитывается диагностическая информация, содержащаяся в последних измерениях. На основе этой информации корректируются параметры принятой модели, т.е. модель адаптируется к изменившимся условиям. Прогнозирование с помощью адаптивных методов дает хорошие результаты на относительно малых промежутках времени (как правило, на 1 – 2 интервала вперед), что, однако, полностью удовлетворяет возникающие при системе плановых ремонтов потребности.

Выводы. Сформулированная задача оценки остаточного ресурса сложных систем учитывает вектор технических параметров состояния объекта, внешние условия эксплуатации в текущий момент времени и их изменение за рассматриваемый период, изменение вектора режима эксплуатации за рассматриваемый период и результаты диагностики.

Рассмотренные способы выделения тренда детерминированной компоненты для построения прогноза позволяют получить меры достоверности для статистических оценок.

Впервые, в зависимости от формы технического обслуживания, рекомендованы методики долгосрочного (по методу наименьших квадратов) и краткосрочного (адаптивная экспоненциальная модель) прогнозирования и разработаны соответствующие алгоритмы получения оценок.

Библиографический список

1. Артемьев А.А. К вопросу оценки ресурса элементов трансмиссий горных машин / А.А. Артемьев, В.С. Потапенко, С.Л. Иванов [и др.] // Горное оборудование и электромеханика. – 2007. - №9. – С. 31-35.
2. РД 26.260.004-91. Методические указания. Прогнозирование остаточного ресурса оборудования по изменению параметров его технического состояния при эксплуатации.
3. Построение системы интеллектуального обслуживания редукторов горношахтного оборудования / Б.Л. Герике, В.И. Клишин, Е.Ю. Пудов, Е.Г. Кузин // Горный журнал. - №12. - 2017. – С. 68-73.
4. Кузнецов В.И. Надежность и эффективность в технике. В 8 томах, т. 8. / Под ред. В.И. Кузнецова, Е. Ю. Барзиловича. – М.: Машиностроение, 1990. – 629 с.
5. Диагностика горных машин и оборудования / Б. Л. Герике, П. Б. Герике, В.С. Квагинидзе [и др.]. - М.: ИПО «У Никитских ворот», 2012. – 400 с.
6. Малайчук В.П., Мозговой А.В. Математическая дефектоскопия. - Днепропетровск: Системные технологии, 2005. - С. 92-95.
7. Anil Rana. Optimal maintenance level of equipment with multiple components // Journal of Quality in Maintenance Engineering. - 2016. - Vol. 22. - Iss: 2. - P.180 – 187.
8. Построение системы интеллектуального обслуживания редукторов горношахтного оборудования / Б.Л. Герике, В.И. Клишин, Е.Ю. Пудов, Е.Г. Кузин // Горный журнал. – 2017. - №12. – С. 68-73.
9. Ключев В. В. Подходы к построению систем оценки остаточного ресурса технических объектов / В.В. Ключев, А.С. Фурсов, М.В. Филинов. // Контроль. Диагностика. – 2007. - № 3. - С. 18-23. (75)
10. Герике Б.Л., Герике П.Б., Ещеркин П.В. Математическая модель оценки фактического состояния бурового станка // Уголь. – 2010. - №2. – С. 45-46.
11. Сушко А.Е. Разработка норм на допустимые пороговые уровни вибрационного состояния основного оборудования металлургических производств // Науч. сессия МИФИ-2006: сб. науч. тр. В 16 т. - М.: МИФИ, 2006. - Т. 2. - С. 162-163.
12. Краковский Ю.М. Математические и программные средства оценки технического состояния оборудования. - Новосибирск: Наука, 2005. – 200 с.
13. Костюков В.Н., Костюков Ал.В. Мониторинг состояния оборудования в реальном времени // Контроль. Диагностика. – 2010. – № 3 – С. 43–50.
14. Румшинский Л.З. Математическая обработка результатов эксперимента. - М.: Наука, 1971. – 164 с.
15. Бухштабер В.М. Многомерные развертки временных рядов. Теоретические основы и алгоритмы // Обозрение прикладной промышленной математики. Серия: Вероятность и статистика. - 1997. - Т. 4. - Вып. 4. - С. 629-645.
16. Александров Ф.И., Голяндина Н.Э. Автоматизация выделения трендовых и периодических составляющих временного ряда в рамках метода «Гусеница»-SSA // EXPONENTA PRO. - 2004. - № 3-4. - С. 54 – 61.
17. Грачев Ю.П., Плаксин Ю.М. Математические методы планирования эксперимента. – М.: ДеЛи принт, 2005. - 296 с.
18. Вентцель Е.С. Теория вероятностей. - М.: Высшая школа, 2002. – 575 с.
19. Айвазян С.А., Енюков, И.С., Мешалкин Л.Д. Прикладная статистика. Исследование зависимостей. - М.: Финансы и статистика, 1985. - 487 с.
20. Шпаков П.С., Попов В.Н. Статистическая обработка экспериментальных данных. – М.: Изд-во МГГУ, 2003. – 268 с.

21. Измерения в промышленности: справ. изд. В 3 кн. Кн. 1. Теоретические основы / Под ред. П. Профоса. – М.: Металлургия, 1990. – 492 с.
22. Ширман А.Р., Соловьев А.Б. Практическая вибродиагностика и мониторинг состояния механического оборудования. – М., 1996. – 276 с.
23. ГОСТ Р ИСО 10816-1-97 Вибрация. Контроль состояния машин по результатам измерений вибрации на невращающихся частях. Часть 1. Общие требования. – М.: Изд-во стандартов, 1998. – 14 с.
24. ГОСТ Р ИСО 7919-3-99. Вибрация. Оценка состояния машин по результатам измерений вибрации на вращающихся валах. – М.: ИПК Изд-во стандартов, 2000. – 10 с.
25. Четыркин Е.М. Статистические методы прогнозирования. - М.: Статистика, 1977. – 200 с.

УДК 681.518.5

РАЗРАБОТКА МЕТОДОЛОГИИ СОЗДАНИЯ ЕДИНЫХ КРИТЕРИЕВ ДЛЯ ДИАГНОСТИКИ ДЕФЕКТОВ ОБОРУДОВАНИЯ ГОРНЫХ МАШИН

¹к.т.н. Герике П.Б., ²к.т.н. Ещеркин П.В.

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

2 – Кузбасский государственный технический университет им. Т.Ф. Горбачева,
г. Белово, Россия

Аннотация. В рамках выполнения настоящего исследования проведено обобщение результатов анализа параметров вибрации, регистрируемой при работе энерго-механического оборудования электрических карьерных экскаваторов типа ЭКГ и ЭШ, применительно к решению задачи по совершенствованию методологии контроля вибрации и разработке единых критериев для оценки и прогнозирования процессов деградации технического состояния динамического оборудования карьерных экскаваторов.

Ключевые слова: вибродиагностика, карьерные экскаваторы, подшипники качения, механические дефекты, прогнозное моделирование, единый диагностический критерий.

Доля горного оборудования, эксплуатируемого на разрезах и рудниках Кузбасса и находящегося в недопустимом состоянии, сегодня достигает до 25% от общего количества технических устройств, на которых проводится экспертиза промышленной безопасности. Сочетание действующей на предприятиях системы планово-предупредительных ремонтов и принципов аварийного обслуживания позволяют продолжать эксплуатацию неисправного оборудования, провоцируя тем самым возникновение нештатных ситуаций и значительных аварийных простоев. Существующие протоколы системы оценки технического состояния горных машин по параметрам вибрации являются не совершенными, что затрудняет интерпретацию получаемых при контроле параметров и вызывает трудности при выявлении дефектов в случаях наличия изменяющихся частот, знакопеременных ударных нагрузок и других факторов [1-3].

В рамках выполнения работ по гранту РФФИ № 20-48-420010\20 для проведения исследований параметров виброн нагруженности предельно изношенных механизмов горных машин использовалась выборка, состоящая из двадцати электрических карьерных экскаваторов типа ЭКГ и ЭШ, эксплуатируемых на угольных разрезах Кузбасса и подлежащих прохождению процедуры экспертизы промышленной безопасности.

Основной целью настоящей работы является создание единых диагностических критериев (ЕДК), основанных на результатах анализа параметров вибрации, генерируемой при работе основного энерго-механического оборудования электрических экскаваторов (генераторных групп, механизмов поворота, лебедок подъема и тяги (напора)) для осуществления эффективной и быстрой оценки фактического технического состояния обследуемых технических устройств. Еще одной целью настоящей работы является совершенствование методологических подходов к диагностике сложных механических систем через решение задачи по осуществлению краткосрочного прогнозирования процессов изменения технического состояния узлов и агрегатов динамического оборудования горных машин. Выборка конкретных диагностических признаков и параметров, необходимая для создания ЕДК для каждой группы однотипных дефектов, будет являться уникальной, изменяясь в зависимости от типа объекта диагностирования и режимов их работы [4]. Объектами настоящего исследования выбраны подшипники качения и соединительные муфты (см. примеры дефектов на рис. 1-3), используемые в конструкции узлов и агрегатов электрических экскаваторов, поэтому набор диагностических методологий распознавания параметров виброакустического сигнала ограничен в рамках настоящего исследования результатами комплексного диагностического подхода, включающего прямой спектральный анализ, эксцесс, и анализ огибающей. Выбор данного

сочетания методов вибродиагностики является наиболее оптимальным и позволяет получить максимум полезной информации при минимальных затратах с учетом специфики рассматриваемой выборки и особенностей методологии проведения измерений.

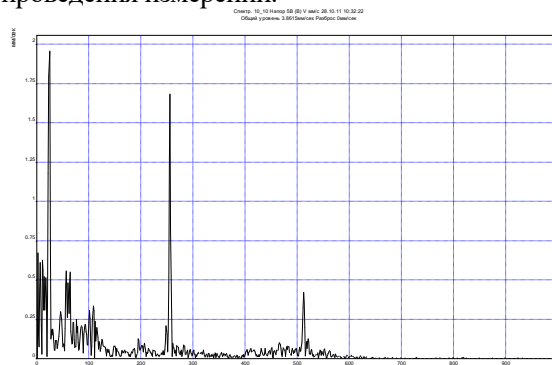


Рис. 1. Дефект соединительной муфты со стороны правого электродвигателя механизма напора экскаватора ЭКГ-10

Создаваемые единые диагностические критерии могут представлять интерес с точки зрения моделирования деградационных процессов в сложных механических системах. Несовершенство существующих математических моделей, предназначенных для прогнозирования процессов развития дефектов оборудования горных машин на основе анализа генерируемой при их работе вибрации, обуславливается малой областью их применения, низким уровнем апробации получаемых результатов и недостаточностью наборов моделируемых диагностических признаков [5, 6]. Основными причинами отсутствия на сегодняшний день на рынке программного обеспечения универсальной математической прогнозной модели являются недостаточная изученность вопросов динамики горных машин и ограниченный объем баз данных по параметрам вибрации однотипного оборудования горной техники. Результаты комплексного подхода к анализу параметров вибрации и создаваемые единые диагностические критерии открывают возможности для совершенствования существующих моделей, что позволит дать кратко- и среднесрочную оценку процессам изменения технического состояния обследуемых технических устройств. Значительное влияние на область применения разрабатываемых ЕДК оказывает наличие случайных составляющих частотного спектра, присутствие которых может быть вызвано ошибками при выборе места установки датчиков, повреждениями в системе «датчик-кабель-прибор», ударными нагрузками и/или изменением температуры, неподготовленностью измерительной поверхности и т.д., поэтому при создании алгоритма расчета ЕДК необходимо использовать процедуры фильтрации, позволяющие получить «чистый» сигнал, свободный от искажений и случайного шума [7, 8].

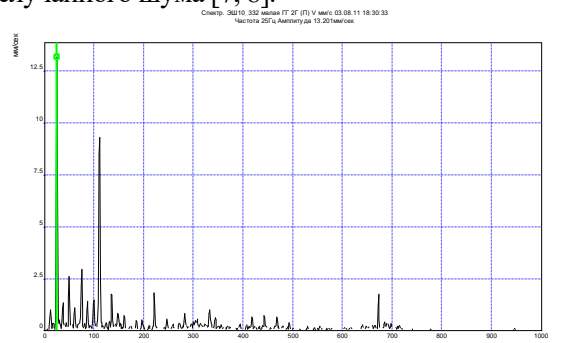


Рис. 2. Пример наличия множественных дефектов на малой генераторной группе экскаватора ЭШ 11/70. Недопустимый дисбаланс ротора генератора собственных нужд, ярко выраженное нарушение жесткости системы, ослабление посадки подшипника и нарушение режима его смазки

Максимально удовлетворить требованиям действующей системы планово-предупредительных ремонтов позволяет использование кратко- и среднесрочных прогнозных моделей, реализация которых на практике позволит выполнить оценку технического состояния и спрогнозировать его изменение на временном интервале, заканчивающемся на моменте проведения ближайшего ремонта. Наиболее эффективным решением поставленной задачи для заданных условий является использование алгоритмов адаптивного краткосрочного прогнозирования, учитывающих изменение входящих параметров и корректирующих на их основе параметры прогнозной модели, что позволяет моделям такого типа быстро изменяться,

адаптируясь к изменению внешних условий [4, 9]. Анализ научных публикаций, посвященных прогнозному моделированию процессов деградации технического состояния механических систем, показал, что область применения большей части существующих алгоритмов ограничена однотипными не сложными механическими объектами, при этом достоверность результатов, получаемых при помощи существующих программных комплексов, сильно зависит от типа объекта диагностирования и качества исходного сигнала [10].

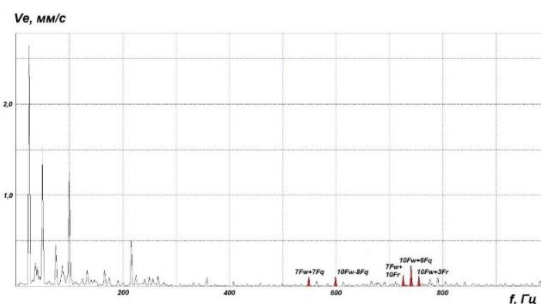


Рис. 3. Множественные дефекты подшипника генератора собственных нужд малой генераторной группы экскаватора ЭШ 10/70 (развитие трещины сепаратора и изменение формы тел качения подшипника)

Анализ параметров вибрации, генерируемой при работе динамического оборудования электрических карьерных экскаваторов, позволил сгруппировать дефекты данного типа горных машин по семи базовым группам (нарушение жесткости системы; дефекты зубчатых передач; неуравновешенность вращающихся деталей; нарушение центровки, перекос и изгиб валов агрегатов; дефекты соединительных муфт; дефекты подшипников; включая нарушение режима их смазки; дефекты электрической природы). Всем этим дефектам в общей сложности соответствует более ста диагностических признаков в области анализа параметров вибрации, большинство из которых сосредоточены в плоскости спектрального анализа. Большая часть этих признаков подверглась формализации для удобства их использования при разработке алгоритма создания ЕДК для диагностики узлов и агрегатов динамического оборудования.

На сегодняшний день не существует ЕДК, основанных на результатах анализа параметров вибрации, пригодных для диагностики подшипников и соединительных муфт карьерных экскаваторов, реализация которых на практике позволила бы получить максимум полезной диагностической информации при минимуме трудозатрат, затрачиваемых на анализ исходных данных.

Полученные в рамках настоящего исследования результаты позволили сформулировать основные диагностические признаки, пригодные для выполнения оценки технического состояния анализируемых объектов по параметрам вибрации, пригодные для разработки единых диагностических критериев оценки и прогнозирования технического состояния подшипников и соединительных муфт, используемых в конструкции карьерных экскаваторов.

1) Общий уровень сигнала и пиковое значение по параметру виброускорения в диапазоне 50...10 000 Гц.

2) Общий уровень составляющих подшипниковых частот по параметрам виброскорости и виброускорения в стандартном и расширенном частотных диапазонах.

3) Общий уровень по параметру виброскорости в области низких и средних частот спектра, содержащего признаки наличия дефектов соединительных муфт.

4) Глубина модуляции спектра огибающей вибросигнала в области частот, генерируемых дефектами соединительных муфт, а также степень флуктуация значащих гармоник на базовых, промежуточных и модуляционных частотах (см. пример на рис. 1).

5) Нормируемый уровень по параметру виброскорости в частотных диапазонах, включающих частоты проявления дефектов подшипников и соединительных муфт.

6) Нормированное значение эксцесса, рассчитываемое для подшипников с постоянной частотой вращения посадочного вала.

7) Мера подобия, определяемая по результатам сравнения характеристик спектра огибающей реального и «эталонного» сигналов.

Результаты анализа параметров вибрации энерго-механического оборудования карьерных экскаваторов свидетельствуют об эффективности использования результатов комплексного подхода к диагностике. Данные комплексного подхода должны дополнять друг друга в случаях наличия

невных результатов контроля, при этом набор используемых диагностических методологий должен быть ограничен целесообразностью затрат времени на проведение контроля и последующего анализа [11, 12]. Таким образом, разрабатываемые ЕДК для диагностики отдельных элементов оборудования горной техники должны быть основаны на результатах комплексного анализа параметров полигармонических волн, генерируемых при их работе.

Проведенный анализ научных публикаций в области разработки единых критериев для оценки параметров вибрации однозначно свидетельствует об эффективности использования алгоритмов скаляризации при разработке ЕДК для диагностирования технического состояния однотипных механических объектов [4, 13, 14, 15]. Применение алгоритмов скаляризации, основанных на принципах пошагового разделения технических устройств на различные группы в зависимости от степени развития повреждений и дефектов, позволяет осуществить замену множества векторов диагностических признаков на скалярные величины. При создании ЕДК для диагностики муфт и подшипников, используемых в конструкции энерго-механического оборудования горных машин необходимо учесть специфику алгоритмов диагностирования этих узлов и анализа регистрируемых характеристик, а также очистить спектр от «лишних» гармоник, не связанных напрямую с рассматриваемыми дефектами, т.е. осуществить процедуру клиппирования (см. примеры спектров на рис. 2 и 3). Данные процедуры должны осуществлять фильтрацию исходных данных и использовать алгоритмы уточнения оборотной частоты, реализуемые на принципах поиска в низкочастотном диапазоне составляющих спектра с максимальной амплитудой, предпочтение из множества существующих алгоритмов в рамках настоящей работы было отдано процедуре, применение которой является наиболее эффективным на технических устройствах при наличии неявных максимумов изменяющихся оборотных частот [4, 16].

Выводы. Анализ диагностических данных, полученных в рамках выполнения настоящей работы, свидетельствует об эффективности предложенной методологии разработки ЕДК и необходимости использования результатов комплексного подхода к анализу параметров вибрации для разработки единых критериев, призванных заменить собой целую группу громоздких диагностических признаков и правил выявления дефектов динамического оборудования методами вибродиагностики. Создаваемые единые диагностические критерии, предназначенные для оценки и прогнозирования деградационных процессов на оборудовании горных машин и основанные на анализе параметров вибрации, могут использоваться в качестве базовых элементов платформы обслуживания эксплуатируемого оборудования по его фактическому состоянию.

Использование таких критериев в качестве моделируемых параметров в адаптивных деградационных моделях позволит осуществлять кратко- и среднесрочное прогнозирование процессов развития дефектов оборудования горной техники, что полностью закрывает потребности в прогнозировании для условий существующего сейчас на предприятиях угольной и горнорудной промышленности России сочетания системы планово-предупредительных ремонтов и аварийного обслуживания эксплуатируемой техники.

Использование предложенных методологических подходов к совершенствованию системы оценки фактического состояния горных машин позволит осуществить переход на качественно новую для угольных предприятий России систему обслуживания горной техники, а также минимизировать вероятность возникновения аварий на производстве, причинами которых является техническое состояние эксплуатируемой техники, уменьшить непроизводительные простои дорогостоящего технологического оборудования, а также повысить безопасность работы обслуживающего и ремонтного персонала промышленных предприятий.

Благодарности. Исследование выполнено при финансовой поддержке РФФИ и Кемеровской области в рамках научного проекта № 20-48-420010\20

Библиографический список

1. Герике П.Б. Разработка методики испытаний узлов и элементов горно-шахтного оборудования / Известия Уральского государственного горного университета. – 2017. - №3. - С. 60-64.
2. Pozhidaeva V. Determining the roughness of contact surfaces of the rolling bearings by the method of shock pulses / World Tribology Congress III, September 12-16, 2005. - Washington, D.C., USA.
3. Неразрушающий контроль: справ. в 7 т. Т. 7. / Под редакцией чл.-корр. РАН В.В. Клюева. – Москва, 2005. – 828 с.
4. Сушко А.Е. Разработка специального математического и программного обеспечения для автоматизированной диагностики сложных систем: дисс. ... канд. техн. наук. – М. – МИФИ. – 2007. – 170 с.

5. Puchalski A., Komorska I. Stable distributions and fractal diagnostic models of vibration signals of rotating systems // Applied Condition Monitoring. – 2018. – Vol. 9. – P. 91-101. - https://doi.org/10.1007/978-3-319-61927-9_9
6. Balducchi F., Arghir M., Gaudillere S. Experimental analysis of the unbalance response of rigid rotors supported on aerodynamic foil bearings / Proceedings of ASME Turbo Expo 2014: Turbine Technical Conference and Exposition GT2014. June 16 – 20, 2014. - Düsseldorf, Germany.
7. Puchalski A. A technique for the vibration signal analysis in vehicle diagnostics // Mechanical Systems and Signal Processing. - #56-57 (2015). - 173–180.
8. Trebuna F., Šimcak F., Bocko J., Hunady R., Pastor M. Complex approach to the vibrodiagnostic analysis of excessive vibration of the exhaust fan // Engineering Failure Analysis. - #37 (2014). - 86–95.
9. Герике П.Б. Выбор критериев для совершенствования методологии нормирования параметров механических колебаний, генерируемых при работе оборудования драглайнов / Вестник КузГТУ. – 2015. - № 3. – С. 11-19.
10. Schreiber, R. Induction motor vibration diagnostics with the use of stator current analysis / Proceedings of the 2016 17th International Carpathian Control Conference, ICCS 2016. - P. 668-672. - <https://doi.org/10.1109/CarpathianCC.2016.7501179>.
11. Shardakov I., Shestakov A., Tsvetkov R., Yepin V. Crack diagnostics in a large-scale reinforced concrete structure based on the analysis of vibration processes /AIP Conference Proceedings 2053, 040090 (2018). - <https://doi.org/10.1063/1.5084528>.
12. Ширман А.Р. Практическая вибродиагностика и мониторинг состояния механического оборудования / А.Р. Ширман, А.Б. Соловьев. - Москва, 1996. – 276 с.
13. Барков А.В. Вибрационная диагностика машин и оборудования. Анализ вибрации / А.В. Барков, Н.А. Баркова. – СПб.: Изд-во СПб ГМТУ, 2004. - 156 с.
14. Wang, T., Han, Q., Chu, F., Feng, Z. Vibration based condition monitoring and fault diagnosis of wind turbine planetary gearbox // A review. Mechanical Systems and Signal Processing. - 2019. - V.126. - P. 662-685. - <https://doi.org/10.1016/j.ymssp.2019.02.051>.
15. Ghasemloonia A., Rideout D.G., Butt S.D. Vibration Analysis of a Drillstring in Vibration-Assisted Rotary Drilling: Finite Element Modeling With Analytical Validation // Journal of Energy Resources Technology. – 2013. - Vol. 135. - 032902-1.
16. Герике П.Б. Выявление дефектов напорных лебедок экскаваторов типа ЭКГ методами контроля по параметрам механических колебаний // Вестник КузГТУ. – 2014. - №1. - С. 26-30.

УДК 622.646

УСЛОВИЯ РЕАЛИЗАЦИИ УСТОЙЧИВОГО СИНХРОННОГО РЕЖИМА РАБОТЫ ИНЕРЦИОННЫХ ВИБРОВОЗБУДИТЕЛЕЙ ТРАНСПОРТИРУЮЩИХ УСТРОЙСТВ КАРЬЕРНОГО ОТВАЛООБРАЗОВАТЕЛЯ

к.т.н. Куликова Е.Г., Морозов А.В.

Институт горного дела им. Н.А. Чинакала СО РАН, г. Новосибирск, Россия

Аннотация. Приведено описание новой технологии отсыпки горной породы на автоотвалах с использованием самоходного вибрационного отвалообразователя, разработанного в ИГД СО РАН. Представлены результаты экспериментальных исследований динамики его транспортирующих устройств, каждое из которых оборудовано двумя вибровозбудителями. Определены соотношения конструктивных параметров этих устройств и максимальное значение вынуждающей силы, обеспечивающие устойчивый синхронный режим работы вибровозбудителей и равномерную отсыпку породы в отвал.

Ключевые слова: вибрационный отвалообразователь, упругий рабочий орган, инерционный вибровозбудитель, самосинхронизация, рассогласование частот, длина волны, амплитуда колебаний.

Открытые горные работы включают в себя основные и вспомогательные операции, связанные в одну технологическую схему и осуществляемые комплексом машин и механизмов. Одной из основных операций является отвалообразование. От ее эффективности и безопасности зависит стабильность работы всего предприятия [1].

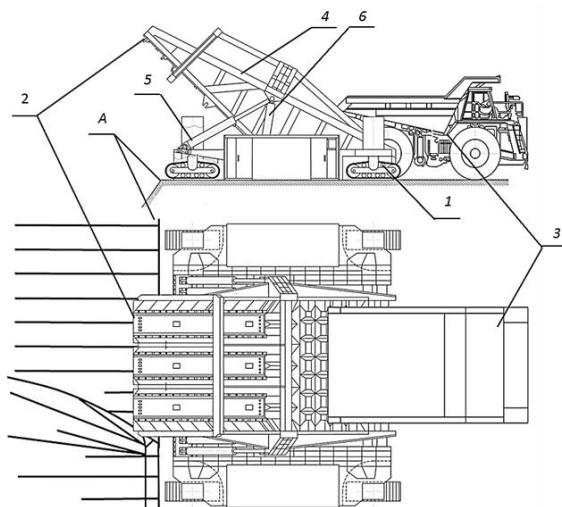
Наибольший объем горной массы доставляется на отвалы с помощью автотранспорта. При формировании отвалов на прочном горизонтальном основании, например, на скальных породах, серьёзных проблем, связанных с безопасностью ведения работ, не возникает. Автосамосвалы разгружаются вблизи бровки отвала или непосредственно под откос по периферии отвального фронта, а оставшаяся часть породы сталкивается бульдозером.

Проблема безопасности на автоотвалах возникает при снижении прочности отвального откоса и особенно актуальна в климатических условиях Сибири, где низкие температуры, большое количество осадков, сезонное промерзание и оттаивание породного массива оказывают отрицательное влияние на устойчивость отвалов. Как правило, автоотвалы размещаются на наклонном основании, болотистой местности или отработанном гидроотвале. Кроме того, в первые годы эксплуатации карьеров в нижние ярусы отвалов могли вывозиться рыхлые породы с верхних горизонтов. В последующие годы происходило неупорядоченное распределение пород различной кусковатости и прочности по высоте отвального яруса. Поэтому с ростом высоты отвала и постоянно увеличивающейся грузоподъемностью автосамосвалов их разгрузка на бровке становится невозможной из-за увеличения динамических и статических нагрузок на отвальный массив. Автосамосвалы вынуждены разгружаться на рабочую площадку отвала. В этом случае возрастает нагрузка на парк бульдозеров ввиду необходимости перемещения больших объемов породы.

Во время выполнения работ автосамосвал и бульдозер могут находиться в зоне возможного обрушения откоса отвала, что снижает безопасность условий эксплуатации тяжелой техники. На разрезах Кузбасса аварийные ситуации вблизи отвальной бровки с участием большегрузных автосамосвалов, а в некоторых случаях и бульдозеров, возникают ежегодно. Поэтому разработка новых технологических схем отвалообразования и создание соответствующей техники остается актуальной задачей.

Исследования, выполненные в ИГД СО РАН [2–4], показали перспективность использования на карьерах вибрационной техники.

С целью повышения эффективности и безопасности работы современных автосамосвалов при формировании отвалов сотрудниками лаборатории вибротехники ИГД СО РАН на основе ранее полученных результатов была разработана технология отвалообразования с использованием самоходного вибрационного отвалообразователя [5]. Она заключается в следующем. Отвалообразователь при помощи механизма передвижения 1 (рис. 1) устанавливается на спланированной горизонтальной площадке отвального яруса так, чтобы разгрузочный участок упругого рабочего органа вибротранспортирующих устройств 2 располагался за кромкой *A* откоса отвального яруса. Автосамосвал 3 задним ходом приближается к нему до контакта колес с упорами, которые расположены в приемной части грузонесущего ковша 4, и выгружает породу из кузова. После разгрузки и его отхода силовые гидроцилиндры 5 поворачивают ковш 4, и материал, находящийся в его приемной части, под действием собственного веса пересыпается на транспортирующую поверхность устройств 2. Гидроцилиндры 6 переводят грузонесущий ковш в положение разгрузки. Осуществляется запуск инерционных вибровозбудителей устройств 2, и порода перемещается под откос отвала. Затем грузонесущий ковш силовыми гидроцилиндрами поворачивается в исходное положение для загрузки следующим автосамосвалом. После заполнения пространства под отвальной консолью выполняется передвижение вибрационного отвалообразователя вдоль кромки *A* откоса отвального массива к новому месту стоянки.



1 – механизм передвижения; 2 – вибротранспортирующее устройство; 3 – автосамосвал; 4 – грузонесущий ковш; 5 – силовой гидроцилиндр; 6 – гидроцилиндр подъема-опускания ковша
Рис. 1. Технологическая схема разгрузки автосамосвала с помощью самоходного вибрационного отвалообразователя

Оценка эффективности применения вибрационных отвалообразователей в сравнении с бульдозерным отвалообразованием показала, что эта технология позволяет сократить парк бульдозеров, повысить пропускную способность отвального фронта, сократить число отвалов и ярусов и одновременно повысить безопасность ведения горных работ. Производительность же самого отвалообразователя зависит от стабильности работы вибрационных транспортирующих устройств, входящих в его конструкцию.

Обеспечение бесперебойного и равномерного перемещения горной породы в отвал требует создания таких условий, при которых амплитуда колебаний по всей транспортирующей поверхности была бы одинакова. При использовании двух вибровозбудителей это означает, что необходимо обеспечить синхронный режим их работы, устойчивость которого зависит помимо прочего от нагрузки сыпучего материала на колеблющийся рабочий орган.

Синхронизация может быть осуществлена за счет дополнительных механических связей между виброисточниками, однако при достаточно большом расстоянии между ними это значительно повысит сложность и металлоемкость конструкции вибротранспортера и отвалообразователя в целом. Предпочтительнее использовать способность инерционных вибровозбудителей к самосинхронизации. Существует ряд теоретических работ [7–9], посвященных данному вопросу. Проблема заключается в том, что при достаточно сложной задаче определения условий стабильной самосинхронизации источников колебаний, закрепленных на упругом основании, каким являются рабочие органы вибротранспортеров отвалообразователя, учесть физико-механические свойства перемещаемой горной породы и неравномерность нагружения ею перемещающей поверхности практически не возможно без использования мощных компьютерных систем. Поэтому вопрос о влиянии сыпучего материала на устойчивость процесса самосинхронизации двух инерционных вибровозбудителей в условиях перегрузки сыпучего материала рассматривался экспериментально.

Основной величиной, определяющей устойчивость синхронного режима работы виброисточников, является допустимое рассогласование их парциальных частот Δf (при котором синхронность вращения сохраняется). При малой жесткости основания, на котором установлены источники колебаний, Δf зависит от отношения расстояния между вибровозбудителями l к длине изгибающей волны, передаваемой между участками их закрепления, l_v [10]. Кроме того, для обеспечения равномерного перемещения горной массы по транспортирующим поверхностям отвалообразователя необходимо, чтобы время установления синхронного режима работы вибровозбудителей было минимальным.

Исследования выполнялись методом физического моделирования на стенде, включающем в себя вибрационный транспортер, рама которого жестко закреплялась снизу накопительной емкости. Рабочий орган виброустройства представлял собой металлический лист с изгибающей жесткостью $154 \text{ Н}\cdot\text{м}^2$, свободно уложенный на раму. Его колебания создавались с помощью двух инерционных вибровозбудителей типа RZHF 40 с максимальным значением вынуждающей силы P_A , равным 4,0 кН. Для определения зависимости Δf от расстояния между источниками колебаний при различных значениях массы перемещаемого сыпучего материала один из вибровозбудителей был постоянно установлен с тыльной стороны рабочего органа на его разгрузочном участке (положение В1), а второй попеременно закреплялся на его центральном (положение В2) или загрузочном (положение В3) участке с соответствующим изменением расстояния между ними с 0,34 м на 0,85 м. Частота вращения дебалансов была выбрана с учетом технических характеристик серийных вибровозбудителей и составляла в среднем 49 Гц. В процессе эксперимента она изменялась с помощью электронных преобразователей частоты серии F1500-G.

В качестве перегружаемого сыпучего материала использовалась супесь с содержанием глинистой составляющей до 10% и влажностью 4 – 8 %. Масса мерного объема материала в накопительной емкости принималась в диапазоне 150 – 550 кг, с соответствующим ростом погонного веса q от 1,09 до 3,96 кН/м.

Параметры колебаний рабочего органа фиксировались с помощью шестиканального измерительного комплекса, включающего в себя пьезоэлектрические акселерометры (фирма Брюль и Кьер, Дания); усилители заряда типа 2635 (фирма Брюль и Кьер, Дания); аналого-цифровой преобразователь Е-440 (ЗАО Л-Кард, Россия) и персональный компьютер.

Сбор исходной информации и последующая обработка результатов измерений осуществлялись с помощью программного комплекса автоматизации экспериментальных и технологических установок АСТest[©] (ООО «Лаборатория автоматизированных систем (АС)», Россия).

Измеряемыми параметрами были скорость поперечных колебаний рабочего органа, время выпуска мерного объема материала из накопительной емкости и временной интервал от начала совместной работы вибровозбудителей до достижения устойчивого синхронного вращения их дебалансов.

С целью исследования влияния способов нагружения транспортирующей поверхности питателя на процесс самосинхронизации вибровозбудителей были приняты два варианта проведения эксперимента:

- с начальной загрузкой бункера при отключенных вибровозбудителях;
- с начальным запуском вибровозбудителей при пустой накопительной емкости.

Для снижения динамических нагрузок во время запуска и настройки виброисточников друг на друга сначала включался вибровозбудитель в положении В1, а после его выхода в установившийся режим включался второй вибровозбудитель (в положении В2 или В3).

Результаты проведенных исследований показали, что степень влияния нагрузки со стороны перемещаемого материала на рассогласование парциальных частот вибровозбудителей Δf зависит от отношения l/l_B (рис. 2). Экспериментально было установлено, что при принятых конструктивных характеристиках рабочего органа, частоте колебаний и расположении второго вибровозбудителя в положении В2 отношение l/l_B равно 0,6. В этом случае взаимное влияние источников колебаний достаточно велико, поэтому увеличение погонного веса материала от 1,78 до 3,96 кН/м (в 2,2 раза) приводит к снижению величины допускаемого рассогласования парциальных частот не более чем на 40 % (рис. 2, кривая 1), оставаясь в области одного Герца, что обеспечивает устойчивый синхронный режим работы источников колебаний.

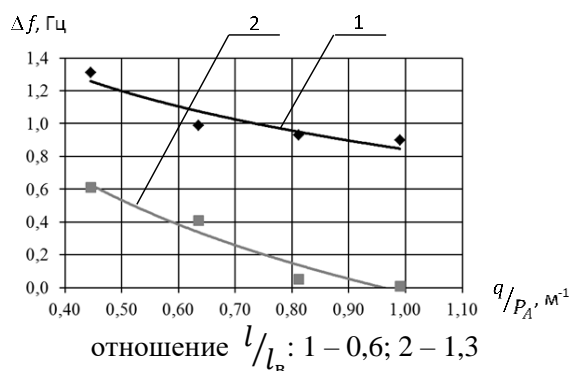


Рис. 2 Зависимость допускаемого рассогласования парциальных частот ($f_1 - f_2, f_3$) от отношения погонного веса сыпучего материала q к амплитуде вынуждающей силы P_A

При установке второго вибровозбудителя в положении В3 отношение l/l_B увеличивается в два раза и составляет 1,3. При этом повышается затухание амплитуды колебаний, передаваемых от участка крепления одного виброисточника до участка крепления второго, и степень взаимного влияния ослабевает. В результате рост нагрузки на транспортирующую поверхность устройства снижает Δf практически до нуля (рис. 2, кривая 2). При перемещении материала с погонным весом 3,96 кН/м синхронный режим если и достигается, то имеет неустойчивый характер.

В процессе уменьшения количества разгружаемого сыпучего материала нагрузка на вибро-транспортирующую поверхность постепенно снижается, амплитуды вынужденных колебаний и влияние виброисточников друг на друга растут, способствуя их переходу в синхронный режим работы. При этом постепенно расширяется допускаемый интервал Δf . На рис. 3 показаны кривые зависимости времени самосинхронизации вибровизбудителей T_c от начальной нагрузки на поверхность упругого рабочего органа (кривые 1б и 2б) в сравнении с подобными зависимостями общей продолжительности выпуска мерного объема сыпучего материала T_B (кривые 1а и 2а).

Как показывают приведенные данные, время T_c пропорционально времени T_B , что свидетельствует о необходимости соблюдения определенного отношения q/P_A для обеспечения устойчивого синхронного режима работы вибровозбудителей. Было установлено, что его рациональное значение также зависит от отношения l/l_B . При $l/l_B = 0,6$ и $q/P_A = 0,25 - 0,45$ синхронный режим работы виброисточников наступает практически сразу после начала их совместного действия (рис. 3, кривая 1б).

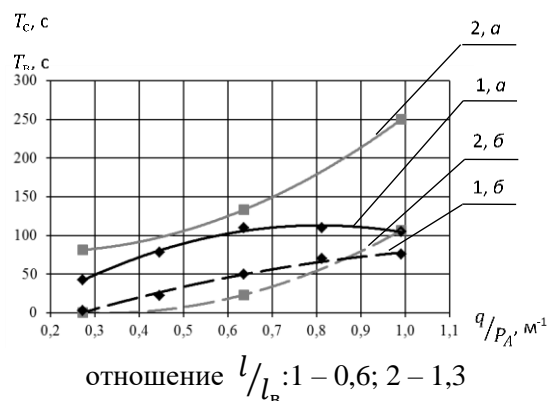
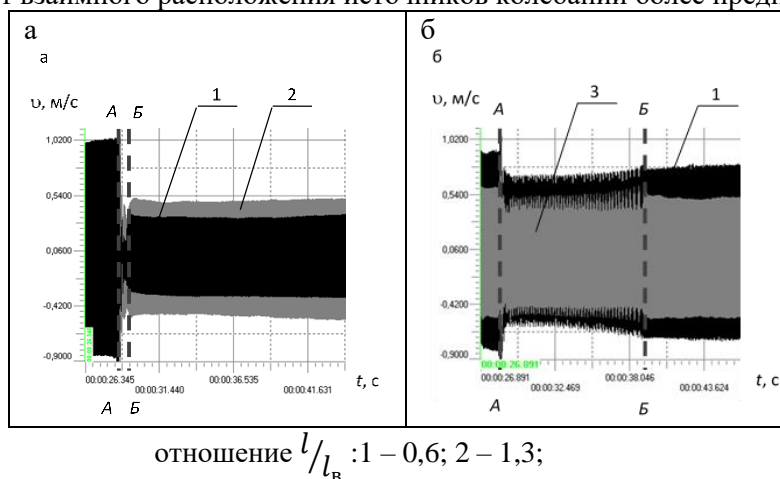


Рис. 3 Зависимость времени выпуска мерного объема (а) и времени синхронизации вибровозбудителей (б) от отношения погонного веса сыпучего материала q к амплитуде вынуждающей силы P_A

Для проверки стабильности и устойчивости получаемого режима была использована вторая схема нагружения вибротранспортирующего устройства, то есть загрузка сыпучего материала выполнялась после запуска и вхождения вибровозбудителей в синхронный режим работы. Было установлено, что при соблюдении полученных отношений $l/l_B = 0,6$ и $q/P_A = 0,25 - 0,45$ резкое нагружение колеблющегося рабочего органа питателя выводит его вибровозбудители из синхронного режима не более чем на 2 – 5 с, в то время как при $l/l_B = 1,3$ – на 10 – 15 с (рис. 4, интервал А-Б). Это делает первый вариант взаимного расположения источников колебаний более предпочтительным.



отношение l/l_B : 1 – 0,6; 2 – 1,3;
положение вибровозбудителей: 1 – В1; 2 – В2; 3 – В3

Рис. 4. Осциллограммы изменения виброскоростей рабочего органа на участках закрепления вибровозбудителей

С учетом результатов лабораторных исследований был изготовлен экспериментальный макет самоходного вибрационного отвалообразователя для работы с автосамосвалом грузоподъемностью 10 тонн, испытания которого проведены на полигоне ИГД СО РАН.

Выводы. Для повышения безопасности отсыпки отвалов горной породы, доставляемой автомобильным транспортом, в ИГД СО РАН разработан самоходный вибрационный отвалообразователь.

Производительность и эффективность работы его вибротранспортирующих устройств зависят от устойчивости синхронного режима работы их инерционных вибровозбудителей.

Для обеспечения минимального времени вхождения виброисточников в устойчивый синхронный режим должны соблюдаться отношение расстояния между виброисточниками и длиной изгибающей волны, передаваемой каждым из них $l/l_B = 0,6 - 0,7$, и отношение погонного веса сыпучего материала и максимальной силы одного вибровозбудителя $q/P_A = 0,25 - 0,45$. Данные пропорции должны относиться к ненагруженным вибротранспортерам и учитываться на стадии проектирования отвалообразователя.

Полигонные испытания отвалообразователя, в конструкции которого учтены экспериментально полученные соотношения, подтвердили стабильность и устойчивость синхронного режима работы всех вибровозбудителей, высокую эффективность перегрузки сыпучих материалов и возможность применения разработанной в Институте конструктивной схемы при проектировании и разработке отвалообразователя для работы с современными автосамосвалами большой грузоподъемности.

Благодарности. Работа выполнена в рамках научного проекта ФНИ № гос. регистрации АААА-А17-117122090003-2.

Библиографический список

1. Трубецкой К.Н., Чантурия В. ., Малышев Ю.Н. и др. Проблемы и перспективы развития угольных энергоресурсов России, безопасных и экологически чистых технологий их освоения // Труды научной сессии РАН «Энергетика России: проблемы и перспективы». – М.: «Наука», 2006. – С. 342–346.
2. Яковлев В.Л., Могилат В.Л., Ковалев М.Н. и др. Проблемы безопасной эксплуатации автомобильного транспорта на открытых горных работах // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2004. – № 3. – С. 122–124.
3. Молотилов С.Г., Васильев Е.И., Кортелев О.Б. и др. Интенсификация погрузочно-транспортных работ на карьерах. – Новосибирск: Издательство СО РАН, 2000. – 208 с.
4. Кортелев О.Б., Ческидов В.И., Молотилов С.Г. И др. Внешнее отвалообразование на карьерах. – Новосибирск: РИЦ «Золотые слова», 2009.
5. Патент на ПМ № 121800. МПК В 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.
6. Левенсон С.Я., Гендлина Л.И., Морозов А.В. и др. Условия эффективного использования вибрационной техники на автомобильных отвалах // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2011. – № 5. – С. 230–235.
7. Блехман И.И. Синхронизация динамических систем. – М.: «Наука», 1971. – 894 с.
8. 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.
9. Ярошевич Т.С., Тимошук В.Н., Ярошевич Н.П. Динамическая синхронизация дебалансных вибровозбудителей с кратными частотами вращения // Вестник СевНТУ. – 2011. – № 120. С 228–233.
10. Левенсон С.Я., Куликова Е.Г. К вопросу обеспечения самосинхронизации дебалансных вибровозбудителей транспортирующих устройств карьерного отвалообразователя // Интерэкспо ГЭО-Сибирь-2019. XV Междунар. науч. конгр. Междунар. науч. конф. «Недропользование. Горное дело. Направления и технологии поиска, разведки и разработки месторождений полезных ископаемых. Геоэкология»: сб. материалов. – Новосибирск: СГУГиТ, 2019 – Т. 2 – № 4 – С. 146–154.

УДК 656.131.2

ОБЗОР СИСТЕМ КОНТРОЛЯ МОТОРНОГО МАСЛА В СИЛОВЫХ УСТАНОВКАХ СОВРЕМЕННЫХ ТРАНСПОРТНЫХ СРЕДСТВ

к.т.н., Ремизов С.В.

АНО «Научно-образовательный центр «Кузбасс», г. Кемерово, Россия

Аннотация. Наличие моторного масла, его качество и количество обеспечивают слаженную работу силового агрегата в течение всего периода эксплуатации транспортного средства. Формирование масляной пленки обеспечивается за счет подачи под давлением моторного масла по масляным каналам в конструктивных элементах двигателя. Контроль уровня масла автоматизирован не на всех современных автомобилях.

Ключевые слова: Эксплуатация транспортных средств, двигатель внутреннего сгорания, моторное масло, масляное голодание, уровень масла.

Длительное время при производстве автомобильного транспорта в качестве силовой установки применяются двигатели внутреннего сгорания (ДВС) различной конструкции. В современном мире появляются гибридные силовые установки и электромобили, однако данные транспортные средства, в виду высокой стоимости, не доступны для массового сегмента потребителей. Основу отечественного автопарка составляют транспортные средства на базе ДВС.

Одним из условий эксплуатации ДВС является наличие смазочного материала (моторного масла) на «трущихся» сопряжённых плоскостях. Формирование масляной пленки обеспечивается за счет подачи под давлением моторного масла по масляным каналам в конструктивных элементах двигателя. Помимо основной функции моторное масло также играет роль в охлаждении элементов двигателя. Существуют две различные системы смазки - открытая система, в которой масло свободно стекает в поддон, который играет роль резервуара, и система смазки с сухим картером. Открытая система более проста в исполнении и применяется в подавляющем большинстве ДВС гражданского и коммерческого транспорта. Система смазки с сухим картером представляет собой особый тип циркуляционной системы смазки. Она нашла применение в высокофорсированных двигателях спортивных автомобилей, а также тракторов и специальных автомобилей.

Моторное масло работает в исключительно тяжелых условиях. Другие смазочные материалы, применяемые в автомобилях – трансмиссионные масла и пластичные смазки, выполняют свои функции в более легких условиях, не теряя нужных свойств, так как они работают в среде относительно однородной, с почти постоянными температурой, давлением и нагрузками. У моторных масел рабочий режим не равномерный – одна и та же порция масла длительное время подвергается ежесекундным перепадам тепловых и механических нагрузок, поскольку условия смазки различных узлов двигателя далеко не одинаковы. Кроме того, моторное масло подвергается химическому воздействию – кислорода воздуха, других газов, продуктов неполного сгорания топлива и самого топлива, которое попадает в масло, хотя и в очень малых количествах [1].

Наличие масла его качество и количество обеспечивает слаженную работу силового агрегата в течении всего периода эксплуатации транспортного средства. Автопроизводители четко регламентируют ключевые качественные характеристики используемого моторного масла, объёмы и интервалы замены. Пренебрежение этими рекомендациями может привести к поломке и необратимым последствиям для ДВС. Отсутствие необходимого объёма моторного масла может привести к эффекту «масляного голодания». Последствиями масляного голодания двигателя являются такие неисправности как: сильный износ газораспределительного вала, шатунных вкладыш коленчатого вала, коренных вкладышей коленчатого вала, полукольца осевого смещения. Если при этих неисправностях продолжать далее эксплуатировать автомобиль, то это приведет либо к дальнейшему износу всех сопутствующих узлов, либо к заклиниванию двигателя. Эти детали конструктивно рассчитаны на высокое трение и большие нагрузки, в связи с этим при недостатке масла в двигателе они быстро приходят в негодность [2].

Избыток моторного масла так же приводит к негативным последствиям. Излишки моторного масла попадают в систему вентиляции картера, что опасно для катализатора. В прошлом, когда в качестве смазки использовали минеральное масло, лишняя смазка деформировала и выдавливала сальники коленчатого вала. Это происходило из-за того, что при запуске силового агрегата резко возрастало давление в системе ввиду высокой вязкости минерального масла. Современные полусинтетические и синтетические масла не так сильно загустевают при охлаждении. Тем не менее лишнее масло в больших количествах проникает в цилиндры, а это в свою очередь приводит к залеганию поршневых колец и закоксовки мотора. В этой связи допускать перелива масла так же не стоит. Последствия не достаточного контроля уровня моторного масла представлены ниже (рис. 1).

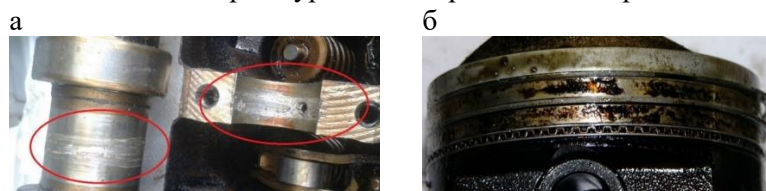


Рис. 1. а) последствия масляного голодания; б) залегание поршневых колец

Большинство регионов Российской Федерации расположены в резко континентальной климатической зоне. В зимнее время температура наружного воздуха может длительное время держаться на отметке минус 30° С. Эксплуатация ДВС в жестких климатических условиях негативно влияет на моторесурс. Масло под действием низких температур приобретает высокую вязкость и в момент холодного запуска необходимо время для подачи масла к трущимся деталям. Фактически несколько первых оборотов происходят без доступа масла, в течении этого периода трению препятствует только тонкая масляная пленка. В период зимней эксплуатации наличие необходимого количества моторного масла так же критически важно для сохранения работоспособности силовой установки.

За последние 20 лет отрасль автомобилестроения развивалась очень интенсивно, разрабатывались и внедрялись различные инновационные решения. Современный автомобиль имеет большое количество электронных цифровых систем. Предложены различные системы контроля давления и уровня моторного масла (рис. 2).

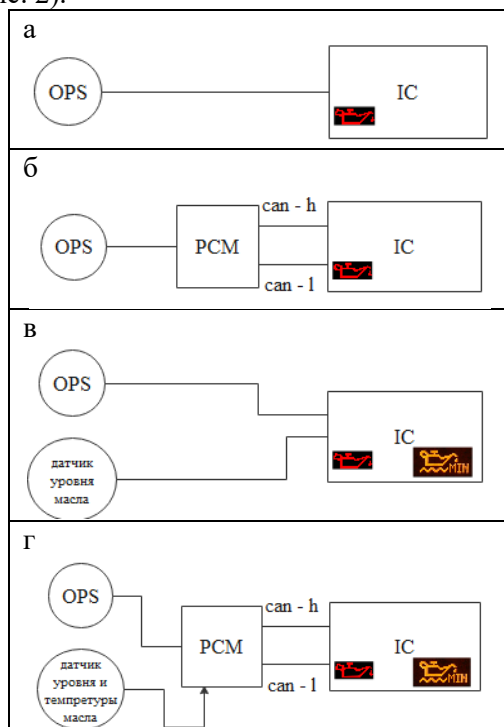


Рис. 2. Наиболее распространение схемы контроля системы смазки: а – аналоговая система с мембранным датчиком давления; б - система с мембранным датчиком давления и цифровой связки РСМ и IC; в – аналоговая система с датчиком давления и датчиком уровня масла; г – цифровая система с цифровым датчиком уровня и температуры масла

На подавляющем большинстве современных автомобилей основным инструментом контроля работы масляной системы является контрольная лампа давления масла. Данная система получила массовое распространение из-за простоты её работы и не высокой стоимости компонентов. Система обладает высокой надежностью, однако требует внимание водителя при каждом старте ДВС. Ключевой недостаток системы заключается в том, что даже при минимальном уровне моторного масла она работает корректно. Для определения уровня масла в данных транспортных средствах водитель вынужден проводить визуальный осмотр, наличие и уровень масла посредством щупа.

На современные легковые автомобили устанавливаются датчики уровня масла различных типов: поплавковый, тепловой, ультразвуковой, емкостной (рис. 3).



Рис. 3. Типы датчиков: а - датчик поплавкового типа; б - тепловой датчик; в - ультразвуковой датчик

Датчик уровня масла поплавкового типа самый простой по конструкции. Он представляет собой поплавок, перемещающийся по вертикальной направляющей. Внутри поплавка расположен магнит, внутри трубки магнитоуправляемый контакт. Контакт срабатывает при приближении магнита, что соответствует минимальному уровню масла в двигателе. Контакт замыкает цепь управления, в которой формируется предупреждающий сигнал на панели приборов. Датчик срабатывает в фиксированной точке, что ограничивает область его применение на автомобилях.

Наибольшее распространение на автомобилях получил тепловой датчик уровня масла. Чувствительным элементом датчика является проволока, которая кратковременно нагревается до температуры, превышающей температуру масла. После отключения питания проволока охлаждается до температуры масла. Уровень масла рассчитывается по времени, которое требуется для охлаждения чувствительного элемента. Измерение уровня масла сопровождается еще и измерением его температуры, которое осуществляет датчик температуры. Он встроен в корпус датчика уровня масла. Сигналы от двух датчиков подаются на блок управления двигателем и далее на панель приборов.

Больше возможностей в измерении уровня масла представляет ультразвуковой датчик. Работа датчика построена на обработке ультразвуковых импульсов, отраженных от поверхности масла. Уровень масла определяется по времени между переданным и отраженным ультразвуковыми сигналами (чем ниже уровень масла, тем больше времени нужно для прохождения сигнала). Сигналы обрабатываются электронным измерительным блоком и вместе с сигналами датчика температуры масла передаются в блок управления двигателем и далее на индикатор панели приборов. С помощью ультразвукового датчика стала возможной графическая индикация уровня масла.

На автомобилях премиум сегмента могут использоваться датчики уровня и состояния масла. Как следует из названия, датчик контролирует не только уровень масла, но и его состояние. Датчик уровня и состояния масла емкостного типа состоит из двух вертикальных конденсаторов. В качестве электродов каждого из конденсаторов используются две вставленные друг в друга металлические трубки. Между электродами находится моторное масло, которое выполняет функцию диэлектрика. Верхний конденсатор измеряет уровень масла, нижний – его состояние.

Выводы. Система смазки двигателя играет важную роль в поддержании узлов в рабочем состоянии. Контроль за данной системой приобретает особую значимость при эксплуатации автотранспорта в суровых климатических условиях. Уровень моторного масла может контролироваться различными инструментами, однако самым массовым остается масляный щуп двигателя.

Автоматизированные цифровые системы пока не приобрели массовый характер, однако имеются и применяются подобные решения [3]. В этой связи приобретает актуальность разработки универсального инструмента для автоматизированного контроля уровня масла на различных транспортных средствах.

Библиографический список

1. Толмачев Д.И., Голубенко Н.В. Методы и технические средства контроля состояния и восстановления работоспособности моторных масел в условиях эксплуатации // Механики XXI Веку. - № 15. – 2016. – С. 404 – 408.
2. Третьяков К.В., Бадиков К.А. Анализ влияния масляного голодания на работоспособность ДВС // Проблемы функционирования систем автотранспорта: сб. тр. Междунар. науч.-практич. конф. – Тюмень: Изд-во Тюменский индустриальный университет, 2015. – С. 197 – 202.
3. Никитенко С.М. Технологические инновации: спрос рождает предложение. Инновации. - 2006. - № 4 (91). - С. 3-5.

УДК 622.822.2

ПРЕДЛОЖЕНИЯ ПО ОЦЕНКЕ ЭФФЕКТИВНОСТИ ИСПОЛЬЗОВАНИЯ САМОХОДНЫХ МЕХАНИЗИРОВАННЫХ КРЕПЕЙ ПРИ ОТРАБОТКЕ ПО СИСТЕМАМ С КОРОТКИМИ ОЧИСТНЫМИ ЗАБОЯМИ

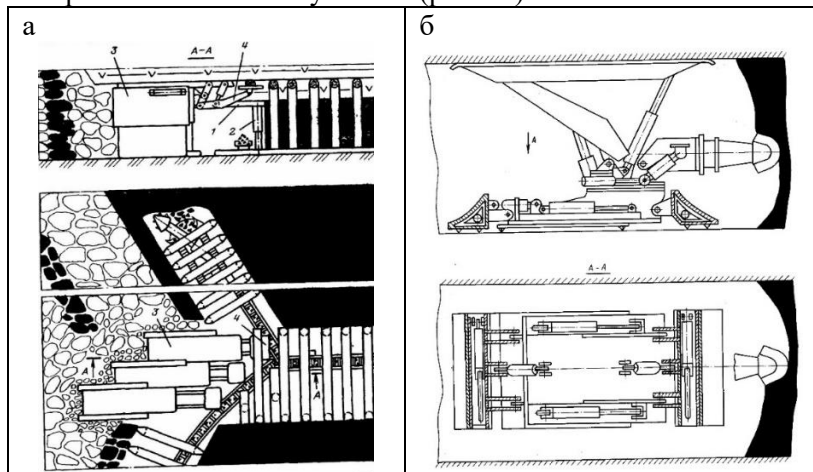
д.т.н. Домрачев А.Н.

Сибирский государственный индустриальный университет, г.Новокузнецк, Россия

Аннотация. В статье рассматривается возможность оценки эффективности использования самоходных механизированных крепей с точки зрения снижения удельной протяженности горных выработок и вероятности их обрушения с последующей потерей запасов, готовых к выемке. Методика может быть использована как часть технико-экономического обоснования импорта самоходных механизированных крепей или оценки рыночного потенциала при организации их производства в РФ.

Ключевые слова: самоходная механизированная крепь, короткие забои, удельная протяженность выработок, потери угля, капитальные затраты.

В практике угольной промышленности Австралии, США и ЮАР самоходные механизированные крепи (mobile roof support – MBR, break line support – BLS) получили весьма широкое распространение во всем диапазоне горно-геологических условий [1]. В отечественной практике с этой целью предлагались и использовались комплекты механизированные крепи для длинных забоев (рис. 1), а также разрабатывались отдельные предсерийные образцы, по конструкции близкие к зарубежным (рис. 2) [2]. Таким образом, эффект от применения самоходных мехрепей виделся как в увеличении ширины заходки (рис. 2), так и в переходе к использованию двухсторонних заходок в широком диапазоне горно-геологических условий (рис. 1а).



1-перекрытие мехрепей; 2 – гидростойка; 3 – боковое ограждение; 4 – управляемая консоль
 Рис. 1. Концепции мехрепей для коротких забоев: а – комплектная мехрепель; б – интегрированная мехрепель в составе комбайна КПА-1

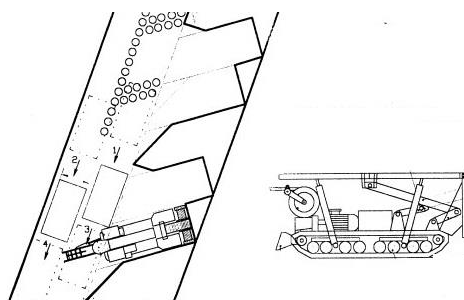


Рис. 2. Механизированная крепь КСМ

Аналогичная картина наблюдалась при внедрении самоходных мехрепей в практике угольной промышленности Австралии, США и ЮАР. В этих странах самоходные механизированные крепи использовались как для модернизации уже сложившихся технологических схем, таких как Wongawilli, Old Ben и др., так и для разработки новых пространственно-планировочных решений (рис. 3).

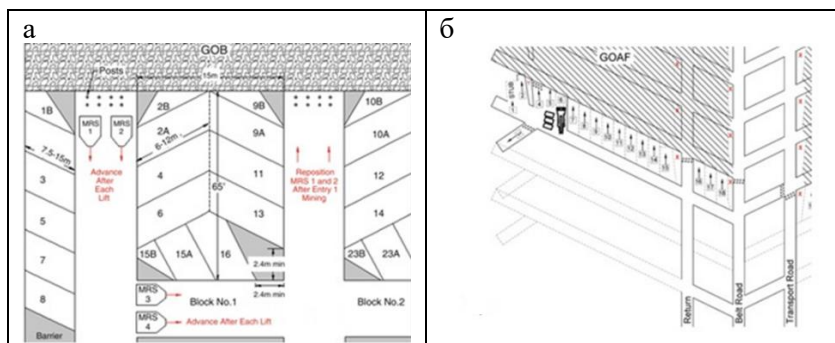


Рис. 3. Варианты модернизации системы room&pillar с использованием самоходных мехрепей:
 а - пример выемки в двусторонних заходках (an example of lifting left and right), США;
 б - односторонняя выемка широкими заходками (Wongawilli), Австралия

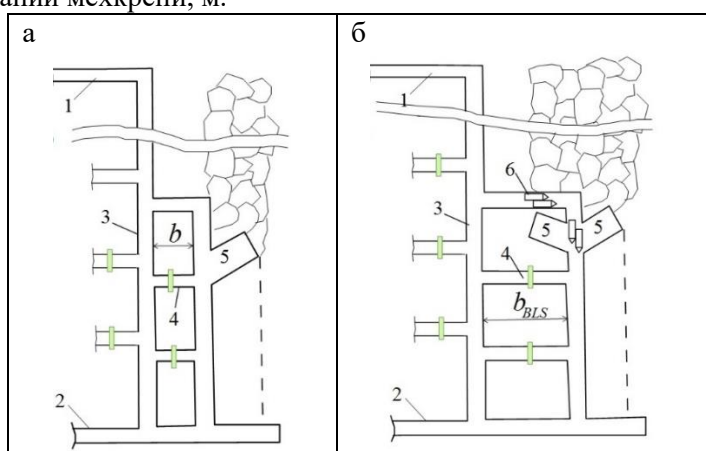
При этом использование односторонней выемки (рис. 3 б) сохранилось как в силу приверженности традиционным подходам, так и вследствие снятия части ограничений на длину заходки,

которая стала достигать 15 м и более. Выемка двусторонними заходками (left – right lifts, рис. 3 а) с использованием комплекта из трех-четырёх самоходных механизированных крепей также получила достаточно широкое распространение в Австралии и США. Кроме того, снижение потерь в целиках позволило снизить опасность самовозгорания угля в выработанном пространстве, что особенно важно при используемых в США схемах проветривания. Однако, несмотря на признание самоходных механизированных крепей де-факто, реализация численного критерия оценки эффективности их использования по-прежнему остается актуальной задачей.

В основу оценки эффективности использования самоходных мехкрепей может быть положено сопоставление капитальных затрат на их приобретение и изменения эксплуатационных затрат при оптимизации параметров технологии за время срока службы самоходной мехкрепи. При известной величине ширины выемочного столба (расстояние между выемочными печами) b можно укрупненно определить сокращение удельной протяженности выработок $\Delta\rho$, м/т (рис. 4).

$$\Delta\rho = \frac{1}{m\gamma} \left(\frac{1 + \frac{n_n b}{30}}{b} - \frac{1 + \frac{n_n b_{BLS}}{30}}{b_{BLS}} \right), \quad (1)$$

где m - мощность обрабатываемого пласта, м; γ - плотность угля, т/м³; b - ширина выемочного столба (расстояние между печами), м; n_n - число выемочных печей (в столбе); b_{BLS} - ширина выемочного столба при использовании мехкрепи, м.



1-вентиляционный штрек; 2 – конвейерный штрек; 3 – выемочная печь; 4 – сбойка; 5 – заходка;
6 – самоходная механизированная крепь

Рис. 4. Реализация отработки по камерно-столбовой системе с двухсторонними заходками

При известном $\Delta\rho$ условие эффективности использования самоходных мехкрепей по фактору увеличения ширины выемочного столба (в том числе за счет безопасного перехода к выемке в двухсторонних заходках) имеет вид

$$\Delta s = n_{дн.г} N_{o.BLS} (A_{кз} \Delta\rho C_{н2г}) > K_{BLS} \quad (2)$$

где $n_{дн.г}$ - число рабочих дней в году; $N_{o.BLS}$ - число лет эксплуатации механизированной крепи; $A_{кз}$ - суточная добыча из коротких забоев, т/сут; $C_{н2г}$ - стоимость проведения 1м выработки, руб/м; K_{BLS} - стоимость (капитальные затраты на приобретение) мехкрепи, руб.

Наряду с изменением параметров системы разработки внедрение самоходных механизированных крепей создает условия для снижения вероятности обрушения выемочных выработок $p_{обр.п}$, которая может быть оценена на основе оценки устойчивости целиков университета Нового Южного Уэльса (*New South Wales University (UNSW)*) согласно [3-6]. Тогда условие эффективности мехкрепей может быть переопределено как

$$\Delta s + n_{дн.г} N_{o.BLS} (A_{кз} p_{обр.п} (Ц - C_{кз})) > K_{BLS} \quad (3)$$

где $n_{дн.г}$ - число рабочих дней в году; $N_{o.BLS}$ - число лет эксплуатации механизированной крепи; $A_{кз}$ - суточная добыча из коротких забоев, т/сут; $C_{кз}$ - стоимость добычи угля в коротких забоях, руб/т; $Ц$ - цена угля, руб/т; $p_{обр.п}$ - вероятность обрушения печи (разрушения целика), год⁻¹; K_{BLS} - стоимость (капитальные затраты на приобретение) мехкрепи, руб.

Вывод. Предложенные выкладки позволяют оценить эффективность использования самоходных механизированных крепей в заданных горно-геологических и горнотехнических условиях, а также могут быть использованы при оценке целесообразности развертывания импортозамещающего производства данного типа горношахтного оборудования в Российской Федерации.

Библиографический список

1. Retreat Mining Practices in Kentucky/ Marshall Miller & Associates, Inc // Environmental and Public Protection Cabinet Kentucky Department for Natural Resources Hudson Hollow, 2006. – 154 с.
2. Домрачев А.Н. Выбор и обоснование параметров комбинированной технологии при различных способах развития шахтного фонда / А.Н. Домрачев, В.Г. Криволапов. – Новокузнецк, 2011. – 209 с.
3. Ghasemi, E., Ataei, M. et al. 2012. Assessment of roof fall risk during retreat mining in room and pillar coal mines // In International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences. – 2012. - Vol. 54. – P. 2-9.
4. Ghasemi, E., Ataei, M. et al. 2012. Assessment of roof fall risk during retreat mining in room and pillar coal mines // In International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences. – 2012. - Vol. 54. - P. 2-9.
5. Mark G. Stewart, Adam O'Rourke. Probabilistic risk assessment of mine subsidence // Australian Geomechanics. - September 2008. - Vol 43. - No 3. - P. 1-12.
6. Домрачев А.Н. Адаптация методики оценки риска обрушения выработок к условиям шахт юга Кузбасса / А.Н. Домрачев, А.М. Никитина, С.В. Риб // Известия Тульского государственного университета. Науки о Земле. - 2016. - Вып. 4. - С. 81 — 89

УДК 622.831

**ДЕМОНТАЖ МЕХАНИЗИРОВАННОГО КОМПЛЕКСА ПРИ ПОМОЩИ
ДЕМОНТАЖНОГО ЩИТА В УСЛОВИЯХ ШАХТ ЮГА КУЗБАССА**¹Никитина А.М., ¹Риб С.В., ¹Борзых Д.М., ²Дадынский Р.А.**1 - Сибирский государственный индустриальный университет, г. Новокузнецк, Россия****2- ООО «УМГШО», г. Новокузнецк, Россия**

Аннотация. Рассмотрен опыт проведения работ по демонтажу очистных механизированных комплексов на шахтах Кузбасса и США. Определены факторы, влияющие на продолжительность демонтажа механизированных комплексов. На основе опыта проведения демонтажных работ распространение получила схема с применением полимерного сетчатого перекрытия и пилотных секций механизированной крепи с формированием камеры очистным забоем. Для снижения сроков демонтажных работ представлена технология при помощи демонтажного щита (две «пилотные» секции, соединенные Е-рамой), которая позволяет достигать минимально возможных сроков перемонтажа очистного оборудования.

Ключевые слова: демонтаж механизированного комплекса, монтажно-демонтажные работы, демонтажные камеры, сокращение времени демонтажа, шахта.

Перемонтаж механизированного очистного комплекса при интенсивной отработке выемочных участков в условиях Кузбасса - ответственный и напряженный период, особенно для шахт-лав, когда простои механизированного комплекса означают остановку работы всего предприятия. При демонтаже механизированного комплекса, с увеличением глубины разработки, вследствие более активного проявления горного давления, повышается риск получения травм рабочими [1-5]. Непредвиденное увеличение времени демонтажных работ, что соответственно, влечет за собой уменьшение экономической эффективности работы шахты, связано с устранением негативных проявлений горного давления. Так, на шахтах АО «СУЭК-Кузбасс» за 8 лет суммарное количество дней, затраченных сверх норматива на демонтажные работы, составило более 900 дней [6].

Результаты исследований проблем демонтажа оборудования изложены в работах [2,3,6-14]. Как показывает практика, определяющее значение на сокращение сроков перемонтажа механизированных комплексов очистного оборудования оказывает способ подготовки очистного забоя к демонтажу [12]: формирование демонтажной камеры в заранее пройденной выработке и формирование демонтажной камеры в очистном забое по мере подвигания механизированного комплекса. Над заранее пройденной демонтажной камерой в результате опорного давления при приближении очистного забоя в породах непосредственной и основной кровли пласта происходит расслоение [7]. Поэтому, на основе опыта проведения демонтажных работ распространение получила схема с применением полимерного сетчатого перекрытия и пилотных секций механизированной крепи с формированием камеры очистным забоем [8].

Для извлечения секций механизированных крепей на протяжении многих десятилетий на шахтах Кузбасса используется стандартный набор оборудования и механизмов: лебедки ЛПК-10Б, ЛМТ-150.01, ЛШМ, насосная станция СНТ-32. Данная технология демонтажа отличается высоким количеством единиц энергопотребления и пусковой аппаратуры, довольно низкими показателями производительности, уровнем безопасности, высокими затратами на приобретение и содержание

парка демонтажного оборудования. В случае недостаточного тягового усилия применяются полиспастные системы с использованием нескольких монтажных блоков.

Так, например, перемонтаж механизированных комплексов (КМ-142, КМ-130, FAZOS) на шахте «Алардинская» производится следующим оборудованием: лебедка ЛПК-10Б, ЛМТ-150.01, ЛШМ, насосная станция СНТ-32. В данный момент на шахте используется очистной комплекс Glinik 22/47Poz, масса секции крепи которого составляет 32т. При использовании вышеуказанного оборудования для монтажно-демонтажных работ возникает ряд проблем [15]:

- выход оборудования из строя вследствие перегрузки;
- трудоемкие и затратные по времени подготовительно-концевые операции из-за применения системы полиспастов;
- ежесуточный перемонтаж оборудования, переключение пусковой аппаратуры;
- выдача секций из демонтажной камеры (волоком) требует много времени;
- обслуживание и ремонт пускового оборудования и механизмов;
- высокий травматизм.

На демонтаж и разворот секции крепи уходит 90 минут рабочего времени. Это обусловлено большим количеством подготовительно-концевых операций, (растягивание каната, навеска блоков) которые повторяются 4-5 раз за цикл, отключение демонтируемой секции крепи от общей гидросистемы механизированного комплекса. Передвижка пилотных секций также состоит из множества манипуляций канатом и блоками. Это ведет не только к большой потере времени, но этот процесс еще и очень трудоемкий. Также рабочие, осуществляющие демонтаж секций крепи, находятся в непосредственной близости с опасными зонами действия каната.

При выдвигании секции крепи из ряда часть пород кровли попадает в рабочее пространство демонтажной камеры, что впоследствии мешает задвиганию пилотных секций крепи. На шахте «Алардинская» породы кровли пластов представлены песчаниками с большим шагом обрушения. В следствие чего, вывалы горных пород представляют собой достаточно крупные блоки песчаника. Зачистка рабочего места осуществляется вручную с использованием малой механизации (отбойного молотка) и отгрузкой горной массы в транспортную емкость, что тоже приводит к большим затратам времени.

На основе опыта ведения демонтажных работ, с целью сокращения времени на основные операции демонтажа механизированного комплекса, демонтаж секций на многих шахтах юга Кузбасса стали производить машиной Petitto Mule [1]. Расчет срока демонтажа секций с использованием лебёдки и Petitto Mule приведён в табл. 1.

Таблица 1

Расчет срока демонтажа секций [1]

Параметр	Ед. изм.	Показатель	
		Лебёдки	Petitto Mule
Количество секций	шт	130	
Время демонтажа 1-й секции	мин	125	70
Сменная производительность технологической схемы (1 плечо)	секция/см	2,4	4,9
Суточная производительность технологической схемы	секция/сут	9,6	19,7
Продолжительность демонтажа секций (1 плечо)	сут	13,5	6,6
Продолжительность демонтажа секций (2 плеча)	сут	6,8	3,3

Однако машину Petitto Mule можно использовать не во всех демонтажных камерах из-за ее габаритов. К тому же Petitto Mule имеет довольно низкую скорость движения 0,5-0,9м/с. Также, по результатам эксплуатационных испытаний, выявлена необходимость качественной подготовки горных выработок для успешной адаптации самоходного оборудования к условиям угольных шахт юга Кузбасса (рис. 1).



Рис. 1. Транспортировка секций крепи по монтажной камере при помощи машины Petitto Mule 3056, увязшей в штыбе [15]

Повышенная трудоемкость демонтажных работ и невозполнимые потери добычи угля из-за простоя механизированного очистного комплекса предопределили актуальность исследований по снижению сроков проведения перемонтажей лавных комплексов.

При решении этой задачи представляет интерес организация работ по демонтажу очистного механизированного комплекса JOY на шахте «Enlow Fork» (США). Горно - технические характеристики работы шахты приведены в табл. 2.

Таблица 2

Горно - технические характеристики шахты «Enlow Fork» [16]

№ п/п	Наименование	Параметр
1	Угол залегания пласта (по падению)	0-7°
2	Угол залегания пласта по простиранию	0-3°
3	Структура пласта	Выдержанная (с незначительной долей дизъюнктивных нарушений)
4	Мощность пласта (в границах горного отвода шахты Enlow Fork)	2,7-2,9м
5	Система разработки	ДСО
6	Длина очистного забоя	400-500м
7	Длина выемочного участка	3000-4600
8	Количество выемочных участков в одновременной работе	2
9	Среднемесячная нагрузка на очистной забой	900тыс.т

На данной шахте перемонтаж механизированного комплекса (длина очистного забоя – 500м) производится в течение 14 суток.

Демонтаж секций производится при помощи двух «пилотных» секций, соединенных Е-рамой (демонтажный щит, изготавливается Shumar Manufacturing) и демонтажной машины Petitto Mule 2555. При помощи Е-рамы (рис. 2) происходит выдвижка демонтируемой секции из ряда, далее демонтажная машина РМ2555 транспортирует демонтированную секцию по демонтажной камере к вспомогательному (демонтажному) ходу, где секция перегружается на пневмоколесный тягач и транспортируется к месту перегрузки на рельсовый электролокомотив [16].

Однако, в условиях шахт США демонтажная машина РМ2555 способна производить выдвижку секции из ряда самостоятельно. Применение Е-рамы рационально в случае отсутствия машины в момент выдачи предыдущей секции по демонтажной камере. Основным же назначением Е-рамы (демонтажного щита) является обеспечение возможности самостоятельной передвижки пилотных секций (без необходимости применения дополнительного оборудования).



Рис. 2. Е-рама (демонтажный щит) [16]

Схема передвижки «пилотных» секций с помощью Е-рамы представлена на рис. 3.

Демонтаж секций на шахте «Enlow Fork» производится в следующей последовательности:

- на вентиляционном штреке устанавливаются две пилотные секции, к которым крепится Е-рама;

- работой Е-рамы выдвигается секция из ряда;

- подъезжает демонтажная машина РМ 2555 и транспортирует демонтированную секцию по демонтажной камере через вспомогательный ходок к месту перегруза на аккумуляторную пневмоколесную самоходную машину, которая транспортирует секцию к месту погрузки на аккумуляторный рельсовый локомотив. Далее аккумуляторный рельсовый локомотив производит транспортировку 2-3х секций по маршруту к монтажной камере;

- во время транспортировки демонтированной секции работники, занятые на позиции демонтажа секций, производят крепление демонтированного пространства с помощью Strata sand

ргор («песчаная опора») (рис. 4), производится сокращение очередной демонтируемой секции, укладка на ее перекрытие «кляммера», распор секции, затем, при помощи Е-рамы производится передвижка пилотных секций, при этом происходит поджатие установленного «кляммера» при помощи перекрытий пилотных секций, что позволит исключить выпадение «кляммера» при демонтаже секции;

- далее цикл повторяется.

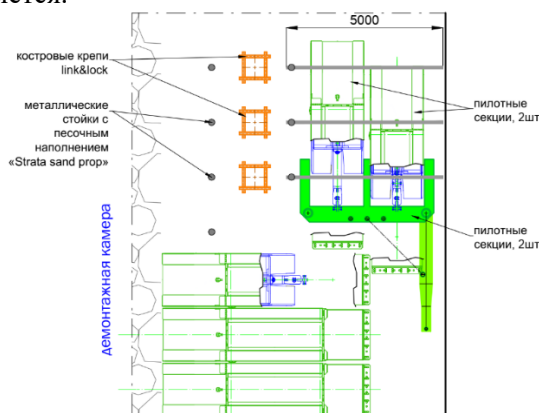


Рис. 3. Схема передвижки «пилотных» секций с помощью Е-рамы



Рис. 4. Стойки Strata sand prop («песчаная опора»)

С целью оптимизации демонтажных работ в условиях шахт юга Кузбасса, используя зарубежный опыт ведения демонтажных работ и производственные показатели, предлагается использовать демонтажный щит.

Демонтажный щит находится в исходном положении, пилотные секции пододвинуты к щиту. Крайняя линейная секция из ряда, зацепляется соединителем тяги за цепь от полиспафта щита и своим ходом двигается к линии забоя (рис. 5). Далее соединитель на стреле щита перецепляется непосредственно за соединитель тяги секции и стрела щита выдвигается на полный ход, разворачивая секцию. После этого зацепленная за выдвинутую стрелу секция максимально близко подтягивается к стреле своим ходом. Далее пилотные секции передвигаются к секциям в ряду и перемещают демонтажный щит. Демонтируемая секция, зацепленная за выдвинутую стрелу щита, двигается к ней максимально близко своим ходом (рис. 6 а).

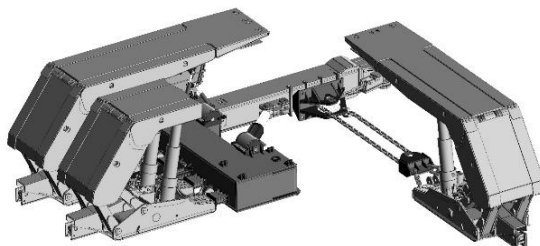


Рис. 5. Демонтажный комплекс с полиспафтом и задвинутыми секциями

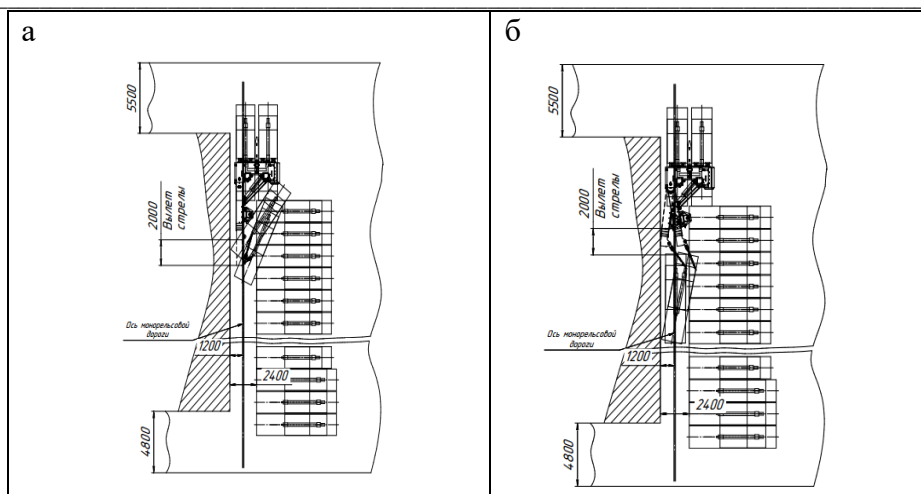


Рис. 6. Схема демонтажа секции: а) зацепленная за выдвинутую стрелу щита; б) доворот секции под монорельс

Стрела щита складывается, приближается к демотируемой секции, зацепляется за заднюю проушину на основании и перемещается на полный ход, разворачивая и перемещая секцию. После этого секцию зацепляют одновременно задней проушиной основания за проушину полиспаста, а передней проушиной основания за стрелу и двигают к монорельсу за счёт отклонения стрелы до линии забоя.

Сложенная стрела максимально приближается к демотируемой секции, зацепляется за заднюю проушину основания и немного отклоняется к линии забоя, затем выдвигается на полный ход, перемещая секцию перед собой. Затем сложенная стрела за основанием секции наклоняется вперёд, зацепляется за левую заднюю проушину основания. Далее, за счёт отклонения стрелы происходит доворот секции под монорельс (рис. 6б).

Выдача секции по демонтажной камере осуществляется дизелевозом DLZ-110 FERRIT. Среднее время выдачи секции механизированной крепи по демонтажной камере, составляет около 30 мин.

Выводы. Демонтаж при помощи щита позволяет достигать минимально возможных сроков перемонтажа очистного оборудования.

Исследования показали, что для условий угольных шахт Кузнецкого бассейна, отрабатывающих пологие и наклонные пласты, с точки зрения минимума затрат времени и безопасности производства работ, является способ демонтажа в демонтажной камере, формируемой механизированным комплексом с заводкой секций механизированной крепи под высокопрочное полимерное сетчатое перекрытие.

Ожидаемый социальный эффект при применении данной технологии заключается в повышении безопасности труда горнорабочих. Данные мероприятия позволят повысить количество циклов за сутки, срок перемонтажа сократить на 25 дней, что в свою очередь позволит сэкономить до 170 миллионов рублей.

Библиографический список

1. Remounting of a mechanized complex using Petitto Mule equipment in the conditions of mines in the south of Kuzbass / A. M. Nikitina, S. V. Rib, D. M. Borzykh, R. A. Dadynsky // [IOP Conference Series: Earth and Environmental Science](http://library.sibsiu.ru). – 2018. – Vol. 206. – P. 1-5 (012025). – URL: <http://library.sibsiu.ru>.
2. Монтаж и демонтаж очистных механизированных комплексов угольных шахт: Монография / А.Ф. Борзых, А.М. Кузьменко, В.И. Сафонов, В.Д. Рябичев. – Донецк: Норд-Пресс, 2008. – 265с.
3. Монтаж, наладка и демонтаж очистных механизированных комплексов / Холопов Ю.П. [и др.] – М.: Недра, 1985. – 232 с.
4. Адаптация методов оценки риска обрушения подземных горных выработок к условиям шахт юга Кузбасса / А.Н. Домрачев, С.В. Риб, А.М. Никитина // Известия Тульского государственного университета. Науки о земле. – 2016. – № 4. – С. 81–90.
5. Коземаслов В.А. Особенности проведения монтажных камер и производства монтажных работ в сложных горно-геологических условиях на шахтах / В.А. Коземаслов, А.М. Никитина // Наука и молодежь: проблемы, поиски, решения : труды Всероссийской научной конференции студентов, аспирантов и молодых ученых, 14–15 мая 2013 г. / Сиб. гос. индустр. ун-т ; под общ. ред. М. В. Темлянцева. – Новокузнецк : Изд. центр СибГИУ, 2013. - Вып. 17. - Ч. 2 : Технические науки. – С. 53-54.

6. Ермакова И.А. Состояние демонтажных работ на шахтах АО «СУЭК-КУЗБАСС» / И.А. Ермакова, В.А. Федусов // Известия Тульского государственного университета. Науки о земле. – 2019. – № 4. – С. 123-130.
7. Торро В.О. Исследование изменений геомеханического состояния массива при входе очистных забоев в демонтажные камеры по пласту «Байкаимский» шахты им. «7 ноября» АО «СУЭК-КУЗБАСС» / В.О. Торро, А.В. Ремезов // Вестник Кузбасского государственного технического университета. - 2018. - № 4 (128). - С. 75-84.
8. Артемьев В. Б. Альтернативные технологии формирования демонтажных камер в условиях ОАО «СУЭК-Кузбасс» / В. Б. Артемьев, А. К. Логинов, Е. П. Ютяев, М. Г. Лупий, С. В. Ясоченя, В. Н. Демура // Уголь. - 2010. - № 6. - С. 20-23.
9. Карпов Г.Н. Технологии демонтажа очистных механизированных комплексов при разработке пологих мощных угольных пластов с неустойчивыми породами кровли / Г.Н. Карпов // Записки Горного института. - 2012. - № 195. - С. 106-110.
10. Дмитриенко П.А. Технология крепления очистных забоев при демонтаже механизированного комплекса / П.А. Дмитриенко, А.В. Ремезов // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). - 2013. - № 10. - С. 278-281.
11. Мартовицкий А. В. Монтажно-демонтажные работы при эксплуатации механизированной крепи / А. В. Мартовицкий, Н. С. Еремин, Ю. М. Халимендик // Уголь Украины. - 2013. - № 3. - С. 32 - 34.
12. Харитонов И.Л. Опыт подготовки очистных забоев к демонтажу в условиях шахты имени «7 ноября» / И.Л. Харитонов // Горный информационно-аналитический бюллетень. - 2013. - №2. - С. 127-136.
13. Карпов Г.Н. Особенности демонтажа лав, оборудованных современными высокопроизводительными механизированными комплексами, при отработке пологих мощных пластов / Г.Н. Карпов // Горный информационно-аналитический бюллетень. - 2012. - № 4. - С. 390-392.
14. Факторы оценки устойчивости демонтажных камер при формировании их очистным забоем / В.О. Торро, А.В. Ремезов, В.В. Климов, Е.А. Дедиков // Вестник Кузбасского государственного технического университета. - 2017. - № 6 (124). - С. 47-54.
15. Техническая документация шахты «Алардинская».
16. Отчет визита Боба Лоури, главного специалиста шахты «Enlow Fork» США. – Новокузнецк, 2019. – 10 с.

УДК 621.926.3

ИССЛЕДОВАНИЕ РАБОТЫ ЩЕКОВОЙ ДРОБИЛКИ С УСТРОЙСТВАМИ ВЫБОРКИ ЗАЗОРОВ

¹д.т.н. Никитин А.Г., ²к.т.н. Баженов И.А., ³Абрамов А.В.

1 - Сибирский государственный индустриальный университет, г. Новокузнецк, Россия

2 - Уральский федеральный университет имени первого Президента России

Б.Н. Ельцина, г. Екатеринбург, Россия

**3 - АНО «Центр поддержки и коммерциализации научно-технических проектов»,
г. Новокузнецк, Россия**

Аннотация. Одним из основных источников вибраций элементов машин являются подшипники скольжения, в которых вал находится во втулке с зазором, при выборке которого происходит удар. Экспериментально определено, что устройства для выборки зазоров в подшипниках скольжения при работе щековой дробилки снижают уровень вибрации и, таким образом, повышают надежность работы дробилки в целом.

Ключевые слова: щековая дробилка, кривошипно-коромысловый механизм, шарнир, зазор, пересопряжение поверхностей, дополнительные динамические силы.

Среди многочисленных технических причин относительно кратковременных, но достаточно частых простоев в условиях эксплуатации щековых дробилок значительное место занимают простои, связанные с заменой вкладышей подшипников скольжения из-за их износа [1]. Быстрый износ вкладышей является результатом не только контактного трения между цапфами осей и вкладышами, но и действия дополнительных динамических сил, которые возникают при работе щековых дробилок из-за наличия зазора в кинематической паре сопряжения звеньев (цапфы и вкладыша подшипника) и дискретных значений скоростей относительного перемещения звеньев внутри зазоров подшипников скольжения.

Зазоры в кинематических парах, наличие которых обязательно для обеспечения подвижности звеньев, с увеличением продолжительности эксплуатации щековых дробилок постепенно увеличиваются, что приводит к уменьшению точности получаемого готового продукта (изменение фракционного состава), а также увеличению дополнительных динамических сил. Таким образом, надежная работа машины во многом зависит от создания условий, обеспечивающих безззорный контакт сопряженных звеньев.

Исследования показали, что необходимый эффект можно получить путем применения малогабаритных упругих пневматических элементов, встраиваемых в кинематическую пару [2]. Постоянно воздействуя на подвижный корпус с закрепленным на нем антифрикционным 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.

Эксперименты проводились на исследовательской установке, представляющей собой щековую дробилку (рис. 1). Уровень вибрации оценивался косвенно через значения ускорений станины, на которой установлены акселерометры в горизонтальной и вертикальной плоскостях.



Рис. 2. Общий вид исследовательской установки

Опыты показали, что при наличии зазоров в подшипниках скольжения уровень ускорений в горизонтальной плоскости (рис. 2а) составляет при холостых ходах $0,4 \div 0,5 \text{ м/с}^2$, 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. 3а), соответственно, $0,3 \div 0,4 \text{ м/с}^2$ и $1,5 \div 2 \text{ м/с}^2$.

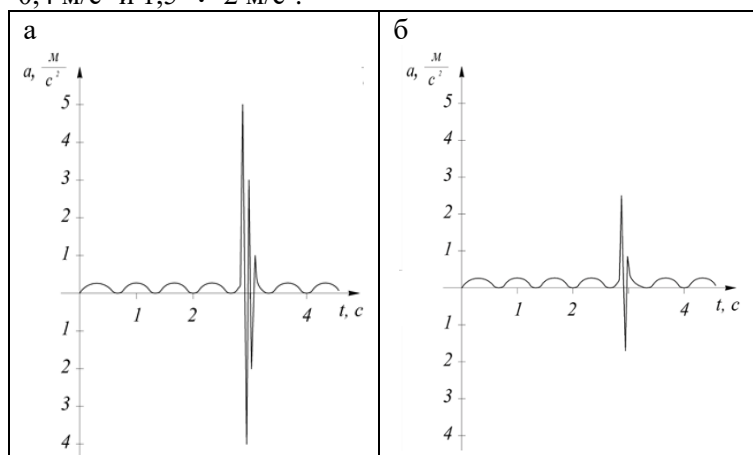


Рис. 2. Осциллограммы ускорений станины в горизонтальной плоскости: а – при наличии зазоров; б – при выбранных зазорах

Если зазоры в опорах выбраны с помощью упругих пневматических устройств, то в горизонтальной плоскости при холостых ходах уровень ускорений уменьшается незначительно и составляет $0,3 \div 0,4 \text{ м/с}^2$, а в процессе дробления и при сбросе нагрузки величина ускорений значительно меньше, чем при работе подшипников с зазорами и составляет $2 \div 2,5 \text{ м/с}^2$ (рис. 2б).

В вертикальной плоскости выборка зазоров практически не влияет на уровень ускорений (рис. 3б). Очевидно, что чем меньше уровень ускорений, возникающих при работе щековой дробилки, тем меньше уровень вибрации машины.

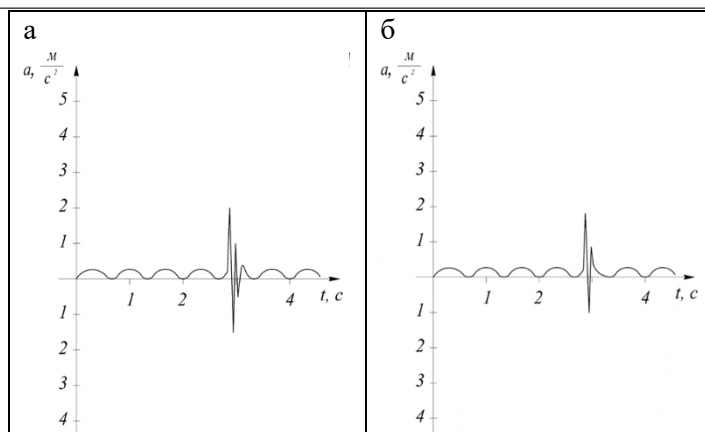


Рис. 3. Осциллограммы ускорений станины в вертикальной плоскости: а – при наличии зазоров; б – при выбранных зазорах

Следует отметить, что затухание значений ускорений при наличии зазоров в подшипниках происходит за $3 \div 4$ периода колебаний, в то время как при использовании устройств для выборки зазоров затухание происходит практически сразу.

Вывод. Таким образом, устройства для выборки зазоров в подшипниках скольжения при работе щековой дробилки снижают уровень вибрации за счет устранения зазоров и, следовательно, повышают надежность работы дробилки в целом.

Библиографический список

1. Гребенник В.М., Цапко В.К. Надежность металлургического оборудования. – М.: Металлургия, 1980. – 343 с.
2. Пат. 174625 РФ. Щековая дробилка. / Никитин А.Г., Чайников К.А., Абрамов А.В. // Открытия. Изобретения. - 2017. - № 30.

УДК 621.926.3

ВЫБОР СТРУКТУРЫ РЕГУЛЯТОРА 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 дробильной машиной в различных промышленных предприятиях, в том числе и горной промышленности, используются различные виды типовых регуляторов. При этом необходимо учитывать, что современная щековая дробильная машина является не только элементом дробильно-сортировочного комплекса, но и системой сама по себе. Показаны реализации различных типовых регуляторов для подсистемы электрической защиты.

Ключевые слова: металлургия, измельчение материалов, щековая дробилка, предохранитель, регулятор, автоматический контроль.

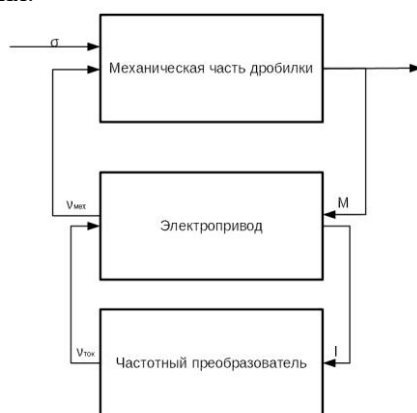
В большинстве промышленных предприятий находят широкое применение сыпучие материалы разной крупности, потребный класс которой достигается применением различных измельчительных устройств, в частности, щековых дробилок. Данные машины выступают первичным звеном обработки материалов, что означает необходимость обеспечения контроля различных факторов, влияющих на экономический результат предприятия: как колебаний в физико-механических свойствах материалов, поступающих на дробление [1], соблюдения заданной крупности выходного материала, так и обеспечение энергоэффективности дробильного процесса.

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 [2, 3]. Так как дробильно-сортировочный процесс является непрерывным, остановка одного элемента неизбежно приводит к остановке всего комплекса в результате срабатывания систем управления технологическим процессом.

При конструировании дробильных машин необходимо учитывать, что современная дробилка является не только элементом дробильно-сортировочного комплекса [4], но и является системой сама по себе [5]. Каждый элемент этой системы обладает достаточной независимостью, вплоть до наличия обособленного предохранительного устройства у каждой подсистемы. Выбор структуры, обеспечивающей наилучшее с точки зрения оперативности контроля, взаимодействие этих элементов является актуальной задачей.

Обязательным и, следовательно, самым распространенным предохранительным элементом дробильных машин является распорная плита [6], относящаяся к устройствам защиты механической подсистемы. Этот тип устройств подвержен разрушению без видимых перегрузок, а не только при воздействии недробимых тел в камере дробления [4]. Элементом защиты электрической подсистемы является система управления приводом дробилки на основе контроля основных параметров электропривода [7], которая изменяет частоту тока в соответствии с изменением величины тока, которая пропорциональна моменту, развиваемому приводом, что создает обратную связь.

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; $\nu_{\text{ток}}$ – частота тока; $\nu_{\text{мех}}$ – 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.

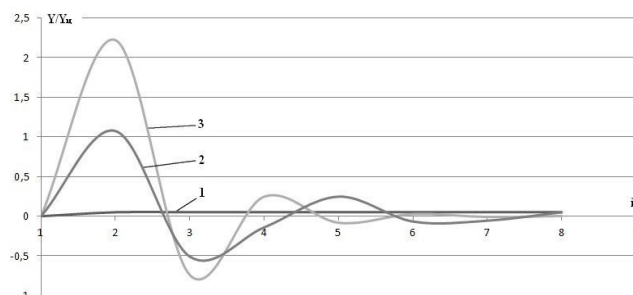
При работе дробилки в штатном режиме зависимости между величинами в механической части и внутри электропривода являются линейными и пропорциональными [4, 8-10]. Во время переходных процессов, возникающих при изменении технологических параметров (например, при изменении прочности измельчаемого материала) в цепях обратной связи может возникнуть перерегулирование, то есть изменение выходного сигнала тока относительно целевого или заданного значения, определяемого условиями технологического процесса, которое приводит к перегрузкам в дробильной машине, ведущим к разрушению предохранительного элемента. Однако, перерегулирование возникает не только из-за изменения выходного сигнала, но и из-за структуры регулятора.

Существует несколько типовых законов управления частотой тока – структур регулятора, используемых в современных регуляторах частоты [11, 12]: П – пропорциональный, ПИ – пропорционально-интегральный и ПИД – пропорционально-интегрально-дифференциальный.

В процессе работы дробилки, в которой используется П-регулятор, величина поправки в регулирующее воздействие пропорциональна величине отклонения. В свою очередь, ПИ-регулятор обеспечивает изменение величины поправки в регулирующее воздействие не только пропорционально величине отклонения, но и в зависимости от накопленного действия отклонения регулируемой величины, а ПИД-регулятор учитывает не только накопленное значение регулируемой величины, но и скорость ее изменения.

Если изменение входной величины в модели системы (в данном случае – прочности материала) происходит ступенчато, то изменение выходной величины (момента на валу двигателя) зависит от типа применяемого регулятора (рис. 2).

Необходимо отметить, что существующие методы аналитического расчета регуляторов [13] для подобного объекта приводят к П-регулятору, что является оптимальным с точки зрения быстродействия, однако, если принять во внимание надежность оборудования, только критерий быстродействия становится недостаточным, поэтому параметры регуляторов определялись по методу Никольса-Циглера [14], который позволяет рассчитать настройки типовых законов управления для любой структуры объекта.



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

Таким образом, из анализа полученных зависимостей следует, что регуляторы обладают следующими свойствами: 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. В условиях противоречивости требований, предъявляемых к регуляторам частоты тока, влияющем на момент, развиваемый двигателем дробилок, не существует типового закона, способного удовлетворить всем критериям, предъявляемым к осуществлению стабильного процесса дробления, однако в результате проведенного анализа характеристик работы различных регуляторов имеется возможность минимизировать риски по противоречивым (в случае регулятора) факторам – надежности и быстродействию. Таким образом, для контура управления дробильной машиной оптимальным решением является применение ПИ-регулятора, обеспечивающего наилучшее сочетание надежности и быстродействия.

Библиографический список

1. Pasi Airikka et al. Automatic Feed Rate Control with Feed-forward for Crushing and Screening Processes // IFAC-PapersOnLine. – 2015. -Volume 48. - Issue 17. – P. 149-154.
2. Jack de la Vergne. Hard Rock Miner's Handbook / Jack de la Vergne; Stantec Consulting. - Canada: Stantec Consulting, 2008. – 330 с.
3. John Milne. The Miner's Handbook / John Milne; Crosby Lockwood and son. – London: Crosby Lockwood and son, 1893. – 338 с.
4. Клушанцев Б.В., Косарев А.И., Муйземнек Ю.А. Дробилки. Конструкция, расчет особенности эксплуатации - М.: Машиностроение, 1990. - 320 с.
5. Никитин А.Г., Тагильцев-Галета К.В. Система аварийного управления дробильного агрегата // Известия ВУЗов. Черная металлургия. – 2015. - № 58(2).
6. ГОСТ 27412-93 Дробилки щековые. Общие технические условия. - М.: ИПК Издательство стандартов, 1997.
7. Петухов В.С. диагностика состояния электродвигателей // Новости электротехники. - 2005.- №1. - С. 54-61.
8. Мусин А. М. Аварийные режимы работы асинхронных электродвигателей и способы их защиты. – М.: Колос, 1979. - 112 с.
9. Тагильцев-Галета К. В. Математическая модель идентификации наличия недробимого материала в камере дробления щековой дробильной машины с поступательным движением щеки. / К.В. Тагильцев-Галета // Фундаментальная наука и технологии – перспективные разработки: материалы науч.-практ. конф., 28-29 ноября 2013 г. – CreateSpace 4900 La cross road, North Charleston, SC, USA 29406. – 2013 – С. 152-154.

10. Oduori M. F., Mutuli S. M., Munyasi D. M. Analysis of the single toggle jaw crusher kinematics // Journal of Engineering, Design and Technology. – 2015. - №13 (2). – P. 213–239.
11. Частотные преобразователи Siemens. - URL: <http://www.siemens-ru.com/taxonomy/term/1>.
12. Частотные преобразователи Omron - URL: <https://industrial.omron.ru/ru/products/frequency-inverters>.
13. Теория автоматического управления / В. Я. Ротач. - М.: Издательский дом МЭИ, 2008. — 396 с.
14. Ziegler J. G., Nichols N. B. Optimum settings for automatic controllers // Trans. ASME. -1942. - Vol. 64. - P. 759–768.

УДК 669.1.17

ВЫБОР ЭНЕРГО-ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ РЕЖИМОВ СВАРКИ ПОД ФЛЮСОМ, ИЗГОТОВЛЕННЫМ ИЗ ШЛАКА ПРОИЗВОДСТВА СИЛИКОМАРГАНЦА ДЛЯ ДЕТАЛЕЙ ГОРНОШАХТНОГО ОБОРУДОВАНИЯ

**д.т.н. Козырев Н.А., к.т.н. Усольцев А.А., к.т.н. Крюков Р.Е., Михно Р.А.
Сибирский государственный индустриальный университет, г. Новокузнецк, Россия**

Аннотация. В работе приведены исследования влияния энерготехнологических режимов сварки на физико-механические свойства сварных швов, полученных при сварке под флюсом, изготовленным на основе шлака производства силикомарганца для деталей горношахтного оборудования. Для проведения исследований сварочно-технологических свойств использован сварочный флюс фракции 0,45-2,5мм на основе шлака производства силикомарганца с химическим составом, мас. %: 0,42 FeO, 16,22 MnO, 29,00 CaO, 41,34 SiO₂, 6,53 Al₂O₃, 1,33 MgO, 0,24 S, 0,022 P, 0,008 ZnO, 0,031 C, 0,31 F, 0,15 TiO₂, 0,025 Cr₂O₃. Автоматическую сварку низколегированной стали 09Г2С под данным флюсом проводили проволокой Св-08ГА.

Исследованы различные режимы сварки, обеспечивающие необходимую глубину провара и отсутствие внешних дефектов (пор, трещин, раковин).

По полученным данным построены зависимости влияния параметров режима сварки на механические свойства сварных образцов. Показано, что изменение параметров силы тока, скорости сварки и напряжения могут влиять на физико-механические свойства сварного шва, а также переход серы и водорода в сварной шов.

Ключевые слова: сварка, флюс, шлак силикомарганца, химический состав, физико-механические свойства.

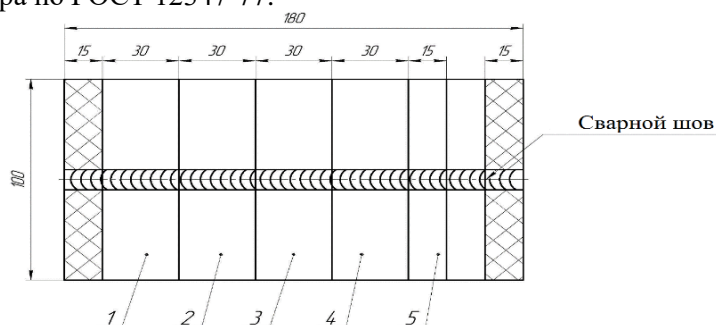
В настоящее время широкое распространение в РФ получили сварочные флюсы, изготовленные на основе оксидов марганца типа АН-348А, АН-67, АН-39С [1-3]. В условиях СибГИУ проведен ряд работ по использованию в качестве аналогов таких сварочных флюсов шлака производства силикомарганца [4-10]. При этом существенное влияние на качественные показатели сварного шва оказывают режимы сварки. Целью данной работы является исследование влияния энерго-технологических режимов сварки под флюсом, изготовленным из шлака производства силикомарганца, на физико-механические свойства сварного шва, полученного при автоматической сварке проволокой Св-08ГА низколегированной стали 09Г2С.

Для проведения исследований сварочно-технологических свойств, был изготовлен сварочный флюс на основе шлака производства силикомарганца с химическим составом, мас. %: 0,42 FeO, 16,22 MnO, 29,00 CaO, 41,34 SiO₂, 6,53 Al₂O₃, 1,33 MgO, 0,24 S, 0,022 P, 0,008 ZnO, 0,031 C, 0,31 F, 0,15 TiO₂, 0,025 Cr₂O₃. Проведенные ранее исследования [11] показали, что для данных флюсов наиболее приемлемым является использование фракции 0,45-2,5мм. При исследовании использовано оборудование НПЦ «Сварочные процессы и технологии» и центра коллективного пользования «Материаловедение» СибГИУ.

Сварка образцов из стали 09Г2С толщиной 20мм, производилась встык без разделки кромок, сварочной проволокой Св-08ГА с помощью сварочного трактора ASAW-1250 с использованием изготовленного флюса. Для сравнения была проведена сварка пластин под флюсом АН-348. Схема вырезки образцов из сваренных пластин представлена на рис. 1.

Используемый флюс сушился в термической электропечи в течение 2-х часов при температуре 300°С. Металлические пластины перед процессом наплавки очищались угловой шлифовальной машинкой. Удалялись с поверхности металлов средства консервации, загрязнения, ржавчина и оксидные пленки. После сварки визуальным методом изучалась поверхность металла шва и шлаковая

корка с прилегающей ко шву стороны и определялся химический состав. Химический состав шлаковых корок, флюсов определяли рентгенофлюоресцентном методом на спектрометре XRF-1800. Определение химического состава сварных швов определяли атомно-эмиссионным методом на спектрометре ДФС -71. На ряде образцов определение химического состава металла сварных швов проводили химическими методами: на содержание углерода по ГОСТ 12344-2003, серы по ГОСТ 12345-2001 и фосфора по ГОСТ 12347-77.



1 – макрошлифы; 2 – микрошлифы; 3 – твердость; 4 – износостойкость; 5- определение содержания водорода

Рис. 1. Схема вырезки образцов для испытаний

Образцы для проведения исследований макро- и микроструктуры, твердости, износостойкости были подготовлены по методике, включающей вырезку образцов на отрезном станке KKS 315L, шлифование на плоскошлифовальном станке ЗД725, полирование на полировальном станке FROMMIA 835 SE.

Металлографические исследования полированных микрошлифов проводились с помощью оптического микроскопа OLYMPUS GX-51 в светлом поле в диапазоне увеличений от $\times 100$ до $\times 1000$. Микроструктуру выявляли путем травления образцов в растворе 4 % HNO_3 в этиловом спирте. Величину зерна определяли в соответствии с ГОСТ 5639-82 при увеличении $\times 100$. Исследование образцов наплавленного слоя на наличие неметаллических включений проводили по ГОСТ 1778-70. Полированную поверхность изучали при увеличении $\times 100$ с помощью металлографического микроскопа ЛабоМет-1И. Из вырезанных образцов изготавливались макрошлифы размером $20 \times 55 \times 14$ мм. Измерение твердости исследуемых образцов выполняли по методу Бринелля с помощью ультразвукового твердомера УЗИТ-3 в соответствии с требованиями ГОСТ 9012-59.

Исследованы различные режимы сварки, обеспечивающие необходимую глубину провара и отсутствие внешних дефектов (пор, трещин, раковин). Режимы сварки образцов выбирались методом планирования эксперимента $3^{(3-1)}$ за основу взят режим 0: сила тока $I = 700 \text{ А}$, напряжение $U = 28 \text{ В}$, скорость сварки $v = 30 \text{ см/мин}$ [12-14]. Исследуемые режимы представлены в табл. 1.

Таблица 1

Режимы сварки образцов

Номер эксперимента	Сила тока, А	Напряжение, В	Скорость сварки, см/мин	Погонная энергия, Дж/см
0	700	28	30	42000
1	600	28	28	36000
2	600	30	32	33750
3	600	32	30	38400
4	650	28	32	34125
5	650	30	30	39000
6	650	32	28	44571
7	700	28	30	39200
8	700	30	28	45000
9	700	32	32	42000

По полученным данным построены зависимости влияния параметров режима сварки на механические свойства сварных образцов. Механические свойства предопределены при прочих равных условиях содержанием серы и фосфора во флюсах (рис. 2, 3), и, тем не менее, изменение параметров силы тока, скорости сварки и напряжения также могут влиять на физико-механические свойства сварного шва (рис. 4, 5).

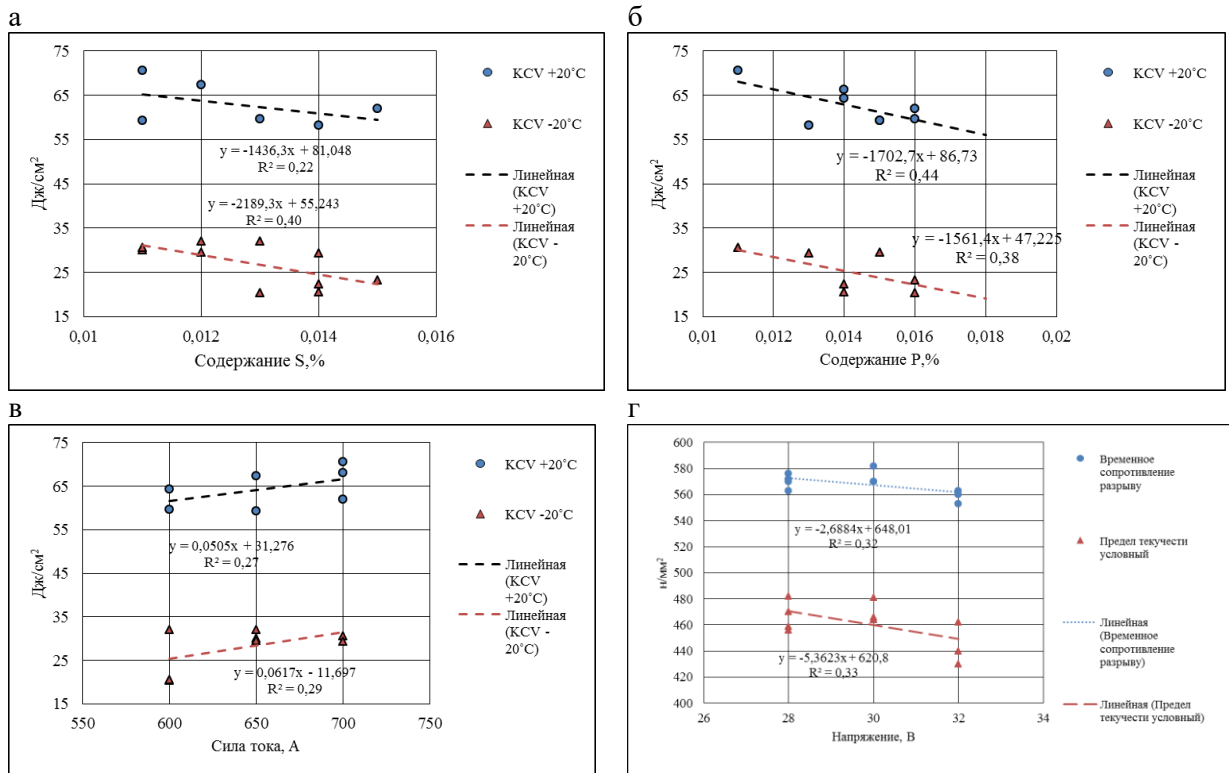


Рис. 2. Зависимость ударной вязкости KCV от: а - содержания серы в сварном шве; б - содержания фосфора в сварном шве; в - силы тока при сварке; г - зависимости временного сопротивления и предела текучести от напряжения при сварке

Химический состав исследуемых сварных образцов и параметры концентрации водорода приведены в табл. 2.

Таблица 2

№ образца	Химический состав сварных швов											Н, см ³ /100г
	Массовая доля элементов, мас. %											
	C	Si	Mn	Cr	Ni	Cu	Ti	Mo	Al	S	P	
0	0,11	0,41	1,16	0,05	0,31	0,15	0,002	0,10	0,009	0,014	0,014	1,1
1	0,07	0,48	1,24	0,05	0,43	0,16	0,001	0,14	0,012	0,013	0,016	1,2
2	0,08	0,54	1,38	0,06	0,28	0,17	0,003	0,08	0,018	0,014	0,014	1,1
3	0,08	0,51	1,31	0,06	0,32	0,15	0,001	0,10	0,014	0,014	0,013	1,4
4	0,08	0,49	1,20	0,05	0,45	0,17	0,002	0,16	0,013	0,011	0,015	1,1
5	0,07	0,50	1,26	0,05	0,43	0,17	0,003	0,14	0,002	0,012	0,018	1,1
6	0,07	0,49	1,25	0,05	0,40	0,16	0,002	0,13	отс.	0,012	0,015	1,0
7	0,09	0,50	1,23	0,04	0,41	0,13	0,001	0,14	0,014	0,011	0,011	1,3
8	0,09	0,50	1,31	0,06	0,31	0,17	0,001	0,09	0,019	0,014	0,013	1,0
9	0,07	0,53	1,27	0,05	0,37	0,15	0,002	0,12	0,010	0,015	0,016	0,9

Механические свойства исследуемых образцов представлены в табл. 3.

Таблица 3

Механические свойства сварных швов					
№ эксперимента	Временное сопротивление разрыву, σ_b , Н/мм ²	Предел текучести условный, σ_T , Н/мм ²	Относительное удлинение, δ , %	KCV +20°C	KCV -20°C
0	576	482	21	<u>68*</u> 63-75**	<u>22,3*</u> 20-26**
1	563	470	21	<u>59,6</u> 49-81	<u>20,3</u> 15-31
2	582	481	22	<u>64,3</u> 60-69	<u>20,6</u> 17-25

ГОРНЫЕ МАШИНЫ И ТРАНСПОРТНЫЕ СИСТЕМЫ ДЛЯ ГОРНОДОБЫВАЮЩЕЙ ОТРАСЛИ

№ эксперимента	Временное сопротивление разрыву, σ_b , Н/мм ²	Предел текучести условный, σ_T , Н/мм ²	Относительное удлинение, δ , %	KCV +20°C	KCV -20°C
3	560	430	21	<u>66,3</u> 52-77	<u>32</u> 27-35
4	570	459	21	<u>59,33</u> 56-62	<u>30</u> 27-32
5	570	466	22	<u>67,3</u> 59-73	<u>32</u> 31-33
6	563	462	21	<u>59,3</u> 53-65	<u>29,6</u> 27-34
7	572	456	21	<u>70,6</u> 63-85	<u>30,6</u> 27-33
8	570	464	21	<u>58,3</u> 53-67	<u>29,3</u> 23-33
9	553	440	22	<u>62</u> 55-68	<u>23,3</u> 18-27
Флюс АН-348А (Образец сравнения)	543	368	25	<u>55</u> 52-58	<u>18</u> 16-21

* - средние значения; ** - минимальные и максимальные значения.

Твердость по Бринеллю (НВ) исследуемых сварных образцов измерялась по схеме, представленной на рис. 3. Результаты замеров приведены в табл. 4.

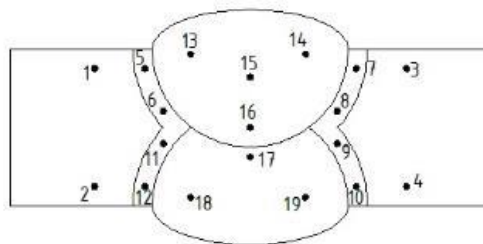


Рис. 3. Схема замера твердости сварных образцов

Таблица 4

Замеры твердости сварных образцов, НВ

№ эксперимента	Основной металл, точки												Сварной шов, точки						
	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17	18	19
0	176	160	181	168	178	194	169	186	184	179	185	174	191	186	186	192	174	168	178
1	196	200	172	193	194	186	191	205	204	169	161	191	188	147	193	215	230	220	196
2	162	189	179	185	172	206	197	206	214	210	202	188	199	220	246	237	229	237	235
3	192	235	180	196	234	181	208	189	187	172	235	211	270	247	230	238	209	187	214
4	221	164	170	176	207	223	193	188	205	201	203	229	227	185	212	245	205	228	218
5	215	198	203	182	234	220	253	257	255	262	221	258	204	224	227	276	213	249	265
6	158	172	179	175	173	203	189	185	155	205	195	187	218	264	247	210	194	178	212
7	158	150	187	202	164	175	177	166	188	188	167	185	195	219	225	201	205	213	229
8	180	208	230	186	221	224	318	317	318	298	167	280	240	305	284	187	178	280	209
9	142	176	164	133	147	161	177	163	175	207	190	181	166	218	211	203	212	159	201

Как видно из рис. 4 значения твердости зависят от режимов сварки.

Выводы. В работе приведены исследования влияния энерготехнологических режимов сварки на физико-механические свойства сварных швов, полученных при сварке под флюсом, изготовленным на основе шлака производства силикомарганца для деталей горно-металлургического оборудования. Автоматическую сварку низколегированной стали 09Г2С под данным флюсом проводили проволокой Св-08ГА.

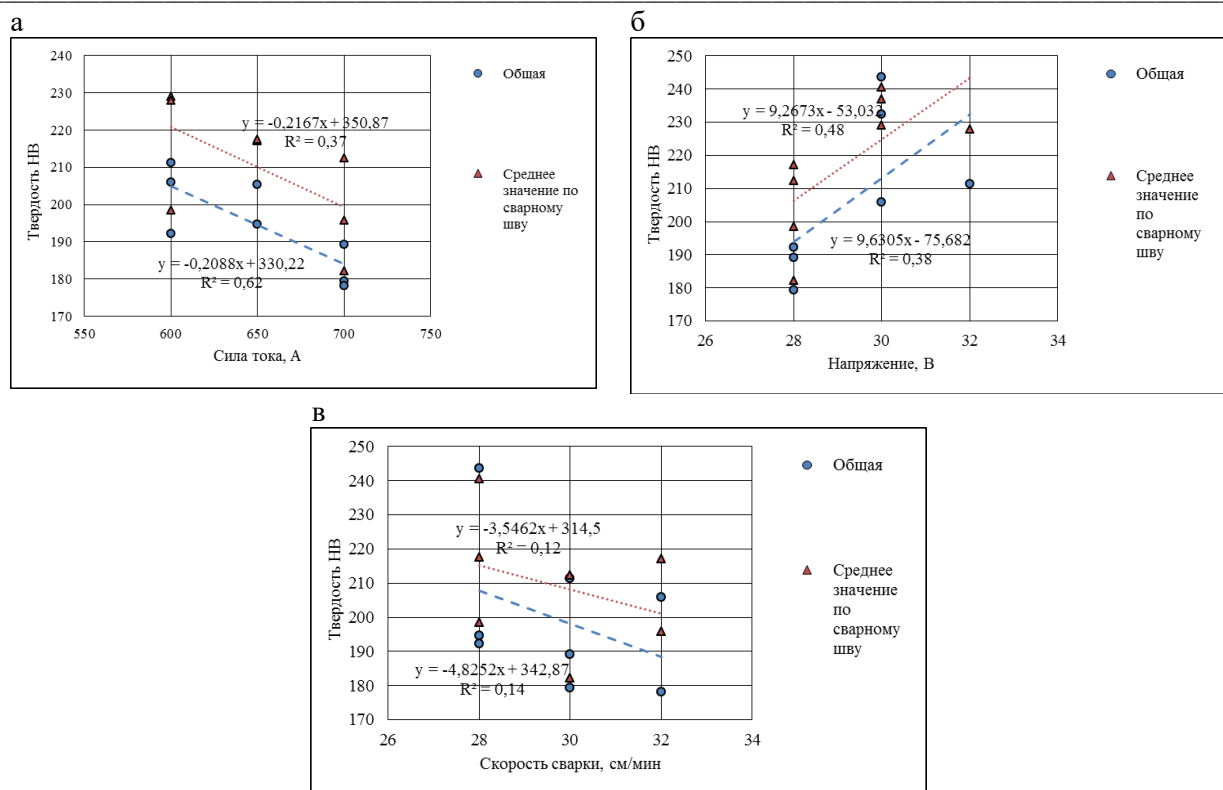


Рис. 4. Зависимость твердости НВ от: а - изменения силы тока; б - изменения напряжения; в - скорости сварки

Исследованы различные режимы сварки, обеспечивающие необходимую глубину провара и отсутствие внешних дефектов (пор, трещин, раковин).

Показано, что изменение параметров силы тока, скорости сварки и напряжения могут влиять на физико - механические свойства сварного шва, а также переход серы и водорода в сварной шов.

Библиографический список

1. Потапов Н.Н. Сварочные материалы для дуговой сварки: справочник. В 2 т. Т. 1. Защитные газы и сварочные флюсы: справ. пособ. / Н.Н. Потапов, Б.П. Конищев, С.А. Курланов и др.; ред. Н.Н. Потапов. – Москва: Машиностроение, 1989. – 544 с.
2. Подгаецкий В.В. Флюсы для автоматической и полуавтоматической сварки / В.В. Подгаецкий, Д.М. Рабкин. – Киев: Изд-во АН УССР, 1954. – 56 с.
3. Сварочные материалы для дуговой сварки: справ. пособ. В 2 томах. Т. 1. Защитные газы и сварочные флюсы / Б.П. Конищев, С.А. Курланов, Н.Н. Потапов и др.; под общ. ред. Н.Н. Потапова. – Москва: Машиностроение, 1989 – С. 104.
4. Изготовление сварочных флюсов с использованием отвальных шлаков производства силикомарганца / Козырев Н.А., Крюков Р.Е., Козырева О.Е., Липатова У.И. // Обработка материалов: современные проблемы и пути решения: сб. тр. всерос. науч.-практ. конф. молодых ученых, аспирантов и студентов / Юргинский технологический институт. - Томск: изд-во Томского политехнического университета, 2015. – С. 90-95.
5. Production of Welding Fluxes Using Waste Slag Formed in Silicomanganese Smelting / N.A. Kozyrev, R.E. Kryukov, O.E. Kozyreva, U.I. Lipatova, A.V. Filonov // IOP Conference Series: Materials Science and Engineering, Volume 125(2016) - pages 1-6: All-Russia Scientific and Practical Conference on Materials Treatment: Current Problems and Solutions 26–28 November 2015, Yurga, Russia | doi:10.1088/1757-899X/125/1/012034.
6. On the use of slag from silicomanganese production for welding flux manufacturing / N.A. Kozyrev, R.E. Kryukov, U.I. Lipatova, O.E. Kozyreva // IOP Conf. Series: Materials Science and Engineering 150 (2016) 012032 - pages 1-9 |doi:10.1088/1757-899X/150/1/012032
7. Козырев Н.А., Крюков Р.Е. Эффективное использование шлака силикомарганца при изготовлении сварочных флюсов // Инновации в топливно-энергетическом комплексе и машиностроении: сб. тр. междунар. науч.-практ. конф. 18-21 апреля 2017 года – Кемерово: КузГТУ, 2017. – С. 134-139.
8. Разработка новых сварочных флюсов и флюс-добавок для сварки и наплавки стали с использованием отходов металлургического производства. Сообщение 2. Сварочные флюсы на основе шлака силикомарганца / Н. А. Козырев, Р.Е. Крюков, Н.Е. Крюков, И.Н. Ковальский, О.Е. Козырева // Черная металлургия. Бюллетень научно-технической и экономической информации. – 2017.– Вып. 5 (1409). - С. 85-89.

9. Quality of weld seams produced with flux based on silicomanganese slag / R.E. Kryukov, N.A. Kozyrev, O.D. Prokhorenko, L.P. Bashenko, N.V. Kibko // Steel in Translation. – 2017. - Vol. 47. - No. 7 - P. 440–444.
10. Manufacturing of New Welding Fluxes Using Silicomanganese Slag / R.E. Kryukov, N.A. Kozyrev, O.A. Kozyreva, A.A. Usoltsev // International Scientific-Practical Conference: Innovations in Fuel and Energy Complex and Mechanical Engineering (FEC-2017) 18–21 April 2017, Kemerovo, Russian Federation IOP Conf. Series: Materials Science and Engineering, 2017, vol 253 pp. 1-9 || doi:10.1088/1757-899X/253/1/012007.
11. Крюков Н.Е., Козырева О.Е., Крюков Р.Е., Козырев Н.А., Усольцев А.А. Производство новых сварочных флюсов на основе шлака силикомарганца // Сварочное производство. – 2017. - № 5. – С. 42-48.
12. Адлер Ю.П. Планирование эксперимента при поиске оптимальных условий. – Москва: Наука, 1971. – 383 с
13. Советов Б.Я. Моделирование систем. – Москва: Высшая школа, 2001. – 343 с
- 14, Вентцель Е. С. Исследование операций: задачи, принципы, методология. – Москва: Дрофа, 2004. – 208 с.

УДК 669.1.17

СОВЕРШЕНСТВОВАНИЕ ТЕХНОЛОГИИ КОНТАКТНОЙ СТЫКОВОЙ СВАРКИ РЕЛЬСОВЫХ ПЛЕТЕЙ ДЛЯ ПОДЪЕЗДНЫХ ЖЕЛЕЗНОДОРОЖНЫХ ПУТЕЙ ШАХТ

д.т.н. Козырев Н.А., Шевченко Р.А., к.т.н. Крюков Р.Е., к.т.н. Усольцев А.А.

Сибирский государственный индустриальный университет, г. Новокузнецк, Россия

Аннотация. Для обеспечения качества сварного рельсового соединения проведено исследование уровня загрязненности неметаллическими включениями рельсовой стали Э76ХФ (основного металла и сварного шва). Установлено, что преобладающим типом неметаллических включений в сварных соединениях во всех исследуемых образцах являются точечные оксиды. Показано, что режимы контактной стыковой сварки не оказывают влияние на загрязненность образцов.

Ключевые слова: контактная сварка, микроструктура, неметаллические включения, качество, сварной шов.

Сварные соединения рельсов являются неотъемлемой частью бесстыкового пути и их качество зависит не только от режимов сварки [1-6]. Исследования по изучению 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 показали, что у полученных сварных стыков наблюдаются низкие пластические свойства, вне зависимости от наличия закалочных структур в металле шва и зоне термического влияния [5,6]. Наиболее вероятно, что снижение пластических свойств в данном случае происходит по причине несплошностей металла сварного соединения, в частности оксидных неметаллических включений. Как известно, контактную стыковую сварку оплавлением рельсов выполняют на воздухе, при этом роль защитных газов играют интенсивно выделяющиеся пары окислов и свариваемого металла, образующиеся в стыке. По-видимому, в результате недостаточной газовой защиты возможно образование неметаллических включений, которые в ходе дальнейших сварочных операций должны выдавливаться в град при осадке и удаляться вместе с гратом. По данным работы [8] образование неметаллических включений в шве возможно при присутствии их в свариваемом рельсовом металле, причем в сталях, загрязнённых примесями, вероятность образования дефектов по линии сварки выше, чем в чистых сталях. Это обусловлено тем, что в слое жидкого металла на поверхности торцов происходит сегрегация примесей основного металла. Ввиду неравномерного выдавливания жидкого металла в процессе деформации торцов на отдельных участках, например в наиболее глубоких кратерах, происходит скопление жидкого металла и соответственно неметаллических включений. Такие участки и имеют пониженные механические свойства. Кроме того, в ряде случаев наблюдаемые в изломах по линии сварки неметаллические включения, принимаемые обычно за дефекты сварки, являются в действительности пороками основного металла. При этом следует отметить, что одной из основных причин вывода рельсов из эксплуатации являются скопления неметаллических включений в зоне сварного стыка [9], а сами неметаллические включения могут образовываться, как при производстве стали (при выплавке, внепечной обработке, разливке стали), так и непосредственно при сварке рельсов в плети. Поэтому вопросам образования неметаллических включений и их трансформация при сталеплавильном производстве и сварке рельсов уделяется большое внимание [10, 11].

Проведено исследование по трансформации неметаллических включений, образующихся при электроконтактной сварке рельсовой стали. Для сварки использовали образцы стали марки Э76ХФ (табл. 1) вырезанные из головки рельса сечением 10 мм × 30 мм и длиной 90 мм. Контактную стыковую сварку непрерывным оплавлением проводили на машине МС – 20,08 по режиму: $U_2 = 5,76$ В, $I_2 = 11,7$ кА, $V_{опл} = 1$ мм/с, $\Delta_{опл} = 10$ мм, где U_2 – вторичное напряжение; I_2 – вторичный ток; $\Delta_{опл}$ – припуск на оплавление; $\Delta_{ос}$ – припуск на осадку; $V_{опл}$ – скорость оплавления.

Таблица 1

Химический состав образцов рельсовой стали

№ образца	Массовая доля элементов, %								
	C	Mn	Cr	Si	V	Al	P	S	Cu
0	0,74	0,84	0,37	0,26	0,04	0,002	0,009	0,010	0,10
1	0,76	0,77	0,37	0,53	0,04	0,003	0,010	0,009	0,08
2	0,76	0,77	0,36	0,53	0,04	0,003	0,010	0,007	0,08
3	0,76	0,77	0,37	0,53	0,04	0,003	0,010	0,009	0,08
4	0,76	0,77	0,37	0,53	0,04	0,003	0,010	0,009	0,08
5	0,76	0,77	0,36	0,53	0,04	0,003	0,010	0,007	0,08
6	0,76	0,77	0,36	0,53	0,04	0,003	0,010	0,007	0,08
7	0,77	0,80	0,38	0,56	0,04	0,002	0,008	0,006	0,10
8	0,74	0,79	0,38	0,55	0,06	0,002	0,009	0,005	0,11
9	0,77	0,80	0,38	0,56	0,04	0,002	0,008	0,006	0,10

Сварка образцов 1 – 9 осуществлялась с подводом дополнительного тепла в момент охлаждения путем пропускания через сварной стык переменного электрического тока по заданным режимам, образец 0 получен без дополнительного пропускания тока после контактной стыковой сварки непрерывным оплавлением. Режимы приведены в табл. 2.

Таблица 2

Режимы контактного подогрева образцов стали Э76ХФ

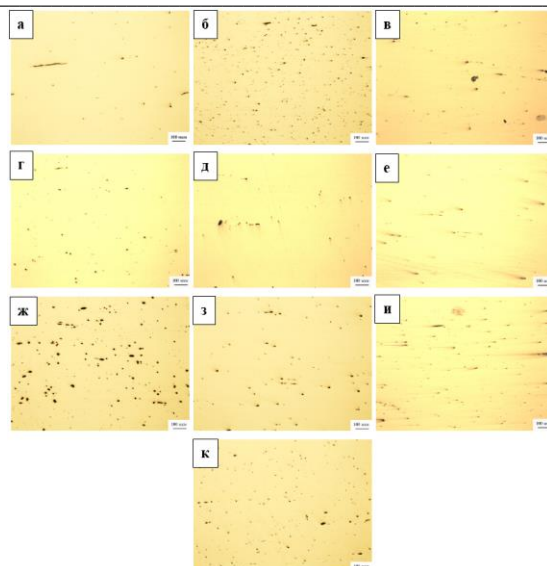
№ образца	Время охлаждения после осадки, с	Время подогрева, с	Время охлаждения после подогрева, с	Количество импульсов подогрева, с
1	30	0,6	15	4
2	30	0,6	15	2
3	30	0,6	10	4
4	30	0,6	10	2
5	25	0,6	15	4
6	25	0,6	15	2
7	25	0,6	10	4
8	25	0,6	10	2
9	27,5	0,6	12,5	3

Исследование образцов стали Э76ХФ на неметаллические включения проводилось на металлографическом микроскопе OLYMPUS GX-51 при увеличении в 100 крат в соответствии ГОСТ 1778-70. Изучение уровня загрязненности неметаллическими включениями проводили на образцах до сварки, как и после сварки в зоне сварного стыка.

На рис. 1 представлены изображения видов неметаллических включений присутствующих в основном металле. Неметаллические включения, находящиеся в зоне сварного шва показаны на рис. 2.

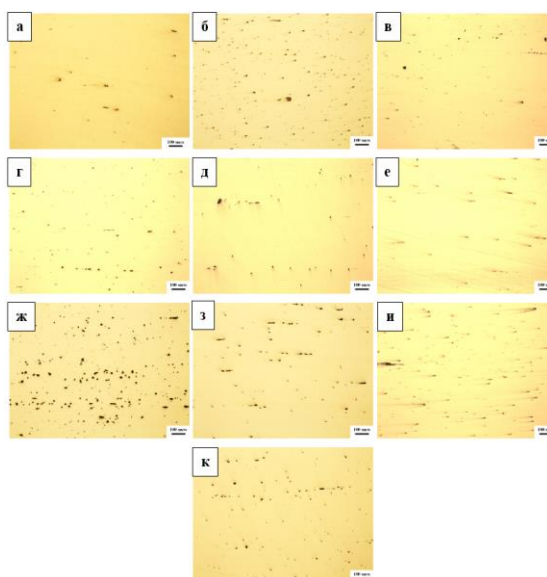
Выявленные неметаллические включения являются типичными для включений, образующихся в металле при выплавке рельсовой стали. Результаты оценки загрязненности неметаллическими включениями по бальности и среднему значению загрязненности участков приведены в табл. 3, 4.

Приведенные данные в табл. 3 свидетельствуют о присутствии в основном металле неметаллических включений в виде оксидов точечных, силикатов пластичных, недеформирующихся и хрупких и строчечных нитридов. Проведенные исследования загрязненности образцов показало, что в зоне основного металла выявлены неметаллические включения схожие с присутствующими в зоне сварного шва. Было установлено, что в основном металле наибольший уровень загрязненности неметаллическими включениями наблюдается на образце 6, а с низким уровнем загрязненности образцы 5 и 8.



а – образец №0; б – образец №1; в – образец №2; г – образец №3; д – образец №4; е – образец №5;
ж – образец №6; з – образец №7; и – образец №8; к – образец №9.

Рис. 1. Неметаллические включения основного металла



а – образец №0; б – образец №1; в – образец №2; г – образец №3; д – образец №4; е – образец №5;
ж – образец №6; з – образец №7; и – образец №8; к – образец №9.

Рис. 2. Неметаллические включения сварного шва стали марки Э76ХФ

Таблица 3

Виды неметаллических включений основного металла стали Э76ХФ

№ образца	Типы неметаллических включений по образцам, балл					Среднее значение
	Оксиды точечные	Силикаты пластичные	Силикаты недеформирующиеся	Силикаты хрупкие	Нитриды строчечные	
0	1 (а)	3 (а)	–	–	2 (а)	1,2
1	1 (а)	4 (а)	5 (а)	–	–	2
2	1 (а)	4 (а)	5 (а)	–	–	2
3	1 (а)	–	–	3 (а)	2 (а)	1,2
4	2 (а)	2 (а)	1 (а)	–	–	1
5	1 (а)	2 (а)	1 (а)	–	–	0,8
6	4 (а)	4 (б)	–	2(а)	2 (а)	2,4
7	2 (а)	–	–	1 (а)	2 (а)	1
8	1 (а)	2 (б)	–	–	–	0,6
9	1 (а)	–	–	1 (а)	3 (а)	1

По приведенным в табл. 4 результатам, можно сделать вывод, что в зоне сварного шва преобладают неметаллические включения в виде точечных оксидов. В этой области наблюдается загрязненность пластинчатыми, недеформирующимися и хрупкими силикатами и строчечными нитридами. Среди всех образцов, выявлено, что наиболее загрязненным является образец 6, а с низким уровнем неметаллических включений - образцы 5 и 8.

Таблица 4

Виды неметаллических включений сварного шва стали Э76ХФ

№ образца	Типы неметаллических включений по образцам, балл					
	Оксиды точечные	Силикаты пластичные	Силикаты недеформирующиеся	Силикаты хрупкие	Нитриды строчечные	Среднее значение
0	1 (а)	3 (а)	–	–	2 (а)	1,2
1	1 (а)	4 (а)	5 (а)	–	–	2
2	1 (а)	4 (а)	5 (а)	–	–	2
3	1 (а)	–	–	3 (а)	2 (а)	1,2
4	2 (а)	2 (а)	1 (а)	–	–	1
5	1 (а)	2 (а)	1 (а)	–	–	0,8
6	4 (а)	4 (б)	–	2(а)	2 (а)	2,4
7	2 (а)	–	–	1 (а)	2 (а)	1
8	1 (а)	2 (б)	–	–	–	0,6
9	1 (а)	–	–	1 (а)	3 (а)	1

Таким образом, неметаллического включения, находящегося в основном металле, вне зоны шва, типичны для включений, образующихся при выплавке, и свидетельствует о шлаковом характере их происхождения, а контактная стыковая сварка не оказала влияние на образование новых неметаллических включений во время сварки в образцах.

Выводы. Исследование неметаллических включений образцов в основном металле и в зоне сварного шва показало, что режимы контактной стыковой сварки непрерывным оплавлением не оказали влияние на загрязненность образцов. На основании полученных данных о загрязненности неметаллическими включениями в соответствии с ГОСТ 1778-70 было установлено, что преобладающим типом неметаллических включений в сварных соединениях во всех исследуемых образцах являются точечные оксиды. Неметаллические включения, выявленные в исследуемых образцах, типичны для включений, образующихся при выплавке рельсовой стали.

Библиографический список

1. Multi-factor regression analysis of the process of rails contact welding on K1000 machine / R.A. Shevchenko, N.A. Kozыrev, R.E. Kryukov, A.O. Patrushev, A.A. Usoltsev // Metallurgy2017. IOP Publishing IOP Conf. Series: Materials Science and Engineering. - 411 (2018). - 012088. - doi:10.1088/1757-899X/411/1/012088.
2. 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: сб. науч. тр. – 2018. - Вып. 40. - С. 111-117.
3. Совершенствование технологии электроконтактной сварки и термообработки железнодорожных рельсов / Р.А. Шевченко, Н.А. Козырев, А.А. Усольцев, Р.Е. Крюков // Вестник горно-металлургической секции Российской академии естественных наук. Отделение металлургии: сб. науч. тр. – 2018. - Вып. 40. - С. 63-68.
4. Методика исследования влияния режимов изотермического отжига при сварке рельсов откаточных путей горных выработок / Р.Е. Шевченко, Н.А. Козырев, А.И. Куценко, А.А. Усольцев, А.А. Куценко // Научно-технические технологии разработки и использования минеральных ресурсов. - 2018. - № 4. – С. 269-273.
5. Разработка новой технологии сварки рельсов для высокоскоростного движения / Н.А. Козырев, Р.А. Шевченко, Р.Е. Крюков, А.А. Усольцев // Черная металлургия. Бюллетень научно-технической и экономической информации. – 2018. – Вып.8(1424). - С.50-57.
6. Новая технология сварки железнодорожных рельсов / Е.В. Протопопов, Н.А. Козырев, Р.Е. Крюков, Р.А. Шевченко, А.А. Усольцев // XV междунар. конгресс сталеплавателей: сб. тр., 15-19 октября 2018г., – М: МОО «Ассоциация сталеплавателей», 2018. – С. 296-300.
8. Кучук-Яценко С. И. Контактная стыковая сварка непрерывным оплавлением: монография / С.И. Кучук-Яценко, В.К. Лебедев. – Киев. «Наукова думка», 1976. – 216 с.
9. Исследования состава и распределения неметаллических включений по сечению рельсовых профилей / А.А. Уманский, А.В. Головатенко, А.С. Симачев // Вестник горно-металлургической секции Российской академии естественных наук. Отделение металлургии – Москва; Новокузнецк: Изд. центр СибГИУ, 2019. – Вып. 42. – С. 22 – 27.

10. Исследование неметаллических включений, образующихся при электроконтактной сварке рельсовой стали / Е.В. Полевой, Р.А. Шевченко, Н.А. Козырев, Д.Ю. Кушев, А.М. Юнусов // Вестник Сибирского государственного индустриального университета. – 2019. – № 1 (27). – С. 8 – 12.

УДК 621.791:624

ИЗУЧЕНИЕ КОНЦЕНТРАЦИИ ВОДОРОДА В СВАРНОМ ШВЕ ПРИ СВАРКЕ ГОРНОШАХТНОГО ОБОРУДОВАНИЯ

к.т.н. А.А. Усольцев, д.т.н. Н.А. Козырев, А.Р. Михно, к.т.н. Р.Е. Крюков
Сибирский государственный индустриальный университет, г. Новокузнецк, Россия

Аннотация. Проведено исследование содержания водорода в сварном шве при сварке горношахтного оборудования. Установлено, что при увеличении силы тока, напряжения и скорости сварки возможно снижение концентрации водорода в сварном шве образцов. Полученные сварные образцы удовлетворяют требованиям по содержанию водорода - концентрация водорода во всех пробах менее $2 \text{ см}^3/100\text{г}$.

Ключевые слова: сварка, водород, технология, режимы сварки.

Сварка под флюсом является ведущим технологическим процессом при изготовлении крупногабаритных сварных металлоконструкций горношахтного оборудования. При этом важным направлением в сварочном производстве является разработка новых сварочных флюсов, обеспечивающих требуемые физико-химические показатели с более низкой себестоимостью [1-4]. Решение данной проблемы можно осуществить благодаря использованию в качестве сварочных флюсов отходов металлургического производства, которые наряду со снижением себестоимости при изготовлении флюсов повышают качество сварного шва, в том числе за счет снижения концентрации водорода [5-8].

Ранее в предыдущих работах рассматривалась возможность использования в качестве сварочных флюсов шлака производства силикомарганца [9-13]. Исследование влияния режимов сварки на содержание водорода в сварных швах проводилось с использованием оборудования НПЦ «Сварочные процессы и технологии». В данном исследовании для сварных конструкций горношахтного оборудования, изготовленных из стали 09Г2С, использовался шлак производства силикомарганца фракции от 0,45 до 2,5 мм с химическим составом, приведенным в табл. 1.

Таблица 1

Химический состав флюса на основе шлака производства силикомарганца

Массовая доля элементов, %												
FeO	MnO	CaO	SiO ₂	Al ₂ O ₃	MgO	S	P	ZnO	C	F	TiO ₂	Cr ₂ O ₃
0,42	16,22	29,00	41,34	6,53	1,33	0,24	0,022	0,008	0,031	0,31	0,15	0,025

При отработке технологии сварка образцов проводилась после сушки сварочного флюса при температуре 250-300°C в течении 3-х часов, с использованием стальных пластин из стали 09Г2С толщиной 20 мм сварочной проволокой Св-08ГА с помощью автоматического сварочного трактора ASAW-1250. Режимы сварки образцов выбирались методом полнофакторного математического планирования эксперимента. Полученные образцы исследовались на химический состав рентгенофлюоресцентном методом на спектрометре XRF-1800 и атомно-эмиссионным методом на спектрометре ДФС -71. Определение химического состава металла сварных швов проводили химическими методами: на содержание углерода по ГОСТ 12344-2003, серы по ГОСТ 12345-2001 и фосфора по ГОСТ 12347-77.

При отработке технологии получения сварных соединений с пониженной газонасыщенностью также определяли концентрацию водорода в сварном шве. Измерения содержания водорода в сварном шве проводили на хроматографе «Газохром 3101».

Режимы сварки образцов представлены в табл. 2. Для сварки образца сравнения был использован режим: 700А-30В-30 см/мин. Химический состав сварных швов приведен в табл. 3.

Все отобранные пробы удовлетворяют требованиям по содержанию водорода - концентрация водорода во всех пробах менее $2 \text{ см}^3/100\text{г}$. Зависимости содержания водорода в сварном шве от режимов сварки представлены на рис. 1-3.

Режимы сварки образцов

Номер эксперимента	Сила тока, А	Напряжение, В	Скорость сварки, см/мин	Погонная энергия, Дж/см
0 (образец сравнения)	700	30	30	42000
1	600	28	28	36000
2	600	30	32	33750
3	600	32	30	38400
4	650	28	32	34125
5	650	30	30	39000
6	650	32	28	44571
7	700	28	30	39200
8	700	30	28	45000
9	700	32	32	42000

Таблица 3

Химический состав сварных швов

№ образца	Массовая доля элементов, мас. %											Н, см ³ /100г
	C	Si	Mn	Cr	Ni	Cu	Ti	Mo	Al	S	P	
0	0,11	0,41	1,16	0,05	0,31	0,15	0,002	0,10	0,009	0,014	0,014	1,1
1	0,07	0,48	1,24	0,05	0,43	0,16	0,001	0,14	0,012	0,013	0,016	1,2
2	0,08	0,54	1,38	0,06	0,28	0,17	0,003	0,08	0,018	0,014	0,014	1,1
3	0,08	0,51	1,31	0,06	0,32	0,15	0,001	0,10	0,014	0,014	0,013	1,4
4	0,08	0,49	1,20	0,05	0,45	0,17	0,002	0,16	0,013	0,011	0,015	1,1
5	0,07	0,50	1,26	0,05	0,43	0,17	0,003	0,14	0,002	0,012	0,018	1,1
6	0,07	0,49	1,25	0,05	0,40	0,16	0,002	0,13	отс.	0,012	0,015	1,0
7	0,09	0,50	1,23	0,04	0,41	0,13	0,001	0,14	0,014	0,011	0,011	1,3
8	0,09	0,50	1,31	0,06	0,31	0,17	0,001	0,09	0,019	0,014	0,013	1,0
9	0,07	0,53	1,27	0,05	0,37	0,15	0,002	0,12	0,010	0,015	0,016	0,9

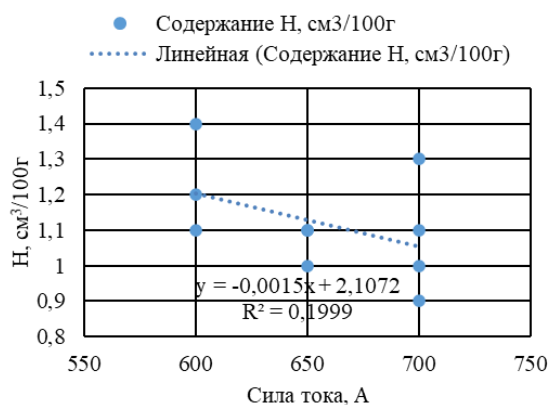


Рис. 1. Зависимость содержания водорода в сварных швах от изменения силы тока при сварке

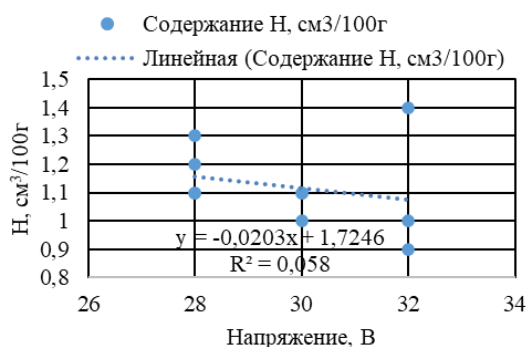


Рис. 2. Зависимость содержания водорода в сварных швах при изменении напряжения при сварке

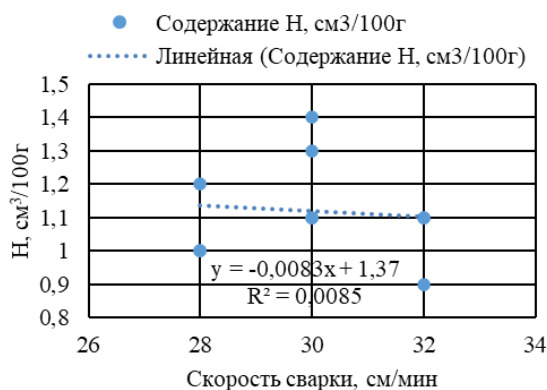


Рис. 3. Зависимость содержания водорода в сварных швах при изменении скорости сварки

Применение математико-статистических методов позволило построить математическую модель влияния технологических режимов (сила тока, напряжение при сварке, скорость сварки) на содержание водорода в сварном шве. Регрессионный анализ влияния режимов сварки образцов, при параметрах: I – сила тока, А; U – напряжение, В; V – скорость сварки, см/мин; E – погонная энергия, Дж/см представлен следующими уравнениями:

$$\text{Для водорода: } H_2, (\text{см}^3/100\text{г}) = 3,26 + 0,02274 \cdot I + 0,504 \cdot V - 0,000406 \cdot E; R^2 = 0,70378$$

Для водорода с учетом погонной энергии:

$$H_2, (\text{см}^3/100\text{г}) = -20,0253 + 0,0526 \cdot I + 1,1505 \cdot U - 0,001193 \cdot I \cdot U - 0,4094 \cdot V - 0,000307 \cdot E; R^2 = 0,97092$$

Содержание водорода в сварных швах указывает, что при прочих равных условиях, концентрация водорода зависит от силы тока, напряжения и скорости сварки. Зависимости содержания водорода в сварном шве от режимов сварки представлены на рис. 1-3.

Выводы. Согласно результатам проведенных исследований были получены данные о влиянии режимов сварки на содержание водорода в сварном шве. Было выявлено, что при увеличении силы тока, напряжения и скорости сварки возможно снижение концентрации водорода в сварном шве. Полученные сварные образцы удовлетворяют требованиям по содержанию водорода - концентрация водорода во всех пробах менее 2 см³/100г.

Библиографический список

1. Брусницын Ю.Д. Использование диаграмм фазовых равновесий неметаллических систем для диагностики и разработки сварочных материалов / Ю.Д. Брусницын, М.Ю. Брусницын // Методические рекомендации к программе «Расчёт состава сварочных шлаков, электродных покрытий и флюсов». – СПб.: ЦНИИ КМ «Прометей», 2000. – 41 с.
2. Исследование сварочных свойств плавящего сварочного флюса, полученного электродуговым гранулированием / М. Ф. Карташев, С. В. Наумов, А. Н. Юрченко, М. А. Шекшеев // Перспективные материалы конструкционного и медицинского назначения: сб. тр. междунар. науч.-техн. молодеж. конф., Томск, 26-30 нояб. 2018 г. - Томск : Изд-во ТПУ, 2018. - С. 174-175.
3. Перспективы использования минерального и технического сырья Мурманской области для производства сварочных материалов и флюсов / В.Т. Калинин, А.И. Николаев, В.А. Малышевский // Доклады международной научно-технической конференции. Петраньевские чтения: «Сварочные материалы» (к 70-летию создания электродов УОНИ-13), Санкт-Петербург, 18-22 мая 2009 г. – СПб., 2009. – С. 80-89.
4. Кокорин В.Н. Анализ промышленного рециклинга твердых техногенных отходов предприятий черной металлургии // Экономика, экология и общество России в 21-м столетии. - С-Петербург: СП-б ТГУ, 2003. - С. 273-274.
5. Козырев Н.А., Крюков Р.Е. Сварочные флюсы и добавки к ним на основе отходов металлургического производства // Инновации в топливно-энергетическом комплексе и машиностроении: сб. труд. междунар. науч.-практ. конф., 18-21 апреля 2017 г. – Кемерово: КузГТУ, 2017. – С. 128-133.
6. Кислов А.И. Исследование сварочных флюсов на основе шлака силикомарганца и ковшевого электросталеплавильного шлака / А.И. Кислов, А.Р. Михно, Н.А. Козырев // Наука и молодежь: проблемы, поиски, решения: тр. всерос. науч. конф. студентов, аспирантов и молодых ученых, 13-15 июня 2018 г. – Новокузнецк: Изд. центр СибГИУ, – 2018. – Вып. 22. - Ч. 2: Естественные и технические науки. – С. 208 – 210.
7. Разработка новых сварочных флюсов на основе шлаков металлургического производства / А. Р. Михно, Р. Е. Крюков, Н. А. Козырев, А. А. Усольцев, О. А. Козырева // Сварка в России – 2019: современное состояние и перспективы : тез. докл. междунар. конф., Томск, 3–7 сентября 2019 г. – 2019. – С. 187–188.
8. Козырев Н.А., Крюков Р.Е. Эффективное использование шлака силикомарганца при изготовлении сварочных флюсов // Инновации в топливно-энергетическом комплексе и машиностроении: сб. тр. междунар. науч.-практ. конф. 18-21 апреля 2017 г. – Кемерово: КузГТУ, 2017. – С. 134-139.

9. On the use of slag from silicomanganese production for welding flux manufacturing / N.A. Kozyrev, R.E. Kryukov, U.I. Lipatova, O.E. Kozyreva // IOP Conference Series: Materials Science and Engineering. – 2016. – Vol. 150. - P. 1-9 (012032). – URL: <http://library.sibsiu.ru>.

10. Production of Welding Fluxes Using Waste Slag Formed in Silicomanganese Smelting / N.A. Kozyrev, R.E. Kryukov, O.E. Kozyreva, U.I. Lipatova, A.V. Filonov // IOP Conference Series: Materials Science and Engineering. – 2016. – Vol. 125. - P. 1-6 (012034). – URL: <http://library.sibsiu.ru>.

11. Use of silicomanganese slag and ladle electric steelmaking slag in manufacturing the welding fluxes for surfacing the mining equipment / N.A. Kozyrev, A.R. Mikhno, A.A. Usoltsev, R.E. Kryukov, A.A. Umanskiy // IOP Conference Series: Earth and Environmental Science. – 2018. – Vol. 206. - P. 1-7 (012032). – URL: <http://library.sibsiu.ru>.

12. Крюков Р.Е. Основы создания углеродсодержащих сварочных и наплавочных материалов: монография / Р.Е. Крюков, Н.А. Козырев. – Томск: Томский политехнический университет, 2019. – 359 с.

13. Сварочный флюс на основе барий-стронциевого модификатора и шлака силикомарганца / Н.А. Козырев, А.Р. Михно, А.А. Усольцев, Р.Е. Крюков, М.В. Попова // Металлургия: технологии, инновации, качество. Металлургия-2019: тр. XXI междунар. науч.-практ. конф., 23-24 октября 2019 г. – Новокузнецк: Изд. центр СибГИУ, 2019. – Ч. 1. - С. 322-328. – URL: <http://library.sibsiu.ru>.

УДК 669.1.17

ПОВЫШЕНИЕ СТОЙКОСТИ РЕЛЬСОВЫХ ПЛЕТЕЙ ЖЕЛЕЗНОДОРОЖНЫХ ПУТЕЙ ДЛЯ ПОДЪЕЗДНЫХ ЖЕЛЕЗНОДОРОЖНЫХ ПУТЕЙ ШАХТ

Шевченко Р.А., д.т.н. Козырев Н.А., к.т.н. Усольцев А.А., к.т.н. Крюков Р.Е.
Сибирский государственный индустриальный университет, г. Новокузнецк, Россия

Аннотация. Проведено исследование структуры сварных соединений рельсовой стали марки Э76ХФ при новых режимах электроконтактной сварки с использованием дополнительной обработки электрическим током. Установлено, что в зоне сварного шва преобладает структура пластинчатого перлита. В ходе исследования были определены оптимальные параметры сварки, благодаря которым возможно получение требуемой благоприятной структуры материала.

Ключевые слова: сварка, микроструктура, зона термического влияния, технология, эксплуатационная стойкость.

Совершенствование технологий, позволяющих обеспечить возможность получения бесстыкового железнодорожного пути с повышенной эксплуатационной стойкостью, является актуальной задачей в мире [1-3]. Сварное соединение рельсов для обеспечения безопасности дорожного движения должно соответствовать ряду требований, гарантирующих эксплуатационную стойкость, при этом важнейшим является микроструктура сварного соединения. Проведено исследование микроструктуры рельсовой стали марки Э76ХФ при разработке новой технологии сварки рельсовой стали марки Э76ХФ, выполненных в лабораторных условиях сварных соединений. Химический состав исследуемых образцов приведен в табл. 1. Для сварки из головки железнодорожного рельса профиля Р65 марки Э76ХФ вырезались образцы сечением 10 мм × 30 мм и длиной 90 мм. Контактную стыковую сварку непрерывным оплавлением проводили на машине МС – 20.08.

Таблица 1

Химический состав образцов рельсовой стали

Режим, №	Массовая доля элементов, %							
	C	Mn	Cr	Si	V	Al	P	S
0	0,74	0,84	0,37	0,26	0,04	0,002	0,009	0,010
1	0,76	0,77	0,37	0,53	0,04	0,003	0,010	0,009
2	0,76	0,77	0,36	0,53	0,04	0,003	0,010	0,007
3	0,76	0,77	0,37	0,53	0,04	0,003	0,010	0,009
4	0,76	0,77	0,37	0,53	0,04	0,003	0,010	0,009
5	0,76	0,77	0,36	0,53	0,04	0,003	0,010	0,007
6	0,76	0,77	0,36	0,53	0,04	0,003	0,010	0,007
7	0,77	0,80	0,38	0,56	0,04	0,002	0,008	0,006
8	0,74	0,79	0,38	0,55	0,06	0,002	0,009	0,005
9	0,77	0,80	0,38	0,56	0,04	0,002	0,008	0,006

Металлографический анализ изменений структуры проводился при увеличении $\times 500$ с помощью оптического микроскопа Olympus GX-51. Для создания оптического контраста образцы химически травились раствором, представляющим собой 4%-й раствор азотной кислоты в этиловом спирте в течение 6 секунд. Анализ и оценка микроструктуры образцов выполнены по ГОСТ 8233-56.

Исследование микротвердости было проведено по ГОСТ 9450-76 с помощью микротвердомера HVS-1000. Нагрузка была постоянной для всех режимов обработки и составляла 1Н. Время приложения и удержания нагрузки составляло 10 с, снятия испытательной нагрузки – 5 с.

При сварке образцов (1-9) осуществляли подвод дополнительного тепла в момент их охлаждения путем пропускания через сварной стык переменного электрического тока по заданным режимам (табл. 2). Исследуемыми параметрами введения дополнительного тепла 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 T_1 , до которой происходит охлаждение); X_4 – количество импульсов подогрева (характеризуется инкубационным периодом превращения аустенита в перлит). Для сравнения использовали образец 0 выполненный способом контактной стыковой сварки непрерывным оплавлением без термической обработки.

Таблица 2

Режимы контактного подогрева образцов стали Э76ХФ

Режим, №	X_1 , с	X_2 , с	X_3 , с	X_4 , с
1	30	0,6	15	4
2	30	0,6	15	2
3	30	0,6	10	4
4	30	0,6	10	2
5	25	0,6	15	4
6	25	0,6	15	2
7	25	0,6	10	4
8	25	0,6	10	2
9	27,5	0,6	12,5	3

В зоне сварного шва преобладает структура пластинчатого перлита. Дисперсность этого типа структуры изменяется в пределах 1-4 балла по шкале 1 ГОСТ 8233-56.

Анализ микроструктуры проводили в образцах по зонам. Выделены следующие характерные области: шов – обезуглероженный слой, зона крупного зерна, зона мелкого зерна, основной металл. Диаграмма протяженности зоны термического влияния приведена на рис. 1.



Рис. 1. Протяженность зоны термического влияния

На рис. 2 приведены изображения структуры, полученные при различных режимах, а результаты оценки микроструктуры на бальность в зоне сварного шва представлены в табл. 3.

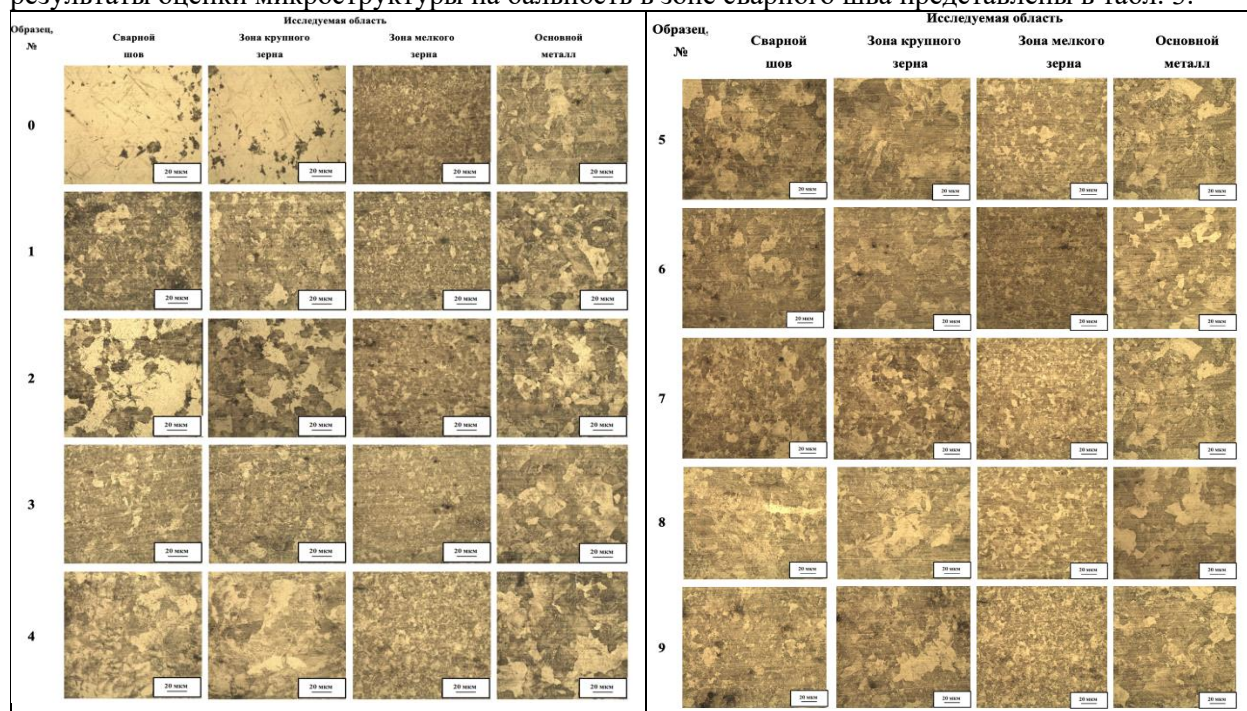


Рис. 2. Микроструктура различных областей, полученная при различных режимах

Для образцов 3, 5, 6, 7 и 9 в данной зоне преобладает сорбитообразный перлит с межпластинчатым расстоянием менее 0,2 мкм. Для образца 1 - скрытопластинчатый перлит с межпластинчатым расстоянием 0,3 мкм. Для образца 4 преобладает мелкопластинчатый перлит с межпластинчатым расстоянием 0,4 мкм. Согласно ГОСТ Р 51685-2013 данные типы структур являются допустимыми в рельсовом металле.

Таблица 3

Оценка микроструктуры в зоне сварного шва

Режим, №	Объемная доля мартенсита/троостита, % (балл)	Степень дисперсности пластинчатого перлита, балл
0	95/5 (4)	-
1	-	2
2	>75/<25 (7,5)	-
3	-	1
4	-	4
5	-	1
6	-	1
7	-	1
8	25/75 (7)	-
9	-	1

В сварном шве образцов 0, 2 и 8, присутствует структура игольчатого мартенсита. Размеры игл для образца 0 оцениваются баллом 7 шкалы 3 ГОСТ 8233-56 и относится к типу крупноигольчатого мартенсита с наибольшей длиной игл 12 мкм. Для образца 2, структура мартенсита соответствует баллу 6 шкалы 3 ГОСТ 8233-56. Такой тип мартенсита относится к среднеигольчатому мартенситу, где наибольший размер игл составляет 10 мкм. Для образца 8 в зоне сварного шва наблюдается мартенсит, оценивающийся баллом 4 шкалы 3 ГОСТ 8233-56. Данный тип мартенсита соответствует мелкоигольчатому мартенситу с наибольшей длиной игл 6 мкм. Наличие таких структур недопустимо в рельсовом металле.

Результаты оценки микроструктуры на бальность в зоне крупного зерна представлены в табл. 4. Приведенные в табл. 4 данные свидетельствуют о преобладании в зоне крупного зерна структуры пластинчатого сорбитообразного перлита с межпластинчатым расстоянием менее 0,2 мкм. Для режимов 4 и 5 обнаружен тонко- и мелкопластинчатый перлит с межпластинчатым расстоянием до 0,6 мкм. Проведенные исследования микроструктуры образцов 0, 2 и 8, показали, что в

зоне крупного зерна, так же как и в сварном шве, присутствует мартенситная структура, наличие которой не допускается в рельсовом металле. Для образцов 0 и 2 мартенсит оценивается баллом 8 шкалы 3 ГОСТ 8233. Данный тип мартенсита относится к крупноигльчатому мартенситу с размером игл 16 мкм. Для режима 8 мартенсит оценивается баллом 5 шкалы 3 и относится к типу среднеигльчатого мартенсита с размером игл 8 мкм.

Таблица 4

Оценка микроструктуры в зоне крупного зерна

Режим, №	Протяженность зоны	Объемная доля мартенсита/троостита, % (балл)	Степень дисперсности пластинчатого перлита, балл
0	0,9 мм	95/5 (4)	-
1	0,9 мм	-	1
2	2,09 мм	25/75 (9)	-
3	0,9 мм	-	1
4	1,9 мм	-	3-4
5	3,0 мм	-	3-4
6	1,9 мм	-	1
7	0,9 мм	-	1
8	3,09 мм	25/75 (9)	-
9	0,9 мм	-	1

Микроструктура в зоне мелкого зерна представляет собой пластинчатый и зернистый перлит в различной стадии коагуляции. Дисперсность пластинчатого перлита оценивается баллом 1 шкалы 1 ГОСТ 8233-56, и соответствует сорбитообразный перлит с межпластинчатым расстоянием менее 0,2 мкм. Дисперсность зернистого перлита оценивается баллом 1 шкалы 1 ГОСТ 8233-56. Данный тип зернистого перлита относится к точечному со средним диаметром зерен цементита до 0,25 мкм. Протяженность данной зоны для исследуемых образцов варьируется от 3 до 5 мм. Режимы №1, №5, №6 и №8 имеют наименее протяженную область мелкого зерна, равную 3 мм, режимы №4 и №9 наибольшую, равную 5 мм.

Структура основного металла исследуемых образцов представляет собой пластинчатый перлит 1 – 2 балла по шкале 1 ГОСТ 8233-56, что характерно для структуры нетермоупрочненных рельсов.

Протяженность зон термического влияния, а также значения микротвердости по зонам, выявленным в зоне термического влияния представлены в табл. 5.

Таблица 5

Протяженность зон термического влияния и средние значения микротвердости для исследуемых режимов

Образец №	Протяженность зоны термического влияния	Средние значения микротвердости HV1			
		Зона сварного шва	Зона крупного зерна	Зона мелкого зерна	Основной металл
0	5 мм	519	525,02	418,98	369,21
1	5 мм	356,44	347,5	328,49	321,59
2	6 мм	413,08	374,13	333,72	344,27
3	5 мм	350,8	336,3	311,5	324,1
4	7 мм	294,5	300,7	303,9	324,9
5	7 мм	336,0	316,8	302,6	328,6
6	5 мм	360,42	349,35	316,29	323,97
7	5 мм	358,9	352,9	329,5	330,3
8	7 мм	365,82	355,4	284,12	318,42
9	6 мм	357,3	358,55	319,96	334,4
Среднее значение		371,226	361,665	324,9	331,976

Из данных табл. 5 видно, что наименьшая протяжённость зоны термического влияния наблюдается у сварных стыков, образцов 0, 1, 3, 6 и 7 (около 5,0 мм), а наибольшая – у сварного стыка 4, 5 и 8 (около 7,0 мм). Исходя из полученных данных по макроструктуре, можно увидеть границу между основным металлом и зоной термического влияния. Этот переход обуславливается резким различием в размере зерна (или перлитной ячейки) между двумя областями.

Максимальные значения микротвердости в зоне сварного шва и крупного зерна наблюдаются в образцах, полученных на образцах 0 и 2, что подтверждает наличие в этих зонах у данных образцов структуры мартенсита. Минимальные значения микротвердости характерны для зоны мелкого зерна. Снижение микротвердости после сварки в зоне мелкого зерна, очевидно, произошло вследствие образования зернистого перлита на данном участке. Область, относящаяся к зоне основного металла, имеет микротвердость 330 HV1. Равномерное распределение микротвердости получено при режимах №4 и №7.

Таким образом, наиболее оптимальным из представленных режимов контактного подогрева для образцов стали Э76ХФ является режим №7. Данный образец сочетает минимальную протяженность зоны термического влияния, отсутствие в сварном соединении закалочных структур, удовлетворительную протяженность зоны мелкого зерна и оптимальные значения микротвердости [4, 5].

Выводы. В результате микроструктурного анализа в сварном соединении образцов из рельсовой стали Э76ХФ, полученных электроконтактным способом, в зоне термического влияния выделены четыре участка: сварной шов, зона крупного зерна, зона мелкого зерна и основной металл.

На основании данных полученной микроструктуры, протяженности зоны термического влияния и значений микротвердости выбраны оптимальные параметры контактного подогрева после контактной стыковой сварки, способствующие повышению стойкости рельсовых путей для подъездных железнодорожных путей шахт.

Благодарности. Исследование выполнено при финансовой поддержке РФФИ и Кемеровской области в рамках научного проекта № 20-48-420003 р_а «Развитие физико-химических и технологических основ создания принципиально нового способа сварки дифференцированно термочувствительных железнодорожных рельсов».

Библиографический список

1. Исследование структуры сварного соединения рельсовой стали марки Э76Х при различных параметрах изотермической выдержки / К.А. Бутакова [др.] // Вестник горно-металлургической секции Российской академии наук. Отделение металлургии. – 2018. – №41. – С. 221-224.
2. Генкин И.З. Сварные рельсы и стрелочные переводы / И.З. Генкин. – М.: Интекст, 2003. – 93 с.
3. Козырев Н.А. Железнодорожные рельсы из электростали / Н.А. Козырев, В.В. Павлов, Л.А. Годик, В.П. Дементьев. – Новокузнецк: ЕвразХолдинг, Новокузнецкий металлургический комбинат, 2006. – 388 с.
4. 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.
5. 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 625.7:004.942

АЛГОРИТМ КОРРЕКТИРОВКИ МАРШРУТОВ ДОСТАВКИ ГРУЗОВ С УЧЕТОМ СОСТОЯНИЯ СИСТЕМЫ РАСПРЕДЕЛЕНИЯ РЕСУРСОВ АВТОДОРОЖНОГО КОМПЛЕКСА

Буйвис В.А., д.т.н. Новичихин А.В.

Сибирский государственный индустриальный университет», г. Новокузнецк, Россия

Аннотация. Рассмотрены этапы корректировки маршрутов доставки груза. Предложен дополнительный набор индикаторов и алгоритмов для проведения корректировки маршрутов доставки грузов с учетом состояния системы распределения ресурсов автодорожного комплекса.

Ключевые слова: транспортно-логистические услуги, автодорожный комплекс, тарифное расстояние доставки груза, этапы корректировки маршрутов, алгоритм корректировки маршрутов.

В Российской Федерации доля потерь, приходящаяся на транспортно-логистические услуги, колеблется на уровне 20 % от внутреннего валового продукта, поэтому вопрос их снижения до уровня издержек таких стран как США, Германия (издержки которых в 2 раза ниже), на настоящий момент является актуальным [1]. Автомобильный транспорт является вторым (после железнодорожного) по объемам оказываемых транспортно-логистических услуг видом транспорта. Высокое

значение транспортно-логистических затрат в данном секторе предопределено состоянием автодорожного комплекса, которое не в полной мере отвечает современным требованиям экономики [2, 3]. Доля автомобильных дорог, соответствующих нормативным требованиям на 2020 год, составляет 44% [4].

Законодательство под термином «тарифное расстояние доставки грузов», понимает кратчайшее расстояние между пунктами отправления и назначения определенное по сети автомобильных дорог. Поэтому транспортно-логистические компании стремятся проложить свои маршруты перевозок грузов по траектории, которая максимально возможно приближена к этому расстоянию, без учета состояния системы распределения ресурсов автодорожного комплекса.

В большинстве работ по определению маршрута доставки груза [5, 6] не рассматривается влияния перевозочного процесса, организованного транспортно-логистической компанией, на величину следующего ряда дополнительных издержек:

- дополнительные финансовые вложения в содержание автодорожной инфраструктуры, обеспечивающие соответствующие состояния инфраструктуры возросшему объему перевозок;
- увеличение затрат предприятий от увеличения времени пребывания в пути пассажиров;
- потери от увеличения количества дорожно-транспортных происшествий и т.д. и т.п.

В качестве инструментария, который позволит учесть подобные издержки, предлагается следующий набор индикаторов [7]:

- инфраструктурный индикатор Ind_1 , характеризующий протяженность участков транспортных коммуникаций, на которых имеются ограничения пропускной и провозной способности из-за несоответствия нормативным требованиям;
- индикатор транспортной работы Ind_2 , характеризует объем перевозок, следующий по резервным маршрутам вследствие неудовлетворения нормативным требованиям автомобильных дорог, по которым проложены основные маршруты, транспортно-эксплуатационным показателям;
- эксплуатационный индикатор Ind_3 , характеризующий величину отправок, доставленных автомобильным транспортом в сроки, превышающие нормативный (договорной) срок;
- социальный индикатор Ind_4 , характеризует величину дополнительного времени нахождения населения в пути из-за несоответствия автомобильных дорог нормативным требованиям;
- экономический индикатор Ind_5 , характеризует эффективность инвестиций, направленных в систему автодорожного комплекса, в качестве индикатора предлагается использовать чистый дисконтированный доход.

Представленный выше набор индикаторов, позволяет разделить процесс корректировки маршрутов доставки грузов на три этапа и произвести его с учетом состояния системы распределения ресурсов автодорожного комплекса:

- первичный отбор маршрутов;
- комплексное оценивание;
- завершающим этапом является ранжирование маршрутов методом анализа иерархий.

Алгоритм корректировки маршрутов доставки грузов с учетом состояния системы распределения ресурсов автодорожного комплекса приведен на рис. 1.

На первом этапе при проведении первичного отбора маршрутов включаются автодорожные объекты, которые позволяют осуществлять перевозки без дополнительных капитальных вложений (например, на реконструкцию дорожных объектов, типа мостов, дорожного покрытия и т. д). Ко второму этапу не допускаются маршруты, организовать перевозки по которым не позволяют технические или технологические ограничения.

На втором этапе производится определение и ранжирование индикаторов методом экспертных оценок.

Процесс корректировки маршрутов доставки грузов с учетом состояния системы распределения ресурсов автодорожного комплекса предполагает выполнение следующих условий:

$$Ind_1(t+1) \leq Ind_1(t), t \in [0, T]; \quad (1)$$

$$Ind_2(t+1) \leq Ind_2(t), t \in [0, T]; \quad (2)$$

$$Ind_3(t+1) \leq Ind_3(t), t \in [0, T]; \quad (3)$$

$$Ind_4(t+1) \leq Ind_4(t), t \in [0, T]; \quad (4)$$

$$Ind_5(t+1) \geq Ind_5(t), t \in [0, T], \quad (5)$$

где t – расчетный период, лет.; T – продолжительность реализации перевозок, лет.

Для маршрутов, в которых процесс корректировки 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) [8], для их оценивания и выбора предлагается выполнение следующего условия (6):

$$SSRR(t + 1) \geq SSRR(t), t \in [0, T] \quad (6)$$

где SSRR – оценка состояния системы распределения ресурсов автодорожного комплекса.

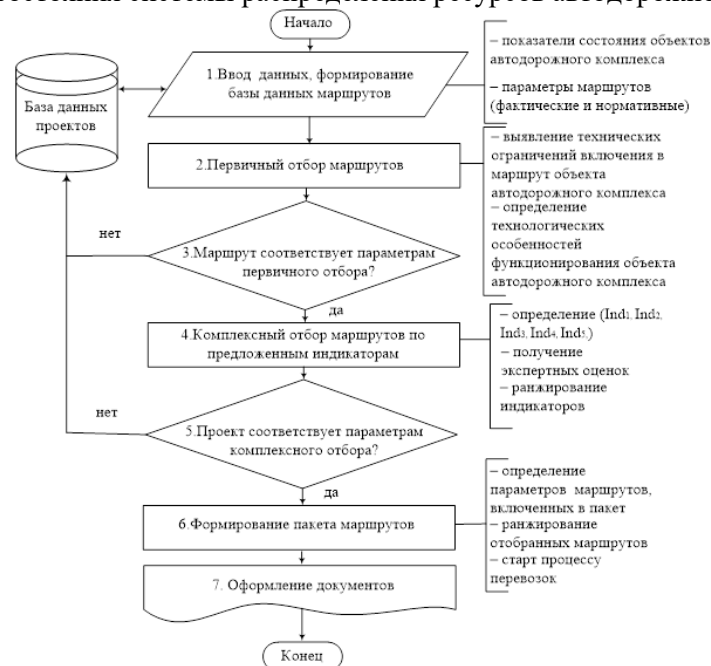


Рис. 1. Алгоритм корректировки маршрутов доставки грузов с учетом состояния системы распределения ресурсов автодорожного комплекса

Завершающим этапом является ранжирование маршрутов методом анализа иерархий [9]. Маршруты, прошедшие описанную выше процедуру оценивания и выбора, включаются в пакет и подготавливаются к реализации.

В данной работе, в условиях Мысковского городского округа, выполнено моделирование процесса корректировки маршрута доставки грузов с учетом состояния системы распределения ресурсов автодорожного комплекса на основе программного комплекса, разработанного в среде SMath Studio. Определение индикаторов, ранжирование и выбор производились для трех альтернативных маршрутов:

– альтернативный маршрут перевозки 1 (M_1): пролегает по платной дороге протяженностью – 28 км. Средняя техническая скорость движения транспортного потока по дороге – 60 км/ч. В осенне-весенний период предусмотрено движение автомобилей, грузоподъемностью свыше 6,0 т (80% всех грузовых автомобилей). Предусмотрена плата за проезд в размере 72,5 руб./км и объезд протяженностью 65 км. По проектным данным прирост интенсивности движения составит примерно 8%.

– альтернативный маршрут перевозки 2 (M_2): пролегает по дороге протяженностью – 38 км. Средняя техническая скорость движения транспортного потока по дороге – 40 км/ч. В осенне-весенний автомобили, имеющие грузоподъемность свыше 6,0 т (50% всех грузовых автомобилей) движутся в объезд протяженностью 65 км. Скорость движения на объезде – 25 км/ч. Продолжительность закрытия дороги – 50 дней.

По проектным данным прирост интенсивности движения составит примерно 3%.

– альтернативный маршрут перевозки 3 (M_3): пролегает по объездной дороге протяженностью – 65 км. Средняя техническая скорость движения транспортного потока по дороге – 25 км/ч. По проектным данным прирост интенсивности движения составит примерно 5%.

Задачу корректировки маршрутов доставки грузов с учетом состояния системы распределения ресурсов автодорожного комплекса предлагается решать методом анализа иерархий. Методика решения, рассмотренная в [10], заключается в достижении максимальной удовлетворенности заказчика посредством ранжирования и выбора маршрутов доставки грузов с учетом состояния системы распределения ресурсов автодорожного комплекса по наибольшему приоритету эффективности. Расчет значений векторов приоритета приведен в табл. 1-2.

Таблица 1

Исходная матрица попарных сравнений альтернативных проектов по индикаторам

Индикаторы	Ind 1	Ind 2	Ind 3	Ind 4	Ind 5
Ind 1	1	0,5	1	5	2
Ind 2	2	0,2	0,2	1	5
Ind 3	0,25	0,5	0,5	0,2	1
Ind 4	4,583333	5,2	4,7	11,7	14
Ind 5	1	0,5	1	5	2
Σ	2	0,2	0,2	1	5

Таблица 2

Матрица вычисления векторов приоритета альтернативных проектов по индикаторам

Индикаторы	Ind 1	Ind 2	Ind 3	Ind 4	Ind 5	Вектор приоритетов
Ind 1	0,218182	0,576923	0,212766	0,042735	0,285714	0,267264
Ind 2	0,072727	0,192308	0,425532	0,42735	0,142857	0,252155
Ind 3	0,218182	0,096154	0,212766	0,42735	0,142857	0,219462
Ind 4	0,436364	0,038462	0,042553	0,08547	0,357143	0,191998
Ind 5	0,054545	0,096154	0,106383	0,017094	0,071429	0,069121

С точки зрения достижения цели выбора предпочтительного варианта маршрута доставки грузов наиболее значимым является эксплуатационный индикатор Ind_1 (26,7%), далее следует инфраструктурный индикатор Ind_2 (25,2%), следующий индикатор транспортной работы Ind_3 (21,9%). Социальный индикатор Ind_4 и экономический индикатор Ind_5 имеют наименьшие весовые коэффициенты (19,2 % и 6,9% соответственно).

Составление матриц попарных сравнений по каждому индикатору выполнено в табл. 4, 6, 8, 10, 12.

Таблица 3

Исходная матрица попарных сравнений элементов инфраструктурного индикатора Ind_1

Ind 1	маршрут 1 (M_1)	маршрут 2 (M_2)	маршрут 3 (M_3)
маршрут 1 (M_1)	1	4	0,5
маршрут 2 (M_2)	0,25	1	0,2
маршрут 3 (M_3)	2	5	1
Σ	3,25	10	1,7

Таблица 4

Матрица попарных сравнений элементов инфраструктурного индикатора Ind_1

Инфраструктурный индикатор Ind 1	маршрут 1 (M_1)	маршрут 2 (M_2)	маршрут 3 (M_3)	Вектор приоритетов
маршрут 1 (M_1)	0,307692	0,4	0,294118	0,333937
маршрут 2 (M_2)	0,076923	0,1	0,117647	0,09819
маршрут 3 (M_3)	0,615385	0,5	0,588235	0,567873

Таблица 5

Исходная матрица попарных сравнений элементов инфраструктурного индикатора Ind_2

Ind 2	маршрут 1 (M_1)	маршрут 2 (M_2)	маршрут 3 (M_3)
маршрут 1 (M_1)	1	0,5	3
маршрут 2 (M_2)	2	1	4
маршрут 3 (M_3)	0,333333	0,25	1
Σ	3,333333	1,75	8

Таблица 6

Матрица попарных сравнений элементов индикатора транспортной работы Ind_2

Индикатор транспортной работы Ind 2	маршрут 1 (M_1)	маршрут 2 (M_2)	маршрут 3 (M_3)	Вектор приоритетов
маршрут 1 (M_1)	0,3	0,285714	0,375	0,320238
маршрут 2 (M_2)	0,6	0,571429	0,5	0,557143
маршрут 3 (M_3)	0,1	0,142857	0,125	0,122619

Таблица 7

Исходная матрица попарных сравнений элементов инфраструктурного индикатора Ind_3

Ind 3	маршрут 1 (M_1)	маршрут 2 (M_2)	маршрут 3 (M_3)
маршрут 1 (M_1)	1	1	2
маршрут 2 (M_2)	1	1	3
маршрут 3 (M_3)	0,5	0,333333	1
Σ	2,5	2,333333	6

Таблица 8

Матрица попарных сравнений элементов эксплуатационного индикатора Ind_3

Эксплуатационный индикатор Ind_3	маршрут 1 (M_1)	маршрут 2 (M_2)	маршрут 3 (M_3)	Вектор приоритетов
маршрут 1 (M_1)	0,4	0,428571	0,333333	0,387302
маршрут 2 (M_2)	0,4	0,428571	0,5	0,442857
маршрут 3 (M_3)	0,2	0,142857	0,166667	0,169841

Таблица 9

Исходная матрица попарных сравнений элементов инфраструктурного индикатора Ind_4

Ind 4	маршрут 1 (M_1)	маршрут 2 (M_2)	маршрут 3 (M_3)
маршрут 1 (M_1)	1	0,333333	4
маршрут 2 (M_2)	3	1	5
маршрут 3 (M_3)	0,25	0,2	1
Σ	4,25	1,533333	10

Таблица 10

Матрица попарных сравнений элементов социального индикатора Ind_4

Социальный индикатор Ind_4	маршрут 1 (M_1)	маршрут 2 (M_2)	маршрут 3 (M_3)	Вектор приоритетов
маршрут 1 (M_1)	0,235294	0,217391	0,4	0,284228
маршрут 2 (M_2)	0,705882	0,652174	0,5	0,619352
маршрут 3 (M_3)	0,058824	0,130435	0,1	0,096419

Таблица 11

Исходная матрица попарных сравнений элементов инфраструктурного индикатора Ind_5

Ind 4	маршрут 1 (M_1)	маршрут 2 (M_2)	маршрут 3 (M_3)
маршрут 1 (M_1)	1	2	0,2
маршрут 2 (M_2)	0,5	1	0,166667
маршрут 3 (M_3)	5	6	1
Σ	6,5	9	1,366667

Таблица 12

Матрица попарных сравнений элементов экономического индикатора Ind_5

Экономический индикатор Ind_5	маршрут 1 (M_1)	маршрут 2 (M_2)	маршрут 3 (M_3)	Вектор приоритетов
маршрут 1 (M_1)	0,153846	0,222222	0,146341	0,174137
маршрут 2 (M_2)	0,076923	0,111111	0,121951	0,103328
маршрут 3 (M_3)	0,769231	0,666667	0,731707	0,722535

Наибольшим приоритетом эффективности будет максимальное значение из весовых коэффициентов, полученных в результате произведения матрицы приоритетов частных критериев (столбцы 5 табл. 4, 6, 8, 10, 12) и матрицы векторов приоритета рассматриваемых альтернативных проектов (столбец 7 табл. 2).

$$\begin{pmatrix} 0,333937 & 0,320238 & 0,387302 & 0,284228 & 0,174137 \\ 0,098190 & 0,557143 & 0,442857 & 0,619352 & 0,103328 \\ 0,567873 & 0,122619 & 0,169841 & 0,096419 & 0,722535 \end{pmatrix} \times \begin{pmatrix} 0,267264 \\ 0,252155 \\ 0,219462 \\ 0,191998 \\ 0,069121 \end{pmatrix} = \begin{pmatrix} 0,321605 \\ 0,389976 \\ 0,288419 \end{pmatrix}$$

В результате расчетов получаем наибольший приоритет эффективности для маршрутов доставки грузов с учетом состояния системы распределения ресурсов автодорожного комплекса (табл. 13).

Таблица 13

Наибольший приоритет эффективности для маршрутов доставки грузов с учетом состояния системы распределения ресурсов автодорожного комплекса

Наименование проектов	Наибольший приоритет эффективности в долях	Наибольший приоритет эффективности в %
маршрут 1 (M ₁)	0,321605	32,16
маршрут 2 (M ₂)	0,389976	39,00
маршрут 3 (M ₃)	0,288419	28,84

Таким образом, решение корректировки маршрутов доставки грузов с учетом состояния системы распределения ресурсов автодорожного комплекса планируется за счет организации перевозок по маршруту – M₂, имеющего наибольший приоритет эффективности. По нему перевозки осуществляются по дороге протяженностью – 38 км.

Организация перевозок по маршруту M₂ обеспечит: сокращение потери прибыли транспортно-логистической компании на 8,4% за счет уменьшения перепробега автомобильного транспорта; количества и величины потерь от дорожно-транспортных происшествий; снижения отрицательного воздействия транспортно-дорожного комплекса на окружающую среду; повышения скоростей движения; улучшения качества и перевозок грузов и пассажиров автомобильным транспортом.

Вывод. Предложенный алгоритм корректировки маршрутов доставки грузов с учетом состояния системы распределения ресурсов автодорожного комплекса, содержащий дополнительный инструментарий в виде набора индикаторов, позволяет использовать его в решении задачи многокритериального оптимизационного выбора варианта маршрута, максимально удовлетворяющего всем требованиям, заявленным пользователями объектов автодорожного комплекса.

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>.
2. Закон Кемеровской области «Об утверждении Стратегии социально-экономического развития Кемеровской области до 2035 года» № 12-ОЗ от 26 декабря 2018 г. - URL: <http://docs.cntd.ru/document/550305101>.
3. Программа комплексного развития транспортной инфраструктуры Новокузнецкой агломерации. - URL: <http://bkd.rosdormii.ru/agglomeration/novokuznetskaya/>.
4. Паспорт национального проекта «Безопасные и качественные автомобильные дороги» утвержден президиумом Совета при Президенте Российской Федерации по стратегическому развитию и национальным проектам (протокол от 24 декабря 2018 г. №15). - URL: <http://static.government.ru/media/files/rBdyoIr3S9IDP8Q87lXXYaktpKWGc0NY.pdf>
5. Тироль Ж. Рынки и рыночная власть: теория организации и промышленности: пер. с англ. Ю. М. Донца, М. Д. Факировой; под ред. А. С. Гальперина и Н. А. Зенкевича. - СПб: Инс-т Экономическая школа, 2000.
6. Dai Y., Chao X., Fang S.C., Henry L.W.N. Game Theoretic Analysis of a Distribution System with Customer Market Search // Annals of Operations Research. - 2005. - V. 135. - P. 223–238.
7. 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.
8. Буйвис, В.А. Модели функционирования и распределения ресурсов автодорожного комплекса / В.А. Буйвис, А.В. Новичихин // Научные технологии разработки и использования минеральных ресурсов: материалы международной научно-практической конференции. – 2018. – №4. – С. 292-295.
9. Саати, Т. Л. Принятие решений. Метод анализа иерархий: пер. с англ./ Т.Л. Саати. – М.: Радио и связь, 1989. – 316 с.
10. Буйвис В.А., Новичихин А.В. Подход к распределению ресурсов в автодорожном комплексе // Системы управления и информационные технологии. - 2019. - № 3 (77). - С. 32-39.

ОРГАНИЗАЦИОННО-УПРАВЛЕНЧЕСКИЕ РЕШЕНИЯ ПРИ СЕРВИСНОМ ТО И РЕМОНТЕ БОЛЬШЕГРУЗНОЙ ТЕХНИКИ КОМПАНИИ ООО «МАЙНТЕК МАШИНЕРИ» ОФИЦИАЛЬНОГО ДИЛЕРА ГОРНОЙ ТЕХНИКИ ФИРМЫ HITACHI ПО УВЕЛИЧЕНИЮ КОЭФФИЦИЕНТА ТЕХНИЧЕСКОЙ ГОТОВНОСТИ

д.т.н. Булакина Е.Н., Недзельская О.Н., Бикинеева А.Н., Моисеев В.В., Почуфаров Д.О., Кетов А.В.

Сибирский федеральный университет, г. Красноярск, Россия

Аннотация. Горнодобывающая промышленность является одной из основных отраслей, определяющих энергетический суверенитет страны. В данной статье проведены исследования эффективности принятия организационно — управленческих решений, обособленного подразделения ООО «Майнтек Машинери», официального дилера горной техники фирмы HITACHI, на территории Российской Федерации.

Ключевые слова: горнодобывающая промышленность, сервисное обслуживание, техническое обслуживание, ремонт, организация, управление, официальный дилер, эффективность.

С целью повышения эффективности освоения месторождений в карьерах внедряется комплексная механизация, характеризующаяся неразрывностью коммуникаций от забоя до пунктов разгрузки руды. Еще одно обязательное условие – машины, задействованные на бурении, выемке и погрузке, отвалах и вспомогательных задачах, должны соответствовать друг другу по показателям производительности и мощности.

Основной же транспортной единицей в карьерах по-прежнему являются самосвалы. Преобладающее количество таких машин имеет грузоподъемность до 155 т, в меньшей степени в открытой разработке месторождений участвуют гиганты (200–300 т). Кроме того, активно применяются железнодорожные 360-тонные агрегаты, думпкары с грузоподъемностью порядка 180 т.

Не менее востребованы мощные экскаваторы, которые обеспечивают расчистку территории, экскавацию горной массы, её дальнейшую погрузку в транспортные устройства и другие работы. Используется два вида техники – дизельные и электрические модификации машин экскаваторного типа, но последние из них вызывают массу трудностей при эксплуатации, поэтому наиболее распространенными типами считаются машины на дизеле.

Гидравлические экскаваторы обеспечивают высокую эффективность селективной разработки сложно-структурных месторождений, возможность обслуживания нескольких забоев для усреднения добычи, эффективную разработку обводнённых залежей, безвзрывную выемку полускальных пород.

В настоящее время в мире выпускается порядка 50 моделей карьерных гидравлических экскаваторов.

Впрочем, важно понимать, что в разных странах и регионах ситуация складывается по-разному. К примеру, в России и странах СНГ продолжительное время сохраняется следующая тенденция: ведущая роль на большинстве действующих предприятий по добыче руд черных и цветных металлов, горно-химического и строительного сырья уделяется карьерным электрическим экскаваторам с ковшом вместимостью 8–15 м³, тогда как в странах дальнего зарубежья в этом типоразмере основной объем закупок приходится на гидравлические экскаваторы [1-3].

В данной статье мы рассматриваем организационно-управленческую деятельность компании ООО «Майнтек Машинери», официального дилера горной техники фирмы HITACHI, на территории Российской Федерации. ООО «Майнтек Машинери» (г. Москва) было открыто в конце 2016 года и с 1 января 2017 года является единственным официальным дистрибьютором «Hitachi Construction Machinery» в России, уполномоченным продавать технику горного класса, запасные части к ней, а также оказывать техническое и сервисное обслуживание.

Главной задачей обособленных подразделений является непосредственное взаимодействие с заказчиками по всем вопросам, связанным с приобретением и дальнейшей эксплуатацией горной техники HITACHI.

Основную часть вопросов с заказчиками, связанных с приобретением техники и поставками запасных частей решает Руководитель ОП, так же он определяет стратегию функционирования обособленного подразделения.

Вопросами, связанными с сервисным обслуживанием техники клиентов, занимается начальник участка по обслуживанию и ремонту карьерного оборудования.

IS-Администратор подчиняется непосредственно начальнику участка по обслуживанию и ремонту карьерного оборудования, оформляет в программе IS проводимые ремонты, формирует документы для заказчиков, но так как в большинстве подразделений на этого человека возложены обязанности офис-менеджера, то он выполняет поручения Руководителя ОП по сбору документов, ведению реестра отправляемых документов, отправке канцелярии и т.д.

На большинстве объектов, где эксплуатируется горная техника Hitachi, организовано ежедневное присутствие специалистов компании ООО «Майнтек Машинери». Они занимаются ежедневным мониторингом состояния и условий эксплуатации техники, а также снимают показания с машин. По результатам мониторинга они составляют ежедневные отчеты, в которых отражается состояние машины, условия её эксплуатации, выявленные неисправности при их наличии, рекомендации по их устранению и т.д.

Также дежурные механики составляют отчеты по коэффициенту технической готовности техники и отмечают в них технические и технологические простои техники. По данным отчетам отлично видно по каким причинам простаивала техника и какой системе машины стоит уделить особое внимание.

При выявлении неисправностей техники дежурные механики вносят её в отчет «Backlog», что в переводе означает невыполненные заказы. В них отражается дата выявления неисправности, описание неисправности, её фотография и рекомендации по её устранению с каталожными номерами. После устранения данной неисправности они меняют статус этой неисправности на «Выполнено» и отмечают дату её устранения.

Анализ данных, полученных при обслуживании техники Hitachi. Данные, полученные при обслуживании техники, просматриваются с помощью официальной программы компании Hitachi под названием MaintenancePRO Viewer. Они позволяют просмотреть возникающие неисправности на оборудовании техники, основные показатели работы машины, коэффициент загрузки двигателя и много другое. Остановимся на наиболее важных данных.

Аварийные сигналы и неисправности. Данную информацию можно просмотреть в виде разработанных таблиц, на которых отражаются списки неисправностей и количество их возникновения, в определённый день, рис. 1.

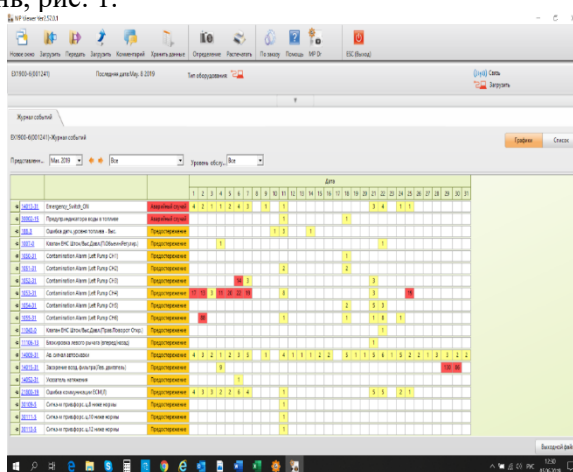


Рис. 1. Аварийные сигналы неисправностей оборудования

При возникновении неисправностей, в течении суток, более десяти раз, ячейка за этот день становится красного цвета, тем самым обращая внимание на себя.

При клике мышкой на код неисправности в первом столбце появляется её описание и необходимые действия по её устранению, например, рис. 2.

Так же аварийные сигналы можно просмотреть в виде списка, на котором отображается дата и время возникновения неисправности, её код и наименование, и статус - «включено» или «выключено». Так же есть кнопка «Детально» для просмотра описания неисправности, рис. 3.

В разделе «Ежемесячная оперативная информация» просматривается интенсивность работы машины по загрузке двигателя и время простоя техники, рис. 4.

Рекомендации по планово-предупредительным ремонтам. Главным показателем работы тяжелых горных машин является коэффициент технической готовности оборудования. Для безаварийной работы горной техники Hitachi завод изготовитель рекомендует производить планово-предупредительные ремонты.

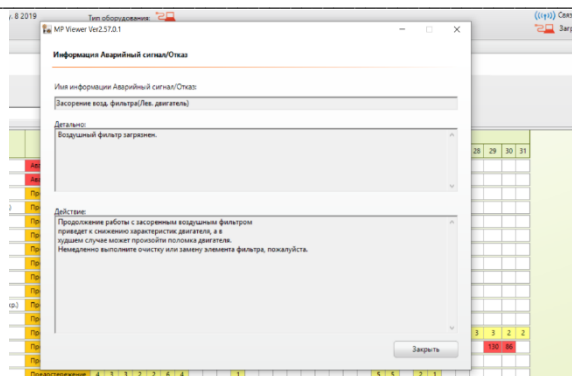


Рис. 2. Описание неисправностей

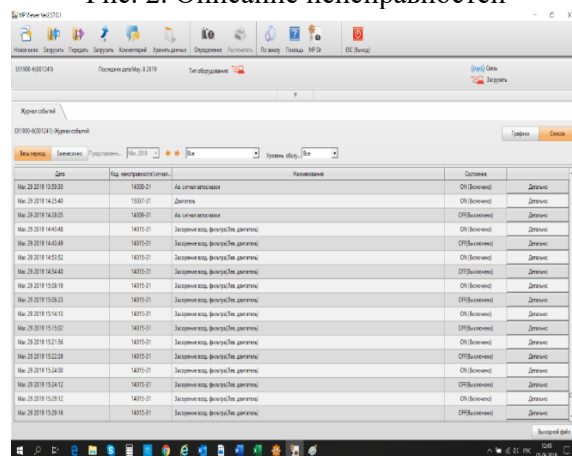


Рис. 3. Аварийные сигналы, подаваемые с оборудования (машины)

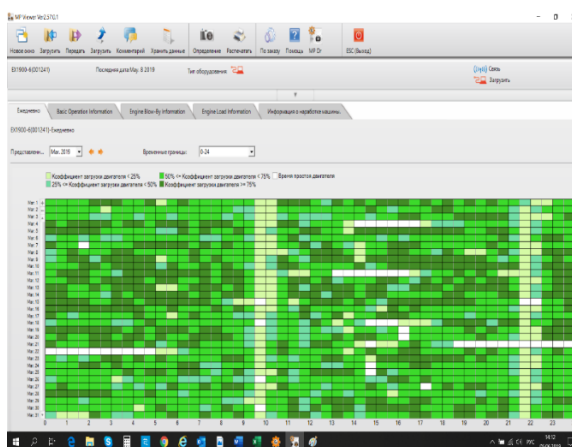


Рис. 4 – Интенсивность работы техники Hitachi

Служба сервиса во всех регионах выполняет техническое обслуживание и ремонтные работы любой сложности горной техники HITACHI, за исключением ремонтных работ двигателей фирмы Cummins, установленных на карьерных экскаваторах и самосвалах с жесткой рамой, для их ремонта привлекаются специалисты официального дилера фирмы Cummins.

Заявки на выполнение работ от заказчиков поступают начальнику участка по обслуживанию и ремонту карьерного оборудования, он дает распоряжение ИС-администратору оформить по программе ИС планируемые работы и сформировать предварительную калькуляцию либо спецификацию (зависит от условий договора на сервисное обслуживание), после чего начальник участка по обслуживанию и ремонту карьерного оборудования согласовывает с заказчиком данную калькуляцию и сроки выполнения работ по ней. В указанные сроки начальник участка направляет сервисных механиков на технику (оборудование) клиента для выполнения необходимых работ. Механики по факту выполнения необходимых работ составляют технический акт на выполненные работы и подписывают их у уполномоченных представителей заказчика. После возвращения с выезда механики

сдают технические акты 1С-администратору для проведения работ по программе 1С и формирования закрывающих бухгалтерских документов.

В случае, необходимости капитального ремонта узла, либо агрегата, данный узел направляется в подразделение, в г. Новокузнецк, где имеется цех капитального ремонта узлов и агрегатов, для данного региона обслуживания. Там производят его мойку, разборку и дефектовку, после чего составляется дефектная ведомость и коммерческое предложение на его ремонт. В случаях если стоимость ремонта узла превышает 75% стоимости нового узла клиенту предлагается обмен старого узла на новый по программе REMAN по стоимости равной 75% нового узла.

На предприятии, в г. Абакане, для проведения технического обслуживания и ремонта техники (оборудования) заказчика, имеется необходимое оборудование и инструментальная оснастка для максимальной механизации всех процессов. Основным технологическим оборудованием является передвижная мастерская на базе автомобиля КАМАЗ 65115, укомплектованная всем необходимым оборудованием для максимальной механизации процесса технического обслуживания и ремонта тяжелых экскаваторов и самосвалов фирмы Hitachi [4-5].

Расчет необходимого количества сервисных механиков, обособленного подразделения ООО «Майнтек Машинери», исследование и наблюдение за эффективностью принятия организационно — управленческих решений, проведено в г. Абакане.

Для расчета необходимого количества сервисных механиков, обособленного подразделения ООО «Майнтек Машинери», в г. Абакане (2018 г.) сведены рассчитанные трудоемкости, по всем клиентам и итоговая трудоемкость ТО и Р (табл. 1.)

Таблица 1

Сводная таблица трудоемкостей по клиентам

Наименование разреза	Степной разрез	Черногорский разрез	Бородинский разрез
Трудоемкость ТО итого	2058	392,7	1217,3
Итого трудоемкость РР	3066	382,2	1211
Общая трудоемкость работ ТО и Р	5124	774,9	2428,3
Итого: трудоемкость работ ТО и Р	8327,2		

Продолжительность смены сервисных механиков составляет 8 часов. График их работы – пять рабочих дней с двумя выходными.

Технологически необходимое (явочное) число рабочих P_T и штатное $P_{Ш}$ определяются по выражениям:

$$P_T = \frac{T_{Гі}}{\Phi_T}; \quad (1)$$

$$P_{Ш} = \frac{T_{Гі}}{\Phi_{Ш}}, \quad (2)$$

где $T_{Гі}$ -годовой объем работ по ТО и Р, чел.ч; Φ_T -годовой фонд времени технологически необходимого рабочего при односменной работе, час.; $\Phi_{Ш}$ -годовой фонд времени штатного рабочего, час.

Вывод. На основании проведенного экономического расчета эффекта для владельцев техники (оборудования), от проведения планово-предупредительных ремонтов, показана экономическая эффективность, внедряемых организационно-управленческих решений, для ТО и ремонта большегрузной горной техники. Проведение планово-предупредительных ремонтов большегрузной техники Hitachi, согласно рекомендациям завода - изготовителя, является экономически выгодным как для дилера, так и для клиента.

Библиографический список

1. Булакина Е.Н., Недзельская О.Н., Моисеев В.В., Бикинеева А.Н. Research, monitoring and diagnosis of continuous control systems IT capacity of information flows in of metallurgical enterprises // Conf. IOP.Ser.: Mater. Sci. Eng. - 2018. – 411. - 012050.
2. Булакина Е.Н., Недзельская О.Н., Моисеев В.В., Бикинеева А.Н. Dynamics of development of the industry of Khakassia, technology solutions of a coal cluste // Conf. IOP Ser.: Earth Environ. Sci. - 2019. – 377. – 012014.
3. Булакина Е.Н., Недзельская О.Н., Почуфаров Д.О. Model of recovery procedures system for continuous technological processes // Conf. IOP Ser. Mater.Sci. Eng. - 2019. - 168. - 200312.
4. Недзельская О.Н., Моисеев В.В., Бикинеева А.Н., Булакина Е.Н. Infrastructure management Software systems today «IT» in the automation of production processes // Conf. IOP Ser. Springer. - 2020. - 9789811522437.
5. Бикинеева А.Н., Недзельская О.Н., Булакина Е.Н. Industrial single-industry areas socio-ekonomik development based on cluster approach // Conf. IOP Ser. Mater Sci. Eng. - 2019. - 454. - 200312.

О СОЗДАНИИ ФЕДЕРАЛЬНОГО ЦЕНТРА ПО ВЫРАБОТКЕ УПРАВЛЕНЧЕСКИХ РЕШЕНИЙ ПО РАЗВИТИЮ ПРЕДПРИЯТИЙ ГОРНОГО ДИВИЗИОНА МАШИНОСТРОИТЕЛЬНОЙ ОТРАСЛИ РОССИИ^{1,2}д.т.н. Зеньков И. В.**1 - Сибирский государственный университет науки и технологий
имени академика М. Ф. Решетнёва, г. Красноярск, Россия****2 - ИВТ СО РАН, г. Новосибирск, Россия**

Аннотация. В статье представлены результаты дистанционного мониторинга общего количества горных и транспортных машин, задействованных на открытых горных работах, производимых на месторождениях всех видов твердых полезных ископаемых. На территории России предложено создание девяти межрегиональных центров по ремонту горнотранспортного оборудования, тяготеющих к территориям с максимальной его концентрацией.

Ключевые слова: открытые горные работы, горнотранспортное оборудование, ремонт горных и транспортных машин, межрегиональный центр по ремонту оборудования, информационные потоки, дистанционное зондирование, дистанционный мониторинг.

В последние десятилетия во всем мире наблюдается ежегодный рост объемов добычи твердых полезных ископаемых. В России имеет место аналогичная тенденция, где в пяти дивизионах горнодобывающей промышленности открытым способом разрабатывается более 100 угольных месторождений, одиннадцать железорудных месторождений, восемь кимберлитовых трубок, более 40 крупных и мелких месторождений руд цветных металлов и около 100 месторождений нерудных полезных ископаемых. На этих месторождениях, находящихся в собственности различных юридических и физических лиц, работает примерно 12000 единиц горных и транспортных машин как российского, так и импортного производства [1-4].

Одной из важнейших задач эффективного функционирования предприятий горнодобывающей промышленности является формирование информационной базы о наличии и состоянии горных и транспортных машин в федеральном масштабе. Информационную базу можно создать двумя основными путями: по данным бухгалтерского учета, организованного на горнодобывающих предприятиях, и по космоснимкам высокого разрешения, полностью освобожденных от субъективных оценок. В условиях российского недропользования, когда месторождения твердых полезных ископаемых разрабатываются десятками собственников, информацию по результатам бухгалтерского учета 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 [1-4]. Решением научных задач с использованием информации, полученной с космических спутников, пользуются ученые во многих областях научных знаний [5-9]. Наша научно-практическая школа успешно решает задачи горнодобывающей промышленности (технологические и экологические аспекты разработки открытым способом всех видов твердых полезных ископаемых) с использованием информации, полученной с космических спутников, в т. ч., связанные с определением структуры и количества горнотранспортного оборудования в карьерах России.

В условиях горного производства, характеризующегося максимальной фондоотдачей, что обуславливает круглосуточный режим работы горных и транспортных машин, должно происходить обновление и восстановление парка оборудования, в т. ч. за счет проведения ремонтных работ. В связи с этим, на основе показателей о парке горнотранспортного оборудования, полученных с использованием ресурсов дистанционного зондирования, разработка рекомендаций по формированию межрегиональных центров по его ремонту является актуальной задачей.

Информационная база имеет иерархическую структуру построения (рис. 1). Предлагаемая блок-схема мониторинга размещения парка горных и транспортных машин основана на трехуровневой организации сбора информации с дальнейшей консолидацией на федеральном уровне для принятия управленческих решений.

В начале алгоритма представлены агрегаты федерального уровня в целом для понимания количества горнодобывающей техники, подлежащей ремонту. Как известно, ремонты бывают годовые и капитальные (один раз в пять лет). На этом уровне парк оборудования разбивают по рабочим процессам и видам оборудования: например, все экскаваторы делятся на экскаваторы с канатным

приводом рабочего оборудования, драглаины, экскаваторы с гидравлическим приводом рабочего оборудования, роторные экскаваторы. На втором уровне производится конкретизация того, в каком дивизионе задействованы горные и транспортные машины. На третьем уровне высвечивается информация о том, сколько и какое горнотранспортное оборудование задействовано на открытых горных работах в том или ином регионе (край, область, Республика). Именно на этом уровне в виде цепи прямоугольников, с внесенными в них названиями регионов, в границах которых производят масштабную добычу открытым способом хотя бы одного вида твердого полезного ископаемого, производится территориальная привязка работающего горнотранспортного оборудования.



Рис. 1. Схема информационных потоков в мониторинге данных о горнотранспортном оборудовании, задействованном на открытых горных работах на территории РФ

Рассмотрим в качестве примера Красноярский край. В регионе работают шесть крупных угольных разрезов с объемом добычи угля более одного миллиона тонн в год на каждом и восемь малых разрезов с производственной мощностью до 0,5 млн. т в год. В двух карьерах южнее г. Северо-Енисейска производят добычу золотосодержащей руды, на берегу р. Ангары добывают свинцово-цинковые руды, в карьере под Ачинском добывают флюсовые известняки для выплавки алюминия, рядом с г. Красноярском производят добычу известняка для производства цемента.

Западнее пос. Курагино, на территории закрытого административно-территориального образования г. Зеленогорска и западнее г. Красноярска работают щебзаводы по выпуску строительного и дорожного щебня. На севере края, западнее г. Норильска работает Кайерканский угольный разрез, на котором помимо каменных углей добывают флюсовые песчаники. Всего на территории края размещен следующий парк горных и транспортных машин: на бурении взрывных скважин задействовано 25 буровых станков; на экскавации горной массы установлено 120 экскаваторов всех видов, включая драглаины и роторные; на вывозке вскрыши работает 19 тепловозов ТЭМ-7 и 195 железнодорожных думпкаров 2ВС-105; кроме этого на транспортировке горной массы используется 179 автосамосвалов грузоподъемностью до 130 т. На вспомогательных работах задействовано 56 бульдозеров. Так или иначе, в ходе производственной деятельности все эти машины подлежат ремонту по мере их физического износа.

Результаты дистанционного зондирования высветили регионы с наибольшей концентрацией горнотранспортного оборудования. К ним отнесем (с запада на восток) Мурманскую и Ленинградскую области, Республику Карелию, Белгородскую, Курскую области, Свердловскую, Челябинскую и Оренбургскую области, Республику Башкортостан, Новосибирскую и Кемеровскую области, Красноярский край, Республики Хакасия и Тыва, Иркутскую область и Забайкальский край, Республику Бурятию, Республику Якутия, Хабаровский и Приморский края, Магаданскую и Сахалинскую области. Отметим, что на территории России имеется полоса протяженностью 1300 км от Урала до Новосибирской области, где кроме небольших карьеров производственной мощностью до 50 тыс. м³ в год по добыче общераспространенных полезных ископаемых, масштабная добыча твердых полезных ископаемых не производится.

В инновационном развитии межрегиональных центров по ремонту оборудования должны предусматриваться: охват всех дивизионов горнодобывающей промышленности, предусматривающий межотраслевые экономические отношения, которые стимулировали бы рост темпов расширенного воспроизводства, привлечение инвестиций и внедрение инноваций в ремонтный сектор машиностроительного комплекса, технологическая модернизация действующих ремонтно-механических заводов, освоение новых технологий металлообработки, обеспечивающих повышение производительности труда и показателей ресурсосбережения.

В области организации и управления обеспечением заказами межрегиональных ремонтных центров необходимо осуществлять постоянный мониторинг, прогнозирование и контроль состояния горных и транспортных машин, сформировать информационные ресурсы федерального уровня о вводе и выводе из эксплуатации этого оборудования.

При формировании АСУ инновационным развитием российской ремонтной базы в каркас информационной системы в обязательном порядке должны быть включены блоки, в которых отражают: результаты работ по выполненным заказам горнодобывающих предприятий (объем и качество выполненных ремонтных работ), условия внедрения инновационных технологий в производственный сектор межрегионального ремонтного центра, показатели логистики при реализации инноваций и др.

Предлагаемая информационная система управления инновационным развитием машиностроительного комплекса по ремонту горнотранспортного оборудования должна быть создана с максимальным учетом следующих природных характеристик, показателей хозяйственной деятельности и намечаемых инноваций:

- климатические условия эксплуатации оборудования (температурные и ветровые нагрузки), а также крепость и связность разрабатываемых горных пород, уклоны карьерных автомобильных дорог и др.;

- модели, описывающие реальные и прогнозные условия эксплуатации горных и транспортных машин в карьерах в каждом регионе, технические показатели работы этих машин, специфику хозяйственной деятельности горнодобывающих предприятий, а также ее детализацию;

- алгоритмы, созданные для решения класса задач, обозначенных в модели;

- информация – основа для разработки технических условий на внедрение инновационных технологий проведения ремонтных работ как в стенах производственных цехов, так и в условиях открытых внутрикарьерных площадок.

При создании и выборе географического места расположения межрегионального ремонтного центра необходимо пользоваться логистическими принципами доставки изготовленных металлоизделий для ремонта того или иного вида оборудования на расстоянии 1500-2000 км, что соответствует времени доставки запасных частей автомобильным транспортом за 2-3 суток. Кроме того, при максимально возможных заказах объем закупаемого металлопроката или металлоизделий для работы с ними возможно получение максимальной скидки с цены в условиях рыночной экономики. При обслуживании оборудования, работающего во всех дивизионах, появляется возможность загрузки основных фондов (металлорежущее и металлообрабатывающее оборудование, разделочные и сварочные линии и др.) по максимально возможному времени, что неизбежно приведет к росту такого экономического показателя, как фондоотдача. Реализация этих мероприятий неизбежно приведет к снижению стоимости ремонтных работ.

В этой связи с учетом имеющихся мощностей по ремонту горнотранспортного оборудования с одной стороны и концентрация горнотранспортного оборудования в регионах с другой, можно выделить города, где межрегиональные ремонтные центры должны развиваться или их создание крайне актуально – это Мурманск, Санкт-Петербург, Белгород, Екатеринбург, Кемерово, Красноярск, Улан-Удэ, Нерюнгри, Хабаровск. Ремонтные центры по изготовлению нестандартных запасных частей, машин и агрегатов могут быть организованы в Санкт-Петербурге, Белгороде, Екатеринбурге, Красноярске, Улан-Удэ, Хабаровске.

Выводы. В ходе проведения дистанционного мониторинга парка горнотранспортного оборудования на территории России, установлены его количественные показатели. Выявленные регионы с наибольшей концентрацией горных и транспортных машин позволяют говорить о создании крупных межрегиональных центров по ремонту и обслуживанию горнотранспортного оборудования, где в максимальной степени будет реализован общеизвестный экономический эффект снижения затрат от увеличения масштаба производства. Данное обстоятельство позволит существенно снизить затраты на ремонт и сервис оборудования, задействованного на открытых горных работах и в итоге снизить затраты на добычу полезного ископаемого. Информация о парке горного оборудования, полученная со снимков из космоса, обладает высокой достоверностью и может быть использована при разработке долгосрочной стратегии развития не только отечественного горного машиностроения, но и ремонтной базы оборудования, работающего на горных работах.

Библиографический список

1. 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.

2. Зеньков И.В., Заяц В.В., Нефедов Б.Н. и др. Железорудные карьеры России из космоса. Горные работы и экология нарушенных земель // Изд-во: Сибирский федеральный ун-т. - Красноярск, 2018. 664 с.
3. Зеньков И.В., Жукова В.В., Лукьянова А.А. и др. Карьеры по добыче алмазов в России из космоса. Горные работы и экология нарушенных земель // Изд-во: Сибирский федеральный ун-т. - Красноярск, 2019. - 232 с.
4. Зеньков И.В., Жукова В.В., Нефедов Б.Н. и др. Рудные карьеры цветной металлургии России из космоса. Горные работы и экология нарушенных земель // Изд-во: Сибирский федеральный ун-т. - Красноярск, 2019. - 604 с.
5. Крутских Н.В., Кравченко И.Ю. Использование космоснимков Landsat для геоэкологического мониторинга урбанизированных территорий // Современные проблемы дистанционного зондирования Земли из космоса. – 2018. - Т. 15. - № 2. - С. 159-168.
6. 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.
7. Meshal M. Abdullah, Rusty A. Feagin, Layla Musawi, Steven Whisenant and Sorin Popescu. The use of remote sensing to develop a site history for restoration planning in an arid landscape // Restoration Ecology. – 2016. - V. 24(1). - P. 91-99.
8. Christa L. Zweig, Susan Newman. Using landscape context to map invasive species with medium-resolution satellite imagery // Restoration Ecology. – 2015. - V. 23(5). - P. 524-530.
9. Susan Cordell, Erin J. Questad, Gregory P. Asner, Kealoha M. Kinney, Jarrod M. Thaxton, Amanda Uowolo, Sam Brooks, Mark W. Chynoweth. Remote sensing for restoration planning: how the big picture can inform stakeholders // Restoration Ecology. – 2017. - V. 25(2). - P. 147-154.

УДК 622.85:622.271.45

УПРАВЛЕНИЕ ЛОГИСТИКОЙ В УГЛЕДОБЫВАЮЩЕЙ ОТРАСЛИ ИНДОНЕЗИИ ПО РЕЗУЛЬТАТАМ ДИСТАНЦИОННОГО ЗОНДИРОВАНИЯ

^{1,2}д.т.н. Зеньков И. В.

1 - Сибирский государственный университет науки и технологий

имени академика М. Ф. Решетнёва, г. Красноярск, Россия

2 - ИВТ СО РАН, г. Новосибирск, Россия

Аннотация. В статье представлен краткий обзор состояния добычи угля открытым способом на восточном побережье Индонезии. По космоснимкам высокого разрешения определены основные параметры логистических цепей при транспортировке угля от экскаваторных забоев до выхода сухогрузов в открытый океан.

Ключевые слова: восточное побережье Индонезии, открытые горные работы, системы разработки, экскаваторно-автомобильные комплексы, управление логистикой, речные и морские погрузочные терминалы.

В последние годы Индонезия уверенно входит в десятку стран по объему добычи угля открытым способом. За последние 20 лет в Индонезии продолжилось увеличение объема добычи угля, начавшейся в начале 1980-х гг. Площадь разрабатываемых участков угольных месторождений за 35 лет увеличилась в тысячи раз. В настоящее время весь объем добычи угля на уровне 400 млн. т географически сконцентрирован в полосе, протянувшейся вдоль восточного побережья о. Калимантан. Полоса протяженностью 1000 км с севера на юг и шириной 12-100 км имеет два пережатия (см. рис.).

На исследуемой территории выделено три сектора: северный, центральный и южный, в границах которых сконцентрирована добыча угля. Границы выделенных секторов обведены линиями желтого цвета (рис. 1).



Рис. 1. Расположение участков разрабатываемых угольных месторождений в Индонезии на снимке из космоса, 2018 г.

Северный сектор расположен на острове между $4^{\circ} 08'$ с. ш. и $1^{\circ} 58'$ с. ш. Весь добытый уголь транспортируют автосамосвалами с добычных уступов в береговую зону рек, русла которых вытянуты в широтном направлении. Уголь с прибрежных складов загружают в сухогрузы класса «река-море» грузоподъемностью 20000-25000 т. Расстояние транспортировки угля по рекам до выхода в открытый океан не более 80 км. В этом секторе на реках на одновременной погрузке могут находиться 20 сухогрузов. Время загрузки одного корабля составляет 8-10 часов. В границах сектора работают 17 угольных разрезов и 16 речных терминалов.

Центральный сектор находится между $0^{\circ} 53'$ с. ш. и $1^{\circ} 17'$ ю. ш. В этом секторе уголь транспортируют по рекам до выхода в океан на расстояние до 300 км. Кроме этого, на морском побережье обустроены 4 морских терминала, на которых под одновременной загрузкой могут находиться 5 балкеров грузоподъемностью 150000-180000 т каждый. На морские угольные склады уголь транспортируют автомобильным транспортом на расстояние до 12 км. С одного крупного разреза уголь подают по конвейеру протяженностью 15,5 км с поверхностного прикарьерного склада через промежуточный склад на корабль. В этом секторе кроме морских балкеров на речных перегрузочных складах одновременно под погрузку можно установить 51 сухогруз класса «река-море». В этом секторе работают 39 угольных разрезов и 32 морских и речных терминала.

Южный сектор находится между $1^{\circ} 42'$ ю. ш. и $4^{\circ} 01'$ ю. ш. В этом секторе уголь транспортируют по рекам до выхода в океан на расстояние до 170 км. Кроме этого, на морском побережье обустроено 6 морских терминалов, на которых под одновременной загрузкой могут находиться 6 крупнотоннажных балкеров. На прибрежные морские угольные склады уголь транспортируют автомобильным транспортом на расстояние не более 30 км, а на речные склады – до 80 км. В этом секторе кроме морских балкеров одновременно под погрузку на речных перегрузочных складах могут быть установлено 24 сухогруза класса «река-море». В этом секторе работают 36 угольных разрезов и 18 морских и речных терминалов.

Отметим общее для всех исследуемых секторов. Системы разработки – одно- или двухбортовые – в зависимости от горно-геологического строения угольных месторождений. На вскрышных работах задействованы мощные экскаваторно-автомобильные комплексы – гидравлические экскаваторы с емкостью ковша 18-24 м³ и автосамосвалы грузоподъемностью 200-260 т. Только на одном разрезе может находиться в работе на экскавации и транспортировке вскрышных пород 14-15 экскаваторов и 80 автосамосвалов. На добыче угля используют аналогичные комплексы, состоящие из экскаваторов с емкостью ковша 10-12 м³ и автосамосвалов грузоподъемностью 90-130 т. Дальность транспортировки вскрыши на отвалы не превышает 1-2 км, а угля на поверхностные расходные склады 2-3 км. Последние также выполняют роль усреднительных складов. В отдельных случаях расстояние транспортировки угля до речных терминалов может достигать 80 км. Экваториальный климат делает реки полноводными. При этом ширина речных русел в зоне интенсивного судоходства составляет, как правило, более 250 м. В каждом секторе имеет место высокий уровень развития речной логистики.

Выводы. В настоящее время в Индонезии состояние открытых горных работ и развитость инфраструктурных логистических объектов в увязке с сухопутной и речной транспортной составляющей позволяют сделать вывод о высокой степени механизации труда на угольных разрезах, на которых суммарно можно добывать ежегодно не менее 400 млн. т. Масштабным поставкам угля на экспорт способствует развитость речной сети с выходом в океан, по которым перевозится не менее 80 % добытого угля.

УДК 622.014.5

ТРАНСПОРТНАЯ ЛОГИСТИКА ДОСТУПА К ГЕОРЕСУРСАМ УГОЛЬНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

Татарина О.А.

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

Аннотация. В статье рассмотрен общий подход доступа к георесурсам угольного месторождения с использованием принципа транспортной логистики. Это позволяет минимизировать затраты на строительство, эксплуатацию и обеспечить эффективную работу угольного предприятия.

Ключевые слова: угольное месторождение, транспортная логистика, инфраструктура, шахта, технологический объект, георесурсы, доступ.

Программой развития угольной промышленности России до 2035 г. осуществляется процесс формирования новых центров угледобычи на новых угольных месторождениях с благоприятными горно-геологическими условиями [1].

Вопросам вскрытия и подготовки угольных месторождений придается весьма важное значение в теории изучения способов и процессов освоения недр. Не решенные проблемы при вскрытии и освоении угольных месторождений приводят к невозможности реализации рациональных, эффективных технологических проектных решений. Для этого необходимо предусмотреть ускоренное развития логистической инфраструктуры угледобывающих предприятий на основе исследования транспортной логистики, способов вскрытия и методов доступа к георесурсам, так как работа любого предприятия зависит от организации производственной инфраструктуры в целом. Подземная добыча угля в Кузбассе на 80 % ведется горными предприятиями, имеющими один очистной забой (модульная горнотехнологическая структура), основой модульной структуры шахты является способ вскрытия и подготовки шахтного поля (выбор места заложения промплощадки главного ствола шахты) [2].

Как известно, одним из важнейших инструментов решения задач логического управления являются методы математического программирования. Одним из основных принципов логистики является принцип оптимальности, определяющий характеристику уровня качества, оптимальный план, оптимальное управление. Задача заключается не в том, чтобы найти решение лучше существующего, а в том, чтобы найти самое лучшее решение из всех возможных [3, 4].

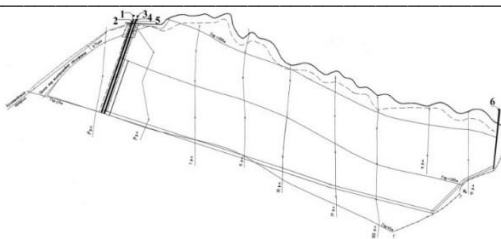
Транспортная задача в классической постановке не дает возможности учитывать многие факторы, от которых зависит в итоге эффективность организации перевозок. Учет всех факторов отражает тот важный факт, что планирование, организация, перевозки должно быть построено на основе того представления, что логистика является динамической категорией. Отсюда следует, что необходима разработка новых подходов, математического инструментария, численных методов, алгоритмических процедур и программных продуктов, которые позволили бы в совокупности планировать с учетом динамики [5].

Таким образом, для решения нашей задачи по размещению технологических объектов на поверхности угледобывающих предприятий необходимо использовать методы математического программирования. Создание транспортных коридоров и введение самого понятия стало в последнее время поистине мировой тенденцией. Данный подход позволяет минимизировать затраты на строительство автомобильных, железных дорог и линий электропередачи и обеспечить эффективную работу угледобывающих предприятий [6].

Поэтому в работе использован принцип динамической оптимизации трасс подъездных путей и наземных грузоперевозок, основанный на методе динамического программирования (Р. Беллман [7]) в сочетании с подземными грузоперевозками. Это позволяет существенно снизить объем обработки информации и оперативно получать варианты размещения технологических объектов при введении новых ограничений. Данный алгоритм позволяет рассчитать трассы для различных видов транспорта между двумя или несколькими пунктами в условиях сложного рельефа местности, наличия «запретных зон» (построек, болот, оврагов и т.д.). Кроме построения оптимальных сетей дорог предусматриваются и решение частной задачи оптимального примыкания новых коммуникаций к существующим магистралям. Практическая ценность моделирования заключается в эффективном решении задачи размещения коммуникационного коридора на поверхности угольного месторождения на основе разработанного методического, алгоритмического и программного обеспечения. Снижается трудоемкость, время поиска и обоснования наилучшего проектного решения. Обеспечивается высокое качество проектирования за счет анализа большого числа вариантов размещения технологических объектов с помощью численного эксперимента [8].

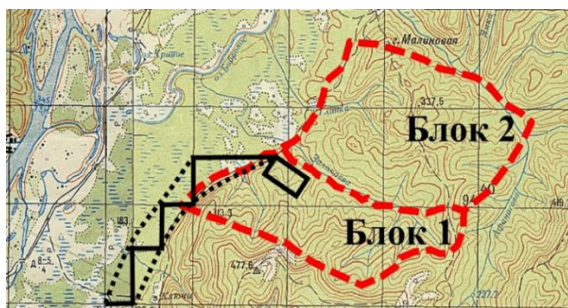
Минимизация функции подземных грузоперевозок по простиранию пласта (с транспортом на поверхности) двукрылое шахтное поле превращается в модульный шахтоучасток с односторонней схемой вскрытия (рис. 1).

Выбранная схема позволяет вдвое увеличить длину выемочного столба без перемонтажа очистного механизированного комплекса (по сравнению с центральным расположением грузового ствола) и снизить грузоперевозки подземным и поверхностным транспортом на 25%. Таким образом и промплощадку и коммуникационный коридор на поверхности угледобывающего комплекса «Увальный» целесообразно закладывать на левых флангах модульных шахтоучастков (рис. 2).



1 - Конвейерный уклон пл.73; 2 - Путевой уклон пл. 78 н.п.; 3 - Конвейерный уклон пл.73;
4 - Конвейерный промквершлаг; 5 - Конвейерный уклон пл.78 н.п.; 7 - Восточный фланговый уклон

Рис. 1. Схема размещения вскрышающих выработок пласта 78 н.п. участка Увальный Южный



□ - промплощадка УДК; - - - - границы участка Увальный; — — — — транспортно-технологическая характеристика; - коммуникационный коридор

Рис. 2. Схема размещения промышленной площадки для участка первой очереди Увальный Терсинского геолого-экономического района Кузбасса

С помощью метода доступа и размещения могут быть исследованы не только объекты, связанные с подземным способом разработки угольных месторождений, но и объекты, связанные с карьерами (разрезами), для использования его при открыто-подземном способе. Можно сделать вывод об универсальности метода размещения объектов в целом [9].

Использование методов транспортной логистики при доступе к георесурсам угольных месторождений состоит в том, что ее результаты позволяют: выделять первоочередные участки добычи, решать задачи размещения коммуникационного коридора, промплощадок шахт и примыкания новых коммуникаций, определять оптимальную трассу подъездного пути на поверхности угледобывающего комплекса, находить области расположения главных вскрышающих выработок с учетом поверхностных и подземных грузоперевозок, обосновывать геотехнологические решения при вскрытии угольных пластов с учетом более широкого ряда совместно влияющих факторов.

Библиографический список

1. Прогноз научно-технологического развития отраслей ТЭК России на период 2035 г. - URL: <http://minenergo.gov.ru/view-pdf/6365/66647>
2. Ялевский В.Д. Модульные горнотехнологические структуры вскрытия и подготовки шахтных полей Кузбасса / В.Д. Ялевский, В.А. Федорин. – Кемерово., 2000. – 210с.
3. Транспортная логистика / Под общ. ред. Л.Б. Миротина – 2-е изд., стереотип. – М.: Издательство «Экзамен», 2005. – 512с.
4. Бауэрсокс Дональд Дж., Клосс Дейвид Дж. Логистика: интегрированная цепь поставок: пер. с англ. – М.: ЗАО "Олимп-Бизнес", 2001. – 640 с.
5. Доенин В.В. Динамическая логистика транспортных процессов. - М.: Изд-во Спутник+, 2010. – 246с.
6. Федорин В.А., Татарина О.А. Характеристика размещения технологических объектов угледобывающего комплекса «Увальный» / В.А. Федорин, О.А. Татарина // Современные тенденции развития образования, науки и технологий: сб. науч. тр., 30 сентября 2015г. – Москва, 2015 – С. 69 – 73.
7. Беллман Р., Дрейфус С. Прикладные задачи динамического программирования. -М.: Наука, 1965.
8. Стрекачинский, Г.А. Теория и численные модели вскрытия месторождений / Г.А. Стрекачинский. – Новосибирск: Наука СО, 1983. – 237с.
9. Татарина О.А. Обоснование метода доступа к участку угольного месторождения / О.А. Татарина // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2018. – № 7. – С. 76–82.

РОБОТИЗАЦИЯ И АВТОМАТИЗАЦИЯ ПРОЦЕССОВ ГОРНОГО ПРОИЗВОДСТВА

ЧИСЛЕННОЕ ИССЛЕДОВАНИЕ ВЛИЯНИЯ НЕОДНОРОДНОСТИ МАССИВА ГОРНЫХ ПОРОД НА ЕГО ГЕОМЕХАНИЧЕСКОЕ СОСТОЯНИЕ В ОКРЕСТНОСТИ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК ДЛЯ ОБОСНОВАНИЯ ДИГИТАЛИЗАЦИИ ПОДЗЕМНОЙ УГЛЕДОБЫЧИ¹д.т.н. Павлова Л.Д., ¹д.т.н. Фрянов В.Н., ²М.О. Еремин**1 - Сибирский государственный индустриальный университет, г. Новокузнецк, Россия****2 – Институт физики прочности и материаловедения СО РАН, г. Томск, Россия**

Аннотация. По результатам численного эксперимента выявлены закономерности распределения напряжённо-деформированного состояния неоднородного массива горных пород в окрестности очистного выработанного пространства и подготовительной выработки, охраняемой угольным целиком.

Ключевые слова: горные породы, деформации, зона сдвижения, напряжения, неоднородность геомассива, обрушение пород, подземные выработки, прочность, расчетная модель, угольный пласт, целики, численное моделирование.

Введение. На современных угольных шахтах для обеспечения высокопроизводительной работы очистных комплексно-механизированных забоев применяется многоштрековая схема подготовки и отработки выемочных столбов. При этом возникает геомеханическая задача обеспечения эксплуатационной устойчивости охраняемых угольными целиками подготовительных выработок при минимальной ширине этих целиков. Минимальная ширина целиков и предельные деформации пород в окрестности подготовительных выработок зависят от множества факторов, указанных в действующих методических рекомендациях [1-4]. Однако в документации на ведение горных работ горно-геологические и горнотехнические условия, как правило, принимаются детерминированными, и не всегда учитывается влияние изменчивости свойств массива горных пород на технологические и геомеханические характеристики и параметры геотехнологи в пределах всего выемочного участка [5].

В связи с переходом традиционных системы проектирования и планирования горных работ на автоматизированные технологии [6] с использованием цифровых моделей участков месторождений полезных ископаемых и вероятностных методов математического моделирования при оптимизации вариантов развития горных работ возникает актуальная научно-практическая задача выявления закономерностей и зависимостей основных геомеханических и технологических параметров очистных и подготовительных забоев от структурной и физической неоднородности массива горных пород.

Для решения поставленной задачи в настоящей работе применено математическое моделирование с численной реализацией уравнений упругого и упругопластического деформирования горных пород методом конечных элементов. Проведён численный эксперимент, в котором рассмотрены базовый и альтернативные варианты распределения в пространстве цифровой модели геомеханических параметров, и по результатам сравнения полученных величин установлены оптимальные соотношения единичных или группы изменчивых факторов неоднородности и показателей очистных и подготовительных забоев. Для оценки адекватности полученных результатов численного эксперимента использованы натурные измерения деформаций массива горных пород в окрестности подземных горных выработок и на подрабатываемых территориях земной поверхности.

В качестве предмета исследования рассмотрены закономерности распределения параметров напряжённо-деформированного состояния неоднородного массива горных пород в зоне совместного влияния угольных целиков, очистных и подготовительных выработок. Объектом исследования является неоднородный массив горных пород с изменчивыми в пространстве свойствами, включающий систему взаимно влияющих угольных целиков, очистных и подготовительных выработок.

Постановка задачи. Под неоднородностью массивов горных пород следует понимать пространственную изменчивость петрографических, физических и механических свойств пород [5, 7]. Некоторые авторы отождествляют понятия изменчивости и неоднородности с разнообразием свойств массива горных пород, переменных во времени и пространстве [8]. Физическая неоднородность массива зависит от его минералогической и петрографической составляющих. В рамках поставленной задачи в настоящей статье наибольший интерес представляет неоднородность деформированного, напряжённого и структурного состояния массива горных пород. Принято по степени раздробленности массива горных пород выделять структурную неоднородность трёх порядков [9-

11]: тектонические разломы и разрывные нарушения, линейные размеры структурных объектов более 10 м, макротрещиноватость с размерами структурных блоков 0,1-10 м, микротрещиноватость с расстоянием между трещинами менее 0,1 м.

Микронеоднородность характеризует изменчивость породы одного литологического типа, её структурных, физико-механических и фильтрационных параметров. Макронеоднородность проявляется в смене пород разных литологических типов, например породные слои и угольные пласты. По форме проявления макронеоднородность может быть зональной, слоистой, блочной и др.

Структурная расчленённость массива горных пород приводит к ступенчатым различиям деформационных характеристик и формированию концентраторов напряжений в узловых приконтактных зонах блоков, то есть понятия математической и фактической сплошности массива горных пород не совпадают. В этих условиях необходимо менять традиционные подходы построения сетки конечных элементов таким образом, чтобы форма и размеры конечных элементов соответствовали структурным элементам массива горных пород. Соответственно, в математических моделях механики горных пород следует рассматривать не сплошные, а анизотропные массивы горных пород. Так как в анизотропном массиве горных пород на диаграммах модули деформации в зонах растяжения и сжатия отличаются на 1-2 порядка [10, 12-14], то возникает актуальность применения для прогноза напряжённо-деформированного состояния геомассива теоретических основ разномодульных материалов [15].

В общем виде схема модели массива горных пород, угольного целика между подготовительной выработкой и очистным выработанным пространством представлена на рис. 1. Рассматривается вертикальный разрез по падению наклонного пласта, длина разреза до 2км. Высота разреза принята согласно глубине разработки, которая измеряется как вертикальное расстояние от кровли вентиляционного штрека до земной поверхности. Угольный пласт мощностью 2,5 м отработан в выемочном столбе и представлен в виде очистного выработанного пространства с обрушенными породами кровли. Длина очистного выработанного пространства (длина лавы) варьировалась по опыту шахт Кузбасса в пределах 200-300 м.

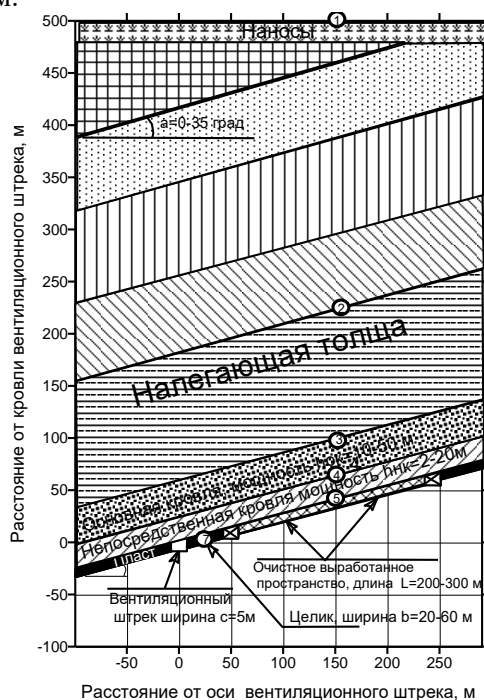


Рис. 1. Расчётная схема массива горных пород в окрестности очистного выработанного пространства, вентиляционного штрека и угольного целика между ними

Вентиляционный штрек расположенного ниже по падению пласта выемочного столба охраняется угольным целиком, ширина которого в разных вариантах изменялась в пределах 20-60 м. Вентиляционный и конвейерный штреки отработанного верхнего столба не поддерживаются.

Структурная неоднородность учитывалась изменением мощности и прочности породных слоёв, включением по контактам соседних породных слоёв фиктивных ослабленных прослоек в виде пластов-спутников нерабочей мощности, породных прослоек в угольный пласт. Физическая неоднородность учитывалась изменением угла падения пласта, прочности угля или пород в пределах отдельного слоя, трещиноватости и газоносности угольных пластов.

При формировании программы исследований и вариантов структурной неоднородности учтены известные гипотезы деформирования подработанных пород кровли, в том числе теории балок Г.Н. Кузнецова, плит А.А. Борисова, предельного равновесия пород Г.Л. Фисенко, блочного обрушения С.Т. Кузнецова и П.М. Цимбаревича; схемы деформирования пород кровли К.В. Руппелайта, Н. Kratzsch, Н. Labasse и других основоположников теорий и гипотез сдвижения горных пород. За основу выделения критериев структурной неоднородности принята классификация, учитывающая стратификацию подработанных породных слоёв с раскрытием контактов на пакеты плит и балок в виде ложной, непосредственной и основной кровли с пригрузкой их весом пород налегающей толщи [16, 17].

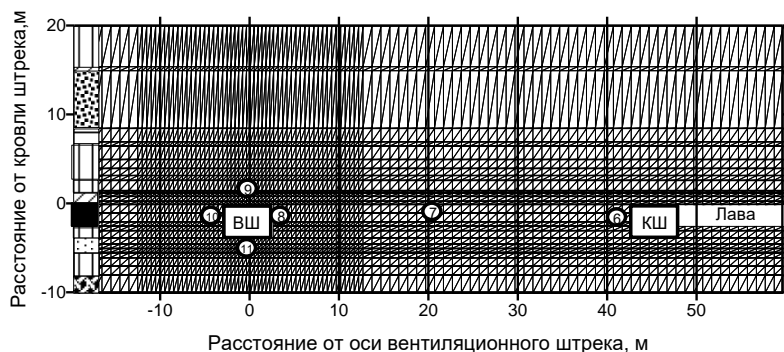
С учётом множества варьируемых вариантов изменения неоднородности (табл.1) получен большой объём информации, для анализа которой на всех моделях выделены 11 характерных точек (зон), указанных на рис. 1-4 и в табл. 2. Точки 1-5 расположены в зоне сдвижения подработанных пород по линии максимальных оседаний; 1 – на земной поверхности; 2 – в налегающей тоще; 3 – в основной кровле; 4 – на контакте основной и непосредственной кровли; 5 – в непосредственной кровле (табл. 2).

Таблица 1

Основные варианты моделей массива горных пород

Но- мер вари- анта мо- дели	Неоднородность				
	массива горных пород	непосредственной кровли и почвы	основной кровли	налегающей тощи	угольного пласта
1	Неоднородный по прочности слоистый массив с выделением пакетов плит однородных по прочности слоёв в пакете	Однородный по прочности пакет плит $\sigma_{сж}=35$ МПа	Однородный по прочности пакет плит $\sigma_{сж}=60$ МПа	Однородный по прочности пакет плит $\sigma_{сж}=40$ МПа	Однородный по прочности угольный пласт $\sigma_{сж}=10$ МПа
2	Неоднородный по прочности слоистый массив с выделением пакетов плит однородных по прочности слоёв в пакете с ослабленными контактами между плитами	Однородный по прочности пакет слоёв $\sigma_{сж}=35$ МПа с ослабленными контактами между пакетами $\sigma_{сж}=10$ МПа	Однородный по прочности пакет слоёв $\sigma_{сж}=60$ МПа с ослабленными контактами между пакетами $\sigma_{сж}=10$ МПа	Однородный по прочности пакет слоёв $\sigma_{сж}=40$ МПа с ослабленными контактами между пакетами $\sigma_{сж}=10$ МПа	Однородный по прочности пласт $\sigma_{сж}=10$ МПа с ослабленными контактами с боковыми породами $\sigma_{сж}=5$ МПа
3	Неоднородный по прочности слоистый массив с ослабленными контактами между слоями	Неоднородный по прочности пакет слоёв $\sigma_{сж}=30-40$ МПа с ослабленными контактами между слоями $\sigma_{сж}=10$ МПа	Неоднородный по прочности пакет слоёв $\sigma_{сж}=40-60$ МПа с ослабленными контактами между слоями $\sigma_{сж}=10$ МПа	Неоднородный по прочности пакет слоёв $\sigma_{сж}=40-50$ МПа с ослабленными контактами между слоями $\sigma_{сж}=10$ МПа	Неоднородный по прочности $\sigma_{сж}=10$ МПа с ослабленными контактами между боковыми слоями и пластом $\sigma_{сж}=5$ МПа
4	Неоднородный по прочности слоистый массив с ослабленными контактами между слоями с настройкой по результатам натурных измерений	Неоднородный по прочности пакет слоёв $\sigma_{сж}=30-40$ МПа с ослабленными контактами между слоями $\sigma_{сж}=10$ МПа	Неоднородный по прочности пакет слоёв $\sigma_{сж}=40-60$ МПа с ослабленными контактами между слоями $\sigma_{сж}=10$ МПа	Неоднородный по прочности пакет слоёв $\sigma_{сж}=40-50$ МПа с ослабленными контактами между слоями $\sigma_{сж}=10$ МПа	Неоднородный по прочности $\sigma_{сж}=10$ МПа с ослабленными контактами между боковыми слоями и пластом $\sigma_{сж}=5$ МПа

На рис. 2 приведён фрагмент расчётной модели для горизонтального пласта с расположением сетки конечных элементов, очистного выработанного пространства (лава) и охраняемого угольным целиком вентиляционного штрека. Характерные точки и их номера расположены в угольном целике (6, 7, 8) и на расстоянии 0,5 м от контура вентиляционного штрека (8-11). Расчёт геомеханических параметров осуществлялся по авторскому комплексу проблемно-ориентированных программ [18].



ВШ - вентиляционный штрек; КШ – конвейерный штрек

Рис. 2. Фрагмент расчетной модели массива горных пород с дискретизацией на конечные элементы в окрестности угольного целика, подготовительной и очистной выработки

Геомеханические параметры в характерных точках 1-11, использованные для выявления закономерностей и зависимостей основных геомеханических и технологических параметров очистных и подготовительных забоев от структурной и физической неоднородности массива горных пород, систематизированы по всем зонам в табл. 2.

Таблица 2

Геомеханические параметры в характерных точках при разных вариантах модели массива горных пород

Номера точек на модели	Координаты точек, x; y, м	Геомеханические параметры по вариантам модели массива горных пород			
		1 вариант	2 вариант	3 вариант	4 вариант
Вертикальные смещения, упругая модель/нелинейная, мм					
1	x=80; y=500	-134/-213	-136/-215	-144/-221	-825
2	x=110; y=170	-262/-374	-258/-371	-280/-393	-1443
3	x=115; y=70	-438/-562	-445/-590	-457/-610	-2256
4	x=120; y=40	-489/-611	-497/-654	-513/-669	-2418
5	x=120; y=32	-490/-650	-498/-660	-514/-670	-2480
6	x=42; y=10	-87/-226	-112/-207	-115/-155	-519
7	x=21; y=5	-78/-96	-81/-109	-84/-108	-365
8	x=3; y=-1	-72/-83	-58/-81	-65/-75	-256
9	x=0; y=0,5	-77/-110	-82/-113	-87/-123	-308
10	x=-3; y=-2	-71/-77	-59/-74	-62/-78	-243
11	x=0; y=-4	-37/-44	-39/-43	-36/-42	-203
Вертикальные напряжения, упругая модель/ нелинейная, МПа					
1	x=80; y=500	+0,14/+0,09	+0,09/+0,14	+0,20/+0,13	+3,06
2	x=110; y=170	-3,11/-3,04	-3,16/-1,10	-3,02/-2,84	+4,46
3	x=115; y=70	-0,85/-0,90	-0,61/-0,65	-0,26/-0,54	+10,06
4	x=120; y=40	+0,09/+0,10	-0,06/+0,06	+0,09/+0,03	+18,14
5	x=120; y=32	+0,08/-0,05	+0,10/+0,06	-0,04/+0,02	+8,26
6	x=42; y=10	-48,09/-46,99	-66,80/-61,62	-60,14/-46,01	-87,04
7	x=21; y=5	-17,91/-17,14	-18,36/-17,52	-18,64/-17,52	-33,64
8	x=3; y=-1	-17,70/-18,50	-19,35/-18,88	-19,82/-17,86	-37,74
9	x=0; y=0,5	-2,48/-2,43	-1,16/-1,15	-1,10/-0,59	-1,56
10	x=-3; y=-2	-17,95/-16,93	-17,59/-16,65	-18,14/-17,19	-30,02
11	x=0; y=-4	-0,40/-0,38	-1,32/-1,27	-0,37/-0,10	-2,20
Отношение остаточной прочности к исходной, модель нелинейная					
1	x=80; y=500	1,00	1,00	1,00	1,00
2	x=110; y=170	0,92	0,64	0,49	0,11
3	x=115; y=70	0,50	0,32	0,37	0,08

Номера точек на модели	Координаты точек, x; y, м	Геомеханические параметры по вариантам модели массива горных пород			
		1 вариант	2 вариант	3 вариант	4 вариант
4	x=120; y=40	0,40	0,30	0,29	0,27
5	x=120; y=32	0,39	0,37	0,27	0,28
6	x=42; y=10	0,10	0,12	0,18	0,03
7	x=21; y=5	0,93	0,93	0,92	0,25
8	x=3; y=-1	0,73	0,65	0,61	0,30
9	x=0; y=0,5	0,66	0,58	0,38	0,62
10	x=-3; y=-2	0,66	0,78	0,71	0,29
11	x=0; y=-4	0,52	0,43	0,49	0,35

Как следует из результатов численного моделирования по вариантам 1-3 геомеханические параметры, несмотря на разную структурную неоднородность, изменились незначительно. Можно утверждать о наличии тенденций увеличения на 8-10 % вертикальных смещений в зоне сдвига и в угольном целике, при учёте в массиве горных пород породных ослабленных слоёв по контактам с прочностью, меньше в 3-5 раз прочности соседних слоёв. В окрестности охраняемого угольным целиком вентиляционного штрека характер распределения вертикальных смещений и напряжений практически не изменился. В кровле выработки вертикальные напряжения сжатия уменьшаются в 2-3 раза по мере увеличения количества ослабленных породных слоёв по контактам. Отношение остаточной прочности к исходной в окрестности выработки также уменьшается в вариантах 1-3.

Интенсивность снижения прочности пород в зоне сдвига уменьшается по мере увеличения расстояния от кровли пласта к земной поверхности.

По результатам численного моделирования были выявлены закономерности увеличения структурной неоднородности массива горных пород, возникающей под влиянием опорного горного давления в окрестности горных выработок [19-21]. На рис. 3 приведены графики распределения зон разрушения и предразрушения подработанных пород над очистным выработанным пространством.

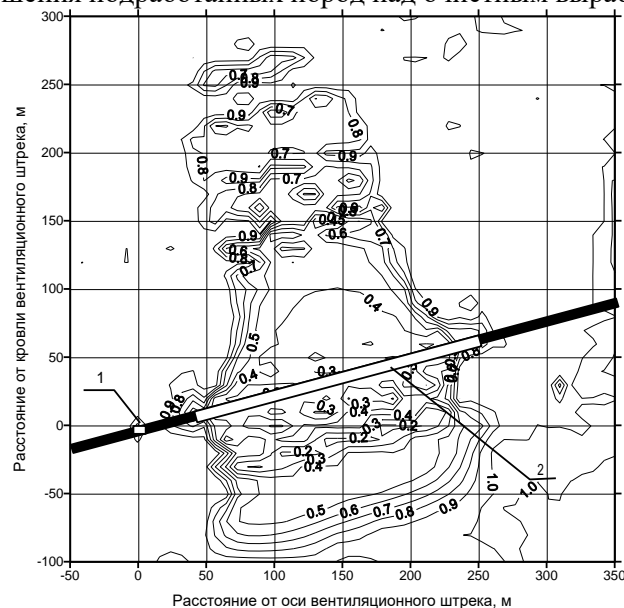


Рис. 3. Графики распределения относительной остаточной прочности угля и пород к исходной прочности после отработки угольного пласта, вариант 3 в табл. 1 и 2 с ослабленными контактами

Из рис. 3 следует, что породы непосредственной и основной кровли полностью разрушаются. На расстоянии 100-120 м от отработанного пласта происходит разрушение пород в ослабленных контактах, а породные плиты сохраняют устойчивость. Высота этой зоны соответствует границе зоны трещинообразования, равной 40 м, где $m=2,5$ м- вынимаемая мощность пласта, что не противоречит результатам исследований, приведённых в монографии [22].

Сравнение результатов моделирования и натурных измерений смещений массива горных пород [22-24] показало, что аналитические методы расчёта смещений подработанных горных пород не обеспечивают соответствие прогнозируемых величин фактическим. В горной практике согласно действующим «Правилам ...» [23] максимальное оседание подработанной земной поверхности η_m определяется по формуле:

$$\eta_m = q_o m N_1 N_2 \cos \alpha, \quad (1)$$

где q_o - относительное максимальное оседание земной поверхности, при первичной подработке в условиях Кузбасса $q_o=0,70$; m - вынимаемая мощность пласта, $m=2,50$ м; N_1, N_2 - коэффициенты, зависящие от отношения размера выработки к средней глубине разработки, при длине лавы 200 м и глубине разработки $H=468$ м (рис. 1) $N_1=1,00$; $N_2=0,49$ [23]; α - угол падения пласта, $\alpha = 15^\circ$.

При указанных значениях параметров модели массива горных пород и выработок согласно (1) $\eta_m=0,83$ м. Максимальное оседание земной поверхности, вычисленное методом конечных элементов (см. точку 1 в табл.2) $\eta_{МКЭ}=0,22$ м, что почти в 3,8 раза меньше оседаний, рекомендуемых в [23]. Соответственно вычисленные величины смещений не могут быть рекомендованы для использования на практике. Одной из причин существенных отклонений расчётных и фактических величин сдвижений подработанных горных пород является длительность процесса сдвижения, которая в условиях Кузбасса достигает трёх лет, что учтено в эмпирической формуле (1).

Оптимальным вариантом приведения расчётных параметров напряжённо-деформированного состояния массива горных пород к измеренным на угольных шахтах является настройка смещений в модели по измеренным или рекомендованным «Правилам ...» [23] величинам горизонтальных и вертикальных смещений в мульде сдвижения на земной поверхности. Другой граничной поверхностью является подработанная порода в кровле пласта, где оседания равны его вынимаемой мощности.

После подстановки максимальных смещений земной поверхности и кровли отработанного пласта создан 4 вариант модели и получены геомеханические параметры, представленные в табл. 2. Согласно табл.2 закономерность изменения вертикальных смещений подработанных пород по мере перехода от линейной модели к нелинейной с учётом фактора времени сохраняется, но оседания увеличиваются.

На рис. 4 для сравнения с графиками рис. 3 показано распределение отношения остаточной прочности к исходной (настройка входных параметров модели по [23], вариант 4 в табл. 1 и 2 с ослабленными контактами).

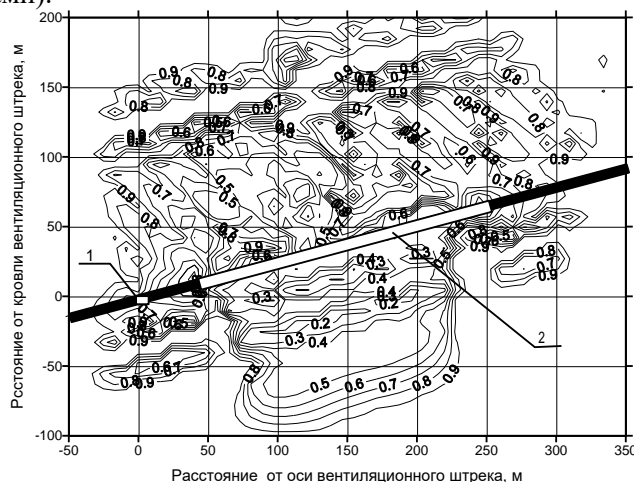


Рис. 4. Графики распределения отношения остаточной прочности угля и пород к исходной прочности после отработки угольного пласта, вариант 4 в табл. 1 и 2 с ослабленными контактами

Согласно графикам рис. 4 в пределах зон обрушения и трещинообразования неоднородность массива горных пород проявляется посредством формирования блочной структуры. Установлено, что вертикальные напряжения в блоках существенно превышают предел прочности пород, а на контактах блоков возможны растягивающие напряжения, расслоение горного массива по контактам слоев и формирование газового коллектора.

Выводы. Для оценки неоднородности массива горных пород рекомендуется выделять физическую и структурную неоднородность, последняя классифицируется по трём порядкам: тектонические разломы и разрывные нарушения, линейные размеры структурных объектов более 10 м, макротрещиноватость с размерами структурных блоков 0,1-10 м, микротрещиноватость с расстоянием между трещинами менее 0,1 м.

При численном эксперименте по мере перехода к нелинейным моделям с большей неоднородностью меняется характер предразрушения подработанных горных пород от плавного опускания до формирования блочной структуры, что рекомендуется использовать при расчёте параметров газового коллектора и способа дегазации выработанного пространства.

Благодарности. Исследование выполнено при финансовой поддержке РФФИ и Кемеровской области в рамках научного проекта № 20-41-420004.

Библиографический список

1. Инструкция по прогнозу динамических явлений и мониторингу массива горных пород при отработке угольных месторождений: приказ Ростехнадзора от 15.08.2016 г. №339. – Режим доступа: <http://www.pravo.gov.ru>, 08.11.2016 за № 0001201611080014.
2. Федеральные нормы и правила в области промышленной безопасности «Инструкция по расчету и применению анкерной крепи на угольных шахтах»: приказ Ростехнадзора от 17 декабря 2013 г. № 610.
3. Инструкция по выбору рамных податливых крепей горных выработок. - СПб.: ВНИМИ, 1991. - 125 с. – Режим доступа: <http://files.stroyinf.ru/Data2/1/4293804/4293804178.htm>.
4. Указания по рациональному расположению, охране и поддержанию горных выработок на угольных шахтах. - М.: Изд-во «Горное дело» ООО «Киммерийский центр», 2011. – 216 с.
5. Геологическое обеспечение работ по добыче угля: сб. норм. док. / Под ред. А.Д. Рубана и др. - М.: Изд-во «Горное дело» ООО «Киммерийский центр», 2011.- 432с.
6. ГИС-технологии при недропользовании / Д.С. Михалевич, А.О. Исаченко, Г.П. Жуков, Л.Р. Ишбулатова. – М.: Изд-во «Горное дело» ООО «Киммерийский центр», 2016.-280 с.
7. Горная энциклопедия. Т. 3. Кенган-Орт / М.И. Агошков, Н.К. Байбаков, А.С. Болдырев и др.; гл. ред. Е.А. Козловский. – М.: Сов. Энциклопедия, 1987. - 592 с.
8. Способы вскрытия, подготовки и системы разработки шахтных полей / Б.Ф. Братченко, М.И. Устинов, Л.Н. Гапанович и др. - М.: Недра, 1985. – 494 с.
9. Хаин В.Е. Геотектоника с основами геодинамики / В.Е. Хаин, М.Г. Ломизе. – М.: КДУ, 2005. – 560 с.
10. Адаптация методов мезомеханики к исследованию процессов деформации и разрушения угля / А.А. Трубицын, П.В. Макаров, О.И. Черепанов, С.П. Ворошилов и др. –Кемерово: Кузбасс-ЦОТ, 2002. – 116 с.
11. Нелинейная механика геоматериалов и геосред / П.В. Макаров [и др.]; под ред. Л.Б. Зуева. – Новосибирск: Академ. изд-во «Гео», 2007. – 235 с.
12. Физико-технические свойства горных пород и углей / Г.Г. Штумпф, Ю.А. Рыжков, В.А. Шаламанов, А.И. Петров. – М.: Недра, 1994. – 447 с.
13. Свойства горных пород и методы их определения / Ильницкая Е.И., Тедер Р.И., Ватолин Е.С., Кунтыш М.Ф. – Москва: Недра, 1969. – 392с.
14. Ставрогин А.Н. Прочность горных пород и устойчивость выработок на больших глубинах / А.Н. Ставрогин, А.Г. Протосеня. – М.: Недра, 1985. - 271 с.
15. Амбарцумян С.А. Разномодульная теория упругости / С.А. Амбарцумян. – М.: Наука, 1982. – 320 с.
16. Методы и средства решения задач горной геомеханики / Г.Н. Кузнецов, К.А. Ардашев, Н.А. Филатов и др. – М.: Недра, 1987. – 248 с.
17. Коровкин Ю.А. Теория и практика длиннолавных систем / Ю.А. Коровкин, П.Ф. Савченко. - М.: Изд-во «Горное дело» ООО «Киммерийский центр», 2012. - 808 с.
18. 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.
19. Цветков А.Б. Нелинейная математическая модель геомеханического состояния углепородного массива / А.Б. Цветков, Л.Д. Павлова, В.Н. Фрянов // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2015. – № 1. – С. 365–370.
20. Fryanov V. N. Modeling geomechanical processes in underground longwall and shortwall mining of thick coal seams with elements of robotization / V N Fryanov, L D Pavlova // IOP Conference Series: Earth and Environmental Science. – 2019. – Vol. 262. - P. 1-6 (012016). – Режим доступа: <https://iopscience.iop.org/article/10.1088/1755-1315/262/1/012016/pdf>
21. 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>
22. Иофис М.А. Инженерная геомеханика при подземных разработках / М.А. Иофис, А.И. Шмелёв. – М.: Недра, 1985. – 248 с.
23. Правила охраны сооружений и природных объектов от вредного влияния подземных горных разработок на угольных месторождениях. - С-Пб.: ВНИМИ, 1998. – 291 с.
24. Кратч Г. Сдвигание горных пород и защита подрабатываемых сооружений / Г.Кратч. - М.: Недра, 1982. – 494 с.

ПРОЕКТИРОВАНИЕ СИСТЕМЫ АВТОМАТИЗАЦИИ УПРАВЛЕНИЯ ПОГРУЗОЧНО-СКЛАДСКИМ КОМПЛЕКСОМ УГЛЕОБОГАТИТЕЛЬНОЙ ФАБРИКИ «ШАХТА №12»

^{1,2}к.т.н. Грачев В.В., ^{1,2}д.т.н. Мышляев Л.П., ¹к.т.н. Ляховец М.В., ¹Макаров Г.В.,
³к.э.н. Ивушкин К.А., ⁴Коршунов С.Ю.

1 - Сибирский государственный индустриальный университет, г. Новокузнецк, Россия

2 - Научно-исследовательский центр систем управления, г. Новокузнецк, Россия

3 - Объединённая компания «Сибшахтострой», г. Новокузнецк, Россия

4 - Шахта №12, г. Киселевск, Россия

Аннотация. Представлены обобщенная функциональная и укрупненная техническая структуры системы автоматизации управления погрузочно-складским комплексом углеобогажительной фабрики «Шахта №12». Приведено описание режимов управления, технического и программного обеспечения системы.

Ключевые слова: система автоматизации управления (САУ), углеобогажительная фабрика, погрузочно-складской комплекс (ПСК), техническое обеспечение, программное обеспечение.

Шахта № 12 (г. Киселевск, Кемеровская область) является одним из старейших действующих угледобывающих предприятий России. Более ста лет ведется разработка участка недр юго-восточной части Киселевского каменноугольного месторождения. С угольного предприятия зародился рабочий поселок, ставший городом Киселевском.

В 2013 году было принято решение о прекращении сверхкатегорийной опасной подземной добычи и о развитии направления открытых горных работ с последующим обогащением угля.

В настоящее время ведется проектирование и строительство погрузочно-складского комплекса (ПСК) обогатительной фабрики (ОФ) ООО «Шахта № 12» производственной мощностью переработки рядовых углей 4 млн тонн в год.

Среди основных проектных и технологических решений ПСК ОФ «Шахта №12» можно отметить [1-2]:

- оптимальное сочетание отечественного и зарубежного оборудования с его объединением в эффективную и высоконадежную структуру;

- гибкость технологической схемы, обеспечивающая возможность изменения структуры объекта, выбора и реализации рациональных схем и режимов процесса погрузки и складирования;

- экологичность и безопасность производства;

- высокий уровень автоматизации агрегатов, технологических процессов и в целом всего производства с применением современных программно-технических средств.

Основная цель создания системы автоматизации управления (САУ) ПСК – это повышение эффективности управления технологическим комплексом и, вследствие этого, улучшение технико-экономических показателей его функционирования.

Достижение поставленной цели обеспечивается по следующим направлениям:

1) Автоматизация информационных и управляющих функций при решении задач:

- оперативного формирования и анализа информации об изменениях режимов функционирования и состоянии технологических процессов, агрегатов и оборудования, потреблении электрической и тепловой энергии;

- оперативной согласованной коррекции заданий на режимные параметры технологических процессов;

- оперативной реализации управляющих решений и регулирования технологических параметров;

- контроля, учета и анализа нарушений технологической и производственной дисциплины, эффективности управления.

2) Повышение надежности системы автоматизации управления технологическим комплексом, оперативности и качества контроля и управления за счет:

- применения современных технических средств, методов и алгоритмов автоматического контроля, анализа, диагностики состояния и управления технологическими процессами и оборудованием;

- комплексного и детального отображения информации о состоянии оборудования и агрегатов, об изменениях технологических параметров, о действиях оперативного персонала в системе;

- использования в качестве технической базы на нижнем уровне системы современных микропроцессорных контроллеров, обладающих высокой надежностью, большими сроками наработки на отказ, простотой замены вышедших из строя элементов, расширения технической структуры, модификации математического и программного обеспечения;

- минимизации количества малонадежных электромеханических устройств в локальных системах логического контроля и управления отдельными механизмами и агрегатами.

Проектируемая САУ погрузочно-складским комплексом ОФ «Шахта №12» разрабатывается в дополнение к существующей системе автоматизации управления комплексом котельной и бесшовно интегрируется с ней. САУ ПСК разрабатывается с учетом максимально возможного использования ресурсов уже существующих технических средств САУ комплексом котельной, унификации программно-аппаратных средств проектируемой САУ ПСК и действующей САУ комплексом котельной.

Укрупненная функциональная структура объединенного автоматизированного технологического комплекса ПСК изображена на рис. 1. В ее состав входят следующие основные системы:

1) существующая САУ комплексом котельной, включающая:

- систему централизованного сбора, обработки и хранения информации;

- систему инженерного сопровождения;

- автоматизированную систему оперативно-диспетчерского управления (АСОДУ) комплексом котельной;

- систему автоматизированного управления комплексом котельной;

2) проектируемая САУ погрузочно-складским комплексом, включающая:

- систему централизованного сбора, обработки и хранения информации ПСК;

- АСОДУ комплексом погрузки;

- АСОДУ насосной станцией;

- САУ комплексом погрузки;

- САУ складом углей;

- локальную САУ комплексом очистных сооружений;

- локальную САУ насосной станцией.

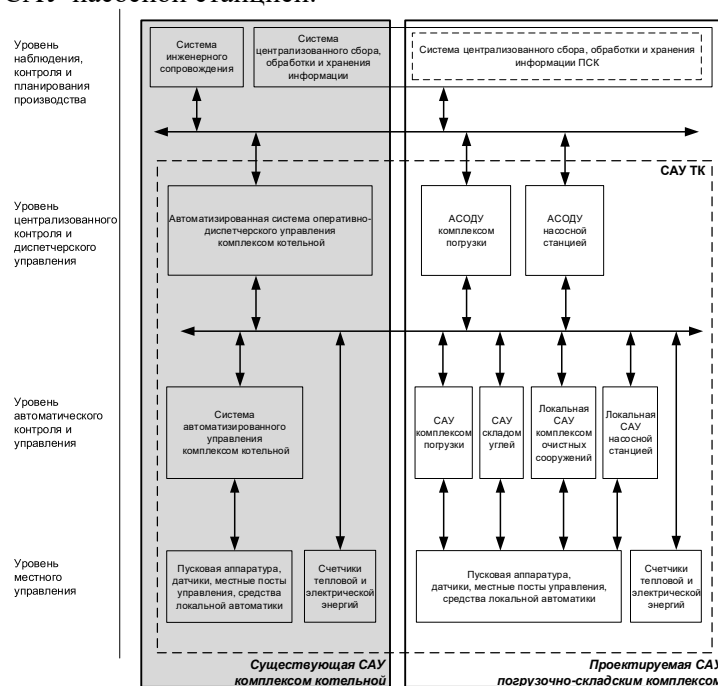


Рис. 1. Схема функциональной структуры системы автоматизации управления погрузочно-складским комплексом ОФ «Шахта №12»

Интеграция существующей САУ комплексом котельной и проектируемой САУ ПСК и создание объединенного автоматизированного технологического комплекса ПСК обеспечивается путем [3-6]:

- создания единого информационного пространства в системе централизованного сбора, обработки и хранения информации и в автоматизированной системе оперативно-диспетчерского

управления технологическим комплексом ПСК, общей дисциплины визуализации данных и диспетчерского управления;

- включения в состав математического обеспечения САУ алгоритмов управления согласованием технологических режимов и взаимной блокировкой оборудования в точках сопряжения существующего комплекса котельной и проектируемого ПСК;

- частичного использования программно-аппаратных средств САУ комплексом котельной для реализации функциональных систем САУ ПСК.

В САУ ПСК 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 комплекса, автоматический плановый пуск/останов технологического комплекса с соблюдением технологического регламента по командам операторов, отслеживание и реализация логической зависимости взаимных блокировок агрегатов и оборудования всего технологического комплекса и его частей, непрерывный контроль за выключателями аварийного останова и устройствами обеспечения безопасности обслуживающего персонала.

Вспомогательный режим – «Дистанционный». Все информационные и управляющие функции реализуются аналогично основному режиму, за исключением планового пуска/останова и переключения технологических схем, выполняются автоматически. Включение и выключение технологического оборудования и механизмов производится по командам операторов. При этом система автоматически обеспечивает выполнение требований технологического регламента.

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 САУ ПСК ОФ «Шахта №12» представлена на рис. 2.

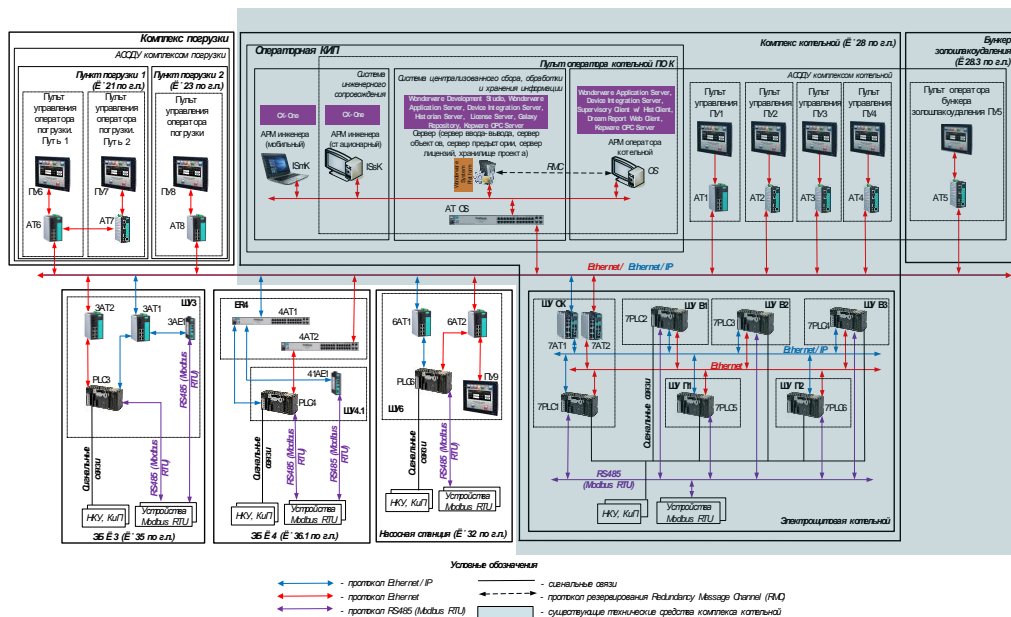


Рис.2. Схема укрупненной технической структуры САУ ПСК ОФ «Шахта №12»

Аппаратная реализация САУ ПСК выполнена на базе микропроцессорных программируемых контроллеров, НМІ-терминалов, управляемых коммутаторов.

Аппаратная реализация систем верхнего уровня САУ ПСК (система централизованного сбора, обработки и хранения информации ПСК, АСОДУ комплексом погрузки, АСОДУ насосной станцией) выполнена на базе сервера, управляемых коммутаторов компании MOXA (Тайвань), НМІ-терминалов корпорации Omron (Япония).

Система централизованного сбора, обработки и хранения информации ПСК представлена существующий сервером предыстории САУ комплексом котельной.

Автоматизированные системы оперативно-диспетчерского управления комплексом погрузки, насосной станцией представлены пультами управления операторов погрузки и насосной станции. Пульты управления операторов погрузки реализованы на базе НМИ-терминалов компании Omron с 15" сенсорными экранами и размещены на соответствующих рабочих местах операторов в пунктах погрузки №1 и №2. Пульт управления оператора насосной станции реализован на базе НМИ-терминала компании Omron с 10" сенсорным экраном. НМИ-терминал установлен в герметичном шкафу управления Rittal, размещенном в помещении насосной станции.

Поставщиком производственных данных реального времени для НМИ-терминалов являются программируемые логические контроллеры нижнего уровня.

Аппаратная реализация систем нижнего уровня САУ ПСК (системы автоматизированного управления комплексом погрузки, складом углей; локальные системы автоматизированного управления комплексом очистных сооружений, насосной станцией) выполнена на базе контроллеров серии CJ2 корпорации Omron.

Функциональные возможности и технические характеристики этих контроллеров в полной мере соответствуют задачам их применения в САУ ПСК.

Система нижнего уровня строится с использованием контроллеров, связанных между собой с помощью информационной сети по протоколу Ethernet/IP.

Для подключения внешних устройств и автономных систем с интерфейсом RS485 (протокол Modbus) используются соответствующие коммуникационные модули Omron.

Обмен информацией между контроллерами, контроллеров с устройствами, подключенными по RS485 к соответствующим коммуникационным модулям контроллера Omron, с НМИ-терминалами осуществляется по информационной сети Ethernet.

Данный комплекс технических средств достаточен для выполнения всех автоматизированных функций. Все выбранные компоненты системы являются техническими средствами серийного производства, оснащены стандартными интерфейсами и протоколами обмена, что позволяет при необходимости «бесшовно» интегрировать их с другими системами. Благодаря этому САУ ПСК «бесшовно» интегрируется с САУ комплексом котельной, осуществляя информационный обмен между всеми компонентами объединенного автоматизированного технологического комплекса ПСК в режиме реального времени.

В качестве базового программного обеспечения САУ ПСК ОФ «Шахта №12» выбран пакет Wonderware System Platform [7] компании Wonderware – структурного подразделения корпорации Schneider Electric (Франция), модульный OPC сервер Kerware OPC Server компании Kerware (США) и пакет CX-One корпорации Omron (Япония).

Пакет Wonderware System Platform, OPC сервер Kerware OPC Server, а также пакет CX-One установлены на существующих сервере предыстории и APMax САУ комплексом котельной.

Вывод. Проектирование САУ ПСК ОФ «Шахта №12» производится в очень сжатые сроки – 5-6 месяцев, 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.

Библиографический список

1. Сазыкин Г.П. Проектирование и строительство углеобогачительных фабрик нового поколения / Г.П. Сазыкин, Б.А. Синеекий, Л.П. Мышляев. – Новокузнецк: СибГИУ, 2003. – 126 с.
2. Мышляев Л.П. Автоматизация управления углеобогачительными фабриками / Л.П. Мышляев, С.Ф. Киселев, А.А. Ивушкин и др. – Новокузнецк: СибГИУ, 2003. – 304 с.
3. Грачев В.В. Особенности разработки информационного обеспечения систем автоматизации углеобогачительных фабрик нового поколения / В.В. Грачев, М.В. Шипунов, К.А. Ивушкин, А.В. Циряпкина // Системы автоматизации в образовании, науке и производстве: тр. X всерос. науч.-практ. конф. – Новокузнецк: СибГИУ, 2015. – С. 90 – 95.
4. Грачев В.В. Программное обеспечение систем автоматизации управления промышленными комплексами / В.В. Грачев, М.В. Шипунов // Автоматизированный электропривод и промышленная электроника в металлургической и горно-топливной отраслях: тр. Шестой всерос. науч.-практ. конф.. – Новокузнецк: СибГИУ, 2014. – С. 226 – 232.
5. Коровин Д.Е. Совершенствование верхнего уровня системы автоматизации управления технологическим комплексом обогатительной фабрики / Д.Е. Коровин, Д.В. Иванов, В.В. Грачев // Наука и молодежь: проблемы, поиски, решения: тр. Всерос. науч. конф. студ., аспирант. и мол. уч. Ч. III. Технические науки. – Новокузнецк: Изд. центр СибГИУ, 2018. – С. 198-199.

6. Ляховец М.В. Модернизация автоматизированной системы управления технологическими процессами обогащения в условиях реконструкции обогатительной фабрики / М.В. Ляховец, К.Г. Венгер, Л.П. Мышляев, М.В. Шипунов, В.В. Грачев, Г.В. Макаров, М.Ю. Мелкозеров // Научные технологии разработки и использования минеральных ресурсов. – 2019. – №5 – С. 295 – 299.

7. Wonderware System Platform 2017 с InTouch OMI. – Режим доступа: <https://www.wonderware.ru/hmi-scada/system-platform-2017-with-intouch-omi/>.

УДК 681.518

СОЗДАНИЕ СИСТЕМЫ АВТОМАТИЗАЦИИ УПРАВЛЕНИЯ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИМ КОМПЛЕКСОМ ОБОГАТИТЕЛЬНОЙ ФАБРИКИ «ШАХТА №12» НА БАЗЕ ПАКЕТА WONDERWARE SYSTEM PLATFORM 2017

¹Иванов Д.В., ^{1,2}к.т.н. Грачев В.В., ^{1,2}д.т.н. Мышляев Л.П., ¹к.т.н. Ляховец М.В.,
³к.э.н. Ивушкин К.А., ¹Коровин Д.Е.

1 - Сибирский государственный индустриальный университет, г. Новокузнецк, Россия

2 - Научно-исследовательский центр систем управления, г. Новокузнецк, Россия

3 - Объединённая компания «Сибшахтострой», г. Новокузнецк, Россия

Аннотация. Статья посвящена особенностям создания системы автоматизации управления технологическим комплексом обогатительной фабрики «Шахта №12» на базе пакета Wonderware System Platform 2017. Описано аппаратное и программное обеспечение системы, приведены ключевые моменты и особенности применения пакета Wonderware System Platform 2017, позволившие сократить трудозатраты при создании и повысить эффективность при эксплуатации системы.

Ключевые слова: система автоматизации управления технологическим комплексом (САУ ТК), обогатительная фабрика (ОФ), Wonderware System Platform 2017 (WSP 2017), аппаратное обеспечение, программное обеспечение, объектно-ориентированный подход.

Обогатительная фабрика (ОФ) «Шахта №12» введена в эксплуатацию в середине 60-х годов XX века. В 2013 году принято решение о проведении ее глубокой модернизации. Производительность фабрики по новому проекту составляет 4 миллиона тонн/год. Проектными решениями предусмотрена замена технологии обогащения с гравитационной на тяжелосреднюю. Замена позволяет увеличить эффективность переработки и повысить выход концентрата на 15-20 %. Модернизация обогатительной фабрики потребовала проектирования и реализации современной системы автоматизации управления технологическим комплексом (САУ ТК), в том числе технического, программного и информационного обеспечения.

Аппаратные средства САУ ТК ОФ «Шахта №12» реализованы на базе программируемых логических контроллеров (ПЛК) Omron, персональных компьютеров, серверов виртуализации и дискового массива корпорации Hewlett-Packard (рис. 1). Поставщиком данных для автоматизированных рабочих мест (АРМов) диспетчера ОФ, специалистов и оператора сушильно-топочного отделения является основной сервер виртуализации. В случае выхода его из строя происходит автоматическое переключение АРМов на резервный сервер виртуализации, находящийся в «горячем» резерве. Такой вариант резервирования обеспечивает повышенную отказоустойчивость системы и сохранность данных, исключая потерю производственной информации [1, 2].

При создании САУ ТК ОФ «Шахта №12» был выбран гипервизор vSphere компании VMware (США) и пакет Wonderware System Platform 2017 [3, 4] компании Wonderware – структурного подразделения корпорации Schneider Electric (Франция). Программное обеспечение от Wonderware строится по модульному принципу и является максимально открытым – имеет возможность сопряжения с различными продуктами других фирм, имеет в наличии мощный и универсальный скриптовый язык, возможность встраивания готовых компонентов, в том числе и ActiveX компонентов.

Базовое программное обеспечение верхнего уровня САУ ТК ОФ «Шахта №12» включает в себя следующие программные продукты:

- средства ввода-вывода данных (Device Integration Server);
- системная платформа (Wonderware System Platform 2017);
- система виртуализации (VMware vSphere);
- средства хранения предыстории (Wonderware Historian Server);

- программное обеспечение для организации удаленного доступа к производственной информации (Wonderware Information Server);
- программное обеспечение сбора и обработки производственных данных (Wonderware Industrial Application Server);
- средства визуализации данных (Wonderware InTouch View);
- программное обеспечение разработки и сопровождения системы (Wonderware Development Studio).

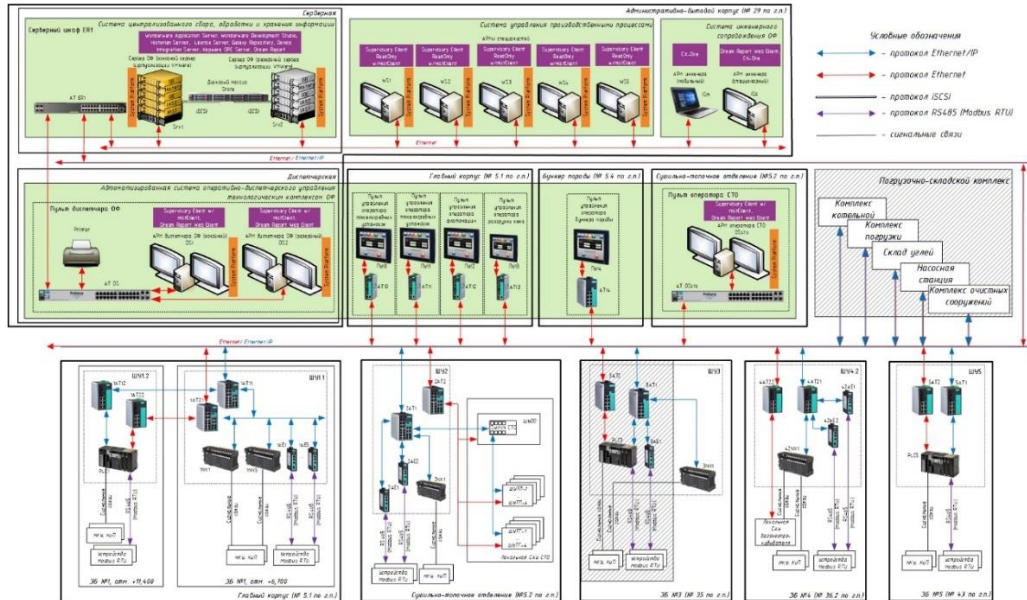


Рис. 1. Техническая структуры САУ ТК ОП «Шахта №12»

Системная платформа Wonderware System Platform 2017 (WSP 2017) обеспечивает единую и масштабируемую программную платформу. Она выступает в качестве «промышленной операционной системы», благодаря предоставлению стандартных услуг, включающих визуализацию, настройку, развертывание, соединение, защиту, связь с данными, хранение данных и управление ими, взаимодействие персонала и многое другое.

Системная платформа Wonderware System Platform 2017 превосходит другие аналогичные решения по простоте проектирования, операционной гибкости и возможностям обработки информации. Она обеспечивает гарантированное получение клиентами необходимых результатов, защиту операционной целостности их предприятий, улучшение аналитических способностей персонала и его безболезненную адаптацию к проводимым изменениям.

САУ ТК ОП «Шахта №12» спроектирована и реализована как система с распределенной архитектурой на базе пакета WSP 2017, включающая в себя:

IAS1 - основной сервер объектов Wonderware Application Server, основной сервер ввода-вывода Device Integration Server, Kerware OPC Server;

IAS2 - резервный сервер объектов Wonderware Application Server, резервный сервер ввода-вывода Device Integration Server, Kerware OPC Server;

IDE - сервер разработки Wonderware Development Studio, программное обеспечение подготовки отчетности Dream Report;

History - сервер предыстории Historian Server;

GR - сервер лицензирования, хранилище проекта Galaxy Repository;

АРМ диспетчера ОП (основной и резервный) – клиентские станции с InTouch View и Historian Client;

АРМ оператора СТО - клиентская станция с InTouch View и Historian Client;

АРМы специалистов – клиентские станции с InTouch View и Historian Client.

Прикладное программное обеспечение, разработанное с помощью пакета WSP 2017, представлено в виде мнемосхем на мониторах АРМов диспетчера фабрики, АРМов операторов и АРМов специалистов. Для примера на рис. 2 представлены мнемосхемы АРМа диспетчера фабрики.

По результатам разработки прикладного программного обеспечения САУ ТК ОП «Шахта №12» и работы с пакетом прикладных программ WSP 2017 следует отметить следующие ключевые моменты и особенности.

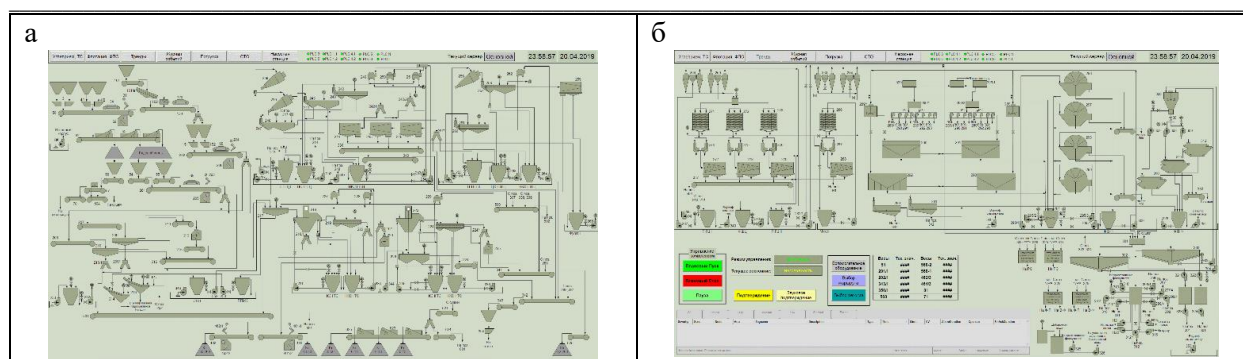


Рис. 2. Мнемосхемы АРМа диспетчера обогатительной фабрики «Шахта №12»: а) мнемосхема первого (левого) монитора АРМа диспетчера, б) мнемосхема второго (правого) монитора АРМа диспетчера

1. Возможность быстрого и легкого развертывания распределенной системы, состоящей из серверов, дискового массива и диспетчерских станций. Хранение данных на дисковом массиве обеспечивает возможность миграция виртуальных машин на резервный сервер.

2. Наличие многопользовательского доступа при разработке и изменении проекта. К проекту, расположенному на удаленном сервере, могут подключаются все разработчики, используя возможности терминального доступа к серверу. Тем самым достигается возможность совместной работы без необходимости отслеживания изменений, внесенных другими разработчиками.

3. Автоматическое тиражирование проекта на все станции. Изменения, внесенные в проект, автоматически переносятся на все узлы без необходимости перезагрузки. Это возможно благодаря использованию в WSP 2017 механизма динамической сетевой разработки приложений. Суть данной технологии заключается в том, что проект хранится и модифицируется на центральном узле (хранилище проекта GR) и при необходимости внесения изменений переносится и развертывается на соответствующих серверах и АРМах.

4. Организация «горячего» резервирования серверов. Переключение с основного на резервный сервер осуществляется практически мгновенно, не создавая неудобств оперативно-диспетчерскому персоналу.

5. Наличие встроенной библиотеки символов и ActiveX-элементов. Разработка мнемосхемы технологического процесса ОФ значительно ускоряется и упрощается за счет использования имеющихся в библиотеке элементов. Нет необходимости разрабатывать с нуля необходимый функционал, достаточно лишь адаптировать элементы библиотеки под существующие условия.

6. Богатый набор драйверов ввода/вывода позволяет обмениваться информацией с оборудованием практически всех мировых производителей контроллеров, что весьма удобно при сопряжении со средствами автоматизации, поставляемыми комплектно с оборудованием.

7. Оперативная и квалифицированная работа службы поддержки Wonderware. Помощь в решении проблем оказывается в течение 1 – 2 дней, как по электронной почте, так и в личном общении по телефону.

8. Возможность использования объектно-ориентированного подхода при разработке системы.

В процессе разработки была создана иерархия шаблонов объектов, позволившая реализовать наследование скриптов, атрибутов, графических объектов, конфигурации алармов и трендов от родительского объекта к дочернему [5].

Для всех агрегатов был создан родительский шаблон «\$AGR». В нем были прописаны базовые атрибуты и скрипты. Например, скрипты команд «Пуск» и «Стоп», которые используются во всех объектах проекта. Далее для каждого конкретного типа агрегата был создан шаблон: для конвейеров – «\$K», для питателей – «\$P» и т.д.

Шаблон, созданный из родительского шаблона «\$AGR», наследует все его атрибуты и скрипты. Из типовых шаблонов были созданы экземпляры конкретных объектов. Например, из шаблона «\$K» были созданы экземпляры объекта конвейер – «K201», «K202» и т.д., которые наследуют атрибуты и скрипты из родительских шаблонов «\$K» и «\$AGR».

В Wonderware System Platform 2017 имеется возможность разделения моделей любых технологических объектов на две составляющие. Первая составляющая модели – это графическое представление объекта вместе с анимацией. Вторая составляющая – логическое представление, в котором хранятся атрибуты объектов, скрипты, конфигурации алармов и трендов.

Для каждого типа агрегатов были созданы общие всплывающие диагностические окна, благодаря использованию индиректной переменной – «Ме». Ссылочная связь между графическим и логическим представлением модели объекта формируется при создании видеокладов в среде разработки Development Studio. При нажатии на графическое изображение агрегата на видеокладе скрипт вызова диагностического окна формирует значение индиректных переменных «Ме» в соответствии с именем вызываемого объекта и открывает экземпляр диагностического окна конкретного агрегата – «Грохот поз. 210» (рис. 3).

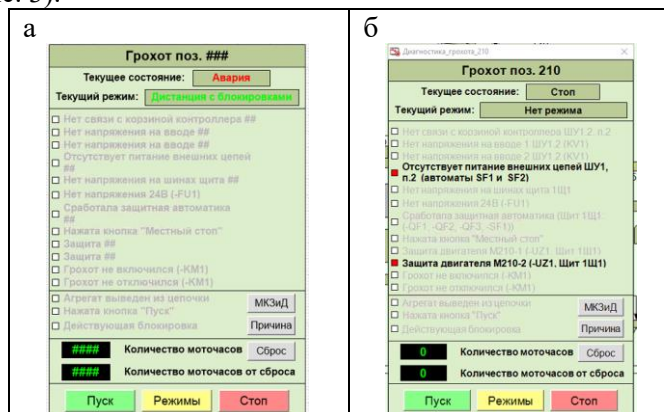


Рис. 3. Шаблон (а) и экземпляр (б) всплывающего диагностического окна агрегата

Вывод. Использование пакета Wonderware System Platform 2017 при создании САУ ТК ОФ «Шахта №12» позволило сократить трудозатраты при разработке системы, упростить процесс внесения изменений, повысить удобство и эффективность работы при эксплуатации системы. Многие программно-технические решения с незначительными корректировками можно использовать для создания систем автоматизации управления предприятиями горной промышленности.

Библиографический список

1. Коровин Д.Е. Совершенствование верхнего уровня системы автоматизации управления технологическим комплексом обогатительной фабрики / Д.Е. Коровин, Д.В. Иванов, В.В. Грачев // Наука и молодежь: проблемы, поиски, решения: тр. всерос. науч. конф. студентов, аспирантов и молодых ученых. Ч. III. Технические науки. – Новокузнецк: Изд. центр СибГИУ, 2018. – С. 198-199.
2. Грачев В.В. Особенности разработки информационного обеспечения систем автоматизации углеобогатительных фабрик нового поколения / В.В. Грачев, М.В. Шипунов, К.А. Ивушкин, А.В. Циряпкина // Системы автоматизации в образовании, науке и производстве: тр. X всерос. науч.-практ. конф. – Новокузнецк: СибГИУ, 2015. – С. 90 – 95.
3. Wonderware System Platform. – Режим доступа: <https://www.wonderware.ru/hmi-scada/system-platform/>
4. Wonderware System Platform 2017 с InTouch OMI. – Режим доступа: <https://www.wonderware.ru/hmi-scada/system-platform-2017-with-intouch-omi/>
5. Иванов Д.В. Использование объектно-ориентированного подхода при разработке информационного обеспечения систем диспетчеризации углеобогатительных фабрик / Д.В. Иванов, М.В. Шипунов // Актуальные проблемы современной науки, техники и образования: тез. докл. 77-й междунар. науч.-техн. конф. Магнитогорск: Изд-во Магнитогорск. гос. техн. ун-та им. Г.И. Носова, 2019. – Т.1. – С. 369.

УДК 681.51

О РАСШИРЕНИИ ФУНКЦИОНАЛЬНЫХ ВОЗМОЖНОСТЕЙ САУ ТК ОФ «БАРЗАССКАЯ»

¹д.т.н. Мышляев Л.П., ²Макаров Г.В., ²Саламатин А.С., ²Коровин Д.Е., ³Горб Д.С.

1 – ООО «Научно-исследовательский центр систем управления», г. Новокузнецк, Россия

2 – Сибирский государственный индустриальный университет, г. Новокузнецк, Россия

3 – ООО СП «Барзасское товарищество»

Аннотация. Представлены решения по расширению функциональных возможностей САУ ТК ОФ «Барзасская» - сбор и обработка дополнительной информации о параметрах (ток, температура и т.п.) с устройств защитной автоматики технологического оборудования. Приведено описание разработанного технического и программного обеспечения.

Ключевые слова: автоматизация, углеобогащительная фабрика, программируемый логический контроллер, SCADA, Modbus.

Введение. Обогащительная фабрика (ОФ) «Барзасская» (г. Березовский) начиналась в качестве перегрузочного пункта с простейшими функциями сортировки, но, после проведения нескольких последовательных этапов модернизации, в настоящее время является сложным комплексным предприятием, включающим в себя технологические процессы в следующих отделениях:

- углеприёма и углеподготовки;
- обогащения угля в главном корпусе, включая тяжелосреднее обогащение, сгущение и обезвоживание и др.;
- флото-фильтровального отделения;
- сушильно-топочного отделения;
- складирования и погрузки.

Действующая обогащительная фабрика представляет собой сложный объект с множеством поточно-транспортных линий, технологического оборудования с их территориальным распределением.

Расширение функциональных возможностей системы автоматического управления (САУ) технологическим комплексом (ТК) ОФ «Барзасская» осуществлено за счет использования дополнительной информации о параметрах (ток, температура и т.п.) с устройств защитной автоматики технологического оборудования и агрегатов обогащительной фабрики.

Получение информации о параметрах с устройств защитной автоматики, анализ полученных параметров с электродвигателей и параметров работы технологического оборудования обогащительной фабрики обеспечивается путем:

- подключения информационных интерфейсов устройств защитной автоматики технологического оборудования и агрегатов к существующей САУ ТК ОФ.
- настройки устройств защитной автоматики для обмена информацией с существующей САУ ТК с функцией отображения информации диспетчеру фабрики.
- разработки дополнительного алгоритмического и прикладного программного обеспечения для реализации информационных функций системы:
 - по сбору и предварительной обработке сигналов от устройств защитной автоматики;
 - по централизованному отображению и регистрации параметров с устройств защитной автоматики;
 - по взаимодействию технологического персонала со SCADA-системой.

Техническая реализация. В перечень устройств защитной автоматики входят: 12 частотных преобразователей (ЧП), 9 устройств плавного пуска (УПП), 37 микроконтроллеров защиты двигателя технологического оборудования (МкЗИД), 2 локальные системы управления технологического оборудования.

Схема укрупненной технической структуры САУ ТК ОФ «Барзасская» при расширении ее функциональных возможностей представлена на рис.1.

Аппаратная реализация системы выполнена на базе существующих аппаратных средств САУ ТК ОФ, в том числе микропроцессорных программируемых контроллеров, преобразователей интерфейсов, автоматизированных рабочих мест (АРМов). Связь с устройствами защитной автоматики технологического оборудования ОФ осуществлена по линиям интерфейсных подключений RS-485, протокол Modbus RTU. К его достоинствам можно отнести совместимость с большим количеством оборудования и высокую достоверность передачи данных, связанную с применением надёжного метода контроля ошибок [1]. Modbus позволяет унифицировать команды обмена благодаря стандартизации номеров (адресов) регистров и функций их чтения/записи.

Контрольная кабельная сеть к устройствам защитной автоматики технологического оборудования выполняется кабелями с медными жилами с изоляцией и оболочкой из ПВХ-пластиката пониженной пожарной опасности с низким дымо- и газовыделением – КИПЭВнг(А)-LS 1x2x0,60. Магистральный кабель Modbus содержит 3 проводника в общем экране, два из которых представляют собой витую пару, а третий соединяет общие («земляные») выводы всех интерфейсов RS-485 в сети. Общий провод и экран заземлены в одной точке. В табл. 1-4 представлены разработанные подключения интерфейсных каналов связи Modbus RTU.

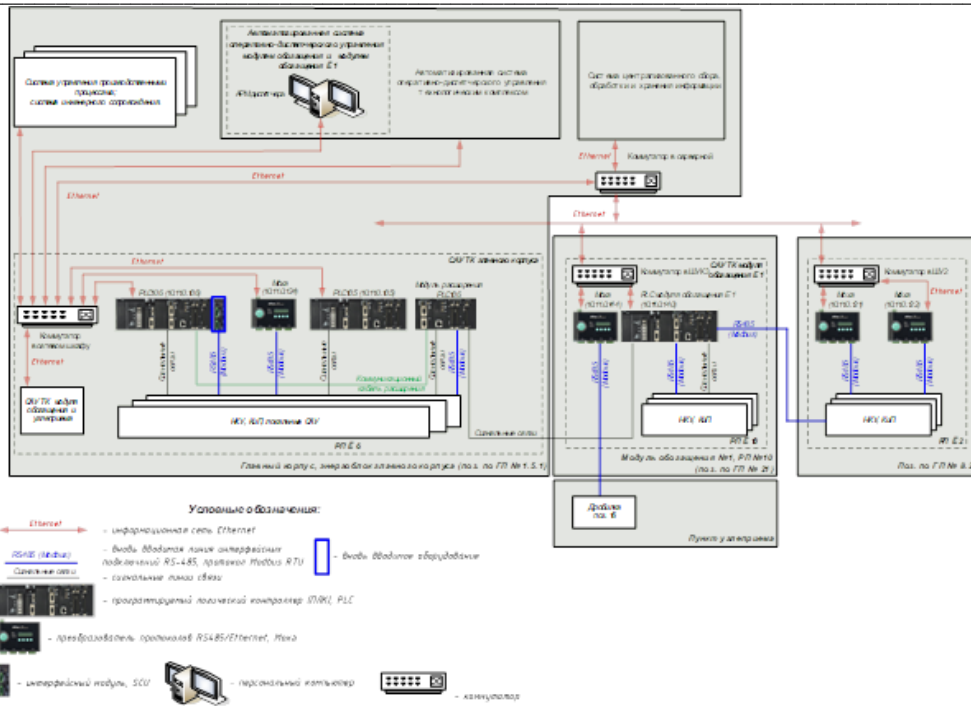


Рис. 1. Схема укрупненной технической структуры САУ ТК ОФ «Барзасская»

Таблица 1

Подключения интерфейсных каналов связи Modbus RTU РП2, ШУ2

№ узла	Тип	Позиция
МОХА1, порт 4		
1	МкЗИД	конвейер поз. 5
2	МкЗИД	конвейер поз. 4
3	МкЗИД	конвейер поз. 3
4	МкЗИД	проборазделочная машина поз. 43
МОХА2, порт 2		
1	УПП	грохот поз. 45
2	УПП	грохот поз. 18
3	УПП	аспирация поз. 80
4	УПП	аспирация поз. 81
МОХА2, порт 4		
1	МкЗИД	сепаратор поз. 38
2	МкЗИД	насос поз. 48
3	МкЗИД	насос поз. 49
4	МкЗИД	насос поз. 51

Таблица 2

Подключения интерфейсных каналов связи Modbus RTU РП2, ШУ3

№ узла	Тип	Позиция
SCU, порт 2		
1	ЧП	конвейер поз. 513
2	ЧП	конвейер поз. 514
МОХА, порт 3		
1	МкЗИД	дробилка поз. 16

Таблица 3

Подключения интерфейсных каналов связи Modbus RTU РП6, ШУК1

№ узла	Тип	Позиция
SCU, порт 2		
1	МкЗИД	поз. 57
2	МкЗИД	поз. 335.1

№ узла	Тип	Позиция
3	МкЗИД	поз. 329.1
4	МкЗИД	мешалка поз. 320
5	МкЗИД	насос поз. 305
6	МкЗИД	мешалка поз. 321
7	МкЗИД	грохот поз. 332
8	МкЗИД	грохот поз. 333
9	МкЗИД	грохот поз. 334
10	МкЗИД	грохот поз. 335
МОХА, порт 2		
1	МкЗИД	конвейер поз. 217
2	МкЗИД	конвейер поз. 220
3	МкЗИД	насос поз. 226
4	МкЗИД	конвейер поз. 215
5	МкЗИД	конвейер поз. 218
6	МкЗИД	конвейер поз. 219
7	МкЗИД	насос поз. 227
8	МкЗИД	вытяжка поз. У1
9	МкЗИД	вытяжка поз. В1
10	МкЗИД	вытяжка поз. В2
11	МкЗИД	вытяжка поз. В3
12	МкЗИД	конвейер поз. 222
13	МкЗИД	конвейер поз. 551
14	МкЗИД	конвейер поз. 554
15	МкЗИД	конвейер поз. 201
МОХА, порт 3		
1	УПП	центрифуга поз. 329
2	УПП	центрифуга поз. 328
3	УПП	центрифуга поз. 303
4	УПП	грохот поз. 330
5	УПП	грохот поз. 331
6	УПП	насос поз. 343
7	УПП	насос поз. 344

Таблица 4

Подключения интерфейсных каналов связи Modbus RTU РП6, ШУК2

№ узла	Тип	Позиция
SCU, порт 1		
1	ЧП	насос поз. 440
2	ЧП	насос поз. 359
3	ЧП	насос поз. 363
4	ЧП	насос поз. 340
5	ЧП	насос поз. 354
6	ЧП	конвейер поз. 550
7	ЧП	насос поз. 352
8	ЧП	насос поз. 946
9	ЧП	насос поз. 945
10	ЧП	насос поз. 525
SCU, порт 2		
1	МкЗИД	фильтр-пресс поз. 301
2	МкЗИД	фильтр-пресс поз. 302
3	МкЗИД	насос поз. 337
4	МкЗИД	насос поз. 345
5	МкЗИД	насос поз. 348
6	МкЗИД	насос поз. 362
7	МкЗИД	насос поз. 349
8	МкЗИД	насос поз. 353

Программная реализация. Для сбора производственной информации в SCADA-систему использовался протокол Modbus и преобразователь интерфейсов MOXA.

Данный преобразователь позволил получить информацию путём передачи информации протоколом Modbus RTU в виртуальный COM-порт сервера. Благодаря виртуальным COM-портам возможно получать информацию с различных устройств защитной автоматики технологического оборудования.

Информация, поступающая с преобразователей интерфейсов MOXA, собирается OPC-сервером Kerware и передается в подсистему визуализации посредством компонента DataWorX SCADA-системы Genesis32.

В дальнейшем, после внесения всех тегов в SCADA-систему, данные параметры также были внесены на всплывающие видеокadres и видеокادر «Тренды». На рис. 2а показаны технологические параметры ленточного фильтр-пресса поз. 301. Интерфейс и пример отображения показателей на видеокadre «Тренды» представлен на рис. 2б.

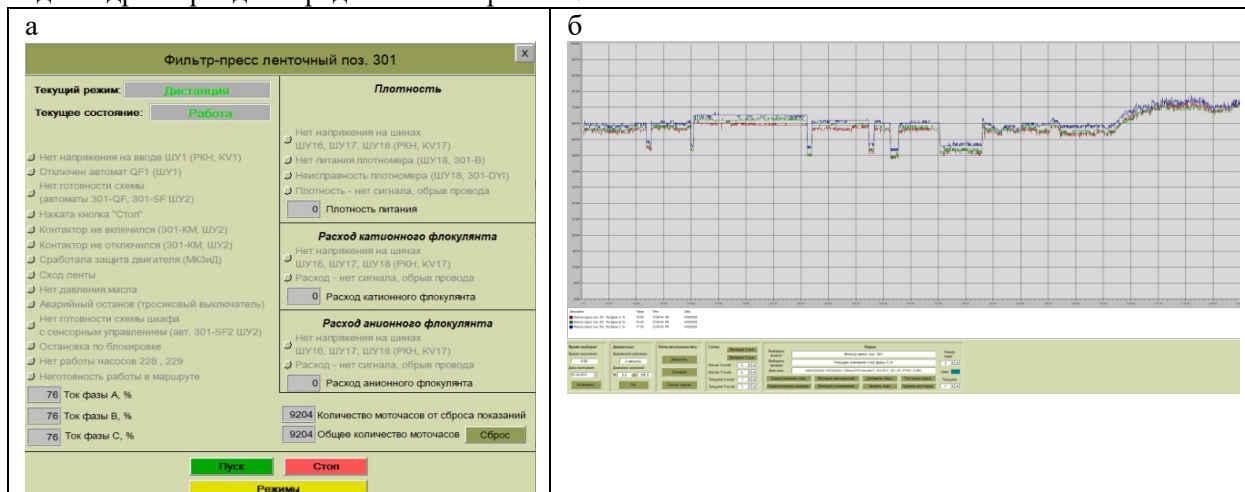


Рис. 2. Показания МКЗид ленточного фильтр-пресса поз. 301 (а); показания МКЗид ленточного фильтр-пресса поз. 301 на видеокadre «Тренды» (б)

Вывод. На данный момент осуществлены монтаж и наладка системы. Результаты эксплуатации показали, что использование протокола Modbus RTU позволило добиться высокой скорости и стабильности опроса устройств. Расширение функциональных возможностей фабрики за счет использования дополнительной информации о параметрах с устройств защитной автоматики технологического оборудования и агрегатов привело к увеличению эффективности и производительности оперативного персонала фабрики.

Библиографический список

1. Денисенко В.В. Протоколы и сети Modbus и Modbus TCP / В.В. Денисенко // Современные технологии автоматизации. - 2010. - № 4. - С. 90-94.

УДК 681.518.3

ИНФОРМАЦИОННОЕ ОБЕСПЕЧЕНИЕ АВТОМАТИЗИРОВАННОЙ СИСТЕМЫ СБОРА ДАННЫХ КОНВЕЙЕРНОГО ТРАНСПОРТА

Коровин Д.Е., к.т.н. Ляховец М.В.

Сибирский государственный индустриальный университет, г. Новокузнецк, Россия

Аннотация. Статья посвящена особенностям информационного обеспечения автоматизированной системы сбора данных конвейерного транспорта. Приведены ключевые моменты и особенности информационного обеспечения, позволившие получать стабильный поток данных в распределенной доменной системе.

Ключевые слова: Open Platform Communications (OPC), OPC Data Access (OPC DA), OPC United Architecture (OPC UA), шахта, конвейерный транспорт.

С каждым днём всё чаще проявляются тенденции к укрупнению бизнеса – небольшие предприятия входят в состав более крупных «игроков». При этом на каждом предприятии использовались различные решения как в выборе промышленных технологий, так и в выборе программного обеспечения. Наглядным примером таких укрупнений является объединение множества шахт в единый холдинг. После присоединения новой шахты к холдингу возникает множество вопросов, требующих решения. Одним из основных вопросов является сбор оперативной информации.

Оперативность информации играет важнейшую роль при принятии решений по управлению производством. Оперативная информация позволяет производить диагностику неисправностей, возникших при эксплуатации оборудования. Также она позволяет предотвращать повторное возникновение неисправностей, воспользовавшись анализом собранных данных.

Для решения проблемы сбора оперативной информации создана система сбора информации из разных источников в единую базу для дальнейшего использования в центральной диспетчерской.

Однако доступ к оперативной информации не всегда возможен по нескольким причинам. С одной стороны, промышленные объекты могут быть территориально разобщены; с другой стороны – на различных производственных объектах могут быть установлены различные системы диспетчеризации.

Основной целью диспетчерской является обеспечение сбора и обработка информации с территориально распределённых объектов, которые при этом базируются на различных системах диспетчеризации. Разработанная система предназначена для решения задачи сбора данных с множества удаленных орс-серверов.

Созданная система обеспечивает сбор, передачу и хранение данных о работе и причинах аварий конвейерного транспорта. Система представлена семью серверами. В табл. 1 представлено соответствие объекта и разработчика системы локальной (шахтовой) диспетчеризации.

Таблица 1

Соответствие объекта и разработчика системы диспетчеризации

Сервера на шахтах	Производитель АСУ КТ
Шахта 1	Becker/DEP
Шахта 2	Becker
Шахта 3	DEP
Шахта 4	DEP
Шахта 5	DEP
Шахта 6	Ингортех
Шахта 7	Ингортех

На рис. 1 представлена схема объекта информатизации.

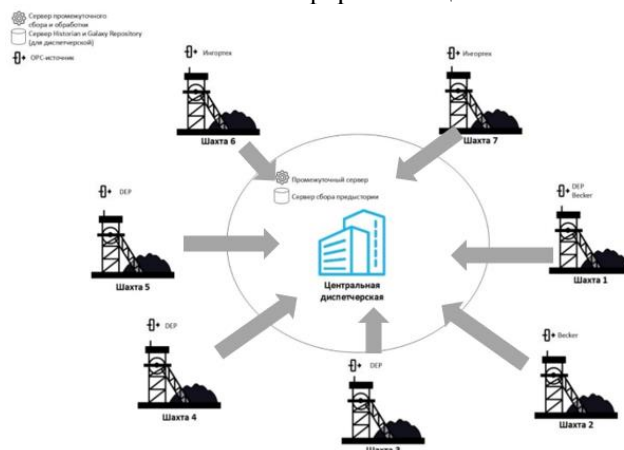


Рис. 1. Краткая характеристика объекта информатизации

Функционально система представлена следующим образом.

1. Данные собираются посредством OPC (Open Platform Communications) DA (Data Access) с OPC-источника в OPC-сервер, установленный на шахте.

Использование технологии OPC обусловлено стандартизацией OPC; по сути, OPC – это и есть набор спецификаций стандартов. Каждый стандарт описывает набор функций определенного назначения. В настоящее время общепризнанным стандартом является только спецификации OPC DA и OPC UA

Спецификация OPC DA – основной и наиболее востребованный стандарт. Данный стандарт описывает набор функций обмена данными в реальном времени. Для сервера – определяется понятие структурного элемента, которым является технологический параметр. Для клиента же спецификация определяет способы запроса у сервера группы технологических параметров и их значений.

При использовании OPC клиента имена тегов, доступные через OPC сервер, представляются в аналогичной форме в окне навигатора.

2. Данные, собранные в OPC-сервер шахты, передаются в промежуточный сервер, располагающийся в корпоративной сети. Для передачи данных только в одну сторону используется протокол OPC UA (Unified Architecture) [1].

Спецификация OPC UA – устанавливает методы обмена сообщениями между OPC сервером и клиентом, не зависящие от аппаратно-программной платформы, от типа взаимодействующих систем и сетей. OPC UA обеспечивает надежную и безопасную коммуникацию, противодействие вирусным атакам, гарантирует идентичность информации клиента и сервера.

Для передачи данных как посредством OPC UA, так и посредством OPC DA использовался OPC Kerware KerserverEX, который может выступать как клиентом, так и непосредственно сервером [2].

Функционально система представлена следующим образом:

1. Данные собираются посредством OPC DA с OPC-источника в OPC-сервер, установленный на шахте.

2. Данные, собранные в OPC-сервер шахты, передаются в главный OPC-сервер промежуточного сервера, располагающийся в корпоративной сети.

3. Для передачи OPC-данных из технологической сети в корпоративную используется протокол OPC UA. Данный протокол позволяет передавать данные по определенному порту, в отличие от OPC DA (протокол OPC DA требует открытия порядка 10000 портов, так как передача данных происходит динамически и порты открываются автоматически посредством Windows).

4. Настройка OPC UA производится путём передачи сертификатов доверенного сервера и доверенного клиента, соответственно клиенту и серверу. После этого инициализируется односторонняя передача данных на промежуточный сервер.

5. На промежуточном сервере настроена передача данных из Kerware в Wonderware System Management Console, в которой произведена настройка OPC DA для передачи данных в центральную диспетчерскую в Wonderware Application Server.

На рис. 2 представлена схема функциональной структуры.



Рис. 2. Функциональная структура

Для управления конвейерным транспортом применяются локальные системы автоматизации с отображением и управлением через SCADA системы, выведенные в диспетчерский пункт шахты.

В SCADA системах реализованы функции учета аварийных состояний конвейерного оборудования (датчиков), аварийных и рабочих состояний конвейера в целом.

Единого справочника аварийных и предупредительных сообщений для конвейерного транспорта шахт - нет, в каждой системе используются собственные формулировки.

В системе сбора оперативной информации о работе конвейерного транспорта, данные с шахт, поступающие автоматически, обрабатывает диспетчер и вводит причины простоя из общего справочника.

Для обеспечения повышенного уровня безопасности используется зашифрованный канал OPC UA. Данный стандарт обеспечивает безопасность благодаря обмену уникальными сертификатами между сервером и клиентом, что позволяет строго ограничить список приложений способных подключиться к OPC-серверу.

Список клиентов с доступом к OPC-серверам ограничен только теми клиентами, чьи сертификаты были переданы серверу.

Реализованные решения по автоматизации сбора информации позволяют получать стабильный поток данных в распределенной доменной системе. При этом поток данных защищен и не позволяет производить изменение переменных (то есть работает в одну сторону от сервера к клиенту). Также важным преимуществом данной системы является её масштабируемость. Она обеспечивается путем использования стандартных промышленных протоколов, которые обеспечивают быструю и стабильную работу с другими протоколами. Данная особенность позволяет использовать существующие наработки для введения новых объектов в систему сбора оперативной информации в кратчайший срок.

Библиографический список

1. Официальный сайт Unified Architecture: – США – URL: <https://opcfoundation.org/about/opc-technologies/opc-ua/>
2. Официальный сайт Kepware: – США – URL: <https://www.kepware.com/en-us/products/kepserverex/>

УДК 004.514+004.946

ВИРТУАЛИЗАЦИЯ РАБОЧЕГО МЕСТА ОПЕРАТОРА И РЕШЕНИЕ ТЕКУЩИХ ЗАДАЧ ЕЁ ИНТЕРФЕЙСНОЙ РЕАЛИЗАЦИИ

к.т.н. Никитенко М.С., Кизилев С.А. к.б.н. Игнатова А.Ю., к.т.н. Ремизов С.В., Натура Е.С.
Федеральный исследовательский центр угля и углехимии СО РАН, Россия, г. Кемерово

Аннотация. В статье рассматриваются основные задачи при создании виртуального рабочего места оператора, связанные с программной реализацией трехмерного виртуального интерфейса в рамках существующих программно-аппаратных решений доступных на рынке, а также с общей эргономикой рабочего места. Представлено краткое описание начальных версий тестового виртуального пространства для исследования параметров элементов виртуального кокпита.

Ключевые слова: диспетчеризация, человеко-машинная система, человеко-машинный интерфейс, трехмерная реальность, виртуальная реальность, виртуальное рабочее пространство, виртуальное место оператора.

Введение. Реализуемый проект, в рамках которого исследуются научные основы виртуализации рабочего места оператора, предлагает отличный от используемых способ повышения информационной ёмкости интерфейсов промышленных пунктов и систем управления оборудованием на предприятиях, основанный на трехмерной графике и средствах её объемного отображения.

Фактически, речь идет о формировании интерфейса управления не на плоскости или в аксонометрических проекциях, а в трехмерном виртуально дополненном пространстве (реальности), используя для расположения элементов еще и глубину, позволяя оператору оперировать с объемными управляющими элементами или считывать данные с информационных панелей, расположенных на разной «глубине» изображения.

Технические средства виртуальной реальности являются весьма перспективными для построения системы автоматизированного контроля и управления. Они позволяют погружать в виртуальную рабочую среду, проводить обучение, моделировать различные нештатные ситуации, задействовать реальные алгоритмы работы программного обеспечения систем управления, при этом, не взаимодействуя с физическим оборудованием и не влияя на реальные процессы.

При этом, в масштабах развития цифровых технологий, средства погружения в виртуальную реальность сравнительно недавно вышли на рынок, являются недостаточно исследованными и испытанными в реальных условиях в направлении применения на промышленных предприятиях для

решения задач диспетчеризации. В частности, отсутствуют научно-обоснованные подходы к проектированию виртуального рабочего пространства, параметрам трехмерной среды, расположению, размеру, цветности объектов и т.д., обеспечивающие минимальную когнитивную нагрузку для пользователя и максимальную психическую эргономичность и эффективность работы при работе с большим объемом данных. На практике, напротив, создаваемые продукты виртуальной среды в большей степени используемые в игровой индустрии, направлены на повышение эффективности восприятия, динамичны и не учитывают требований по психической эргономике пользователя и не адаптированы для сохранения его нормального когнитивного статуса в процессе использования.

Зарубежные ученые, работающие с большими массивами данных, публикуют результаты исследований по сопоставлению производительности человека при обработке таких массивов в виртуальной реальности и обычном двухмерном пространстве [1, 2]. Результаты этих исследований показывают, что производительность человека при работе с данными в виртуальной реальности не хуже, а зачастую даже лучше, чем при работе за привычным монитором. Некоторые западные ученые считают, что геймификация (превращение в компьютерную игру) многих рутинных задач может положительно повлиять на производительность за счет большей вовлеченности в процесс [3]. Кроме того, иммерсивная реальность повышает удобство работы с уже обработанными данными [4], особенно в части сравнения графической информации перед привычным нам монитором. Все перечисленные преимущества, в сочетании с возможностью изменить сам способ обращения с данными, которые нам дает виртуальная среда, подтолкнули команду авторов к разработке полноценного виртуального окружения, находясь в котором, оператор, управляющий технологическим процессом или производством сможет полноценно решать поставленные перед ним задачи.

Постановка задачи. Задача разработчика окружения виртуальной реальности состоит в создании виртуальной сцены, которая воспринималась бы оператором максимально реалистично [5], поскольку это влияет, в том числе на психическую эргономику оператора. Создание такой сцены требует решения ряд сложных задач, которые можно разделить на два больших класса. Первый класс — решение задач, связанных с программной реализацией трехмерного виртуального интерфейса в рамках существующих программно-аппаратных решений доступных на рынке. Второй класс — задачи, связанные с общей эргономикой рабочего места. В статье рассматриваются основные задачи по обоим направлениям и пути их решения.

Реализация и обсуждение. На данный момент времени можно выделить три основных разработчика, задающих стандарты для гарнитур отображения виртуальной реальности (Microsoft, Oculus-Facebook, HTC), все остальные производители гарнитур придерживаются одного из трёх стандартов заданного лидерами индустрии. Следует учитывать, что это разделение создаёт прежде всего сложности для разработчиков, так как требует адаптации программного обеспечения под конкретный тип устройств.

Помимо общего разделения по стандартам от производителей железа, существует еще разделение на среды разработки виртуального окружения. Из общей массы представленных программных решений, основными средами разработки для виртуального контента являются два конкурирующих пакета — Unity и Unreal engine. По сути схожие во многом решения со своим набором преимуществ и недостатков. В выборе приоритета среды разработки для авторов стала простота интеграции компонентов, необходимых для адаптации программного кода под выбранный вариант гарнитуры.

При выборе производителя гарнитуры для отображения виртуальной реальности, которая будет применяться для отображения виртуального рабочего места оператора, рассматривались следующие показатели:

- распространённость гарнитуры на мировом рынке;
- возможность использования гарнитуры с минимальным количеством внешних аксессуаров;
- заявляемые производителем дополнительные функции гарнитуры, которые станут доступны по мере выпуска новых версий драйверов и программного обеспечения гарнитуры;
- ориентированность производителя на рынок гарнитур виртуальной реальности.

Соответственно, исходя из этих параметров, делался выбор гарнитуры для проекта «Виртуальный кокпит» в пользу Oculus Quest – для реализации MVP прототипа, как более мобильной и менее требовательной к системным ресурсам центрального компьютера. Выбранный для проектирования прототипа комплекс образец гарнитуры и системы разработки программного обеспечения в конечном счете повлияет на возможности по отображению информации. На данный момент времени командой авторов исследована работа основных моделей гарнитур VR, свободно доступных

на рынке РФ, и увязка комплекса их свойств со средой разработки, сформировано понимание об их достоинствах и недостатках.

От выбора аппаратного обеспечения будут зависеть и свойства рабочего места, его дизайн, наполнение, функциональность. Первый прототип виртуальной диспетчерской комнаты был оснащен несколькими виртуальными информационными панелями, представлен на рис. 1, однако в нем не учитывалась одна важная отличительная особенность рабочего места оператора от компьютерной игры — отсутствие передвижения оператора по сцене. Такой проект следует отнести к типу Seated VR [6].

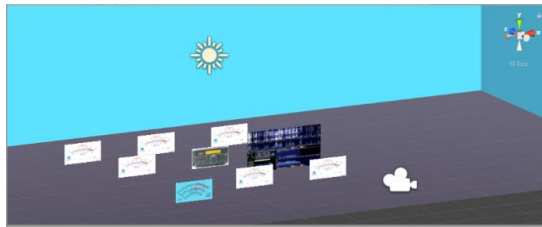


Рис. 1. Первый прототип виртуальной диспетчерской комнаты

Оператор наблюдает все происходящее в VR с одной точки и может только изменять положение головы для смены ракурса обзора сцены. Подобный подход к реализации виртуального пространства, безусловно, очень сильно нивелирует преимущества виртуального трехмерного мира перед экраном компьютера в возможности использования глубины сцены. Но несмотря ни на что, такая возможность остаётся, хотя и в гораздо меньшем объеме. Отказ от перемещения оператора в виртуальном пространстве, вызван необходимостью длительного пребывания в нем, а соответственно требованием обеспечить оператору не только физическую эргономику рабочего места — положение сидя или полулежа, но и психическую. Исходя из физического положения оператора в пространстве, перемещение по виртуальному пространству можно реализовать только в виде приближения («телепортации») оператора к нужной точке в пространстве или приближения указанного объекта к оператору. Учитывая статичное физическое положение оператора, такое «приближение» оператора всегда будет вызывать рассогласование положения тела в пространстве на основе информации, получаемой мозгом о положении тела и зрительной информацией. Это приводит к дезориентации оператора в той или иной степени, а при быстрых перемещениях возможны и более серьезные последствия [2, 3].

По этой же причине, важным аспектом для обеспечения психической эргономики — создание привычного окружения для восприятия человеческим мозгом с наличием привязок, обеспечивающих, однозначное положение тела в пространстве в корректном масштабе. Человек привык видеть экраны висящими на стене или стоящими на подставках, то есть имеющих физическую связь со стенами, полом, потолком. Парящее в воздухе информационное табло может вызывать ощущение дискомфорта, так как мозгу сложно привязать его к положению тела, определить его размеры. Для разрешения данной ситуации приходится формировать в виртуальном окружающем пространстве комнату с предметами, позволяющими оператору сделать визуальную привязку своего тела в виртуальном помещении, соответствующую реальному положению тела. При выборе цветового оформления виртуальных стен использовать только мягкие пастельные тона, что также связано с необходимостью длительного времени пребывания в виртуальном пространстве и психической эргономикой.

В первом варианте виртуального помещения информационные панели представляли собой плоские полупрозрачные экраны, свободно парящие в пространстве. В качестве имитации рабочей активности на них отображались шкалы или цифровые показания приборов. Впоследствии было решено модернизировать и дополнить существующую модель виртуальной диспетчерской. Оказалось неверным представление о ненужности прорисовки интерьера позади оператора. Поворот головы более, чем на 70° в любую сторону приводил к выходу в «пустоту». Полученные наработки были внедрены в виртуальном диспетчерском пункте второй версии, показанном на рис. 2.

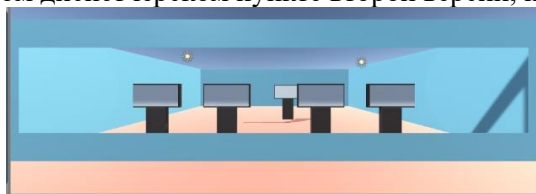


Рис. 2. Прототип виртуальной диспетчерской комнаты второй версии

Первое, что было изменено – размер виртуального помещения. В ходе исследования стало понятно, что при статическом размещении оператора размер виртуального помещения соответствующий реальному помещению с размерами 20×10×10 метров, оказался избыточным, особенно в высоту. Так же стало понятно, что со статичного положения оператора, современные гарнитуры, отображающие виртуальную реальность, пока не в состоянии прорисовывать с достаточным качеством такие пространства. Соответственно, камера была перенесена вовнутрь помещения и сформирована тыловая часть виртуальной диспетчерской комнаты.

Второе важное изменение было привнесено во внешний вид информационных панелей. В данной версии виртуального пространства инфопанели имеют четкую привязку к нижней плоскости и представляют собой подобие телевизоров большой диагонали, установленных на подставку, с видимой толщиной экрана и обрамлением по краям без информации. Информационные панели имеют приведенную к реальным размерам диагональ 2×1 метр, устанавливаются на высоте 1,5 метра от нижней плоскости. Для большего комфорта оператора, в виртуальную диспетчерскую комнату был встроены ограничивающий экран, состоящий из вертикальных плоскостей. По мнению команды авторов, данная виртуальная конструкция дает возможность «ограничить» повороты головы оператора и сконцентрировать взор внутри рабочей зоны.

На данный момент вторая версия виртуальной диспетчерской комнаты проходит доработку и испытания. К данному моменту становится ясно, что простая прямоугольная форма виртуального помещения не является оптимальной с точки зрения объемов размещаемой информации и комфортного пребывания оператора. Дальнейшей доработке также будет подвергнуто качество оформления текстур, масштаб и детализация предметов, за которые мог бы «зацепиться» взгляд человека (пол, фактура стен, предметы мебели и т.д.), количество и размещение источников света.

Вывод. При реализации проекта исследуются фундаментальные и прикладные аспекты трехмерной виртуализации пульта управления с научным обоснованием и учетом психической эргономики оператора, а также эффективности его взаимодействия с виртуальными объектами, что в перспективе поможет усовершенствовать процессы управления технологическими процессами выемки угольных месторождений и обеспечить переход к передовым цифровым, интеллектуальным производственным технологиям.

Благодарность. Исследование выполнено при финансовой поддержке РФФИ в рамках научного проекта № 20-48-420017.

Библиографический список

1. Millais P., Jones S. L., Kelly R. Exploring Data in Virtual Reality // Extended Abstracts of the 2018 CHI Conference on Human Factors in Computing Systems. - 2018. - CHI '18. - doi:10.1145/3170427.3188537.
2. Sky Nite/ VR / AR Enterprise Insider: Guidebook for Virtual Reality and XR. Modu XR, 2020.
3. Jesse Glover, Jonathan Linowes. Complete Virtual Reality and Augmented Reality Development with Unity. - Birmingham: Packt Publishing Ltd., 2019. - 637 с.
4. Cavallo M., Dolakia M., Havlena M. Immersive Insights: A Hybrid Analytics System for Collaborative Exploratory Data Analysis // 25th ACM Symposium on Virtual Reality Software and Technology November 2019. – 2019. - Article No.: 9. - Pages 1–12. - <https://doi.org/10.1145/3359996.3364242>
5. Marcus Magnor, Alexander Sorkine. Hornung Real VR – Immersive Digital Reality. - Cham: Springer Nature Switzerland, 2020.
6. Jessica Plowman. Unreal Engine Virtual Reality Quick Start Guide. - Birmingham: Packt Publishing, 2019. - 175 с.

УДК [004.932.2+681.5]:622.23.05

КОНЦЕПЦИЯ ПРИМЕНЕНИЯ ТЕХНОЛОГИЙ КОМПЬЮТЕРНОГО ЗРЕНИЯ ДЛЯ УПРАВЛЕНИЯ АВТОНОМНЫМ ТРАНСПОРТОМ

Кизиллов С.А., к.т.н. Никитенко М.С.

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

Аннотация. В статье рассматриваются технологические аспекты системы управления автономным самоходным транспортом на закрытых промышленных площадках, основанной на компьютерном зрении с активным управляемым проецированием траектории движения. Описывается возможность замены лидера проецируемой на поверхность дороги световой сеткой.

Ключевые слова: система управления, автономный транспорт, обработка видеоизображения, машинное зрение, компьютерное зрение, световой маркер, отслеживание линии.

В мире автономный транспорт на закрытых промплощадках постепенно перестаёт быть фантастикой и становится рядовым высокотехнологичным оборудованием. Между тем, основную нагрузку продолжает нести обычная, управляемая человеком техника. Причин для такого положения много от несовершенства нормативно-правовой базы для ее применения, до финансового аспекта. Очевидно, что нормативно правовая база для применения автономных транспортных средств в России в ближайшие годы будет активно разрабатываться, поэтому разработка доступной, простой в наладке технологии управления автономным транспортом, безусловна актуальна уже сегодня.

Одним из объективных недостатков автономного транспорта, безусловно, является его стоимость. Снижение стоимости самого транспортного средства с минимальными потерями эффективности – это одна из важнейших задач. Для её решения важно понять, какие элементы системы автономного управления дают максимальный прирост к стоимости, и чем они могут быть заменены. На сегодняшний день, практически неотъемлемой частью любого автономного транспортного средства является устройство сканирующее пространство перед ним. Применяются различные типы устройств, но обычно используют трехмерный лидар по причине высокой точности технологии. Трехмерный лидар создает облако точек, формируя трехмерную картину того, что происходит перед автомобилем, которую можно перевести в понятный для системы управления язык, связывающий расстояние до некой части облака точек и действия органов управления (свернуть, притормозить, ускориться). На дорогах общего пользования дорожная ситуация может измениться за доли секунды, и от реакции электронного водителя зависят жизни людей [1]. На выделенной промышленной площадке, людей быть не должно, а дорожная ситуация более статична и прогнозируема. Соответственно необходимость в высокоскоростных средствах фиксации состояния дорожной обстановки перед транспортным средством снижается. При этом стоимость оснащения автономного транспортного средства качественным трехмерным лидаром может легко преодолевать ценовую планку в десятки тысяч долларов. А для большегрузного транспортного, в некоторых условиях, их требуется два.

Возникает закономерный вопрос о возможных альтернативах трехмерному лидару. На современном этапе развития, каким-то одним устройством с более низкой стоимостью лидар заменить сложно. Но если рассмотреть замену в виде взаимодействия нескольких технологий, то задача становится выполнимой. По мнению авторов, главной альтернативой лидару является видеокамера высокого разрешения, подключенная к мощному вычислительному устройству для обработки видеоизображения – система компьютерного зрения. К сожалению, пока роботы не научились видеть, как люди, и доверить вождение многотонной машины, системе компьютерного зрения без дополнительного оборудования пока нельзя. Причина в том, что пока из видеоизображения достаточно сложно выделить неровности дороги и препятствия. Для этого требуется маркер, по виду которого можно однозначно будет выделить из общей визуальной сцены препятствие с возможностью определить его положение и размеры.

В лаборатории угольного машиноведения ФИЦ УУХ СО РАН проводится ряд исследований по применению технологий компьютерного зрения и созданию программно-аппаратных прототипов систем контроля на основе изменения формы световых маркеров. Одним их таких прототипов – автономное транспортное средство с управлением на основе технологий компьютерного зрения (рис. 1).



Рис.1. Прототип автономного транспортного средства с управлением на основе технологий компьютерного зрения

Принцип работы системы компьютерного зрения основан на нескольких основных этапах: предобработка видеосигнала, сегментация, выделение геометрической структуры и определение относительной структуры и семантики [2].

Для эффективной работы системы компьютерного зрения необходимо максимально упростить стадию предпроцессинга [3]. Для этого предлагается ввести в подсветку поверхности впереди транспортного средства сеткой из световых прямолинейных маркеров, контрастного цвета. Такое решение позволяет на стадии предпроцессинга легко удалить все лишнее в сцене, и значительно упростить последующие стадии обработки изображения, уже сейчас довольно легко выделяются такие элементы как точка, прямая линия, угол [4]. Что также видно при обработке изображения, полученного в лаборатории (рис. 2).

Более того, при прохождении светового маркера в виде линии через препятствие, линия будет приломляться, теряя свою прямолинейность на участке препятствия. Зная расположение сетки относительно автомобиля, это даёт возможность с помощью системы компьютерного зрения точно и быстро определить тип препятствия (впадина или подъем), уклон с которым идет дорога, при достаточной отработке системы можно отслеживать внезапно появляющиеся объекты сопоставимые по размерам с величиной ячеек, создаваемых световыми маркерами. Изменение формы маркеров, поможет системе компьютерного зрения более четко выделять откосы дороги, повороты, колею.

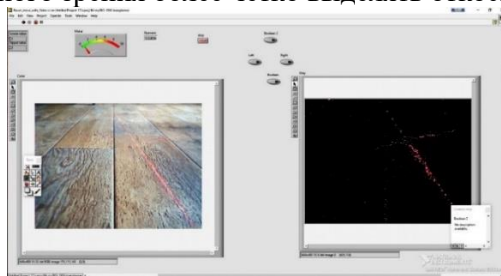


Рис. 2. Результат обработки изображения со световыми маркерами

С использованием схожей технологии открывается возможность создания навигационной системы для перемещения автономного транспорта по промышленной площадке, без использования систем спутниковой навигации. Прототип способа прокладки маршрута, используемого в проекте, используется на роботизированных промышленных предприятиях и в спортивной робототехнике [5] – движение робота по контрастной линии, нарисованной на поверхности. Очевидно, что на технологической дороге в карьере или в штольне рудника нарисовать контрастную линию не представляется возможным. В этом случае предлагается использовать световой контрастный направляющий маркер. Система с подсветкой направляющих маркеров может быть расставлена вдоль маршрута следования большегрузного транспортного средства на столбах, стенах, отвалах, откосах. При этом транспортное средство будет циклически двигаться по такому маршруту пока не получит новую команду. Дополнительное преимущество, которое получает такая система – возможность изменения маршрута следования силами самой эксплуатирующей организации. Достаточно просто проложить «световую дорогу» в нужном месте и связать ее с пунктами автоматизированной погрузки и разгрузки.

Аналогичным способом предполагается решить вопрос с подачей самосвала на погрузку или разгрузку. На въезде в зону погрузки/разгрузки устанавливаются ворота, сигнализирующие системе управления, что она должна остановить машину и ждать сигнала на движении. Когда оператор управления машиной, осуществляющей погрузку, решает, что можно грузить следующую машину, он подает сигнал в центральную систему управления, которая определяет положение экскаватора относительно въезда, где ожидает автономное транспортное средство. Далее оператор указывает системе, где ему удобнее, чтобы самосвал встал под погрузку. На основе данных о месте положения машины, осуществляющей погрузку, относительно въезда строится компьютерная модель траектории движения, которая переводится в координаты положения осей моторизированных подвесов излучателями световых маркеров, чтобы сформировать световой маркер на поверхности, по которому самосвал займет место на погрузочной площадке. Аналогичным образом строится траектория на выезд.

Вывод. Применение комбинированной работы системы компьютерного зрения и световых маркеров позволяет построить систему автономного управления большегрузным транспортом на промышленной площадке со значительно более низкой стоимостью, в сравнении с применяемой системой на основе лидаров. Дополнительным преимуществом является возможность «переброски»

транспортного средства на другой аналогичный участок или изменение текущего маршрута на участке без необходимости перепрограммирования бортового компьютера.

Библиографический список

1. Asvadi A., Garrote L., Premebida C., Peixoto P., Nunes U. DepthCN: Vehicle detection using 3D-LIDAR and ConvNet // Conference: IEEE 20th International Conference on Intelligent Transportation Systems (ITSC 2017). - 2017. - DOI: 10.1109/ITSC.2017.8317880.
2. Белиовская Л.Г., Белиовский Н.А. Основы машинного зрения в среде LabView. - М.: ДМК Пресс, 2017. - 88 с.
3. Özen Özkaya, Giray Yıllıkçı. Arduino Computer Vision Programming. - Birmingham: Packt Publishing, 2015. - 222 с.
4. Визильтер Ю.В., Желтов С.Ю., Князь В.А., Ходарев А.Н. Обработка и анализ цифровых изображений с примерами на LabView IMAQ Vision. - М.: ДМК Пресс, 2007. – 464 с.
5. Nakib Hayat Chowdhurya, Deloara Khushib, Md. Mamunur Rashid. Algorithm for Line Follower Robots to Follow Critical Paths with Minimum Number of Sensors // International Journal of Computer (IJC). - 2017. - №24. - С. 13-22.

УДК:004.94:622

АНАЛИЗ ЭФФЕКТИВНЫХ СРЕДСТВ МОДЕЛИРОВАНИЯ ГОРНО-ГЕОЛОГИЧЕСКИХ ПРОЦЕССОВ

Белый А.М., д.т.н. Павлова Л.Д., д.т.н. Фрянов В.Н.

Сибирские государственный индустриальный университет, г. Новокузнецк, Россия

Аннотация. В современных условиях моделирование производственных процессов в различных отраслях является не только высокоэффективным средством планирования и визуализации деятельности предприятия, но и актуальной научной задачей. Современные средства моделирования позволяют выполнять широкий спектр научных и прикладных исследований, помогающих планировать деятельность предприятия и выявлять новые способы получения конкурентного преимущества. Процесс моделирования выполняется в специализированных программных комплексах, обладающих широким набором возможностей.

Ключевые слова: геомассив, горные работы, моделирование, напряженно-деформированное состояние.

На горнодобывающих предприятиях для моделирования производственных процессов и параметров напряженно-деформированного состояния геомассива могут применяться различные программные комплексы. Одни из них позволяют выполнить достаточно широкий спектр задач, связанных с планированием деятельности предприятия и моделированием ключевых параметров горных выработок, другие являются узкоспециализированными и предоставляют решения для ограниченного набора задач.

Программа Midas GTS NX применяется для детального воссоздания рельефа местности и геологии [1]. Программный комплекс позволяет генерировать гибридную сетку конечных элементов, которая использует оптимальное сочетание гексаэдральных и тетраэдрических элементов, позволяющее произвести моделирование площадки со сложными геологическими и рельефными условиями.

Пространственная модель может быть представлена в виде набора треугольных граней, построенных на точках контуров соответствующих элементов (каркасная модель), упорядоченного множества 3D ячеек в границах каркасной модели тела (блочная модель) или в виде геометрических примитивов (тел), имеющих замкнутый контур, образующий объем (твердотельная модель).

Также Midas GTS NX имеет как собственные инструменты CAD-моделирования, так и возможности импорта CAD-моделей, созданных в иных средах моделирования. Конвертер Block Model Converter позволяет импортировать блочную модель, созданную в Datamine, Micromine, Leapfrog, Surpac и других подобных программах в GTS NX путем ее конвертации в конечно-элементную модель. При этом конвертер позволяет интерпретировать блоки по различным атрибутам, которые в GTS NX будут представлены отдельными сетками конечных элементов.

Midas GTS NX применяется для выполнения статистических расчетов (линейных, нелинейных), расчетов устойчивости, фильтрации, динамических воздействий, а также выполнять совме-

щенные расчеты. Модели позволяют учитывать реологические свойства пород, например, ползучесть, ортотропное поведение пород. Нагрузки и граничные условия можно задавать в геометрической или конечно-элементной модели. Интерфейс программы Midas GTS NX представлен на рис. 1.

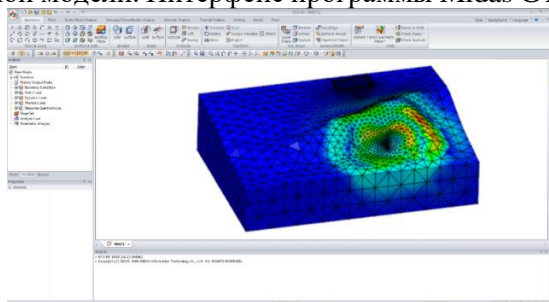


Рис. 1. Интерфейс программы Midas GTS NX

Горно-геологическая информационная система (ГГИС) Micromine является комплексным решением для 3D-моделирования месторождений, предлагающим средства оценки месторождений, проектирования, оптимизации и планирования горных работ [2]. Система предоставляет пользователям всесторонний обзор проекта, благодаря чему можно сосредоточиться на более тщательном изучении перспективных участков. Модульная структура ГГИС Micromine позволяет обслуживать бизнес-процессы горнодобывающих предприятий, включающие в себя оценку и планирование открытых горных работ (долгосрочное, краткосрочное), проектирование подземных горных выработок относительно фактически пройденных (создание каркасов проектных и фактических горных выработок из облака точек и по данным маркшейдерских замеров), планирование подземных горных выработок (долгосрочное, краткосрочное).

Долгосрочное планирование включает учет экономических показателей, плановых потерь и разубоживания, оптимизацию календарного плана, визуализацию последовательности отработки с разделением по периодам, формирование отчетов.

Краткосрочное планирование включает создание календарного плана, настройку ресурсов, календарей, формирование отчетов.

Интерфейс ГГИС Micromine представлен на рис. 2.

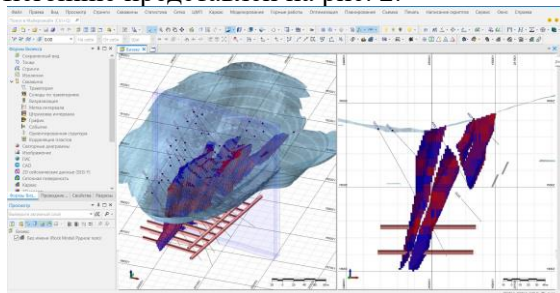


Рис. 2. Интерфейс ГГИС Micromine

ANSYS - это передовое программное обеспечение для инженерного анализа данных и численного моделирования [3]. ANSYS Mechanical использует семейство численных методов для решения широкого спектра задач механики деформируемого твердого тела с учетом нелинейных свойств материалов, пластичности и контактного взаимодействия, в том числе задач линейной и нелинейной динамики и статики, гидравлики, теплообмена и др.

К функциональным возможностям пакета ANSYS Mechanical относятся модели механических свойств материалов (упругие, вязкопластичные, ортотропные, с упрочнением и разупрочнением, пористые, хрупкие и др.), импорт геометрии из любой CAD-системы, импорт граничных условий, моделирование поведения, расчет расслоения, сейсмических и других видов нагрузок, многокритериальная параметрическая и топологическая оптимизация, удобная визуализация результатов.

Следует отметить высокопроизводительные расчеты с использованием многоядерных процессоров и возможностью распределенных вычислений на кластере.

Для решения задач, стоящих перед предприятиями горной промышленности ANSYS Mechanical можно использовать для определения напряженно-деформированного состояния геомассива с учетом нелинейных моделей угля и пород, решения контактных задач: моделирование уплотнений, процессов формообразования и формоизменения, расчета прочности и устойчивости горных выработок с учетом нелинейного поведения горных пород.

Применение Ansys Mechanical в качестве средства математического моделирования процесса разрушения горных пород позволяет оценить характер трещинообразования и оптимизировать параметры проведения горных работ.

Интерфейс программы ANSYS представлен на рис. 3.

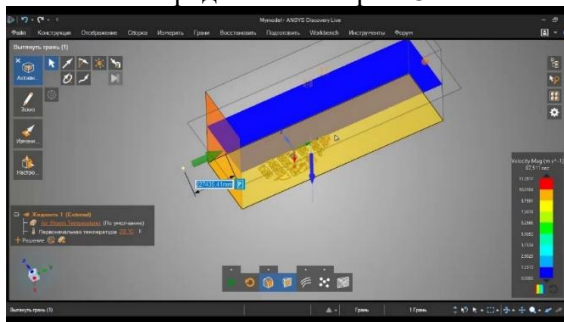


Рис. 3. Интерфейс программы ANSYS

Программное обеспечение EDEM – платформа автоматизированного конструирования (CAE). EDEM позволяет быстро создавать модели гранулированных систем твердых тел с заданными параметрами. Чтобы добиться точного изображения формы реальных частиц, их CAD-модели можно импортировать в систему [4]. В отличие от рассмотренных выше программных комплексов EDEM является узкоспециализированной средой моделирования, позволяющей решать только задачи, связанные с исследованием сыпучих сред, поэтому выделим наиболее существенные характеристики данного программного продукта. К таким характеристикам относится простая спецификация материалов, возможность переноса взаимодействий и материалов в управляемую базу данных, моделирование частиц, импортированных из шаблонов CAD или из отсканированных файлов, наложение поверхностей, содержащих множество выпуклых геометрических примитивов, автоматический расчет параметров частиц, в том числе момента инерции и массы, быстрое создание таких простых геометрических тел, как кубы, цилиндры и многоугольники, группировка частиц в случайную или решетчатую структуру, простая спецификация ряда таких режимов, как линейная и угловая скорость, размер и направление.

Функциональные возможности EDEM позволяют комбинировать механические, вещественные и другие физические свойства в процессе моделирования молекулярной системы твердых тел. EDEM управляет данными о каждой отдельной частице (массе, температуре, скорости и т. д.) и о действующих на нее силах.

Моделирование поведения сыпучих сред средствами EDEM позволяет вычислять параметры использования перегрузочных узлов, конвейеров, мельниц и других компонентов оборудования горнодобывающих и горно-обогащительных предприятий, с высокой степенью точности делать выводы об износе агрегатов после взаимодействия с условной сыпучей средой. Интерфейс программы EDEM представлен на рис. 4.

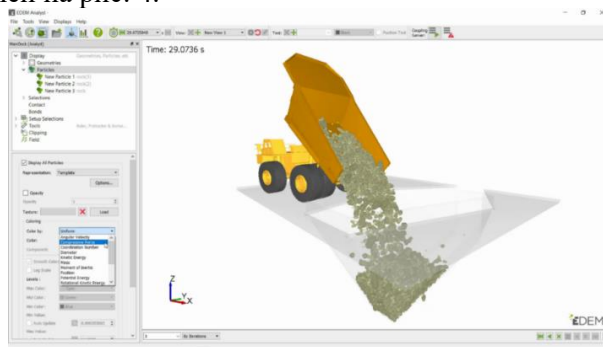


Рис. 4. Интерфейс программы EDEM

Вывод. Исходя из проведенного анализа программного обеспечения можно сделать вывод, что рассмотренные программные средства могут быть использованы для построения цифровой 3D модели участка месторождения, создания топологии системы горных выработок, моделирования геомеханических процессов при отработке угольных пластов, проектирования подземных горных выработок относительно фактически пройденных и конструирования оптимального сценария ведения горных работ.

Библиографический список

1. Midas GTS NX [Электронный ресурс] // «Midas in Russia», Режим доступа: <http://ru.midasuser.com/web/page.php?no=13>
2. Micromine [Электронный ресурс] // «Micromine», Режим доступа: <https://www.micromine.ru/micromine-mining-software/>
3. Программный пакет ANSYS [Электронный ресурс] // «Компьютерное моделирование», Режим доступа: <https://sites.google.com/site/komputernoemodelirovanie/home/stati/programmnyj-paket-ansys>
4. DEM Solutions Ltd [Электронный ресурс] // «Softline: we know, we can», Режим доступа: <https://store.softline.ru/demsolutions/-220978/>

УДК 004.89:622.817.4

**ОБОСНОВАНИЕ ВОЗМОЖНОСТИ ПРИМЕНЕНИЯ НЕЙРОННОЙ СЕТИ
ДЛЯ ПРОГНОЗИРОВАНИЯ МЕТАНОВЫДЕЛЕНИЯ ПРИ ПОДЗЕМНОЙ ОТРАБОТКЕ
ГАЗОНОСНЫХ УГОЛЬНЫХ ПЛАСТОВ**

Дворянчиков М.В., д.т.н. Павлова Л.Д.,

Сибирский государственный индустриальный университет, г. Новокузнецк, Россия

Аннотация. Представлен математический аппарат нейронных сетей и обосновано его применение при решении задачи прогнозирования метановыделения при подземной угледобыче. Приведён пример применения нейронной сети для задачи регрессии в программном пакете Matlab.

Ключевые слова: нейронная сеть, математическая модель, газовыделение, подземная выработка, регрессия, прогнозирование.

При проведении подземных работ вопрос безопасности стоит на первом месте. С целью профилактики выбросов газа применяется дегазация угольных пластов. Для принятия решения о продолжении или остановке работы важно своевременно распознать и прогнозировать газодинамическое явление с учетом множества факторов. Когда количество свойств изучаемого явления возрастает до десятков, устанавливать какие-либо связи между ними становится весьма затруднительно. Для решения подобных задач разработан специальный математический аппарат – нейронная сеть [1].

Искусственные нейронные сети, имитирующие работу биологических нейронных сетей – это статистические модели обучения, которые используются в машинном обучении. Эти сети представлены как системы взаимосвязанных «нейронов», которые посылают друг другу сообщения. Соединения внутри сети можно систематически регулировать на основе входов и выходов, что делает их идеальными для контролируемого обучения. Благодаря своей структуре, программа с нейронной сетью обретает способность анализировать и даже запоминать различную информацию подобно тому, как это делает мозг человека [2].

Нейронные сети применяются при решении разного рода задач: рекомендательные системы, прогнозирование, определение положения объектов по видеоизображению, в беспилотных автомобилях, при прогнозировании выхода устройств из строя и др. [3-4].

Наименьшим элементом нейронной сети является нейрон (рис. 1). Он получает вектор входных данных, производит над ним вычисления и передает дальше. Можно выделить 3 основных типа нейронов: входной, скрытый (может быть несколько слоёв) и выходной. В случае входного нейрона: вход = выход. В остальных случаях на вход попадает суммарная информация с предыдущего слоя, она нормализуется с помощью функции активации $f(x)$ и попадает в поле выхода.

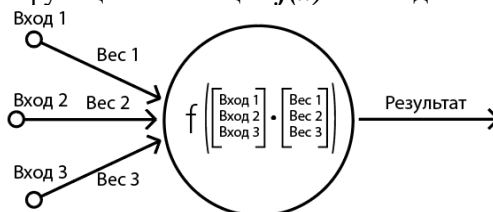


Рис. 1. Схематичное изображение нейрона

Синапс – это связь между двумя нейронами. Он хранит вес, изменяющийся проходящую через него информацию.

Функция активации $f(x)$ служит для преобразования суммы входных данных к нормальному диапазону.

Входные сигналы посредством скалярного произведения объединяются с соответствующими весами нейрона для получения результирующего сигнала, который модифицируется функцией активации $f(x)$.

Эпоха – это итерация, в течение которой через сеть проходит весь набор обучающей выборки с необходимой коррекцией весов.

Построение и настройка такой сети выполняется посредством обучения на основе доступной информации. Для этого необходимо знать правильные результаты для определенных входных данных, чтобы, используя разницу между фактическими и ожидаемыми выходными данными, можно было находить ошибки и корректировать веса. Сети надо сообщить в достаточном количестве правильные входные и выходные данные, чтобы затем она могла использовать их для обработки новых входных данных.

Целью построения нейронной сети в данной работе является прогнозирование метановыделения при подземной отработке газоносных угольных пластов на основе данных натуральных наблюдений в шахтных условиях конкретного выемочного участка, основных свойств газоносного геомассива и параметров его состояния.

Исходными данными являются:

- замеры по работе скважин направленного бурения;
- инструкция по контролю состава рудничного воздуха, определению газообильности и установлению категорий шахт по метану и/или диоксиду углерода;
- математический аппарат нейронных сетей.

Критерием эффективности разработки является выдача рекомендаций по принятию управленческих решений на основе прогнозирования будущей концентрации метана.

При построении нейронной сети можно выделить следующие этапы:

1. Сбор данных, формирование исходных таблиц данных так называемой базы данных.
2. Первичная обработка данных – удаление флуктуаций, приведение к одной размерности, удаление строк с пустыми значениями или, если возможно, восстановление их значений.
3. Применение простых моделей, графиков, для выделения общих закономерностей (рис. 2).
4. Нормализация данных для нейронной сети, разделение на обучающую, отладочную и тестовую выборку [5].
5. Выбор типа сети, её параметров.
6. Обучение на обучающей выборке.
7. Проверка и корректировка на тестовой выборке, анализ результатов.
8. Дополнение новыми данными и повторение этапов.

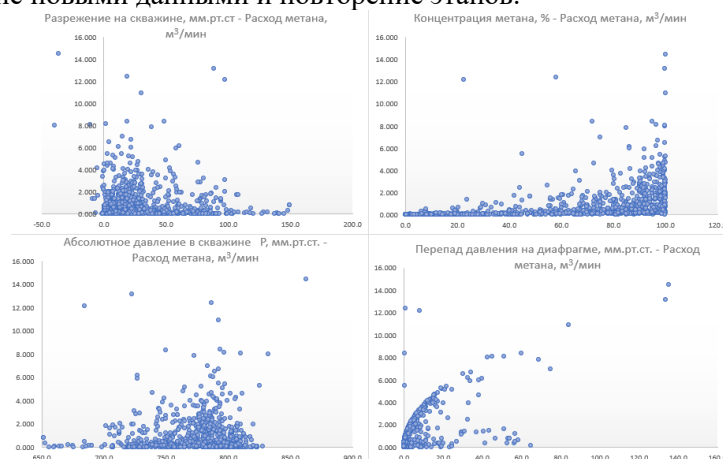


Рис. 2. Визуализация части исходного набора данных

На практике при машинном обучении в большинстве случаев нейронные сети не строятся с нуля. Для этого обычно применяются высокооптимизированные платформы, которые выполняют всю тяжелую работу (табл. 1).

Для решения задачи регрессии с использованием нейронной сети можно воспользоваться Deep Learning Toolbox в Matlab. После обучения нейронная сеть должна обладать способностью воспроизводить выходные данные по новым входным. На основе идентификации объекта в дальнейшем можно будет перейти к задаче прогнозирования.

Программные средства для машинного обучения	
Наименование программы	Назначение
TensorFlow	Машинное обучение на основе потоков данных
Deeplearning4j	Фреймворк для глубокого обучения на Java
Keras	Высокоуровневый интерфейс, набор абстракций для быстрого построения нейронных сетей независимо от вычислительного бэкенда
Caffe	Параллельные многопроцессорные вычисления многомерных массивов данных
PyTorch	Решение задач компьютерного зрения и обработки естественного языка
Microsoft Cognitive Toolkit	Представление нейронной сети как ряд вычислительных шагов с использованием ориентированного графа
Matlab	Пакет программ для решения технических задач, включает в себя инструменты для синтеза и анализа нейронных сетей

Пусть входным набором будет 1000 замеров в скважинах по 7 параметрам:

- диаметр отверстия диафрагмы, мм;
- концентрация метана, %;
- разрежение на скважине, мм.рт.ст.;
- абсолютное давление в скважине P, мм.рт.ст.;
- абсолютное давление в выработке P_{атм}, мм.рт.ст.;
- температура МВС, С;
- перепад давления на диафрагме, мм.рт.ст.;

Выходной выборкой являются два параметра по 1000 значений:

- расход метановоздушной смеси, м³/мин;
- расход метана, м³/мин.

Выборки разбиваются в процентном соотношении: 70% - обучающая выборка, 15% - отладочная выборка и 15% - тестовая выборка.

Результаты обучения нейронной сети по алгоритму Левенберга-Марквардта с обратным распространением ошибки представлены на рис. 3 [6].

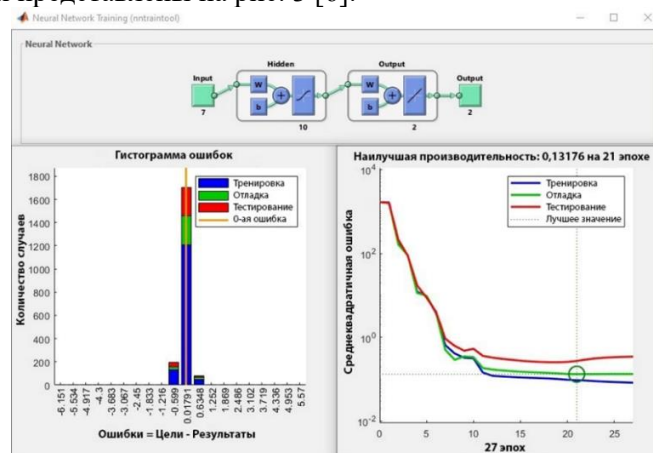


Рис. 3 – Результаты вычислений нейронной сети

Структура нейронной сети описывается вектором входных значений, 10 скрытыми и 2 выходными нейронами получающими результат.

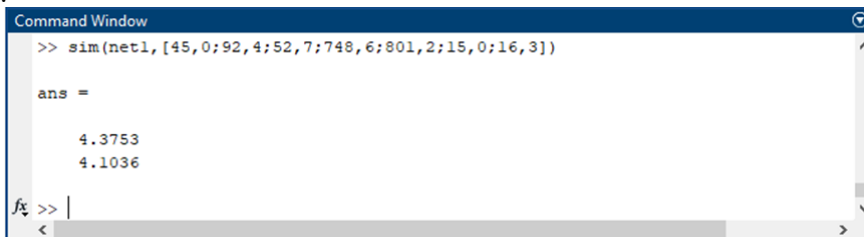
Вектор \bar{x} из 7 параметров подаётся на вход (*Input*). В скрытом слое из 10 нейронов (*Hidden*) вектор умножается на матрицу весов (W_1) размера 7x10, к результату прибавляется вектор смещения (b) размера 10, и результат передается нелинейной функции активации ($f(x)$). Во втором блоке нейронов (*Output*) к вектору применяется матрица весов (W_2), вектор смещения (b_1), и уже без нелинейной функции в (*Output*) получается вектор результата \bar{y} .

$$\bar{h} = f \left([x_1 \dots x_7] \begin{bmatrix} w_{1,1}^{(1)} & \dots & w_{1,10}^{(1)} \\ \vdots & \ddots & \vdots \\ w_{7,1}^{(1)} & \dots & w_{7,10}^{(1)} \end{bmatrix} + [b_1^{(1)} \dots b_{10}^{(1)}] \right)$$

$$\bar{y} = [h_1 \dots h_{10}] \begin{bmatrix} w_{1,1}^{(2)} & w_{2,1}^{(2)} \\ \vdots & \vdots \\ w_{1,10}^{(2)} & w_{2,10}^{(2)} \end{bmatrix} + [b_1^{(2)} \ b_2^{(2)}]$$

На правом графике рис. 3 представлена зависимость среднеквадратичной ошибки от итераций обучения. Ошибка показана для 3 наборов данных: тренировочный (синяя линия), отладочный (зелёная линия) и тестовый (красная линия). Обучение останавливается после того как ошибка на отладочном наборе перестаёт уменьшаться (21 эпоха на рис. 3). Также на рис. 3 представлена гистограмма распределения ошибок, где они рассчитываются как разность фактических значений (целевых) и результатов вычислений нейронной сети.

При необходимости можно сделать проверку для конкретных значений, используя консоль Matlab (рис. 4).



```
Command Window
>> sim(net1, [45, 0; 92, 4; 52, 7; 748, 6; 801, 2; 15, 0; 16, 3])

ans =

    4.3753
    4.1036

fx >> |
```

Рис. 4 – Проверка значений в консоли matlab

Выход 1: 4.3753; Целевое значение 1: 4,5514; Ошибка составляет: 0.1761

Выход 2: 4.1036; Целевое значение 2: 4,2055; Ошибка составляет: 0.1019

Выводы. Решение задач с использованием нейронных сетей представляет из себя некий чёрный ящик, в котором затруднительно установить значимость параметров. Для обеспечения заданной точности обычно требуются очень большие наборы данных, которые трудно найти и обработать. При построении сети большую сложность также представляет выбор структуры, обеспечивающей оптимальное решение задачи. Тем не менее они используются для решения обширного круга задач, когда затруднительно установить явную зависимость входо-выходных параметров, и обладают способностью к обучению и переобучению.

При прогнозировании состояния метана в шахте с учётом большого количества измеряемых показателей целесообразно воспользоваться аппаратом нейронных сетей. Важным условием обеспечения эффективного управления газовой выделением является корректный прогноз метановыделения на выемочном участке и допустимой нагрузки на очистной забой по газовому фактору.

Библиографический список

1. Копец Д. Классические задачи Computer Science на языке Python. - СПб.: Питер, 2020. - 256 с.
2. Steven Miller Mind: How to Build a Neural Network (Part One). - 2015. - Режим доступа: <http://steven-miller888.github.io/mind-how-to-build-a-neural-network/>
3. Кораблина Т.В. Использование свёрточных нейронных сетей при определении торговой стратегии на рынке форекс / Т.В. Кораблина, Р.А. Кораблин, Е.П. Пермякова // Фундаментальные научные исследования: теоретические и практические аспекты : сб. материалов VII междунар. науч.-практ. конф., 31 мая 2018 г. - Кемерово : ЗапсибНЦ, 2018. - Т. 2. - С. 73-77.
4. Трофимов В.Б. / О методе оценивания информационных признаков и распознавания маркировки рельсов / В.Б. Трофимов // Моделирование и наукоемкие информационные технологии в технических и социально-экономических системах : тр IV всерос. науч. – практ. конф., 12-15 апреля 2016 г. - Новокузнецк, 2016. - Ч. 2. - С. 54-59.
5. Andrew NG. Machine Learning Yearning. Technical Strategy for AI Engineers, In the Era of Deep Learning. - Режим доступа: <https://github.com/ajaymache/machine-learning-yearning>
6. Marquardt D. An Algorithm for Least-Squares Estimation of Nonlinear Parameters // SIAM Journal on Applied Mathematics. – 1963. -Vol. 11. - No. 2. - P. 431–441.

О ФУНКЦИЯХ И ЗАДАЧАХ УПРАВЛЕНИЯ КОНКУРЕНТОСПОСОБНОСТЬЮ СТАДИИ ЭКСПЛУАТАЦИИ ИТ-СЕРВИСА

¹к.т.н. Зимин А.В., ²д.т.н. Буркова И.В., ¹д.т.н. Зимин В.В.

1 - Сибирский государственный индустриальный университет, г. Новокузнецк, Россия

2 - Институт проблем управления РАН, г. Москва, Россия

Аннотация. В статье рассматриваются функции и задачи управления, реализуемые на стадии эксплуатации ИТ-сервиса, но определяющие достижение стратегической цели ИТ-провайдера – его конкурентоспособности. В частности, описаны функции мониторинга и контроля, а также приведены структуры систем управления, решающих задачи управления отдельной ИТ-операцией и отдельным ИТ-процессом.

Ключевые слова: ИТ-сервис, жизненный цикл, конкурентоспособность, система управления, мониторинг и контроль, ИТ-актив, конфигурационный элемент, нормативная база.

Введение. Измерение и контроль фактического качества предоставляемых ИТ-услуг, реализуемые на стадии эксплуатации сервиса, являются важнейшими функциями управления конкурентоспособностью. Регулярное выполнение этих функций позволяет своевременно обновлять ИТ-стратегию (соответственно, портфель сервисов), совершенствовать процессы проектирования, внедрения и эксплуатации ИТ-сервисов. Вследствие этого мониторинг и контроль не рассматриваются только как операционные функции. Цель этих функций, помимо контроля качества сервисов и процессов эксплуатации, состоит в обеспечении ИТ-процессов проектных стадий жизненного цикла ИТ-сервиса достоверной информацией о качестве принятых ими решений. Эта информация используется для определения проблемных областей в их деятельности [1-3].

Процесс мониторинга направлен также на обнаружение изменений, происходящих со временем в системе управления жизненным циклом ИТ-сервиса. В частности, процесс осуществляет:

- оценку фактического состояния основных конфигурационных элементов ИТ-среды;
- проверку условий запуска различных операционных процедур и оповещение о результатах проверки соответствующего ИТ-персонала;
- контроль за принадлежностью значений показателей производительности или используемой мощности конфигурационных элементов заданному диапазону значений (текущей нагрузки процессора, размера используемого дискового пространства или оперативной памяти);
- выявление аномальной активности в инфраструктуре системы, связанной, например, с потенциальной угрозой безопасности;
- обнаружение несанкционированных изменений в базовом состоянии системы (несанкционированной инсталляции программного обеспечения);
- выполнение положений принятых в компании политик (например, нецелесообразного использования электронной почты и интернета);
- сбор данных, которые необходимы для вычисления ключевых показателей эффективности, определяющих размеры стимулирования ИТ-персонала [4-5].

Система управления отдельной ИТ-операцией. Широко известна модель, описывающая систему управления отдельным видом ИТ-деятельности. Несмотря на свою простоту, она используется во многих приложениях, применяемых при управлении жизненным циклом ИТ-сервиса. На рис. 1 отобразены основные функции, реализуемые системой.

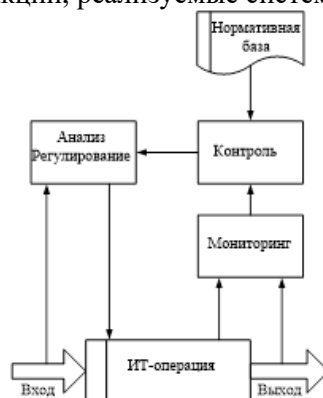


Рис. 1. Структура простой системы управления ИТ-операцией

Показатель выполнения операции измеряется и сравнивается с нормативным значением. В случае отклонения от нормы принимаются меры по восстановлению нормативного функционирования.

Различают два типа систем управления:

- системы с открытым контуром управления, которые предназначены для выполнения хорошо predetermined деятельности (с фиксированным множеством известных входов), не зависящей от внешней среды (например, резервное копирование базового состояния продуктивной системы выполняется в заданное время независимо ни от каких условий);

- системы с замкнутым контуром управления, учитывающие воздействия внешней среды (например, при балансировке сетевой нагрузки система оценивает фактический трафик и если он превышает нормативный уровень, то система управления вводит в действие резервный канал и начинает управлять сетевым трафиком по двум каналам).

Система управления ИТ-процессом. Задачи, решаемые системой управления, структура которой представлена на рис. 1, являются хорошей иллюстрацией базового принципа организации работы на стадии эксплуатации ИТ-сервиса. Однако задачи операционного менеджмента намного сложнее и их решение требует более сложной структуры системы управления. На рис. 2 показана двухуровневая структура системы управления рабочим ИТ-процессом, объектом управления в которой является процесс, включающий три последовательно выполняемых вида деятельности (операции). Выход каждого вида деятельности становится входом для следующего. Каждый вид имеет собственную подсистему управления с соответствующей нормативной базой. Процесс в целом контролируется системой управления качеством (охватывающей все три вида деятельности), целью которой является достижение заданных значений нормативных показателей для рабочего процесса в целом.

На рис. 2 показаны два вида обратной связи. Первый сосредоточен исключительно на достижении заданного качества отдельных видов деятельности, а второй – на результативности процесса в целом.

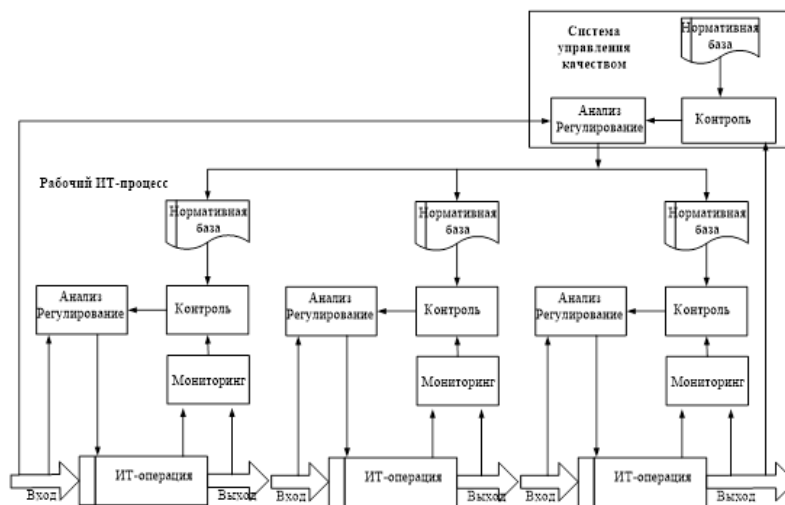


Рис. 2. Структура системы управления ИТ-процессом

Двухуровневая система управления обеспечивает:

- контроль выполнения отдельных операций. Показатели эффективности каждой операции и ее выход измеряются для того, чтобы возможные проблемы в функционировании процесса были выявлены до того, как процесс завершится. Например, при реализации процесса управления инцидентами, служба Service Desk отслеживает, своевременно ли техническая служба включилась в работу с эскалированным инцидентом. Это делается задолго до разрешения инцидента и для того, чтобы процесс в целом был завершён вовремя;

- достижение целей процесса в целом. Например, менеджер процесса управления изменениями будет оценивать результативность процесса посредством проверки своевременности реализации изменения, соответствия фактически выполненного изменения согласованной спецификации и соответствия затрат на реализацию изменения затратам, предусмотренным в бюджете;

- контроль производительности (мощности) продуктивной системы (например, посредством регулярного измерения времени отклика сервера на запрос ИТ-сервиса при заданной рабочей нагрузке).

Чтобы успешно использовать концепцию двухуровневой системы управления, необходимо, в частности, определить:

- какие показатели необходимо контролировать?
- каковы нормативные значения для контролируемых показателей?
- какой будет процедура мониторинга (ручная или автоматизированная)?
- как часто необходимо выполнять измерения?

ITSM-систем управления ИТ-процессом. Эта структура представлена на рис. 3. Она описывает принципиальную схему управления процессом эксплуатации, его отдельными компонентами или конфигурационными элементами как составную часть системы управления жизненным циклом ИТ-сервиса. Нормируемые показатели и их базовые значения, а также необходимые механизмы контроля определяются и разрабатываются на стадии проектирования с учетом принятых стадий стратегии архитектурных решений и применяемых стандартах [6-7].

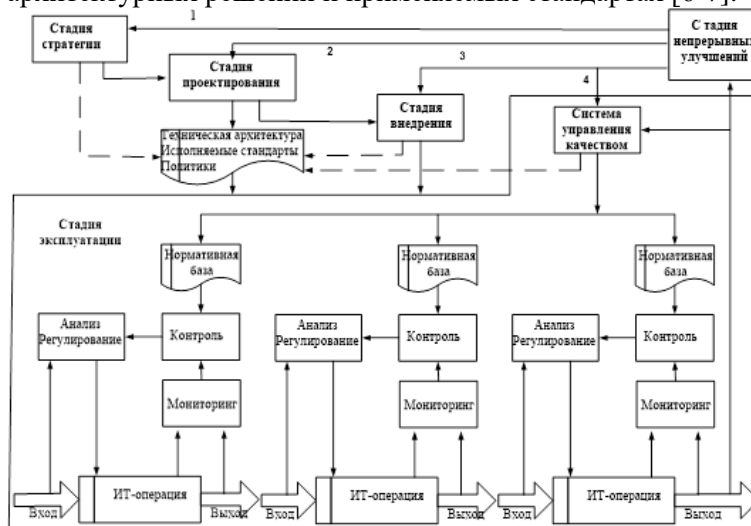


Рис. 3 Структура ITSM-системы управления

Цель ITSM-системы управления состоит в том, чтобы любое изменение в стратегии, архитектурном решении, портфеле ИТ-сервисов или требованиях к качеству сервиса сопровождалось необходимыми изменениями в контролируемых показателях, в их базовых значениях и механизмах контроля. Стадия проектирования является связующим звеном между стадиями стратегии и эксплуатации ИТ-сервисов. В то же время в решаемых ею задачах, как правило, участвуют представители всех других стадий жизненного цикла ИТ-сервиса.

Заметим, что задачи второго уровня в рассматриваемой системе управления решаются стадией непрерывных улучшений с участием стадий стратегии, проектирования и внедрения. Так стрелка 1 рис. 3 соответствует случаю, когда на стадии непрерывных улучшений пришли к выводу, что для улучшения конкурентоспособности требуется внести определенные изменения в ИТ-стратегию. Это может связано с внесением изменений в действующий портфель сервисов, или в принятые архитектурные решения. Случай стрелки 2 требует согласования требований к качеству ИТ-сервисов с возможностями поставщика ИТ-услуг. Это может быть обусловлено тем, что затраты поставщика на предоставляемый сервис, при используемой инфраструктуре, слишком велики и необходимо обновить активы инфраструктуры. Или тем, что при принятой архитектуре данных невозможно эффективно управлять процессами эксплуатации. Стрелка 3 соответствует случаю, когда невозможно обеспечить достижение нормативных значений для показателей доступности и мощности сервисов, разработанных стадией проектирования. Это может быть следствием отсутствия необходимых компетенций у ИТ-персонала или пользователей, а также неразвитостью системы коммуникаций. Необходимо провести соответствующее обучение или внести изменения в инфраструктуру для улучшения коммуникаций.

Стадия внедрения отвечает за то, чтобы системная архитектура обеспечивала необходимые эксплуатационные характеристики для новых и изменяемых ИТ-сервисов. Для эксплуатируемых сервисов процесс управления изменениями контролирует выполнение тех изменений, которые являются элементами управления (например, системные настройки), а также всех изменений, которые обусловлены стрелками 1, 2 и 3. Стадия внедрения не оказывает влияния на ИТ-стратегию и не

управляет процессами проектирования, но она обеспечивает согласованность всех принимаемых решений и обеспечивает штатное функционирование ИТ-сервисов.

Вывод. Представляется, что функции мониторинга и контроля, в соответствии с принадлежностью задач, для которых они формируют исходные данные, целесообразно было бы отнести к стадии стратегии. Однако мониторинг и контроль может быть эффективно реализован только в действующей эксплуатационной среде. Качество процессов стадий стратегии и проектирования определяется соответствием фактических свойств сервисов согласованным с клиентом требованиям к ним.

Библиографический список

1. Винтаев В.Н. Теоретические положения и средства исследования эффективности ИТ-проектов по управлению ИТ-инфраструктурой предприятия на основе системного подхода: монография / В.Н. Винтаев, В.А. Ломазов, В.С. Пехотина. - Белгород: Изд-во Белгородского ун-та кооп., экономики и права, 2019. - 94 с.
2. Антонова А.Р. Финансовые методы оценки эффективности ИТ-проектов / А.Р. Антонова // Информационные технологии в науке, управлении, социальной сфере и медицине: сб. науч. тр. III Междунар. науч. конф., НГТУ им. Р.Е. Алексеева. - 2016. - С. 331-337.
3. Козлов С.В., Кубанков А.Н. Об эволюции методов процессного подхода к развитию автоматизированных информационно-управляющих систем // Качество. Инновации. Образование. - 2018. - № 5 (156). - С. 103-110.
4. Козлов С.В., Кубанков А.Н. Научно-методические проблемы интеграции и синхронизации функциональных процессов в жизненном цикле систем управления // Системы синхронизации, формирования и обработки сигналов. - 2019. - Т. 10. - № 3. - С. 52-57.
5. Масленикова О.Е., Назарова О.Б. Применение метода анализа иерархий для выбора методологической основы разработки корпоративной технологии внедрения информационной системы управления предприятием // Фундаментальные исследования. - 2016. - № 12-2. - С. 307-311.
6. Махмутова М.В., Белоусова И.Д., Москвина Е.А. Бизнес-ориентированная модель управления информационными технологиями в производственной компании // Современные наукоемкие технологии. - 2019. - № 1. - С. 94-98.
7. Махмутова М.В., Тороторина А.А., Тороторин Е.В., Клюкин А.А. Управление качеством предоставления ИТ-услуг на промышленном предприятии // Современные наукоемкие технологии. - 2019. - № 11-2. - С. 291-295.

УДК 519.876.2

КОНКУРЕНТОСПОСОБНОСТЬ СЕРВИСОВ И ПРОЦЕССОВ – СИСТЕМООБРАЗУЮЩИЙ ЭЛЕМЕНТ СТРАТЕГИИ ИТ-ПРОВАЙДЕРА

к.т.н. Зимин А.В.

Сибирский государственный индустриальный университет, г. Новокузнецк, Россия

Аннотация. В статье показано, что системообразующим элементом стратегической деятельности поставщика ИТ-услуг является конкурентоспособность его информационно-технологических сервисов и процессов. ИТ-сервисы удовлетворяют потребности клиентов в повышении результативности его бизнес-активов, а процессы обеспечивают приемлемую цену и допустимые риски применения ИТ-сервисов.

Ключевые слова: ИТ-стратегия, бизнес-стратегия, рыночная область, конкурентоспособность, критический фактор успеха, стратегический анализ, позиционирование в рыночной области, приоритетность инвестиций.

Введение. Концепция жизненного цикла ИТ-сервиса в ИТЛ-3,4 сформирована в ориентации на достижение стратегической цели ИТ-провайдера – рыночной конкурентоспособности. Необходимым условием достижения этой цели является соответствие ИТ-стратегии провайдера бизнес-стратегиям его клиентов. При таком соответствии возможности портфеля сервисов должны удовлетворять потребности действующих или модифицируемых бизнес-процессов клиентов – единственных объектах применения ИТ-сервисов. Второе условие достижения конкурентоспособности состоит в обеспечении требуемой результативности бизнес-процесса клиента на основе ИТ-сервисов, созданных ИТ-процессами, не уступающими по эффективности процессам других участников ИТ-рынка [1-2].

Конкурентоспособность успешного поставщика сервисов формируется взвешенным применением четырех компонентов стратегии – перспективы, позиционирования, прототипирования и технологии работы.

Перспективу определяют как рыночную область (часть рыночного пространства), оптимальную для реализации принятой ИТ-стратегии. Перспектива описывает, где и с кем конкурирует поставщик ИТ-услуг.

Позиционирование (базируется на отличительных способностях поставщика) – это форма стратегии, определяющая преимущественную нишу в заданной рыночной области. К отличительным способностям относятся те, которые являются лучшими ноу-хау и которые трудно «скопировать» конкурирующим структурам. Позиционирование связано с определением ответов на следующие вопросы: конкурирует ли поставщик ИТ-сервисов на основе особой ценности сервисов или на их низкой стоимости, на основе специализированного, или широкого набора услуг? Специализируется ли на полезности сервисов, или на их применимости?

На практике широко применяются три основных типа позиционирования: основанное на разнообразии, основанное на потребностях, основанное на доступе к активам. Первый тип позиционирования предполагает выбор поставщиком услуг узкого специфического подмножества потребностей клиентов и удовлетворение этих потребностей для многих клиентов. Этот тип позиционирования характерен для внешних ИТ-провайдеров. Второй тип позиционирования связан с выбором узкого сегмента клиентов (в частности, единственного клиента) и с удовлетворением всех их потребностей. Этот тип позиционирования характерен для провайдеров первого и второго типа. Третий тип позиционирования сфокусирован на обслуживании клиентов со специфическими потребностями, связанными с географией их размещения, масштабом или структурой.

Прототипирование – форма стратегии, описывающая последовательное применение известных, доказавших успешность решений и действий. Прототипы называют стратегиями в действии, так как они подтверждены многократным успехом на протяжении длительного времени. Стратегия в форме прототипирования – фундаментальный способ достижения конкурентоспособности. Прототипы являются общепризнанными результатами реализации форм стратегии-перспективы и стратегии-позиционирования. Совокупность применяемых прототипов обычно является частью отличительных способностей поставщика ИТ-сервисов.

Технология работы заключается в создании культурных и организационных преимуществ (эффективных ИТ-процессов), которые позволяют превосходить конкурирующие структуры в качестве функционирования ИТ-активов.

Схема формирования и актуализации ИТ-стратегии поставщика услуг включает три этапа. На первом этапе производится стратегическая оценка внутренних и внешних факторов, и на этой основе конкретизируются стратегические цели ИТ-провайдера. При этой оценке производительность активов клиентов должна быть первостепенным объектом анализа. Кроме этого учитываются: отличительные компетенции ИТ-провайдера, бизнес-стратегия заказчика, критические факторы успеха, угрозы и благоприятные возможности.

Проводимый анализ направлен на выявление выгод для заказчиков и ИТ-провайдера, в частности:

- усиление возможностей заказчика (например, быстрая реализация изменений сервисов при запросах бизнеса);
- увеличение производительности активов заказчика (сокращение срока окупаемости его активов);
- улучшение использования активов ИТ-провайдера (оптимизация ИТ-процессов);
- уменьшение условно-постоянных затрат на бизнес-процессы.

В результате проведенного анализа формулируются стратегические цели ИТ-провайдера.

На втором этапе, исходя из стратегических целей, посредством последовательного синтеза перспективы, позиционирования и применения прототипов формируется портфель сервисов, который выражает принятую поставщиком сервисов ИТ-стратегию. Исходя из содержания портфеля, разрабатывается портфель проектов оптимизации ИТ-процессов стадий жизненного цикла сервиса – проектирования, внедрения, эксплуатации и утилизации. ИТ-процессы синтезируются или модифицируются исходя из достижения максимальной ценности создаваемых ими сервисов для заказчиков, минимизации затрат и рисков для ИТ-провайдера.

На третьем этапе решается задача актуализации стратегии в связи с произошедшими изменениями внешней и внутренней обстановки.

ИТ-сервис представляет собой средство повышения эффективности работы клиентских активов. Улучшения в области проектирования, внедрения и эксплуатации ИТ-сервиса направлены на увеличение производительности и снижение рисков функционирующих активов клиентов. В то же время потенциальные возможности ИТ-сервиса определяются имеющимися у провайдера ИТ-активами (его ресурсами и возможностями). Таким образом, потенциальные возможности сервисных активов провайдера преобразуются в потенциально возможную производительность активов клиента. Затраты, понесенные на улучшение ИТ-сервиса, возмещаются клиентом. В результате управление ИТ-сервисами представляет собой замкнутую систему управления со следующими функциями:

- разработка и содержание сервисных активов;
- оценка потенциальной производительности активов клиента;
- отображение ИТ-активов на активы клиентов посредством ИТ-сервисов;
- проектирование, внедрение и эксплуатация ИТ-сервисов;
- снижение рисков, связанных с изменением активов клиента;
- контроль стоимости предоставления ИТ-сервисов.

Полезность, мощность ИТ-сервиса и затраты на его разработку. Если применение ИТ-сервиса приводит к повышению производительности активов клиента, то наблюдается повышение спроса на этот сервис, то есть имеет место положительная обратная связь в системе управления активами клиента и ИТ-провайдера. Рост спроса на сервис сопровождается ростом компенсаций от клиентов за качество сервиса. Чем выше качество сервиса, тем больше компенсация, на которую может рассчитывать поставщик сервиса. Все решения в сфере управления сервисами должны быть направлены на достижение качества сервиса, требуемого клиенту. Компенсация, получаемая ИТ-службой, вносит свой вклад в доходы от применения сервисных активов. Доходность при этом зависит от дохода от актива и затрат на его приобретение/разработку и поддержку функционирования. Как правило, стоимость ИТ-сервисов растет с увеличением качества предоставляемых услуг [3].

По мере того, как зрелость процессов управления сервисными активами возрастает, можно добиться более высоких значений полезности и применимости ИТ-сервисов без пропорционального увеличения затрат вследствие того, что влияние постоянных затрат и накладных расходов уменьшаться с увеличением спроса на услуги.

Связь постановки целей с ИТ-стратегий. Цели представляют собой те результаты, которые ожидает получить ИТ-провайдер, реализуя свою стратегию. В то же время, стратегия определяет действия, которые необходимы для достижения поставленных целей. Четко сформулированные цели – необходимое условие для принятия эффективных решений и определения приоритетов действий.

Чтобы сформулировать цели, ИТ-провайдер должен понимать, каких целей (результатов) хочет достичь клиент, и определить, как удовлетворить те потребности клиента, которыми на текущий момент он недостаточно удовлетворен. На основе этих потребностей клиента провайдер определяет показатели полезности и применимости своих сервисов. То есть цель поставщика сервисов - помочь решить задачи клиентов и получить нужные клиенту результаты, преодолеть имеющиеся у него ограничения. Четкое понимание ценностей клиентов называют маркетинговым мышлением.

Сервисные активы и потребности клиентов. Сервисные активы определяют, приобретают, создают и развертывают исходя из их максимальной ценности для клиентов и минимальных рисков и затрат для ИТ-провайдера. Например, служба обмена сообщениями (беспроводная электронная почта) представляет большую ценность для клиентов, так как ее использование значительно увеличивает производительность одного из самых важных и дорогостоящих клиентских активов - сотрудников.

Конкурентоспособность и критические факторы успеха. Каждое рыночное пространство описывается критическими факторами, соответствие которым сервисных активов ИТ-провайдера во многом определяет успех (неудачу) реализуемой провайдером ИТ-стратегии. Критические факторы зависят, в частности, от потребностей клиента, тенденций развития бизнеса клиентов, особенностей конкурентной среды, действий экономических регуляторов, политик поставщиков ИТ-активов, действующих стандартов, лучших отраслевых практик и применяемых технологий. Критические факторы успеха (обычно приводимые в литературе по бизнесу как стратегические факторы), обладают следующими общими характеристиками:

- они определяются с использованием понятия ИТ-актива (возможности или ресурса);
- они являются ключевыми факторами успеха лидеров ИТ-отрасли;

- степень соответствия им определяет уровень конкурентоспособности поставщика ИТ-сервисов;
- они изменяются вместе с изменением рыночного пространства;
- соответствие ключевому фактору, как правило, требуют от ИТ-провайдера значительных инвестиций в активы и существенных затрат времени.

Определение критических факторов успеха, соответствующих текущему временному интервалу и данному рыночному пространству, является важной задачей стратегического планирования и развития (рис. 1).



Рис. 1. Связь критических факторов успеха с рыночным пространством

Так в рыночном пространстве, требующем обработки больших объемов данных в режиме реального времени, например тех, которые необходимы финансовым службам промышленных предприятий, поставщик ИТ-сервисов должен владеть крупномасштабными компьютерными системами с высокоэффективной и надежной сетевой инфраструктурой, системой информационной безопасности. Без этих активов не представляется возможным предоставлять ИТ-сервисы требуемой полезности и применимости [4].

Динамичная природа рынков и, как следствие, бизнес-стратегий компаний требует, чтобы критические факторы успеха периодически пересматривались. Пересмотр может быть обусловлен изменением клиентских потребностей, экспансией в новые рыночные пространства, изменениями в законодательной среде и в прорывных технологиях в ИТ-сфере. Например, обновленное законодательство о конфиденциальности данных пациентов в сфере здравоохранения, изменит набор критических факторов успеха для всех поставщиков услуг сферы здравоохранения. Важнейшие критические факторы представляют собой комбинацию нескольких сервисных активов, таких как финансовые активы, полученные компетенции, интеллектуальная собственность, процессы, инфраструктура и т. д.

Критические факторы успеха определяют сервисные активы, которые необходимы для реализации ИТ-стратегии. Например, если стратегия требует, чтобы услуги были доступны пользователям вычислительной сети с широкой областью охвата, то поставщик сервисов должен не только нарастить мощность в ключевых узлах сети, но эксплуатировать сеть так, чтобы стоимость обслуживания клиентов соответствовала сложившейся рыночной цене.

Одним из важнейших критических факторов успеха являются знания об активах клиента. Например, в здравоохранении поставщики ИТ-сервисов должны иметь обширные знания о процедурах лечения, медицинском оборудовании, требованиях к конфиденциальности информации, связях между врачами, фармацевтами и страховыми агентами.

Сервисные стратегии для рынка здравоохранения должны учитывать такие особенности, как узкая профессиональная специализация персонала, использование специального оборудования, ограниченная терпимость к ошибкам и необходимость поиска баланса между безопасностью и удобством использования сервисов. Это важнейшие факторы успеха этого рыночного пространства.

Критические факторы успеха необходимы для оценки стратегического положения поставщика сервисов в рыночном пространстве и управления этим положением. Изменение положения требует реализации поставщиком какого-то особо ценного предложения для клиентов. Например, улучшение конкурентоспособности в рыночном пространстве может потребовать очень высокого уровня доступности сервисов для клиента, чтобы обеспечить непрерывное ведение его бизнеса. Однако достичь этого уровня доступности возможно при безотказной работе ИТ-инфраструктуры. Во многих рыночных пространствах экономическая эффективность является общим критическим фактором успеха, в то время как в других таковыми могут быть специализированные знания предметной области или надежность инфраструктуры. Удовлетворенность клиентов, многообразие предлагаемых сервисов, их соответствие стандартам, глобальное присутствие на рынке - это также распространенные критические факторы успеха. Поставщики услуг типа I и типа II стремятся заработать на хорошем знании бизнеса клиента.

Для определения своего текущего положения на рынке и желаемой стратегической позиции, поставщик ИТ-сервисов проводит стратегический анализ рыночного пространства каждого крупного клиента и требуемого ему портфеля сервисов. Анализ предполагает предварительный сбор и изучения данных, полученных путем опроса клиентов, изучения обзоров качества предоставления ИТ-сервисов, в которых описываются отраслевые критерии и анализируется конкурентоспособность компаний. Эти обзоры готовят специализированные организации или внутренние исследовательские группы.

Каждый критический фактор успеха вычисляется на основе общепринятой методики и опираясь на известные процедуры измерения значимых показателей эффективности. Используются такие показатели и такие шкалы их измерения, которые традиционно применяются в данном рыночном пространстве или отрасли. Выполнение этих условий упрощает последующий сравнительный анализ.

На рис. 2 в двумерном пространстве критических факторов успеха x_1 и x_2 показаны сегменты рыночной области с различной степенью конкурентоспособности ИТ-провайдеров.



Рис. 2. Конкурентная среда для критических факторов успеха x_1 и x_2

При малых значениях критических факторов успеха, соответствующих нижнему левому углу рисунка, ИТ-провайдер не в состоянии конкурировать, так как большинство конкурентов превосходят его и ему трудно, или невозможно, найти заказчиков. Правому верхнему углу рисунка соответствуют критические факторы успеха для лидирующих ИТ-провайдеров. Для того, чтобы быть конкурентоспособным, конкретному провайдеру надо достигнуть, по крайней мере, тех значений критических факторов успеха, которые соответствуют срединной зоне рис. 2.

Для позиционирования поставщика сервисов в рыночном пространстве используют три уровня:

- начальный уровень: эффективность ниже этого уровня не приемлема для клиентов;
- средний уровень: эффективность ниже этого уровня не гарантирует конкурентоспособность;
- высокий уровень: эффективность выше этого уровня означает лидерство.

Стратегический анализ должен учитывать не только текущее положение поставщика сервисов на рынке, но и направление, в котором он планирует двигаться, а также величину ожидаемых изменений и соответствующие вероятности. Точка А описывает положение ИТ-провайдера с срединной зоне. Приращения критических факторов Δx_1 и Δx_2 за счет реализации оптимизационных проектов позволяет перевести конкурентоспособность провайдера в точку A_1 , которое укрепляет его рыночные позиции [5].

Стратегический анализ необходим для того, чтобы планы поставщика сервисов не были разрушены существенными изменениями в рыночном пространстве.

Приоритетность инвестиций и конкурентоспособность. Одна из острых проблем, решаемых поставщиком сервисов состоит в установлении приоритетов для инвестиций в новые ИТ-сервисы, влияющие на его конкурентоспособность. В каждый момент времени различные потребности клиентов в сервисах удовлетворяются в разной степени. Инвестиционный приоритет ИТ-сервиса определяется ценностью сервиса для клиента и текущей степенью удовлетворения потребности в этом сервисе. Наилучшие возможности для поставщиков ИТ-сервисов открываются в тех областях, в которых важные потребности клиентов в сервисах удовлетворены недостаточно (рис. 3). Ось абсцисс описывает ценность сервиса, а ось ординат – степень удовлетворенности в этом сервисе.

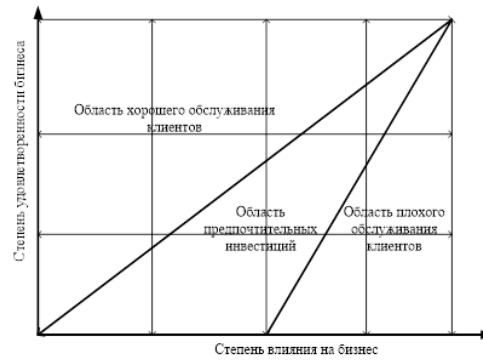


Рис. 3. Приоритетная область стратегических инвестиций в ИТ-сервисы

Портфель ИТ-сервисов провайдера необходимо расширять за счет приоритетной области стратегических инвестиций, которая, как правило, обеспечивает достаточный уровень полезности и применимости сервисов. Однако провайдеру необходимо учитывать затраты и риски, связанные с реализацией этих сервисов. В то же время, как правило, существуют веские причины, из-за которых многие потребности клиентов в сервисах долгое время остаются не удовлетворенными (область плохого обслуживания клиентов). Для их удовлетворения требуются прорывные технологии и инновации.

Поставщики ИТ-сервисов часто присутствуют в нескольких рыночных пространствах. Выполняемые ими исследования включают как анализ своих сильных и слабых сторон, так и изучение внешних возможностей и угроз, связанных с каждой из рыночных областей. Исследования ориентированы на оценку возможности экспансии в необслуживаемое или недостаточно обслуживаемое рыночное пространство. Долгосрочная конкурентоспособность поставщика ИТ-сервисов опирается на поддержку потребностей клиентов в новых или в изменении действующих сервисов, а также на использование новых информационно-технологических достижений. Поставщик ИТ-сервисов должен определить те области рыночного пространства, которые могут эффективно и результативно обслуживаться существующими у него сервисными активами, и напротив, избегать тех областей, для которых эти активы не приспособлены.

На основе результатов исследований для каждого рыночного пространства принимается решение о подлежащих разработке ИТ-сервисах; о клиентах, для которых будут создаваться сервисы, об учете действующих критических факторов успеха; о недостаточно обслуживаемых рыночных пространствах; о моделях сервисов и сервисных активах (рис. 4).

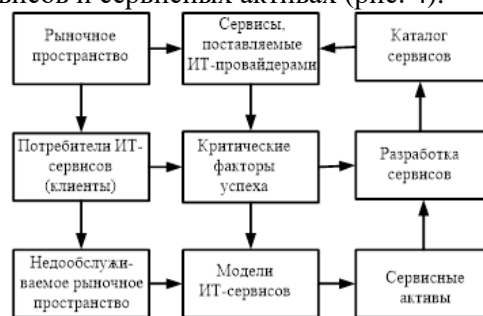


Рис. 4. Схема разработки новых ИТ-сервисов

Анализ рыночного пространства для поставщиков сервисов типа I и типа II аналогичен анализу для поставщиков типа III. Отличие состоит в степени учета в принимаемых решениях приоритетов и стратегической ценности сервисов, размера необходимых инвестиций, финансовых целей, величины рисков, политических соображений.

Взаимосвязи стадий жизненного цикла при реализации ИТ-стратегии. Результатом конкретизации ИТ-стратегии провайдера для каждого рыночного пространства является портфель ИТ-сервисов, который будет предложен клиентам. Портфель сервисов предопределяет, в свою очередь, контракты, которые будут заключены с клиентами. Исполнение контрактов потребует решения задач проектирования, внедрения и эксплуатации сервисов в соответствии с нисходящей (каскадной)

схемой управления жизненным циклом сервиса. Новые стратегические решения, принимаемые поставщиком ИТ-сервисов, опираются на состав и качество процессов, которые он реализует на стадиях жизненного цикла сервиса (рис. 5).



Рис. 5 Взаимосвязи стадий ЖЦ при реализации ИТ-стратегии

Вывод. Связи между стадиями и обуславливаемые ими возможности совершенствования составляют особый критический фактор успеха, стимулирующий изменения и инновации в управлении ИТ-стратегией.

Библиографический список

1. Пасмурцева Н.Н. Повышение конкурентоспособности на основе использования концепции стратегического управления инновационным развитием предприятия // Вестник Воронежского государственного университета. Серия: Экономика и управление. - 2018. - № 3. - С. 20–24.
2. Овчинникова А.К. Оптимизация бизнес-процессов как фактор повышения конкурентоспособности // Цифровая трансформация экономики и промышленности: сб. тр. науч.-практ. конф.; под редакцией А.В. Бабкина. - 2019. - С. 546-558.
3. Логутенко М.В. Влияние методологии ITSM/ITIL на конкурентоспособность как фактор развития экономики // Актуальные проблемы социально-гуманитарных исследований в экономике и управлении: материалы V всеросс. науч.-практ. конф. - 2019. - С. 279-283.
4. Токарева С.А., Ускова В.А. Роль стратегии инновационного развития в обеспечении конкурентоспособности компании // Информационные технологии в управлении и экономике. - 2019. - № 2 (15). - С. 47-56.
5. Матюгина Э.Г., Брославский П.В. Стратегия конкурентоспособности на динамично развивающемся рынке - опыт компании HUAWEI // Экономика и предпринимательство. - 2019. - №4 (105). - С. 784-788.

УДК 621.31

О ПРИМЕНЕНИИ КОМПЕНСИРУЮЩИХ УСТРОЙСТВ В ЭЛЕКТРИЧЕСКИХ СЕТЯХ ГОРНЫХ ПРЕДПРИЯТИЙ

^{1,2}д.т.н. Малафеев С.И., ³к.т.н. Малафеев С.И.

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

Аннотация. Рассмотрены электроэнергетические процессы в электрических сетях карьеров при работе экскаваторов с различными системами электроприводов. Повышение эффективности электроснабжения горных машин обеспечивается регулированием напряжения и потоков реактивной энергии. Рассмотрены особенности использования компенсаторов реактивной мощности для поддержания качества электроэнергии.

Ключевые слова: экскаватор, мехатроника, управление, электропривод, преобразователь, двигатель, система.

Введение. Системы распределения электроэнергии, используемые для питания горных машин на карьерах, состоят из воздушных линий среднего напряжения, обычно 35 кВ, понижающих трансформаторов (в основном с вторичным напряжением 6 кВ) и длинных трехфазных кабелей (во многих случаях более одного километра) [1]. Экскаваторы и другие машины на карьерах относятся

к категории энергоемкого оборудования: установленная мощность электрооборудования достигает 1 МВт и более. При этом машины работают в циклических динамических режимах с большими перегрузками и рекуперацией значительной части энергии (при торможении механизмов, активном противодействии горного массива, опускании ковша экскаватора) [2, 3]. Пиковое электропотребление обычно превышает в 1,6 раз среднее значение. Работа экскаватора приводит к отклонениям, колебаниям и искажениям напряжения, снижению коэффициента мощности, т.е. снижению качества электроэнергии [4].

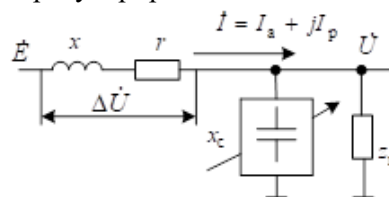
В XX столетии карьерные экскаваторы оснащались электроприводами по системе генератор – двигатель постоянного тока (Г-Д) [5]. Традиционная система генератор – двигатель (Г-Д) по принципу работы является реверсивной с простой двунаправленной передачей энергии, автоматически обеспечивает требуемые четырехквadrантные механические характеристики и при современном микроконтроллерном управлении имеет высокие технические характеристики. Особенность такой системы – применение синхронного приводного двигателя, потребляющего при перевозбуждении опережающий ток [6]. За счет емкостного тока в сети достигается повышение напряжения на вводе экскаватора.

Система приводов Г-Д активно вытесняется другими прогрессивными техническими решениями, в том числе выполненными на основе двигателей переменного тока [7 - 9]. Использование для управления двигателями тиристорных управляемых выпрямителей, например, в экскаваторах R&H, приводит к искажению формы потребляемого тока и фазовому сдвигу основной гармоники относительно напряжения. Эксплуатация таких экскаваторов невозможна без компенсирующих и фильтрокомпенсирующих устройств [10 - 12].

В современных экскаваторах для управления двигателями постоянного и переменного тока используются транзисторные преобразователи с широтно-импульсной модуляцией [13]. Новый элемент такой системы приводов - активный выпрямитель, представляет собой регулируемый источник напряжения, питающий локальную сеть постоянного тока экскаватора [14]. 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 [15].

В работе рассмотрены актуальные вопросы применения компенсирующих устройств для повышения эффективности использования энергетических ресурсов в мехатронных системах карьерных экскаваторов и примеры их реализации в оборудовании, проектируемом и выпускаемом Компанией «Объединенная Энергия», г. Москва.

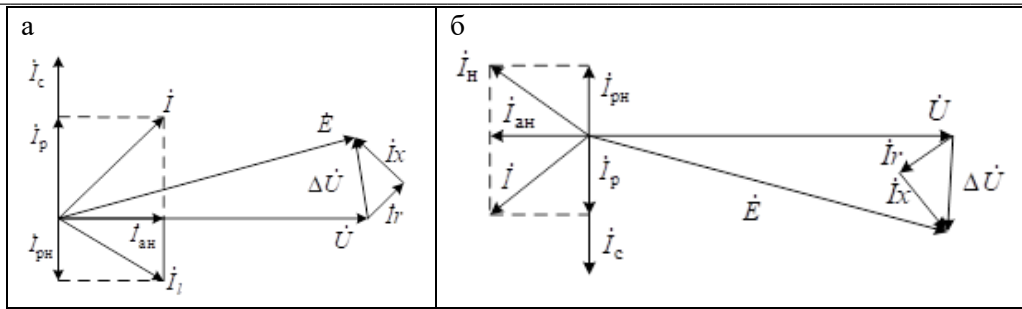
Электроэнергетические процессы в системах электропитания экскаваторов. На рис. 1 показана упрощенная эквивалентная однолинейная схема электрической линии с активным сопротивлением r и индуктивным сопротивлением x , обеспечивающей питание карьерного экскаватора. Реактивный ток нагрузки может быть индуктивным или емкостным. Экскаватор может, как потреблять электрическую энергию, так и рекуперировать ее в питающую сеть.



\dot{E} - напряжение в центре питания; $\Delta \dot{U}$ - падение напряжения в питающей электрической сети; $\dot{I} = I_a + j I_p$ - ток питающей сети; I_a - активный ток питающей сети; I_p - реактивный ток питающей сети; \dot{U} - напряжение в узле нагрузки; x_c – эквивалентное реактивное сопротивление компенсирующего устройства; z_n – комплексное сопротивление нагрузки

Рис. 1. Упрощенная схема электрической системы

На рис. 2 приведены векторные диаграммы токов и напряжений в узле нагрузки в режиме потребления активно-индуктивного тока. Активный ток питающей сети равен активному току нагрузки $I_a = I_{ан}$. Знак реактивного тока определяется его характером: индуктивный (отстающий от напряжения) ток отрицательный, емкостной (опережающий напряжение) положительный. Положительный активный ток соответствует потреблению энергии, отрицательный активный ток соответствует рекуперации энергии в питающую сеть.



$I_{рн}$ - реактивный ток нагрузки; I_c - реактивный ток компенсирующего устройства

Рис. 2. Векторные диаграммы токов и напряжений при потреблении (а) и рекуперации (б) при работе карьерного экскаватора

На основании векторной диаграммы, приведенной на рис. 2, можно составить уравнение для действующих значений напряжений:

$$E^2 = (U + rI_{ан} - xI_p)^2 + (rI_p + xI_{ан})^2, \tag{1}$$

где E - напряжение в центре питания.

Решение уравнения (1) относительно напряжения на вводе экскаватора дает выражение

$$U = \sqrt{E^2 - (xI_{ан} + rI_p)^2} - (rI_{ан} - xI_p).$$

Мощность потерь в питающей линии при протекании тока равна

$$P_c = r^2(I_{ан}^2 + I_p^2).$$

Коэффициент мощности на вводе экскаватора определяется по формуле

$$\lambda = \cos \phi \approx \frac{|I_{ан}|}{\sqrt{I_p^2 + I_{ан}^2}}. \tag{2}$$

Уравнение (2) определяет модуль коэффициента мощности. Ток в линии при этом может быть опережающим или отстающим по фазе от напряжения.

При работе экскаваторов с приводами по системе Г-Д потребляется большой опережающий ток. За счет этого напряжение на вводе экскаватора поддерживается завышенным. На рис. 3а показаны осциллограммы активной и полной мощности, зарегистрированные при работе экскаватора ЭКГ-1500Р. Для сравнения на рис. 3б приведены аналогичные осциллограммы для экскаватора ЭКГ-18Р, на вводе которого коэффициент мощности поддерживается равным 1.

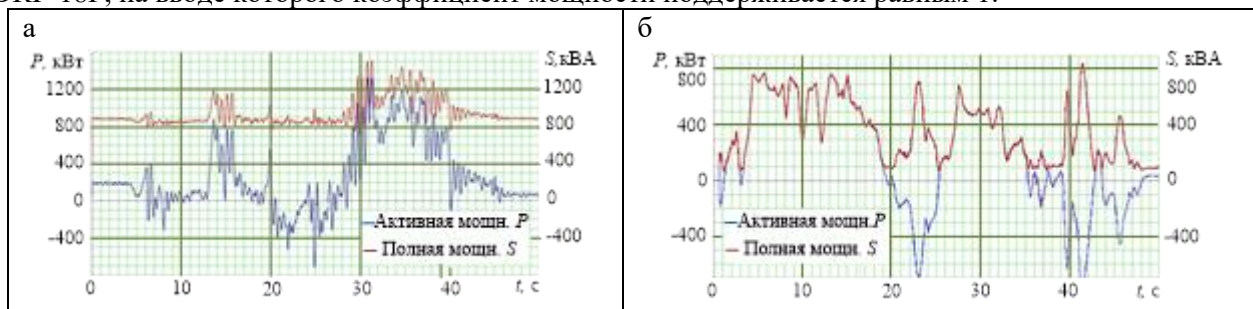


Рис. 3. Осциллограммы активной P и полной S мощности при работе экскаваторов ЭКГ-1500 (а) и ЭКГ-18Р (б)

На рис. 4а приведены расчетные зависимости напряжения на вводе экскаватора от активного тока нагрузки I_a при разных условиях потребления реактивного тока I_p . При расчетах приняты следующие параметры сети и питающей линии: напряжение на подстанции равно 6 кВ; активное и индуктивное сопротивления линии равны $r = 1$ Ом; $x = 1$ Ом. Линия 1 соответствует режиму работы нагрузки с отстающим током при коэффициенте мощности $\lambda = 0,7$. Линия 2 показывает зависимость напряжения от активного тока при постоянной ёмкостной составляющей тока нагрузки 100А. Линия 3 соответствует процессам при коэффициенте мощности $\lambda = 1$.

Приведенные на рис. 4а зависимости показывают, что дополнительное потребление реактивного (опережающего) тока позволяет повысить напряжение и снизить колебания напряжения на вводе экскаватора.

Протекание реактивного тока в питающей линии вызывает дополнительные потери мощности. На рис. 4б показаны зависимости активной мощности потерь в линии при различных значениях коэффициента мощности.

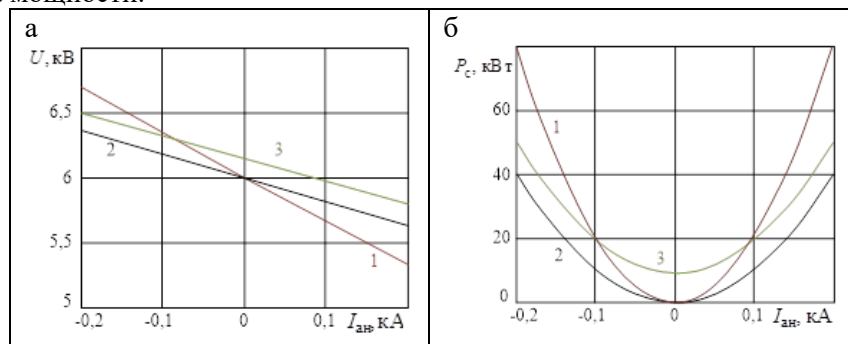


Рис. 4. Зависимости напряжения на вводе экскаватора (а) и мощности потерь в линии (б) от активного тока нагрузки при отстающем токе при $\lambda = 0,7$ (линия 1); $\lambda = 1,0$ (линия 2) ёмкостном токе 100 А (линия 3)

Применение компенсирующих устройств в системах электроснабжения карьерных экскаваторов. Управление реактивной мощностью в системах электропитания современных экскаваторов позволяет повысить качество электроэнергии и эффективность работы горных машин [15]. Основные технические средства для этой цели – активные выпрямители приводов главного движения и дополнительные быстродействующие источники реактивной мощности (СТАТКОМЫ). Использование активных выпрямителей для регулирования реактивной мощности в широком диапазоне не целесообразно, так как приводит к возрастанию потерь во всех силовых компонентах мехатронного комплекса. В работе [14] предложено устанавливать коэффициент мощности активных выпрямителей $\lambda = 0,96$ (опережающий ток) при потреблении и $\lambda = 1$ при рекуперации. На рис. 5а приведены зависимости напряжения и мощности потерь от активного тока для такого случая.

Быстродействующие компенсаторы реактивной мощности, например, тиристорно-реакторные, обеспечивают эффективное регулирование напряжения и управление режимом реактивной мощности при работе экскаваторов, как при потреблении, так и рекуперации активной энергии [4, 7, 15, 16]. При этом возможно использование различных алгоритмов управления. Простой способ состоит в регулировании реактивного тока в питающей сети в соответствии с уравнением [16]

$$I_p \approx \frac{r}{x} I_{ан}. \tag{3}$$

Из уравнения (3) следует, что если реактивный ток в линии поддерживается пропорционально активному току нагрузки, то потери напряжения в питающей сети компенсируются. Коэффициент пропорциональности равен отношению активного и реактивного сопротивлений питающей линии и не зависит от ее длины. Для реализации системы управления достаточно измерить только активные и реактивные токи нагрузки. Коэффициент мощности при управления реактивным током в соответствии с уравнением (3) определяется по формуле

$$\lambda = \cos \phi \approx \frac{I_{ан}}{\sqrt{I_p^2 + I_{ан}^2}} = \frac{I_{ан}}{\sqrt{\left(\frac{r}{x} I_{ан}\right)^2 + I_{ан}^2}} = \frac{x}{\sqrt{r^2 + x^2}}.$$

На рис. 5б показаны зависимости напряжения на вводе экскаватора и мощности потерь в питающей линии от активного тока для случая регулирования реактивного тока в соответствии с уравнением (3).

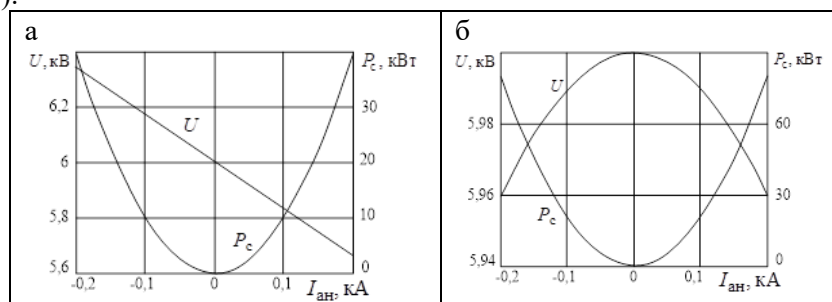


Рис. 6. Зависимости напряжения на вводе экскаватора и мощности потерь в линии от активного тока нагрузки: а - при $\lambda = 0,96$ (опережающий ток) при потреблении и $\lambda = 1$ при рекуперации; б - при компенсации реактивной мощности по алгоритму (3)

Рассмотренные соотношения между составляющими тока нагрузки, напряжением и мощностью потерь в питающей сети отражают противоречие между качеством электроэнергии и потерями при передаче электроэнергии. Рациональные решения в условиях указанного противоречия достигаются с помощью специальных алгоритмов управления компенсирующими устройствами.

Выводы. Электропотребление в мехатронных системах экскаваторов характеризуется циклическими и неравномерными процессами потребления и рекуперации энергии. Для экскаваторов с приводами по традиционной системе Г-Д большой реактивный ток синхронного двигателя в режиме потребления энергии обеспечивает малую чувствительность колебаний напряжения к изменениям тока нагрузки. При рекуперации, наоборот, большой реактивный ток вызывает увеличение потери напряжения в сети. Потери в сети при снижении коэффициента мощности нагрузки возрастают обратно пропорционально его квадрату. В мехатронных системах с полупроводниковыми преобразователями энергии за счет активных выпрямителей поддерживается постоянный коэффициент мощности, например 1,0.

На основании анализа энергетических процессов и выполненных экспериментальных исследований определены основные соотношения между потребленной и рекуперированной энергией при работе карьерного экскаватора и напряжение на его вводе и потерями в питающей линии.

Повышение качества электрической энергии на вводе экскаватора достигается регулированием потока реактивной энергии с помощью быстродействующих компенсирующих устройств. При этом потери в сети при снижении коэффициента мощности нагрузки возрастают обратно пропорционально его квадрату. Противоречие между уровнем колебаний напряжения и потерями в питающей сети служит причиной применения специальных сложных алгоритмов управления компенсирующими устройствами.

Полученные результаты исследования и предлагаемые способы повышения энергетической эффективности электрических экскаваторов реализованы в системах управления, предлагаемых Компанией «Объединенная Энергия». Дальнейшее развитие рассмотренных вопросов применения компенсирующих устройств закладывает основы технического совершенствования систем электропитания карьеров.

Библиографический список

1. Morley L.A. Mine Power Systems. Information Circular 9258 (United States Bureau of Mines). – Washington, DC, 1990. - 437 p.
2. Kuznetsov N.K., Iov I.A., Iov A.A. Investigation of efficiency of electric drive control system of excavator traction mechanism based on feedback on load // International Conference Information Technologies in Business and Industry, 2018. - IOP Publishing IOP Conf. Series: Journal of Physics: Conf. Series. - 1015 (2018). - 032176. - Doi :10.1088/1742-6596/1015/3/032176.
3. Malafeev S.I., Malafeev S.I. Investigation of electric power processes during the operation of a mining excavator // International Conference on Industrial Engineering, Applications and Manufacturing (ICIEAM), 25-29 March 2019. - Doi: 10.1109/ICIEAM.2019.8743002.
4. Moran L., Espinoza J., Burgos R. Voltage Regulation in Mine Power Distribution Systems: Problems and Solutions // IEEE Industry Application Society Annual Meeting, 5 - 9 Oct. 2014, Vancouver, BC, Canada. - P. 1 – 7. - Doi:10.1109/IAS.2014.6978453.
5. Чулков Н.Н. Электрификация карьеров. – М., Недра, 1974. - 344 с.
6. Котлярчук В.А., Гончаров А.Ф. Электроснабжение экскаваторов. – М., Недра, 1980. – 175 с.
7. Rodríguez J., Morán L., Pontt J. Operating Experience of Shovel Drives for Mining Applications // IEEE Trans. Ind. Appl. - Mar./Apr. 2004. - Vol. 40. - No. 2. - P. 664–671.
8. Kondo K., Kubota H. Innovative Application of AC Motor Drive Systems // IEEJ Journal of Industry Applications. – 2012. - Vol. 1. - No. 3. - P. 132 – 140. - Doi: 10.1541/ieejia.1.132.
9. Malafeev S.I., Konyashin V.I. Induction motor drives for electric mining shovels: synthesis, design and research // International Conference on Industrial Engineering, Applications and Manufacturing (ICIEAM), 15-18 May 2018. - P. 1-6. Doi: 10.1109/ICIEAM.2018.8728598.
10. Chopad P. Reactive power management and voltage control of large Transmission System using SVC (Static VAR Compensator) // Conference: Southeastcon, Proceedings of IEEE, At Nashville, TN. – 2011. - Volume: Southeastcon. - Proceedings of IEEE. - P. 85 – 90. Doi: 10.1109/SECON.2011.5752911.
11. Parkhideh B., Mirzaee H., and Bhattacharya S. Supplementary Energy Storage and Hybrid Front-End Converters for High-Power Mobile Mining Equipment // IEEE Transactions on Industry Applications. - July/August 2013. - Vol. 49. – No. 4. - P. 1863 – 1872.
12. Греков Э.Л., Филимонов С.И. Сравнение алгоритмов управления экскаваторным фильтрокомпенсирующим устройством в системе электропривода «тиристорный преобразователь – двигатель» // Электротехнические системы и комплексы. – 2017. - № 2 (35). – С. 25 – 34. [https://doi.org/10.18503/2311-8318-2017-2\(35\)-25-34](https://doi.org/10.18503/2311-8318-2017-2(35)-25-34).

13. Boldea I., and Nasar S.A. Vector Control of AC Drives. – Routledge, 2017. - 256 p.
14. Pandit P., Mazumdar J., May T., Koellner W.G. Real-Time Power Quality Measurements From a Conventional AC Dragline // IEEE Transactions on Industry Applications. - September/October 2010. - Vol. 46. - No 5. - P. 1755 – 1763 – Doi: 10.1109/TIA.2010.2057470.
15. Malafeev S.I., Malafeev S.I. On increasing the energy efficiency of electrical mine excavators // IOP Conf. Series: Earth and Environmental Science. – 2019. – 377. – 012016. - P. 1 – 5. - Doi: 10.1088/1755-3771/012016. IOP Publishing.
16. Malafeev S.I., Malafeev S.S. Compensation for Loss Voltage in the Power Line / B. Katalinic (Ed.) // DAAAM International Scientific Book. - Vienna, Austria, 2018. - Chapter 28. - P. 317-324. - Doi: 10.2507/daaam.scibook.2018.28.

УДК 681.511.42:622.678.5

АЛГОРИТМИЗАЦИЯ ПРОЦЕССОВ УПРАВЛЕНИЯ АСИНХРОННЫМ ДВИГАТЕЛЕМ ПОДЪЕМНОЙ УСТАНОВКИ С РЕГУЛИРУЕМЫМИ СОПРОТИВЛЕНИЯМИ В ЦЕПИ РОТОРА

д.т.н. Островляничик В.Ю., к.т.н. Кубарев В.А., Маршев Д.А.

Сибирский государственный индустриальный университет, г. Новокузнецк, Россия

Аннотация. В статье представлена математическая модель асинхронного двигателя при регулировании сопротивлением в цепи ротора. Предложена математическая модель системы логического управления и составлена алгоритмическая структура цифровой системы логического управления, что позволяет решать задачи по реализации данных систем управления.

Ключевые слова: шахтная подъемная установка, асинхронный двигатель, система логического управления, реостатное регулирование.

В настоящее время большинство электроприводов подъемных машин, оснащенные асинхронными двигателями с фазным ротором (АДФР), находятся в эксплуатации более 30 лет [1]. Системы управления АДФР с регулированием сопротивления в цепи ротора реализованы на релейно-контакторных схемах (РКС), нуждающихся в постоянном ремонте из-за большого физического и морального износа оборудования. Использование РКС не позволяет полноценно ввести шахтную подъемную установку в систему диспетчеризации шахты. Использование современных микропроцессорных средств даёт возможность создать надежную автоматизированную систему управления процессом подъема и быстро перестраивать её структуру в соответствии с требованиями производственного процесса [2]. Кроме того, автоматизация шахтных подъёмов позволяет ограничить, а для скиповых подъёмных машин и вовсе исключить, влияние человеческого фактора на эффективность работы, поэтому в настоящее время являются актуальным, как разработка цифровых систем управления АДФР подъемной установки, так и методик проектирования подобных устройств.

Целью данной работы является реализация цифровой системы логического управления с математической моделью АДФР при управлении моментом АД посредством изменения активных сопротивлений в цепи ротора.

Для реализации цифровой системы логического управления (ЦСЛУ) на микропроцессорных устройствах необходимо решить следующие задачи:

1. Математическое описание асинхронного двигателя с фазным ротором при изменении активного сопротивления в роторной цепи.
2. Математическая модель системы логического управления асинхронным двигателем подъемной установки с регулируемым сопротивлением в цепи ротора.
3. Разработка алгоритмической структуры системы логического управления асинхронным двигателем подъемной установки с регулируемым сопротивлением в цепи ротора.

Управление АДФР при регулировании сопротивления в роторе по определенным законам обеспечивается схемой управления контакторами. На рис. 1 представлена принципиальная силовая схема АДФР подъемной установки [3]. Регулирование скорости и момента двигателя производится в функции времени с корректировкой по току ротора, шунтированием ступеней реостата контакторами роторной станции (контакторы ускорения КУ), что приводит к изменению активного сопротивления в цепи ротора. Пуск машины производится перестановкой рукоятки командоконтроллера управления приводом КАР в положение «Вперед» (В) или «Назад» (Н), происходит коммутация

цепей питания катушки контактора В или Н. Замкнувшись, контакторы В или Н, нормально открытыми контактами подключат цепи питания катушки реле дуговой блокировки РДБ и схемы разгона двигателя. При положении командоаппарата КАР от 1 до 5, РДБ с выдержкой времени размыкает свой контакт в цепи катушки реле ускорения РУ1, которое обесточившись, с выдержкой времени, замкнет свой контакт в цепи КУ1. Контактор КУ1 силовыми контактами зашунтирует часть сопротивления (первую ступень) в цепи ротора и дополнительными контактами переключит питание реле РУ2 через замыкающий контакт реле токовой уставки РТУ. Если при замыкании первой и последующих ступеней роторного сопротивления значение тока в роторе выше порогового тока, то реле РТУ будет удерживать свой контакт в цепях РУ до тех пор, пока ток ротора не снизится. Как только контакт РТУ будет разомкнут, питание реле РУ2 прекратится, контактор КУ2 замкнется. Подключение катушек контакторов КУ обеспечивается замыканием нормально замкнутых контактов реле РУ. Отключение РУ происходит строго последовательно, исключая возможность одновременного их отключения в нормальном режиме работы.

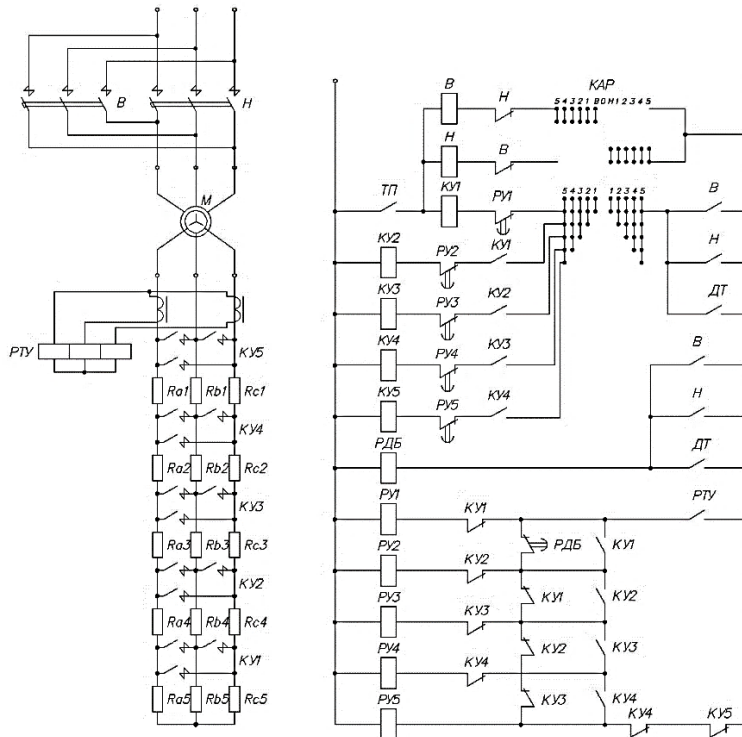
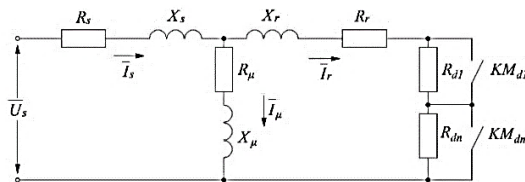


Рис. 1. Принципиальная силовая схема АДФР шахтной подъемной установки

Для исследования асинхронного двигателя при изменении активного сопротивления ротора и составления структурной схемы объекта управления запишем, исходя из Т-образной схемы замещения [4], (рис. 2) законы Кирхгофа для обмоток машины и выражение для ее электромагнитного момента в векторной форме.



\vec{U}_s – комплексное значение напряжения на статоре; R_s, x_s – активное и реактивное сопротивление статора; R_r, x_r – приведенное активное и реактивное сопротивление ротора; R_μ, x_μ – активное и реактивное сопротивление цепи намагничивания; R_{d1}, R_{dn} – первое и n-ное добавочное сопротивление ротора; KM_{d1}, KM_{dn} – первый и n-ный шунтирующий ключ; $\vec{I}_s, \vec{I}_r, \vec{I}_\mu$ – комплексное значение тока статора, приведенного тока ротора, тока цепи намагничивания

Рис. 2. Т-образная схема замещения АДФР со ступенчатым изменением активного сопротивления ротора

Система уравнений, описывающая схему замещения [4], будет иметь вид:

$$\begin{cases} \overline{U}_S = \overline{I}_S R_S + j \overline{I}_S X_S; \\ 0 = \overline{I}_r (R_r + R_{dn}) + j \overline{I}_r X_r; \\ M = -\frac{3}{2} Z_{\Pi} \frac{L_{\mu}}{L_S L_R - L_{\mu}^2} [\overline{\psi}_S \times \overline{\psi}_R], \end{cases} \quad (1)$$

где L_{μ} - индуктивность намагничивания; L_S - индуктивность статора; L_r - индуктивность ротора.

Данная система уравнений описывает режим работы асинхронного двигателя без источника энергии в роторной цепи двигателя (напряжение, подводимое к ротору, равняется нулю $U_{Ri}=0$). Составив двухфазную модель машины в ортогональной системе координат, описанной в [5], с применением подхода к компенсации ЭДС обмоток [6] систему (1) можно представить в виде [7]:

$$\begin{cases} e_{SgRi} = -k_E \omega + U_S \frac{\cos \phi_S}{k_T}; \\ i_{Ri} = e_{SgRi} \cdot \frac{1}{T_{Rp+1}} \cdot \frac{R_{R\Sigma}}{R_S}; \\ M = \frac{3z_{\Pi} L_{\mu}}{2R_S} I_{Ri} U_{Sg}; \\ \omega = \frac{M - M_C}{J_{\Sigma p}}, \end{cases} \quad (2)$$

где e_{SgRi} - уравновешивающие ЭДС; индекс S – обмотка статора; индекс R – обмотка ротора; индекс g – обмотка на оси g двухфазной модели; индекс i – обмотка на оси i двухфазной модели; $u_{Sg} = u_S \cos \phi_S$, где $\phi_S = \arctg \frac{X_S}{R_S}$ - фазовый сдвиг между током и напряжением статора k_E - коэффициент внутренней обратной связи по ЭДС ротора; ω - угловая скорость вращения ротора; k_T - коэффициенты связи ротора.

Выражение для определения тока ротора, представим в виде:

$$I_{Ri} = \Delta u_{Ri} \cdot \frac{1}{(R_R + R_d)} = e_{SgRi} \frac{1}{T_{Rp+1}} \cdot \frac{1}{R_R + R_d} = e_{SgRi} \frac{1}{T_{Rp+1}} \cdot \frac{R_R}{R_R + R_d} \cdot \frac{1}{R_R}. \quad (3)$$

Произведем замену $K=R_r/R_d$, где K – отношение номинального сопротивления ротора к добавочному, тогда получим:

$$I_{Ri} = e_{SgRi} \frac{1}{T_{Rp+1}} \cdot \frac{1}{1+K} \cdot \frac{1}{R_R}. \quad (4)$$

Подставив выражение (4) в систему уравнений (2), получим систему уравнений, описывающую асинхронный двигатель с регулируемыми сопротивлениями ротора:

$$\begin{cases} e_{SgRi} = -k_E \omega + U_S \frac{\cos \phi_S}{k_T}; \\ i_{Ri} = e_{SgRi} \cdot \frac{1}{T_{Rp+1}} \cdot \frac{1}{K+1}; \\ M = \frac{3z_{\Pi} L_{\mu}}{2R_S} I_{Ri} U_{Sg}; \\ \omega = \frac{M - M_C}{J_{\Sigma p}}. \end{cases} \quad (5)$$

Изменение величины добавочного сопротивления происходит за счет изменения коэффициента K , поступающего из системы логического управления. Системе уравнений (5) соответствует структурная схема, приведенная на рис. 3.

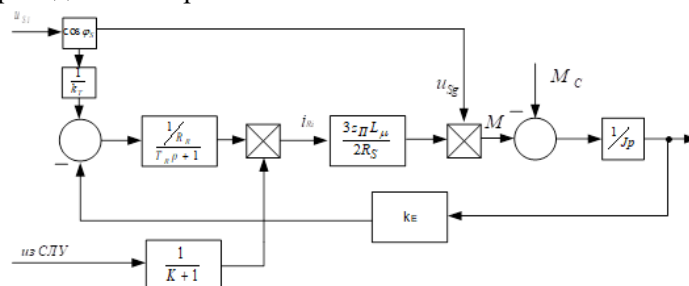


Рис. 3. Структурная эквивалентная схема АДФР с регулируемыми сопротивлениями ротора

Полученная математическая модель АДФР позволяет исследовать изменения токов, момента, скорости двигателя при изменении активного сопротивления в цепи ротора. Разработка системы логического управления разрабатывается исходя из полученной математической модели объекта управления.

При проектировании системы логического управления важными этапами являются формальное представление алгоритма управления и составление алгоритмической структурной схемы логического управления, которые должны удовлетворять требованиям однозначности, полноты и не противоречивости [8]. Зачастую результаты данных этапов не являются полными и не имеют отображения в проектной документации, в связи с этим отсутствует унифицированный алгоритм процесса управления АДФР ШПУ.

Для создания алгоритмической структуры управления АДФР необходимо представить релейно-контакторную схему (рис. 1) в виде простых логических операций, которые легко реализуются в программном коде. Принцип действия систем логического управления заключается в выдаче дискретных, имеющих два состояния «0» и «1» управляющих сигналов, служащих для формирования алгоритма работы ЭП ШПУ.

Операция И реализуется группой последовательно соединенных контактов управляющих реле в цепи обмотки выходного реле, а операция ИЛИ — группой параллельно соединенных контактов. Выдержка времени срабатывания контактов электромагнитных реле при необходимости реализуется таймерами.

В общем виде, модель системы логического управления можно представить в виде совокупности булевых формул:

$$\begin{cases} Z_1 = f(X_1 \dots X_m, Y_1 \dots Y_l, \tau_1 \dots \tau_k) \\ \dots \\ Z_n = f(X_1 \dots X_m, Y_1 \dots Y_l, \tau_1 \dots \tau_k) \end{cases} \quad (6)$$

где $Y_1 \dots Y_l$ — множество дискретных сигналов, формируемых внутри системы; $X_1 \dots X_m$ — множество входных дискретных сигналов; $Z_1 \dots Z_n$ — множество выходных дискретных сигналов; $\tau_1 \dots \tau_k$ — временные задержки, присутствующие в системе [9].

Для работы со значениями непрерывных сигналов, такими как: ток, скорость, напряжение, их значения должны быть приведены через пороговые переменные к определенным логическим внутренним переменным, на которые они воздействуют.

$$\begin{cases} Y_1 = \begin{cases} 1, & \text{при } I(t)_1 \geq I'_1 \\ 0, & \text{при } I(t)_1 < I'_1 \end{cases} \\ \dots \\ Y_l = \begin{cases} 1, & \text{при } I(t)_r \geq I'_r \\ 0, & \text{при } I(t)_r < I'_r \end{cases} \end{cases} \quad (7)$$

где $I_1 \dots I_r$ — множество непрерывных входных сигналов, контроль за которыми должна осуществлять система; $I'_1 \dots I'_r$ — множество граничных значений параметров, определяющих достижение непрерывным сигналом определенного значения.

Для начала работы и включения контакторов реверсора «Вперед» или «Назад», необходимо, наличие готовности (сигнал x_{10}), сигнала от КРТ «расторжено» (сигнал x_{20}), сигнала от КАР «вперед» или «назад» (сигналы x_{30} и x_{31} соответственно), система уравнений будет выглядеть следующим образом:

$$\begin{cases} z_{10} = x_{10}x_{20}x_{30}; \\ z_{11} = x_{10}x_{20}x_{31}; \\ y_{10} = z_{10} + z_{11}, \end{cases} \quad (8)$$

где z_{10} и z_{11} - сигналы замыкания контакторов реверсора «Вперед» и «Назад»; y_{10} - объединяющий сигнал, обозначающий, что один из контакторов реверсора включен, позволяющий работу схеме ускорения.

Составим логическую систему уравнений управления контакторами ускорения КУ. Введем систему уравнений для отслеживания значения тока ротора, которая реализует функцию токового реле ускорения (РТУ):

$$\begin{cases} y_{20} = 1, & \text{при } I_r(t) > I_{por}; \\ y_{20} = 0, & \text{при } I_r(t) < I_{por}, \end{cases} \quad (9)$$

где y_{20} – внутренний сигнал, разрешающий включение КУ; I_r – текущее значение тока ротора; I_{por} – пороговое значение тока ротора для включения контакторов ускорения.

Выражение для шунтирования первой ступени будет выглядеть следующим образом:

$$z_{20} = y_{10}y_{20}x_{40}, \text{ при } T = t, \quad (10)$$

где $x_{40} \dots x_{44}$ – входные сигналы, поступающие от командоаппарата; T – временная задержка на включение контакторов ускорения.

Последующие включения контакторов ускорения реализуются идентично, но с добавлением условия замыкания предыдущей ступени. Система уравнений замыкания контакторов ускорения КУ будет иметь вид:

$$\begin{cases} z_{21} = y_{10}y_{20}x_{41}z_{20}, \text{ при } T = t; \\ z_{22} = y_{10}y_{20}x_{42}z_{21}, \text{ при } T = t; \\ z_{23} = y_{10}y_{20}x_{43}z_{22}, \text{ при } T = t; \\ z_{24} = y_{10}y_{20}x_{44}z_{23}, \text{ при } T = t. \end{cases} \quad (11)$$

Для формирования изменения значения активного сопротивления в роторной цепи при математическом моделировании используется мультиплексор. Мультиплексор является звеном, которое соединяет ЦСЛУ с ОУ, обеспечивая взаимосвязь между ЦСЛУ и силовой частью управляемой цепи ротора. Определенному состоянию логических сигналов соответствует величины K , находящиеся в пределах от 0 до 1.

Выражения (8) – (11) определяют логическую систему управления ШПУ с АДФР. По составленным выражениям можно выделить конечные состояния системы и установить основные события для перехода из состояний.

Алгоритмическая структура логического управления ШПУ совместно с объектом управления (АДФР) представлена на рис. 4.

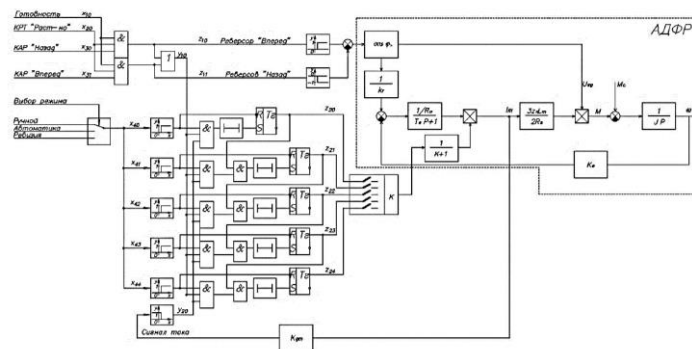


Рис. 4. Алгоритмическая структура цифровой системы логического управления ШПУ совместно с АДФР при регулировании сопротивлениями в цепи ротора

Данная ЦСЛУ обеспечивает регулирование скорости в функции времени с корректировкой по току ротора. Управление скоростью ШПУ обеспечивается изменением тока ротора асинхронного двигателя, пропорционально изменению момента, посредством изменения активного сопротивления в цепи ротора. В ЦСЛУ применены простейшие логические элементы, таймеры и элементы памяти (триггеры). Применение таймеров для каждой ступени позволяет настроить более плавный разгон двигателя при различных нагрузках, так как обеспечит включение каждого контактора с индивидуальной выдержкой времени. Использование элементов памяти позволяет не нарушать работу системы при изменении внешних воздействий (превышение тока ротора порогового значения, не отключает уже замкнутые контакторы ускорения). Данная алгоритмическая структура предназначена для реализации соответствующего алгоритма и программной реализации ЦСЛУ ШПУ.

Выводы. В результате вышеизложенного можно сделать следующие выводы. Разработана математическая модель АДФР при изменении активного сопротивления в роторной цепи. Разработана математическая модель и алгоритмическая структура системы логического управления асинхронного двигателя подъемной установки с регулируемыми сопротивлениями в цепи ротора.

Математические модели позволяют не только реализовать ЦСЛУ, но и получить методики проектирования и настройки цифровых электроприводов.

Реализация ЦСЛУ дает возможность повышения надежности и производительности ШПУ, возможность наладки системы управления, без каких-либо изменений в аппаратном обеспечении.

Библиографический список

- Ерофеев Г. С., Завгородний В. И. Проблемы безопасности шахтных подъемов Кузбасса // Автоматизированный электропривод и промышленная электроника в металлургической и горно-топливной отраслях: тр. Третьей всерос. науч. практ. конф. / под ред. В. Ю. Островляничика, П. Н. Кунина. - Новокузнецк, 2006. - 300 с.
- Принцип построения системы логического управления шахтной подъемной установкой / В.Ю. Островляничик, В.А. Кубарев // Научный вестник НГТУ. - 2012. - №2.

3. Руководство по ревизии, наладке и испытанию шахтных подъемных установок: нормативное производственно-практическое издание / В.Р. Бежок, В.Г. Калинин, В.Д. Конопляев, Е.М. Курченко. - 3-е изд., перераб. и доп. – Донецк: Донеччина, 2009. – 672 с.
4. Ключев В.И. Теория электропривода. – 2-е изд. перераб. и доп. – М.: Энергоиздат, 2001. – 704 с.
5. Островляничик В.Ю. Асинхронный электропривод шахтной подъемной установки, построенный по схеме машины двойного питания с комбинированным управлением. / В.Ю. Островляничик, И.Ю. Поползин // Научные технологии разработки и использования минеральных ресурсов. – 2016. - №3. – С. 303-309.
6. Ostrovlyanchik V Yu. 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. Управляемый преобразователь тока для электропривода шахтной подъемной установки на основе машины двойного питания / В.Ю. Островляничик, И.Ю. Поползин, Д.А. Маршев, А.В. Толстых, А.В. Дроздова // Горное оборудование и электромеханика. - 2019. - №1. - С. 40 – 46.
8. Шальто А. А. Алгоритмизация и программирование задач логического управления. – СПбГУ: ИТМО, 1998. – 52 с.
9. Методика разработки программного обеспечения систем логического управления подъемными установками / Островляничик В.Ю., Кубарев В.А. // Вестник КузГТУ. - 2011.

УДК [621.313.333.1+621.313.323]:622.678.5

СИСТЕМА УПРАВЛЕНИЯ АСИНХРОННЫМ ЭЛЕКТРОПРИВОДОМ ПОДЪЕМНОЙ УСТАНОВКИ С УПРАВЛЯЕМЫМ ПРЕОБРАЗОВАТЕЛЕМ ТОКА В ЦЕПИ РОТОРА
д.т.н. Островляничик В. Ю., к.т.н. Кубарев В. А., Поползин И. Ю., Маршев Д. А., Жданов Е. В.
Сибирский государственный индустриальный университет, г. Новокузнецк, Россия

Аннотация. Использование схемы машины двойного питания является перспективным способом модернизации асинхронных электроприводов шахтных подъемных машин. Проблемой при этом является реализация растормаживания и работа на малой скорости. Статья посвящена исследованию возможности реализации режима растормаживания с помощью управляемого преобразователя тока в цепи ротора.

Ключевые слова: шахтная подъемная установка, машина двойного питания, асинхронный двигатель с фазным ротором, управляемый преобразователь тока, широтно-импульсный преобразователь.

Асинхронный электропривод с роторной станцией, несмотря на свои недостатки, до сих пор находит широкое применение для существующих шахтных подъемных установок. Использование данных систем электропривода обусловлено их относительной простотой и хорошей перегрузочной способностью. Системы электропривода постоянного тока, построенные по схемам генератор-двигатель (Г-Д) и вентильный преобразователь-двигатель (ВП-Д) обладают лучшими регулировочными, статическими и динамическими характеристиками, однако ненадежны и требуют применения мощных управляемых выпрямительных агрегатов (ВП-Д) или дополнительных электрических машин с габаритной мощностью не ниже мощности приводного двигателя (Г-Д). Существующие электроприводы на основе асинхронных электродвигателей с фазным ротором обладают низкой энергоэффективностью вследствие бесполезного рассеивания энергии скольжения машины на сопротивлениях роторной станции. Кроме того, параметрическое регулирование скорости машины с помощью ступенчатого переключения сопротивлений роторной станции ведет к возникновению излишних динамических нагрузок в канатах, рывкам и ударам, а также не позволяет плавно регулировать скорость машины.

Для обеспечения приемлемых энергетических и регулировочных характеристик двигателей с фазным ротором оптимально использование их в режиме двойного питания. При этом машиной двойного питания называется АД ФР с источником добавочного напряжения в цепи ротора, в котором присутствует возможность независимого управления частотой, амплитудой и фазой напряжения.

Основной проблемой применения машины двойного питания в электроприводах с большим диапазоном регулирования скорости является реализация растормаживания и работа машины после него на малой скорости. Существующие реализации электроприводов на базе машины двойного питания предполагают использование для растормаживания добавочных резисторов в роторной цепи (роторной станции), что усложняет схему управления и значительно снижает надежность привода.

При этом схема электропривода с добавочными активными сопротивлениями в цепи ротора обладает оптимальными пусковыми характеристиками, поскольку изменение активного сопротивления ротора не вызывает изменения критического момента, и, следовательно, перегрузочной способности, что позволяет реализовать режим растормаживания. Сохранить достоинства регулирования скорости МДП изменением активного сопротивления ротора можно, изменяя активную составляющую тока ротора.

В подвижной самоориентирующейся системе координат [1-3] математическая модель МДП примет вид:

$$\begin{cases} i_{Sg} = (u_{Sg} + pL_{\mu}i_{Rg} + \omega_g L_{\mu}i_{Ri}) \cdot \frac{1/R_S}{T_S p + 1}; \\ i_{Ri} = (\omega_g s L_R i_{Rg} - \omega_g s L_{\mu} i_{Sg}) \frac{1/(R_R + R)}{T_R p + 1}; \\ M = \frac{3}{2} z_{II} L_{\mu} i_{Sg} i_{Ri}, \end{cases} \quad (1)$$

где i_S, i_R – токи статора и ротора, u_S – напряжение на статоре, R_S, R_R – собственное активное сопротивление статора и ротора соответственно, R – добавочное сопротивление, L_R, L_{μ} – индуктивности ротора и воздушного зазора соответственно, T_S, T_R – электромагнитные постоянные времени статора и ротора соответственно, z_{II} – число пар полюсов машины, индексы g и i обозначают проекции соответствующих величин на оси связанной с изображающим вектором тока статора системы координат.

С учетом компенсации ЭДС обмоток [4, 5], выражение (1) может быть преобразовано к виду:

$$M = \frac{3}{2} \cdot U_{Sg} \cdot \frac{z_{II} L_{\mu}}{R_S} \cdot \frac{1/(R_R + R)}{T_R p + 1} \cdot \left(\frac{U_S}{k_T} - \omega k_E \right), \quad (2)$$

где k_E – коэффициент внутренней обратной связи по ЭДС ротора.

Из уравнения (2) скорость машины определится как:

$$\omega = \left\{ \left[\frac{3}{2} \frac{z_{II} L_{\mu}}{R_S} \cdot U_{Sg} \cdot \frac{1/(R_R + R)}{T_R p + 1} \cdot \left(\frac{U_S}{k_T} - \omega k_E \right) \right] - M_C \right\} \frac{1}{Jp}, \quad (3)$$

где M_C – момент нагрузки (статический момент); J – суммарный приведенный к валу двигателя момент инерции привода.

Уравнению (3) соответствует структурная схема, приведенная на рис. 1.

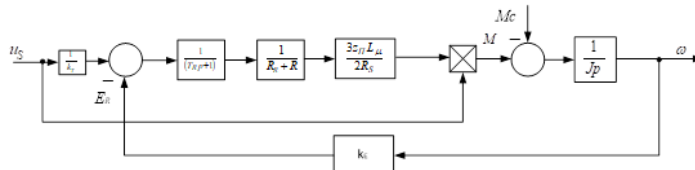


Рис. 1. Структурная схема машины при изменении активного сопротивления ротора

Приведенная на рис. 1 схема может быть преобразована с учетом следующего соотношения:

$$\frac{1}{R_R + R} = \frac{1}{R_R} \cdot \frac{1}{1 + R/R_R} = \frac{1}{R_R} \cdot \frac{1}{1 + k}, \quad (4)$$

где k – кратность добавочного сопротивления, определяющая величину сопротивления ротора соответствующей ступени. Для подъемных установок на основе АД ФР с роторной станцией коэффициент k обычно составляет 4...8.

С учетом (4), схема, приведенная на рис. 1, примет вид, показанный на рис. 2а или 2б.

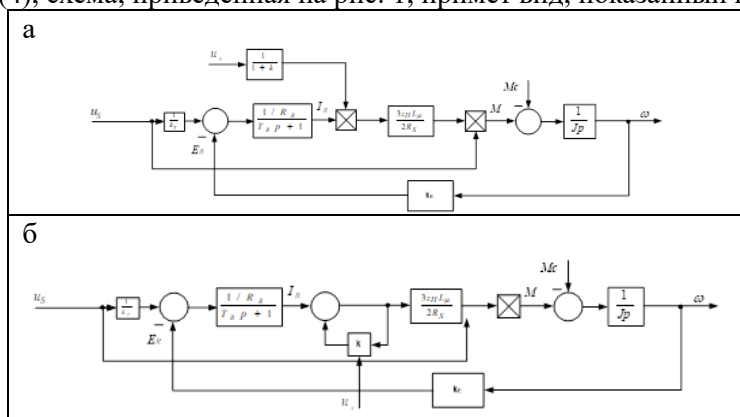
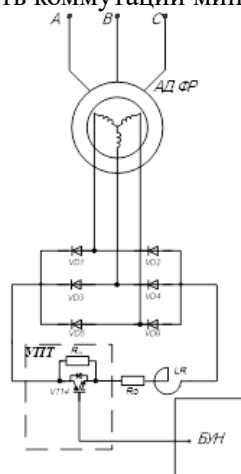


Рис. 2. Алгоритмическая структура АД ФР при изменении добавочного сопротивления в цепи ротора (структуры 2а и 2б эквивалентны)

Как было указано выше, изменение сопротивления ротора при помощи переключения ступеней роторной станции вызывает броски тока ротора при переключении ступеней, что ведет к возникновению рывков в механической части привода и сокращению срока службы зубчатых передач и канатов. Кроме того, при регулировании скорости машины при помощи роторной станции потери энергии в ее сопротивлениях могут составлять до 30% от потребляемой двигателем.

Регулирование скорости машины изменением активного сопротивления ротора эквивалентно изменению активной составляющей тока ротора. Это может быть реализовано с помощью, предлагаемой авторами схемы привода с управляемым преобразователем тока в цепи ротора, приведенной на рис. 2 и подробно описанной в [6]. Предлагаемая схема включает в себя выпрямитель, в цепь выпрямленного тока которого включен преобразователь тока, реализующий регулирование выпрямленного тока ротора I_d с соблюдением условия $\frac{\Delta I_d}{\Delta t} \rightarrow 0$. При непрерывном изменении выпрямленного тока ротора происходит непрерывное изменение активной составляющей тока ротора, следовательно, и момента машины.

Основным способом реализации такого управления является регулирование выпрямленного тока ротора при включении в роторную цепь выпрямителя (рис. 3). Регулирование активной составляющей тока ротора может быть осуществлено с помощью включения в цепь выпрямленного тока ротора силового ключа. Целесообразно использовать в качестве ключа IGBT с широтно-импульсной модуляцией, поскольку в этом случае максимально расширяется диапазон регулирования тока, протекающего через транзистор, а мощность коммутации минимальна.



АД ФР – асинхронный двигатель с фазным ротором; УПТ – управляемый преобразователь тока; БУН – блок управления напряжением

Рис. 3. Предлагаемая силовая схема МДП с УПТ в цепи ротора

Приведенная схема работает следующим образом. Управляя продолжительностью импульсов на затворе $VT14$ с помощью ШИМ-сигнала от БУН, можно изменять активную составляющую тока ротора в соответствии с соображениями, изложенными выше. Сопротивления R_{in} и R_o служат для реализации токоограничения, реактор LR служит для фильтрации и сглаживания импульсов тока в цепи IGBT, а диод, включенный параллельно с транзистором, защищает IGBT от коммутационных перенапряжений, которые в данной схеме достаточно велики из-за величины собственной индуктивности обмотки ротора и индуктивности сглаживающего реактора.

В представленной на рис. 3 схеме управляемого преобразователя тока (УПТ) происходит регулирование активной составляющей тока ротора, протекающего через сопротивление R_o , которое в этом случае выполняет функцию ограничения тока через транзистор. Если коэффициент заполнения ШИМ IGBT обозначить как D , то средний ток, протекающий через сопротивление R , в данном случае определится как:

$$I_R = \frac{1}{T} \int_0^T D i_R(t) dt, \quad (4)$$

где T — период коммутации ключа.

Для того, чтобы роторная станция могла быть заменена УПТ, необходимо, чтобы процессы, возникающие в роторной цепи при коммутации ключа УПТ, соответствовали процессам, возникающим при изменении активного сопротивления ротора. Если для роторной станции диапазон изменения активного сопротивления ограничен только количеством ступеней станции, а ток изменяется

непрерывно, то в схеме с УПТ возникают пульсации тока двух видов, которые ограничивают диапазон изменения тока.

1) Пульсации, обусловленные используемой схемой управления. В данном случае пульсации выпрямленного тока соответствуют шестифазной схеме выпрямления:

$$f_{\Pi} = 6f_R, \quad (5)$$

где f_R – частота ЭДС ротора, зависящая от скорости вращения ротора в соответствии со следующим выражением [7]:

$$f_R = sf_S = f_S \frac{\omega_0 - \omega}{\omega_0}, \quad (6)$$

где f_S – частота напряжения на статоре, ω – угловая скорость вращения ротора, ω_0 – скорость идеального холостого хода.

Поскольку максимальная частота ЭДС ротора оставляет 50 Гц, то максимальная частота пульсаций выпрямленного тока в соответствии с (5) составляет 300 Гц.

2) Пульсации, обусловленные коммутацией силового ключа. Эти пульсации зависят как от параметров коммутации ключа, так и от параметров цепи ротора машины. При этом частота коммутации должна быть кратной частоте пульсаций выпрямленного тока для того, чтобы пульсации не входили в резонанс.

Таким образом, диапазон изменения тока через УПТ ограничен уровнем пульсаций обоих типов. Поскольку для коммутации в IGBT используется широтно-импульсная модуляция (ШИМ), то в транзисторе в моменты запирающего и отпирающего затвора происходят броски тока. Для того, чтобы броски тока при коммутации не влияли на процессы электромагнитного преобразования энергии в машине, необходимо применение фильтра, который в самом простом случае представляет собой реактор, включенный в цепь выпрямленного тока УПТ. От индуктивности реактора зависит уровень пульсаций тока в цепи ротора.

При использовании ШИМ выходное напряжение преобразователя определяется в соответствии со следующим выражением:

$$U_{вых} = U_{ex} \cdot \frac{t}{T} = \frac{U_{ex}}{\gamma} = DU_{ex}, \quad (7)$$

где U_{ex} , $U_{вых}$ – соответственно, входное и выходное напряжения, t – длительность импульса, T – длительность периода, $k_{шип}$ – коэффициент усиления ШИП, γ – скважность модуляции, D – коэффициент заполнения.

При использовании ШИМ выходной сигнал преобразователя формируется как набор прямоугольных импульсов. Для описания одиночного импульса, не сдвинутого по фазе, может быть использована следующая система уравнений:

$$U_{ШИМ}(t) = \begin{cases} 0, & t < t_1; \\ DU_{ex}(t), & t_1 \leq t \leq t_2; \\ 0, & t_2 < t < t_3, \end{cases}$$

где t_1 , t_2 – время начала и окончания импульса, t_3 – время окончания периода отпирающего, при этом:

$$t_1 + t_2 + t_3 = T_k,$$

$$f_k = \frac{1}{T_k},$$

$$D = \frac{t_2 - t_1}{T_k},$$

$$\gamma = \frac{1}{D}$$

В схеме, показанной на рис. 3, присутствует сглаживающий дроссель (фильтр) L_R , наличие которого влияет на параметры цепи ротора. С учетом индуктивности L_δ , активного сопротивления сглаживающего дросселя и добавочного сопротивления $R_{доб}$, передаточная функция цепи ротора МДП примет вид:

$$W_R(p) = \frac{1/(R_R + R_{доб} + R_\delta)}{(T_R + \frac{L_\delta}{R_\delta})p + 1}. \quad (9)$$

Как следует из формул (5) – (9), регулируемые параметрами УПТ в цепи ротора являются коэффициент заполнения D , период коммутации T_k , а также индуктивность и активное сопротивление реактора L_δ , R_δ .

Для исследования влияния изменения параметров ШИМ на форму тока УПТ и диапазон его изменения воспользуемся моделью цепи тока ротора, приведенной на рис. 4.

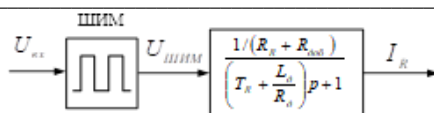


Рис. 4. Схема модели цепи тока ротора

В эксперименте использовалось задание $U_{вх}$ как единичного ступенчатого воздействия, т.е. ШИМ выдавал напряжение амплитудой 1 В. Фиксировался ток ротора и его среднее значение, определяемое по (4).

Для определения возможного диапазона изменения тока с помощью УПТ моделировалась работа схемы 4 без ШИМ и с изменением сопротивления ротора и с ШИМ без изменения сопротивления ротора, неизменной частотой коммутации и изменением коэффициента заполнения. Результаты моделирования приведены на рис. 5.

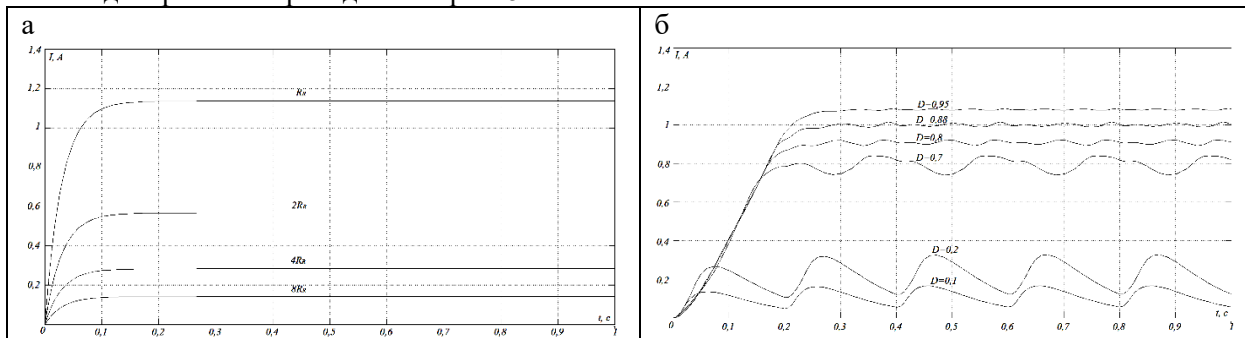


Рис. 5. Переходные процессы тока при различных значениях сопротивления ротора в схеме с роторной станцией (а); переходные процессы тока при различных значениях коэффициента заполнения в схеме с УПТ с частотой коммутации 50 Гц (б)

По приведенным на рис. 5 графикам видно, что в схеме с роторной станцией ток изменяется плавно, а диапазон его изменения ограничен только величиной добавочного сопротивления. В схеме с УПТ в кривой среднего тока присутствуют пульсации, тем большие, чем меньше коэффициент заполнения ШИМ. Так, при $D=0,1$ амплитуда пульсаций составляет около 50%, при $D=0,2$ – около 45%; при $D=0,7$ – около 11%; при $D=0,8$ – около 5%; при $D=0,88$ – около 3%; при $D=0,95$ – менее 1%. Видно, что диапазон изменения D ограничен допустимой амплитудой пульсаций (не более 5%) и может быть оценен как $I_{ср} \approx 0,8$, чему соответствует диапазон изменения тока около $0,8 \dots 0,85 \dots 1,0 I_{Rr}$.

Уменьшение пульсаций может быть достигнуто изменением частоты коммутации ШИМ и увеличением индуктивности сглаживающего реактора в цепи выпрямленного тока ротора. Как было показано выше, частота коммутации должна быть кратной частоте пульсаций выпрямленного тока ротора. Были произведены экспериментальные исследования при частоте коммутации 50, 300 и 1000 Гц. Результаты экспериментов приведены на рис. 6 (при коэффициенте заполнения 0,8). Видно, что увеличение частоты коммутации уменьшает пульсации среднего тока в цепи ротора, а, кроме того, несколько форсирует переходный процесс его нарастания. Таким образом, оптимальной частотой коммутации является 1кГц.

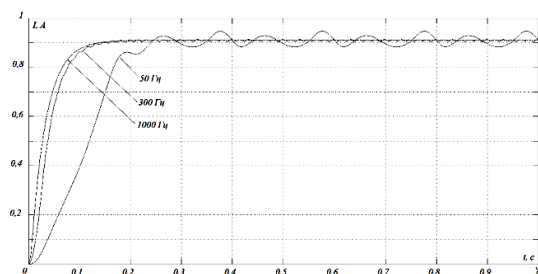


Рис. 6. Переходные процессы среднего тока ротора при различных частотах коммутации и фиксированном коэффициенте заполнения 0,8

Также было проведено исследование влияния увеличения индуктивности реактора в цепи выпрямленного тока на пульсации. Результаты исследования для нескольких значений индуктивности реактора представлены на рис. 7. Исследования проведены для частоты коммутации 50 Гц, как дающей наибольшие по величине пульсации.

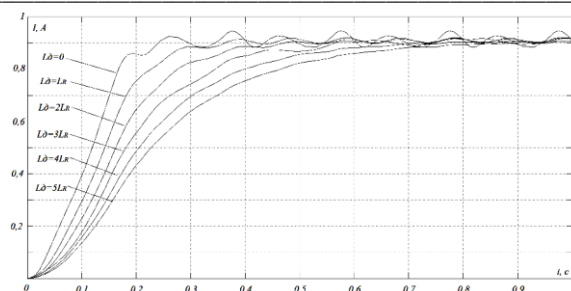


Рис. 7. Переходные процессы среднего тока ротора при различных значениях индуктивности сглаживающего реактора при частоте коммутации 50 Гц и фиксированном коэффициенте заполнения 0,8

Как видно по графикам, приведенным на рис. 7, увеличение индуктивности сглаживающего реактора уменьшает пульсации, однако затягивает переходный процесс тока. В целом, оптимальным значением индуктивности, обеспечивающим достаточно эффективное сглаживание кривой тока и не вызывающим чрезмерно долгого его нарастания, можно признать $L_0 = 4L_R$.

На рис. 8 показаны графики переходных процессов тока в УПТ с определенной оптимальной частотой коммутации 1000 Гц и индуктивностью $L_0 = 4L_R$. Из сравнения приведенных на рис. 8 графиков с графиками, показанными на рис. 5а видно, что при выбранных параметрах УПТ преобразователь по своим свойствам полностью подобен изменению активного сопротивления ротора с помощью роторной станции.

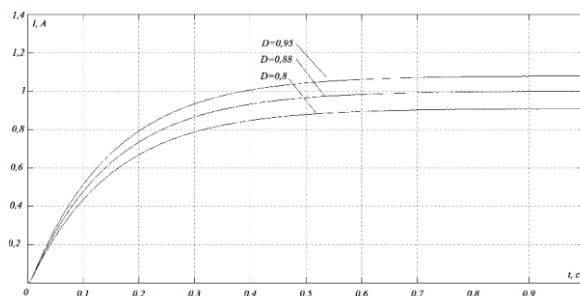


Рис. 8. Переходные процессы тока ротора при выбранных оптимальных параметрах УПТ

Выводы. Таким образом, исходя из проведенного исследования, можно прийти к следующим выводам. Применение УПТ в цепи ротора является альтернативой применению роторной станции. Диапазон изменения тока при использовании УПТ ограничен на уровне $0,8-0,85 \dots I, 0I_{Rn}$ из-за значительной амплитуды пульсаций тока при малых значениях коэффициента заполнения.

При оптимальном подборе частоты коммутации вентиля и индуктивности сглаживающего реактора УПТ по своим свойствам полностью подобен изменению активного сопротивления ротора в роторной станции, однако позволяет плавное изменение тока ротора без рывков.

Алгоритмическая структура, приведенная на рис. 2а и 2б, может рассматриваться при реализации системы регулирования скорости в случае применения УПТ в цепи ротора. При этом величина k изменяется непрерывно по заданному закону управления моментом двигателя.

Получена математическая модель УПТ в цепи ротора и методика подбора параметров ШИМ для электропривода подъемной установки.

Библиографический список

1. Онищенко Г. Б. Асинхронные вентиляльные каскады и двигатели двойного питания / Г. Б. Онищенко, И. Л. Локтева. – М.: Энергия, 1979. – 200 с.
2. Ostrovlyanchik V Yu. 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.
3. Ostrovlyanchik V Yu. 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. Ostrovlyanchik V Yu. 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.

5. Ostrovlyanchik V Yu. Equivalent structure of a double-fed induction motor with a change in frequency of additional voltage for electric drive systems of mine winders / V Yu Ostrovlyanchik, I Yu Popolzin // IOP Conference Series: Earth and Environmental Science. - 2019. –Vol. 377. – 012017.

6. Управляемый преобразователь тока для электропривода шахтной подъемной установки на основе машины двойного питания / В.Ю. Островляничик, И.Ю. Поползин, Д.А. Маршев, А.В. Толстых, А.В. Дроздова // Горное оборудование и электромеханика. - 2019. - №1. - С. 40

7. Фираго Б.И. Регулируемые электроприводы переменного тока / Б.И. Фираго, Л.Б. Павлячик. – Минск: ЗАО «Техноперспектива», 2006. – 363 с.

УДК 681.511.42:622.678.5

СИСТЕМА ЗАЩИТЫ ОТ ЗАВИСАНИЯ ПОДЪЁМНОГО СОСУДА В СТВОЛЕ

д.т.н. Островляничик В. Ю., к.т.н. Кубарев В. А., Маршев Д.А.

Сибирский государственный индустриальный университет», г. Новокузнецк, Россия

Аннотация. В данной работе предложена структура и математическое описание, а также проведено моделирование работы системы защиты от зависания подъемного сосуда в стволе между разгрузочными кривыми и дозаторной.

Ключевые слова: шахтная подъемная установка, вертикальный ствол, система защит.

Введение. Расчёт статических режимов подъемной установки позволяет определить требуемый момент и мощность двигателя для осуществления процесса подъёма груза, а расчёт баланса сил противовеса и веса поднимаемого груза позволяют не только определить требуемую мощность приводного двигателя, но и определить условие аварии в случае зависания порожнего скипа в стволе. При этом при обрыве и падении скипа возможны не только аварии, влекущие к поломкам оборудования и простоям в течении длительного времени, но и к несчастным случаям.

Анализ аварийной ситуации. В ООО «Абазинский рудник» произошло аварийное зависание скипа, при котором идущий вниз скип заклинило, а при спуске разгрузившегося скипа, и подъёме каната со стороны заклинившего скипа, канат вырвало из крепления в коуше и раздавило подшипник копрового шкива, но скип остался в стволе. В результате при отсутствии травмированных работников, серьёзных повреждений ствола и подъемного сосуда простой составил больше месяца. При расследовании данной аварии выяснилось, что отсутствует надёжная защита от зависания скипа, обеспечивающая защиту по всей глубине ствола.

Осциллограммы аварийной ситуации приведены на рис. 1. После отправки гружёный Южный скип движется вверх, при этом порожний Северный опускается вниз. Растормаживание и разгон в цикле подъёма Южного скипа проходят в штатном режиме (участок 1). На расстоянии 280 метров от датчика точного останова Северного скипа, идущий вниз Северный скип зависает, что видно по графику тока якоря (красный график – $I_{\text{я}}$), который резко возрастает из-за того, что исчезает противовес (участок 2, 344 с. Время 12:55:44 на рис. 1) в виде массы порожнего скипа, при этом система регулирования правильно обрабатывает увеличение момента, поддерживая скорость практически неизменной.

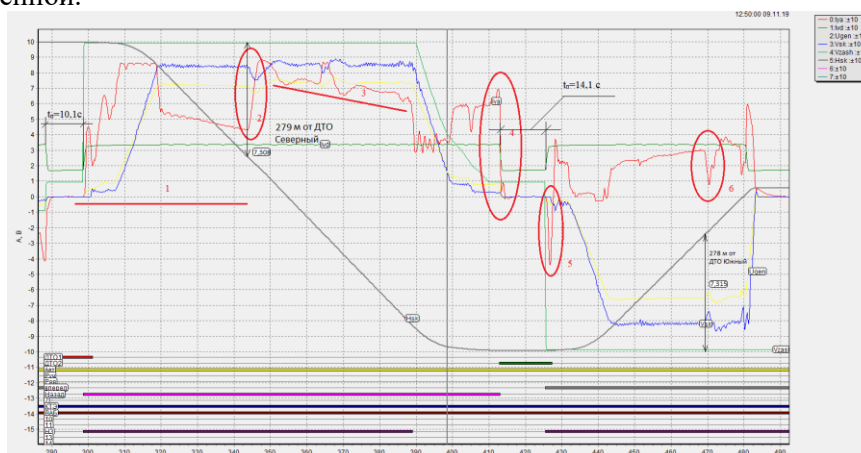


Рис. 1. Осциллограмма аварийной ситуации зависания северного скипа

Так как канат под собственным весом выматывается в ствол, то масса гружёного скипа частично компенсируется вымотанным канатом, что видно по наклону тока якоря (участок 3). Отсутствии срабатывания регламентированной Правилами безопасности [1, 2] тросовой защиты от провисания струны и напуска каната, вызвано тем, что так как наибольшая вероятность «зависания» и, как следствие, провисание струны и напуск каната происходят в верхнем конечном положении разгружающегося подъёмного сосуда, то такая защита настраивается на срабатывание при выходе из кривых и надёжно срабатывает при зависании подъёмного сосуда на глубине до 30-60 м.

При этом срабатывание защиты на большей глубине во многом зависит от массы каната (чем больше масса, тем меньше вероятность срабатывания при увеличении глубины) и длины ветви каната от барабана шахтной подъёмной машины (ШПМ) до копрового шкива [2].

Далее происходит замедление и вход гружёного Южного скипа в разгрузочные кривые, при этом из-за отсутствия противовеса в виде второго скипа ток на входе в кривые (участок 4) составляет 2800 А (7 делений) вместо обычных 800-1000 А.

После отправки Южного скипа вниз с пульта дозаторной, через 14,1 секунд после окончания предыдущего цикла, происходит растормаживание (участок 5) и южный скип уходит вниз в рекуперативном режиме (ток находится в положительной области, а должен быть в отрицательной области), пройдя 278 метров (находясь напротив зависшего Северного скипа), возникает нагрузка и просадка скорости (участок 6, 470 с, время: 12:57:50). Это происходит из-за того, что машина разогналась и двигается на полной скорости 9,0 м/с, что приводит к зацеплению каната за зависший скип сильному рывку и обрыву каната.

По результатам расследования аварии ООО «Абазинский рудник» было предложено НИИ АЭМ СибГИУ разработать систему защиты от зависания скипа. Была поставлена задача реализовать данную технологическую защиту на основе эксплуатируемой с 2011 г. и по настоящее время на скиповом подъёме системы ПАЗК-СУ [4, 5] путём добавления программного модуля защиты.

Алгоритм функционирования устройства. Технологический процесс «Подъём» осуществляется и контролируется на основе измерения параметров процесса датчиками, расположенными в стволе, на подъёмной машине и подъёмном двигателе. Поэтому величина движущихся масс и положение подъёмных сосудов вычисляется на основе измерения параметров подъёмного двигателя и угла поворота барабана подъёмной машины.

Очевидно, что все составляющие, используемые для расчёта защиты должны быть выражены через реально измеряемые параметры, такие как ток, положение (угол поворота), скорость [6].

Ниже предложена методика разработки и реализации модуля защиты от зависания, на основе анализа кинематической схемы скиповой подъёмной установки и с учётом принципа модульности [7, 8].

Известно, что основное уравнение движения электропривода (1) определяется соотношением между моментами движущихся сил:

$$M_d - M_c = J \frac{d\omega}{dt} \quad (1)$$

Очевидно, что данное уравнение должно лежать в основе определения условий зависания подъёмного сосуда или затруднений к его прохождению, так как полное заклинивание скипа или его зависание сразу возникнуть не может.

Статический момент может быть определён из кинематической схемы (рис. 2)

$$M_c = [(m_r + (m_{cr} - m_{cp}) + (m_{kr} - m_{kp}))g \cdot r_0] \quad (2)$$

где m_r - масса груза; m_{cr} - масса скипа на гружёной ветви, кг; m_{cp} - масса скипа на порожней ветви, кг; m_{kr} - масса каната на гружёной ветви, кг; m_{kp} - масса каната на порожней ветви, кг; g - ускорение свободного падения, 9,81 (м/с²); r_0 - радиус барабана подъёмной машины, м/

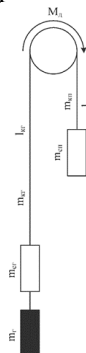


Рис. 2. Баланс масс установки

Момент двигателя, а, следовательно, и его измеренный полный ток, можно найти из выражения:

$$M_d = M_c \pm J \frac{d\omega}{dt}, \quad (3)$$

где знак «+» берётся при разгоне; знак «-» берётся при торможении.

Условие определение зависания скипа или его «застревания» в проводниках может быть сформулировано как нарушение баланса нагружаемой ветви противовеса – массы скипа и каната в цепи «противовеса» $m_{сп} + m_{кп}$ — масса каната в цепи противовеса плюс масса пустого скипа. В результате можно предложить следующий алгоритм определения зависания или нарушения прохождения порожнего скипа.

Измеряется масса груза в начале цикла движения после выхода из кривых порожнего скипа. При этом основное соотношение определяется при измерении текущего значения тока двигателя на основе уравнения:

$$I_d = I_c \pm I_{дин}, \quad (4)$$

момент динамический определяется как:

$$M_{дин} = J \frac{d\omega}{dt}. \quad (5)$$

При этом масса груза m_r может быть получена из уравнения (2):

$$m_r = \frac{M_c}{g \cdot r_6} - (m_{сг} + m_{кг}) + (m_{кп} + m_{сп}). \quad (6)$$

Так как массы скипов на ветвях одинаковы $m_{сг} = m_{сп}$, то

$$m_r = \frac{M_c}{g \cdot r_6} - m_{кг} + m_{кп}, \quad (7)$$

нескомпенсированная масса каната может быть вычислена как

$$m_k = (m_{кп} - m_{кг}) \rho h_c, \quad (8)$$

где h_c - расстояние от нижней приёмной площадки до поднимаемого скипа, м; ρ - масса погонного метра каната, кг/м; m_k - нескомпенсированная масса каната, кг.

Тогда выражая нескомпенсированную массу каната через глубину ствола (H_{max}) и положение поднимаемого скипа (h_c):

$$m_k = (H_{max} - 2h_c) \rho, \quad (9)$$

тогда

$$m_r = \frac{I_c k \Phi}{g \cdot r_6} - m_k. \quad (10)$$

Значение массы скипа уточняется по алгоритму измерения массы поднимаемого груза и фиксируется в начале цикла, так как в процессе измерения массы измеряется полный ток двигателя I_d :

$$I_d = \frac{M_d}{k \Phi}, \quad (11)$$

тогда статический момент двигателя:

$$M_c = I_c k \Phi, \quad (12)$$

учитывая, что

$$M_c = M_d - M_{дин}, \quad (13)$$

тогда статический расчётный ток $I_{ст.р}$:

$$I_{ст.р} = I_a - J \frac{d\omega}{dt}. \quad (14)$$

Измеренное значение тока $I_{мг.э}$ соответствующего массе груза в начале цикла фиксируется и является эталонным. При подъёме груженного скипа значение статического тока меняется на величину, соответствующую изменению массы каната, что отслеживается системой защит. При застревании или зависании скипа текущее значение $I_{с.тек}$ изменится на величину пустого скипа $m_{сп}$. Таким образом, величина $m_{сп}$ является заданием на срабатывание защиты. Тогда:

$$I_{мг.э} = \left(I_a - J \frac{d\omega}{dt} \right) - I_{с.э}; \quad (15)$$

$$I_{мг.р} = \left(I_a - J \frac{d\omega}{dt} \right) - I_{с.т}; \quad (16)$$

тогда

$$\Delta I_{с.т} = I_{мг.р} - I_{мг.э}. \quad (17)$$

Таким образом, во время всего цикла подъёма разница $\Delta I_{ср.э}$ значений токов $I_{мг.р}$ и $I_{мг.э}$ должна быть равна нулю, однако такое возможно только в идеальном случае, так как в реальности из-за неровностей направляющих кривых, трения в роликах в процессе подъёма неизбежно возникновение небольшой разницы токов $\Delta I_{ср.э}$ как положительной так отрицательной. Для избежания ложных срабатываний ток срабатывания $\Delta I_{ср.э}$ необходимо определить путём нескольких циклов подъёма

порожных и гружёных скипов. Пороговое значение срабатывания защиты $\Delta I_{ср.з}$, можно задавать в диапазоне от четверти до половины массы порожнего скипа:

$$\Delta I_{ср.з} = \left(\frac{m_{сн}}{4} \div \frac{m_{сн}}{2} \right) \frac{g \cdot r_{б}}{k_{\Phi}}. \quad (18)$$

Тогда условие срабатывания аварии:

$$y_a = \begin{cases} 0, & \text{при } \Delta I_{с.т} \leq I_{ср.з}; \\ 1, & \text{при } \Delta I_{с.т} > I_{ср.з}; \end{cases} \quad (19)$$

$$k_i = \frac{g \cdot r_{б}}{k_{\Phi}}. \quad (20)$$

Таким образом, задача контроля зависания скипа может быть решена через вычисление и контроль статического тока двигателя I_c , и срабатыванию защиты от зависания, при его изменении по отношению к расчётному значению.

На основании приведённых выше уравнений составлена структура устройства защиты от зависания скипа (рис. 3). На рис. 3 обозначено: U_y — напряжение якоря, h_c — положение скипа; $h_{кр}$ — глубины выхода из кривых; $h_{ну}$ — глубина начала ускорения; I_d — полный ток якоря двигателя; I_c — ток статический; $I_{дин}$ — ток динамический; $I_{дин.р}$ — ток динамический расчётный; $I_{ст.р}$ — ток статический расчётный (действительный); $I_{с.т}$ — ток статический текущий, учитывающий массу каната; $I_{мг.э}$ — ток статический, создаваемый грузом эталонный; $I_{мг.р}$ — ток статический, создаваемый грузом расчётный в цикле; $\Delta I_{с.т}$ — разница статических токов; $I_{ср.з}$ — ток срабатывания защиты; y_a — сигнал срабатывания защиты (аварии).

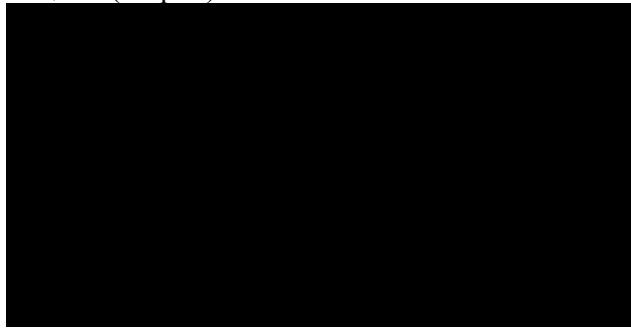
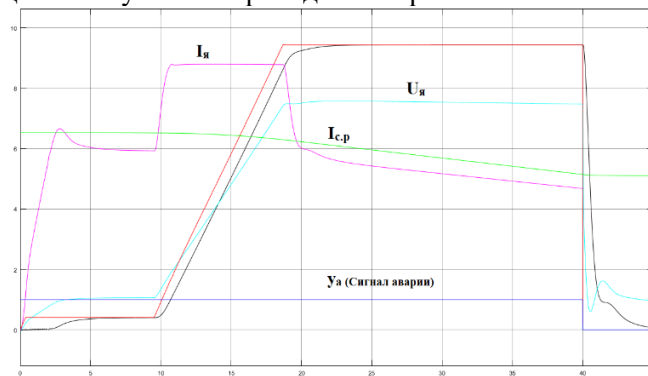


Рис. 3. Структура устройства защиты от зависания скипа

На основании структуры, приведённой на рис. 3 построена модель и проведено моделирование срабатывания защиты. Результаты приведены на рис. 4.



U_y — напряжение якоря; I_y — полный ток якоря двигателя; $I_{с.р}$ — ток статический расчётный (действительный); y_a — сигнал аварии

Рис. 4. Моделирование срабатывания защиты

Выводы. Разработана структура и математическое описание, а также проведено моделирование работы системы защиты от зависания подъёмного сосуда в стволе между разгрузочными кривыми и дозаторной.

Предложенный алгоритм позволяет реализовать защиту от зависания скипа на всей длине ствола, что позволит предотвратить тяжёлые аварии и обеспечить безопасность работы подъёмной машины.

Предложенная технологическая защита была реализована на основе эксплуатируемой с 2011 года и по настоящее время на скиповом подъёме системы ПАЗК-СУ путём добавления программного модуля защиты, без вывода установки из работы.

Кроме того, для находящихся в эксплуатации подъемных машин данная система защиты может быть реализована как отдельное устройство или совместно с микропроцессорным ограничителем скорости [9], что позволит в полной мере обеспечить их безопасную эксплуатацию.

Библиографический список

1. Федеральные нормы и правила в области промышленной безопасности «Правила безопасности в угольных шахтах» (утв. приказом Федеральной службы по экологическому, технологическому и атомному надзору от 19 ноября 2013 г. N 550. Зарегистрирован Минюстом России 31 декабря 2013 г., рег. № 30961). - Режим доступа: <http://docs.cntd.ru/document/499060050>.
2. Федеральные нормы и правила в области промышленной безопасности «Правила безопасности при ведении горных работ и переработке твердых полезных ископаемых» (утв. приказом Федеральной службы по экологическому, технологическому и атомному надзору от 11 декабря 2013 г. N 599). - Режим доступа: <http://base.garant.ru/70691622>.
3. Бежок В.Р. Руководство по ревизии наладке и испытанию шахтных подъемных установок / Бежок В.Р. и др. - 2-е изд., перераб. и доп. - М.: Недра, 1982. - 391 с.
4. Программируемый аппарат задания, контроля движения и технологических защит подъемной установки (ПАЗК). - URL: <http://niiam.ru/index.php/serijnoe-pr-vo/pazk>
5. Программируемый аппарат задания, контроля движения и технологических защит в составе системы управления шахтной подъемной установкой / В.Ю. Островляничик, В.А. Кубарев // Научные технологии разработки и использования минеральных ресурсов. – 2016. - №3. - С. 309-314.
6. Островляничик В.Ю. Автоматический электропривод постоянного тока горно-металлургического производства / В.Ю. Островляничик. - Новокузнецк: Изд-во СибГИУ, 2004. - 383 с.
7. Принцип построения системы логического управления шахтной подъемной установкой / В.Ю. Островляничик, В.А. Кубарев // Научный вестник НГТУ. – 2012. - №6.
8. Островляничик В.Ю. Методика разработки программного обеспечения систем логического управления подъемными установками / В.Ю. Островляничик, В.А. Кубарев // Вестник Кузбасского государственного технического университета. – 2011. - № 6. - С. 50-54.
9. Микропроцессорный ограничитель скорости подъемных сосудов / В.Ю. Островляничик, В.А. Кубарев // Автоматизированный электропривод и промышленная электроника в металлургической и горнотранспортной отраслях: тр. Третьей всерос. науч.-практ. конф. - Новокузнецк: Изд-во СибГИУ, 2006. - С. 146-150.

УДК [621.313.333.1+621.313.334]:622.678.5

ПРИМЕНЕНИЕ ЧАСТОТНЫХ ПРЕОБРАЗОВАТЕЛЕЙ В ЦЕПИ СТАТОРА АСИНХРОННОГО ДВИГАТЕЛЯ ПОДЪЕМНОЙ УСТАНОВКИ С ДВОЙНЫМ ПИТАНИЕМ

д.т.н. Островляничик В. Ю., Поползин И. Ю., к.т.н. Кубарев В. А., Маршев Д. А.
Сибирский государственный индустриальный университет, г. Новокузнецк, Россия

Аннотация. Одним из общепринятых в настоящее время вариантов модернизации асинхронного электропривода является применение частотного управления двигателем. При этом к статору двигателя подключается преобразователь частоты с возможностью управления параметрами напряжения на его выходе. Обычно частотное управление применяется к асинхронным двигателям с короткозамкнутым ротором, в том числе, к специальным машинам, рассчитанным на частотное управление. Как правило, частота изменяется «вниз» от номинальной частоты напряжения на статоре машины, а диапазон регулирования скорости определяется минимальной частотой напряжения, поданного на статор. При этом для двигателей, используемых в электроприводе подъемных установок, диапазон регулирования скорости ограничен величиной 2:1 из-за ухудшения свойств магнитной системы машины. Регулирование скорости ниже половины номинальной может быть осуществлено с помощью управляемого преобразователя тока ротора.

Ключевые слова: шахтная подъемная установка, машина двойного питания, асинхронный двигатель с фазным ротором, частотное управление, диапазон регулирования, управляемый преобразователь тока.

Асинхронный электропривод подъемных установок широко распространен на шахтах и рудниках Российской Федерации. Используемая по состоянию на 2020 год на многих подъемных установках с асинхронным двигателем схема с роторной станцией являются устаревшей и малоэффективной, поскольку использование данной схемы ведет к непроизводительным потерям энергии из-за того, что до 30% подводимой к двигателю энергии рассеивается на роторных сопротивлениях в виде тепла.

Кроме того, переключение ступеней станции вызывает рывки и удары в механической части привода [1]. Таким образом, существует необходимость в модернизации существующих электроприводов подъемных установок с асинхронным двигателем с фазным ротором (АД ФР) и роторной станцией.

Одним из общепринятых в настоящее время вариантов модернизации асинхронного электропривода является применение частотного управления двигателем. При этом к статору двигателя подключается преобразователь частоты с возможностью управления параметрами напряжения на его выходе. Обычно частотное управление применяется к асинхронным двигателям с короткозамкнутым ротором, в том числе, к специальным машинам, рассчитанным на частотное управление. При этом, как правило, частота изменяется «вниз» от номинальной частоты напряжения на статоре машины, а диапазон регулирования скорости определяется минимальной частотой напряжения, поданного на статор.

Основными факторами, влияющими на поведение магнитной системы машины при снижении частоты питающего напряжения, являются:

- а) Изменение реактивного сопротивления контура намагничивания и, как следствие, уменьшение энергии, отдаваемой магнитному полю машины (выражающееся в уменьшении тока намагничивания).
- б) Изменение абсолютной величины и структуры потерь в стали машины.
- в) Изменение кривой намагничивания машины и эффекты насыщения.
- г) Изменение индуктивности контура намагничивания машины вследствие изменения магнитной проницаемости сердечников обмоток [2].

Для поддержания постоянства основного магнитного потока машины при частотном управлении следует соблюдать условие

$$\frac{U_s}{f} = const, \tag{1}$$

где U_s, f – действующее значение и частота напряжения на статоре соответственно.

Выражение (1) также называемое законом Костенко, или его модификации при различной форме кривой статического момента, позволяют сохранить основной магнитный поток машины неизменным. Однако, закон Костенко справедлив только в случаях, когда активное сопротивление статора значительно меньше реактивного сопротивления намагничивания машины [2]. Влияние относительного роста активного сопротивления статора при уменьшении частоты питающего напряжения устраняет IR - или IZ -компенсация.

Ток статора при $U_s=const$ обратно пропорционально зависит от частоты. Согласно исследованиям, проведенным в [2], ток статора резко увеличивается, начиная с частоты 25 Гц (рис. 1).

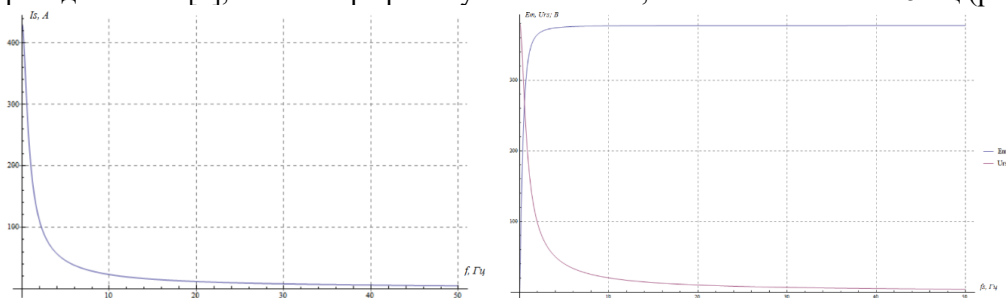


Рис. 1. Зависимости тока статора, ЭДС намагничивания и падения напряжения на активном сопротивлении статора АД от частоты питающего напряжения при $U_s=const$

Таким образом, при применении частотного управления для мощных АД ФР, используемых в приводе подъемных установок, диапазон изменения частоты, тем не менее, ограничен значением около 25 Гц [2], что соответствует диапазону регулирования скорости 2:1 вниз от номинальной скорости двигателя. При изменении частоты напряжения на статоре ниже этой величины резко уменьшается КПД машины и ее перегрузочная способность и увеличивается критическое скольжение, что делает для таких машин управление по закону (1) (скалярное управление) непригодным. В то же время, внедрение систем векторного управления для двигателей большой мощности встречает значительные затруднения.

Для применяющихся в настоящее время на подъемных установках АД ФР существует возможность подачи на ротор добавочного напряжения от внешнего источника. Такая схема включения АД ФР называется машиной двойного питания (МДП), и ее применение является одним из перспективных способов модернизации привода [1, 3-6]. Однако в приводе с МДП затруднена реализация

режима растормаживания подъемной машины и движения сосуда на малой скорости. Для решения этой проблемы в [7] предложено включение в цепь ротора управляемого преобразователя тока (УПТ).

УПТ позволяет реализовать управление активной составляющей тока машины таким образом, чтобы изменение выпрямленного тока ротора было аналогично изменению активного сопротивления ротора по своим свойствам. Структурная схема МДП с УПТ в роторе приведена на рис. 2.

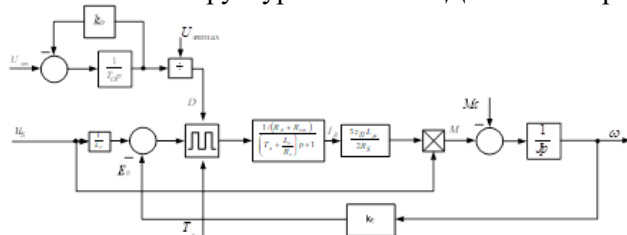


Рис. 2. Структурная электропривода на основе МДП с УПТ в роторе

При выборе оптимальных значений частоты модуляции и индуктивности сглаживающего реактора УПТ по своим свойствам полностью подобен роторной станции с непрерывным изменением активного сопротивления ротора, поэтому схема, приведенная на рис. 2, может быть представлена в виде, показанном на рис. 3, где k – коэффициент изменения тока ротора.

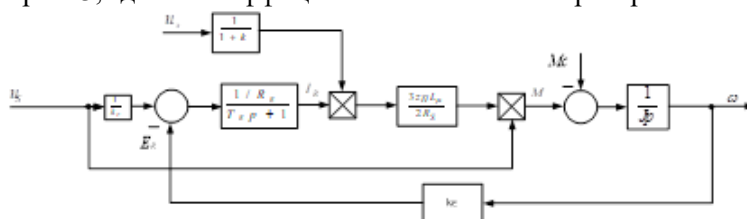


Рис. 3. Структурная схема электропривода на основе МДП с УПТ в роторе при непрерывном изменении тока ротора

При реализации частотного управления АД ФР в области скоростей от $-\omega_0$ до $+\omega_0$ искусственные механические характеристики машины имеют вид, показанный на рис. 4 (вертикальными линиями обозначены значения момента машины при различных значениях момента нагрузки), а их рабочие участки параллельны рабочему участку естественной механической характеристики [8].

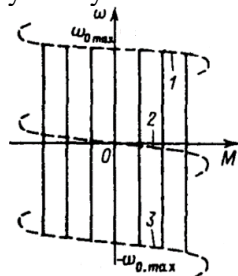


Рис. 4. Механические характеристики АД ФР при частотном управлении

В общем случае построение математической модели АД ФР является достаточно сложной задачей, а полученные модели обладают большой сложностью и содержат большое количество связей и звеньев [8]. Однако при реализации частотного управления АД ФР и рассмотрении рабочего участка механической характеристики машины (т.е. в области $s < s_{кр}$) уравнение динамической механической характеристики машины примет вид [8, 9]:

$$(T_3 p + 1)M = k_\beta u_{3M}, \tag{2}$$

где $T_3 = \frac{L_S + L_R}{R_S + R_R}$ – электромагнитная постоянная времени машины, $k_\beta = C_{эм}$ – коэффициент электромагнитной жесткости.

С учетом (2) и соображений, изложенных в [8, 9], структурная схема машины при частотном управлении примет вид, показанный на рис. 5а и 5б (схемы эквивалентны).

Как было указано выше, диапазон регулирования f_s ограничен из-за ухудшения свойств магнитной системы машины при снижении частоты напряжения на статоре [2]. Нежелательно снижение частоты f_s ниже 25 Гц, что ограничивает диапазон регулирования скорости в описываемом режиме

как 2:1. Для регулирования скорости АД ФР ниже скорости $0,5\omega_0$ авторами был предложен управляемый преобразователь тока (УПТ), подробно описанный в [7].

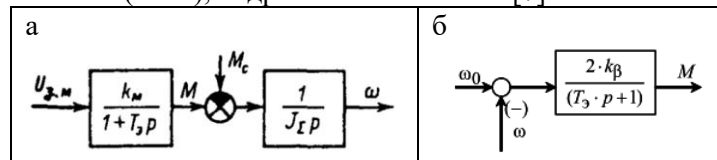
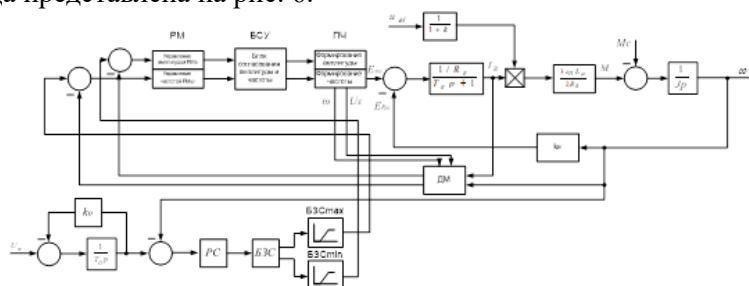


Рис. 5. Структурные схемы АД ФР при частотном управлении

При сочетании работы машины в диапазоне скоростей $0-0,5\omega_0$ от УПТ и в диапазоне скоростей $0,5\omega_0-\omega_0$ от частотного преобразователя возможно управление АД ФР в диапазоне скоростей от 0 до номинальной с непрерывным изменением тока ротора (момента) и скорости на всем диапазоне регулирования. Такое управление предполагает, по сути, двухзонное управление машиной, поскольку при включении в цепь ротора УПТ происходит регулирование активной составляющей тока ротора (момента), а при частотном управлении – управление скоростью машины. При этом, поскольку частотное управление двигателем предполагает изменение как амплитуды, так и частоты напряжения, в схеме требуется устройство, согласующее их. Предлагаемая функциональная схема описанного привода представлена на рис. 6.



РМ – регулятор момента; РС – регулятор скорости; БЗС – блок задания скорости; ДМ – датчик момента; БСУ – блок согласования; ПЧ – преобразователь частоты

Рис. 6. Функциональная схема электропривода на основе АД ФР с частотным преобразователем и УПТ

Приведенная на рис. 6 схема привода работает следующим образом. При пуске двигателя, растормаживании и в диапазоне скоростей $0-0,5\omega_0$ на выходе преобразователя частоты установлены номинальные значения амплитуды и частоты напряжения на статоре, а УПТ изменяет активную составляющую тока ротора изменением коэффициента k . После достижения установленной скорости коэффициент заполнения УПТ устанавливается на значении 1 (силовой ключ полностью открыт), а на частотный преобразователь подается сигнал формирования амплитуды и частоты таким образом, чтобы продолжить разгон машины и выйти на номинальную скорость. При этом задание скорости осуществляется от интегростабилизирующего устройства (задатчика интенсивности), что позволяет сформировать любую требуемую диаграмму движения привода. Нелинейные блоки ограничения позволяют сформировать требуемую связь амплитуды и частоты напряжения на статоре и момента. Датчик момента рассчитывает момент в соответствии с заданными параметрами напряжения на статоре, скоростью и активной составляющей тока ротора.

Выводы. Таким образом, исходя из проведенного исследования, можно прийти к следующим выводам.

Для АД ФР возможно регулирование скорости изменением частоты напряжения на статоре в диапазоне 1:2, что соответствует изменению частоты от 25 до 50 Гц. При этом критический момент двигателя и жесткость рабочего участка его искусственных характеристик равны таковым на естественной механической характеристике, а реактивные токи не оказывают существенного влияния на свойства машины.

Для регулирования скорости АД ФР ниже скорости $0,5\omega_0$ следует использовать управляемый преобразователь тока в цепи ротора, который позволяет регулировать момент и скорость машины путем изменения активной составляющей тока ротора.

Сочетание частотного управления двигателем с управлением АД ФР при помощи УПТ в цепи ротора позволяет регулировать скорость в диапазоне от 0 до ω_0 и реализовывать требуемую диаграмму движения подъемной машины.

Библиографический список

1. Ostrovlyanchik VYu. Mechanical characteristics of a double-fed machine in asynchronous mode and prospects of its application in the electric drive of mining machines / VYu Ostrovlyanchik, IYu Popolzin, VA Kubarev and DA Marshev // IOP Conference Series: Earth and Environmental Science. - 2017. – Vol. 84. – Conf. 1. – 012030.
2. Островляничик, В.Ю. Исследование магнитной системы асинхронного двигателя при частотном управлении / В.Ю. Островляничик, И.Ю. Поползин // Вестник КузГТУ. - 2016. - №2(114). - С. 75-84.
3. Ostrovlyanchik VYu. Mechanical characteristics of the doubly-fed machine and its use in the hoist electric drive / VYu Ostrovlyanchik, IYu Popolzin, DA Marshev // IOP Conference Series: Earth and Environmental Science. - 2018. – Vol. 206. – Iss. 1. – 142714.
4. Ostrovlyanchik VYu. Equivalent model of a dually-fed machine for electric drive control systems / VYu Ostrovlyanchik, IYu Popolzin // IOP Conference Series: Materials Science and Engineering. - 2018. – Vol. 351. – Iss.1. – 012017.
5. Ostrovlyanchik VYu. Equivalent structure of a double-fed induction motor with a change in frequency of additional voltage for electric drive systems of mine winders / VYu Ostrovlyanchik, IYu Popolzin // IOP Conference Series: Earth and Environmental Science. - 2019. – Vol. 377. – 012017.
6. Ostrovlyanchik V.Y. Equivalent structure of a double-fed induction motor with a change in frequency of additional voltage for electric drive systems of mine winders / V.Yu. Ostrovlyanchik, I Yu. Popolzin // IOP Conference Series: Earth and Environmental Science. – 2019. – Vol. 377. – 012041.
7. Управляемый преобразователь тока для электропривода шахтной подъемной установки на основе машины двойного питания / В.Ю. Островляничик, И.Ю. Поползин, Д.А. Маршев, А.В. Толстых, А.В. Дроздова // Горное оборудование и электромеханика. - 2019. - №1. - С. 40-46.
8. Ключев В.И. Теория электропривода / В.И. Ключев. - М.: Энергоатомиздат, 2001. - 704 с.
9. Чернышев А.Ю. Электропривод переменного тока / А.Ю. Чернышев, Ю.Н. Дементьев, И.А. Чернышев. – Томск: ТПУ, 2011. – 213 с.

УДК 51-74[621.333.1]

**УТОЧНЁННАЯ МАТЕМАТИЧЕСКАЯ МОДЕЛЬ ПОПЕРЕЧНЫХ КОЛЕБАНИЙ
КАНАТОВ И ВАЛОВ ШАХТНЫХ ПОДЪЁМНЫХ УСТАНОВОК****Борщинский М.Ю.****Сибирский государственный индустриальный университет, г. Новокузнецк, Россия**

Аннотация. Колебательные процессы каната и вала про малых перемещениях в точках крепления провоцируют фреттинг-износ и способствуют развитию коррозии в месте крепления. На базе метода Фурье разработана улучшенная модель колебательных процессов, существенно расширяющая функциональные возможности метода разделения переменных. Приведено подтверждение адекватности модели.

Ключевые слова: колебательные процессы, ряд Фурье, фреттинг, зеркальная симметрия, статический изгиб, затухание.

Колебательные и волновые процессы в нагруженных длинных канатах и упругих валах приводят к резкому возрастанию динамических нагрузок и интенсивному износу канатов, механических соединений, валов, подшипников, силового электромеханического оборудования, к аварийному выходу из строя подъемных сосудов, разгрузочных направляющих, электродвигателей шахтных подъемных установок (ШПУ). Возрастает вероятность возникновения аварий с вынужденной остановкой производственного процесса. Негативные процессы усиливаются наложением упругих поперечных колебаний. Возросшие динамические нагрузки через барабан воздействуют на упругий вал. Вал совершает вибрационные колебания в поперечном направлении от радиального воздействия каната на барабан.

Колебательные процессы сопровождаются фреттинг-износом [1-5] и провоцируемой им коррозией в местах неподвижных соединений упругого вала с подшипниками и барабаном. Разрушительное воздействие фреттинга оказывает на подшипники, шестерни редукторов, соединительные муфты, барабаны, причём фреттинг сопровождается развитием коррозии и появлением трещин. Негативные действия фреттинга усугубляются ударами в зазорах в ряде подвижных соединений редукторов, соединительных муфт. Исследования фреттинга имеют место как за рубежом [2, 3], так и в России [1, 4, 5], но относительно ШПУ эта проблема за исключением работы [5] практически не затрагивалась, хотя испытание на изнашивание при фреттинге предусматриваются специальным стандартом [4].

Колебательные процессы хорошо изучены применительно к свободно опёртым балкам [6, 7], но канат и вал имеют существенные отличия. Концы вала и каната в отличие от балки закреплены, а их излом на выходе из крепления физически невозможен. В математическом плане это приводит к тому, что на концах вала равна нулю не только функция изгиба, но и производная от функции изгиба. Изгибные моменты приводят к неравномерной нагрузке подшипников вдоль их продольной оси, усиливается давление на концевые части, что и способствует возникновению явления фреттинга.

Отметим парадоксальную ситуацию в теории изгиба балок. Статический изгиб и колебательные процессы описываются разными уравнениями, хотя по своей сути изгиб является установившимся состоянием колебательных процессов после их затухания, процессы колебаний и статический изгиб вполне логично должны описываться единым уравнением. Следует отметить, что при исследовании колебательных процессов как правило не учитывается затухание колебаний, очевидно это и послужило обоснованием применению отдельных уравнений.

Таким образом, задача математического описания поперечных колебаний заземлённого на концах каната и вала остаётся не решённой. Так в источниках [6, 7] не обеспечивается равенство нулю производных изгибов на концах вала, причём теория изгиба построена с использованием моментов, изгибающих балку за ее концы и при этом не уточняется, как создаются изгибающие моменты от воздействия сосредоточенной силы, вызывающей поперечные колебательные процессы каната и вала. В методе Фурье не предоставляется возможным также учитывать тормозящее воздействие внешних процессов на затухание колебаний.

В работе [8] автором, на основе сформулированной идеи зеркальной симметрии и введением промежуточной второй координаты, создана новая более универсальная математическая модель вала и каната (1), на которые воздействует перпендикулярно продольной оси сосредоточенная нагрузка. Модель описывает вынужденные и свободные колебания, а учёт внутреннего вязкого трения обеспечивает учёт их затухания

$$EJ \frac{\partial^2 h(x,t)}{\partial x^2} = mL_b \frac{\partial^2 h(x,t)}{\partial t^2} + B \frac{\partial h(x,t)}{\partial t} + \begin{cases} P \left(\frac{L_b-a}{L_b} x + C_1 \right), & 0 \leq x \leq a; \\ P \left(-\frac{a}{L_b} x + C_2 \right), & a \leq x \leq L_b, \end{cases} \quad (1)$$

где E – модуль Юнга; J – момент инерции сечения каната и вала; P – изгибающая сила, m – масса; h – текущая величина изгиба в точке x ; L_b – длина каната и вала; $B = C_t L_b \eta D$, $C_t L_b = c_t$ – коэффициенты лобового сопротивления и внутреннего вязкого трения; D – диаметр каната или вала; η – динамическая вязкость воздуха [6 - 8].

Исследования начнём со свободных (собственных) колебаний каната и вала. В исходном состоянии сила P отсутствует, канат и вал находятся в состоянии покоя без изгиба и без совершения колебаний. Чтобы вызвать изгиб к валу (канату) приложим силу P . Развивается колебательный процесс, описываемый моделью (1). После затухания переходных процессов вал (канат) переходит в установившееся состояние, которое назовём статическим изгибом. Если удалить силу P , т.е. принять $P=0$, функция (1) при этом примет вид

$$EJ \frac{\partial^2 h(x,t)}{\partial x^2} = mL_b \frac{\partial^2 h(x,t)}{\partial t^2} + B \frac{\partial h(x,t)}{\partial t}. \quad (2)$$

Функция (2) описывает собственные затухающие колебания, начальными и граничными условиями которых является статический изгиб.

На основе теории зеркальной симметрии в работе [8] автор решил задачу математического описания статического изгиба с учётом того, что в конечных точках каната и вала излом физически невозможен. Математически это означает, что в конечных точках ($x=0$ и $x=L_b$) изгиб $h(x)$ и его производная $\frac{dh(x)}{dx}$ равны нулю. Математическая модель статического изгиба, созданная автором, имеет следующий вид

$$\frac{EJ}{P} h(x) = \begin{cases} \frac{L_b-a}{6L_b} x^3 - \frac{L_b^2-a^2}{12L_b} x^2; & 0 \leq x \leq a, \\ -\frac{a}{6L_b} x^3 + \frac{a(4L_b+a)}{12L_b} x^2 - \frac{a(L_b+a)}{6} x + \frac{L_b a^2}{12}, & a \leq x \leq L_b, \end{cases} \quad (3)$$

где $x = a$ – место приложения силы P к канату или валу.

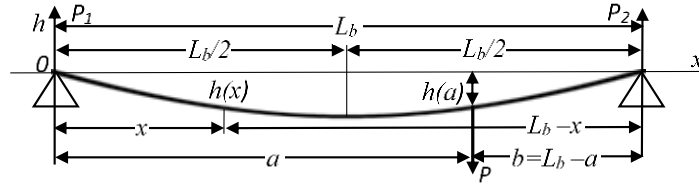
Модель иллюстрирует рис. 1, на котором показаны все используемые параметры.

Универсальным и достаточно простым методом решения дифференциальных уравнений с частными производными (2) является метод разделения переменных (метод Фурье). Но согласно источникам [12, 13] в классическом методе используется разложение функций начальных условий

в ряд Фурье по синусам, который в применим только в случае начальных условий, описываемых нечётными функциями. Однако в начальные условия (3) помимо нечётных входят и чётные функции, что приводит к разложению в ряд в общем виде

$$EJh(x, 0) = \frac{f_{01}}{2} + \sum_{k=1}^{\infty} [f_{1k} \cos(kx) + f_{2k} \sin(kx)], \quad 0 \leq x \leq L_b, k = 1, 2, 3, \dots, \infty, \quad (4)$$

в котором при разложении по синусам [12] отсутствует слагаемое $\frac{f_{01}}{2}$. При разложении же в ряд Фурье начальных условий (3), как будет показано ниже, ряд имеет форму (4).



P – сосредоточенная сила; P_1 и P_2 – реакция креплений; L_b - длина каната и вала; a – расстояние от начала координат до точки приложения силы P ; h – изгиб при разных значениях координаты абсцисс x

Рис. 1. Статический изгиб каната и вала

Решения уравнения (2) будем искать в виде произведения двух функций, но в отличие от [12, 13] с добавлением постоянной составляющей $A = \text{константа}$

$$h(x, t) = A + X(x)T(t). \quad (5)$$

Поскольку в уравнение (2) входят только производные от функции $h(x, t)$, а производные от постоянного числа равны нулю, слагаемое A на справедливость решения не влияет, в то же время развиваемый подход существенно расширяет область применения метода Фурье применительно и к функциям, разложение в ряд которых содержит член $f_{01}/2$.

Дважды дифференцируя (5) и подставляя полученные производные в (2) получим

$$EJ\ddot{X}(x)T(t) = mL_b\ddot{T}(t)X(x) + B\ddot{T}(t)X(x).$$

Левые и правые части уравнений разделим на $EJT(t)X(x)$, согласно [12]

$$\frac{\ddot{X}(x)}{X(x)} = \frac{mL_b\ddot{T}(t) + B\ddot{T}(t)}{EJT(t)} = -\lambda = \text{const}. \quad (6)$$

Из равенства (6) получаем:

$$\ddot{X}(x) + \lambda X(x) = 0; \quad (7a)$$

$$\ddot{T}(t) + \frac{B}{mL_b}\dot{T}(t) + \frac{\lambda EJ}{mL_b}T(t) = 0. \quad (7b)$$

Дифференциальному уравнению (7a) соответствует характеристическое уравнение $p^2 + \lambda = 0$ с двумя мнимыми корнями $p = \pm\sqrt{-\lambda}$, которым соответствует решение

$$X(x) = fF_{1k} \sin(\sqrt{\lambda} x) + F_2 \cos(\sqrt{\lambda} x). \quad (8a)$$

Дифференциальному уравнению (7b) соответствует характеристический полином

$$p^2 + \frac{B}{mL_b}p + \lambda \frac{EJ}{mL_b} = 0,$$

откуда

$$p = -\frac{B}{2mL_b} \pm \sqrt{\frac{B^2}{4(mL_b)^2} - \frac{\lambda EJ}{mL_b}} = \alpha \pm i\beta, \quad (8b)$$

где $\alpha = -\frac{B}{2mL_b}$, $\beta = \pm\sqrt{\alpha^2 - \frac{\lambda EJ}{mL_b}}$.

Все константы, входящие в выражение (8b) положительные, потому первое слагаемое α всегда отрицательное, а поскольку модуль Юнга для стали $E = 210 \cdot 10^9$ очень большое число, то имеет место $\alpha^2 < \frac{\lambda EJ}{mL_b}$, корни комплексные и решение уравнения (7,b) колебательное

$$T(t) = e^{\alpha t} (F_3 \cos \beta t + F_4 \sin \beta t).$$

Подставляя в (5) функции $T(t)$ и $X(x)$ из (8,b), получим функцию

$$h(x, t) = A + [F_1 \cos(\sqrt{\lambda} x) + F_2 \sin(\sqrt{\lambda} x)] e^{\alpha t} [F_3 \cos(\beta t) + F_4 \sin(\beta t)]. \quad (9)$$

В развиваемой теории коэффициенты ряда определяются сравнением ряда (9) с рядом, полученным разложением в ряд функции статического изгиба (3). Чтобы коэффициенты рядов совпали, они должны быть разложены на одном и том же интервале [12, 14]. Из этих соображений значение параметра λ и коэффициенты F_{1k} , F_{2k} , F_{3k} и F_{4k} в отличие от классического метода Фурье определим не по граничным условиям с началом координат в средней точке периода, а исходя из

естественной системы координат с началом в точке $x = 0$ в сегменте, равном длине вала (каната). В этом случае согласно [12, 14] имеем $2l = L_b$, откуда $l = L_b/2$ и из периода повторения L_b в тригонометрических функциях (9) следует $\sqrt{\lambda} = \frac{\pi k}{l} = \frac{2\pi k}{L_b}$, $k=1, 2, 3, \dots, \infty$, подстановка которого в (9) и (7,b) даёт

$$EJh(x, t) = A + \left[F_{1k} \cos\left(\frac{2\pi k}{L_b} x\right) + F_{2k} \sin\left(\frac{2\pi k}{L_b} x\right) \right] e^{\alpha t} [F_{3k} \cos(\beta t) + F_{4k} \sin(\beta t)],$$

откуда следует, что волновое уравнение (2) имеет бесконечное множества решений.

Слагаемые из первых квадратных скобок умножим на сумму слагаемых во вторых

$$EJh(x, t) = \frac{f_{01}}{2} + e^{\alpha t} \{ [f_{1k} \cos(\beta t) + f_{3k} \sin(\beta t)] \cos\left(\frac{2\pi k}{L_b} x\right) + [f_{2k} \cos(\beta t) + f_{4k} \sin(\beta t)] \sin\left(\frac{2\pi k}{L_b} x\right) \}, \quad k=1, 2, 3, \dots, \infty, \quad \frac{f_{01}}{2} = A,$$

где $\frac{f_{01}}{2} = A$, $f_{1k} = F_{1k} F_{3k}$, $f_{2k} = F_{2k} F_{3k}$, $f_{3k} = F_{1k} F_{4k}$, $f_{4k} = F_{2k} F_{4k}$, $\alpha = -\frac{B}{2mL_b}$, $\beta = \pm \sqrt{\alpha^2 - \frac{(2k\pi)^2 EJ}{mL_b^3}}$.

Суммируя решения для всей совокупности $k=1, 2, 3, \dots, \infty$, согласно [12] получаем общее решение волновой функции (2) в форме ряда двух переменных x и t

$$EJh(x, t) = \frac{f_{01}}{2} + e^{\alpha t} \sum_{k=1}^{\infty} \{ [f_{1k} \cos(\beta t) + f_{3k} \sin(\beta t)] \cos\left(\frac{2\pi k}{L_b} x\right) + [f_{2k} \cos(\beta t) + f_{4k} \sin(\beta t)] \sin\left(\frac{2\pi k}{L_b} x\right) \}. \quad k=1, 2, 3, \dots, \infty. \quad (10)$$

При $t = 0$ функция (10) описывает начальное состояние и принимает вид

$$EJh(x, 0) = \frac{f_{01}}{2} + \sum_{k=1}^{\infty} \left[f_{1k} \cos\left(\frac{2\pi k}{L_b} x\right) + f_{2k} \sin\left(\frac{2\pi k}{L_b} x\right) \right], \quad 0 \leq x \leq L_b. \quad (11)$$

Ряд (10) и функция статического изгиба (3) на интервале $0 \leq x \leq L_b$ описывают один и тот же процесс. Если функции статического изгиба (3) разложить в ряд Фурье на интервале $0 \leq x \leq L_b$, то получим ряд, совпадающий с рядом (11), что даёт возможность определить коэффициенты f_{01} , f_{1k} и f_{2k} .

Составим исходные выражения совокупности функций и параметров для вычисления коэффициентов ряда Фурье (11) применительно к функции статического изгиба (3)

$$f_{01} = \frac{2}{L_b} \left[\int_0^a \left(\frac{L_b - a}{6L_b} x^3 - \frac{L_b^2 - a^2}{12L_b} x^2 \right) dx + \int_a^{L_b} \left(-\frac{a}{6L_b} x^3 + \frac{4L_b a + a^2}{12L_b} x^2 - \frac{L_b a + a^2}{6} x + \frac{L_b a^2}{12} \right) dx \right]; \quad (12)$$

$$f_{1k} = \frac{2}{L_b} \left[\int_0^a \left(\frac{L_b - a}{6L_b} x^3 - \frac{L_b^2 - a^2}{12L_b} x^2 \right) \cos\left(\frac{2k\pi}{L_b} x\right) dx + \int_a^{L_b} \left(-\frac{a}{6L_b} x^3 + \frac{4L_b a + a^2}{12L_b} x^2 - \frac{L_b a + a^2}{6} x + \frac{L_b a^2}{12} \right) \cos\left(\frac{2k\pi}{L_b} x\right) dx \right]; \quad (12b)$$

$$f_{2k} = \frac{2}{L_b} \left[\int_0^a \left(\frac{L_b - a}{6L_b} x^3 - \frac{L_b^2 - a^2}{12L_b} x^2 \right) \sin\left(\frac{2k\pi}{L_b} x\right) dx + \int_a^{L_b} \left(-\frac{a}{6L_b} x^3 + \frac{4L_b a + a^2}{12L_b} x^2 - \frac{L_b a + a^2}{6} x + \frac{L_b a^2}{12} \right) \sin\left(\frac{2k\pi}{L_b} x\right) dx \right]. \quad (12c)$$

Выполним интегралы входящие в функции коэффициентов, затем раскроем пределы и в завершение приведём подобные члены. В результате получим

$$f_{01} = \frac{2}{L_b} \left\{ \left[\frac{L_b - a}{24L_b} x^4 - \frac{L_b^2 - a^2}{36L_b} x^3 \right]_0^a + \left[-\frac{a}{24L_b} x^4 + \frac{4L_b a + a^2}{36L_b} x^3 - \frac{L_b a + a^2}{12} x^2 + \frac{L_b a^2}{12} x \right]_a^{L_b} \right\} = \\ = \frac{2}{L_b} \left(\frac{a^4}{24} - \frac{a^5}{24L_b} - \frac{L_b a^3}{36} + \frac{a^5}{36L_b} - \frac{L_b^3 a}{24} + \frac{L_b^3 a}{9} + \frac{L_b^2 a^2}{36} - \frac{L_b^3 a}{12} - \frac{L_b^2 a^2}{12} + \frac{L_b^2 a^2}{12} + \frac{a^5}{24L_b} - \frac{a^4}{9} - \frac{a^5}{36L_b} + \frac{L_b a^3}{12} + \frac{a^4}{12} - \frac{L_b a^3}{12} \right) = -\frac{2}{L_b} \left(\frac{L_b^3 a}{72} - \frac{L_b^2 a^2}{9} + \frac{L_b a^3}{36} + \frac{5a^4}{72} \right); \\ f_{01} = -\frac{a}{36L_b} (L_b^3 - 2L_b^2 a + 2L_b a^2 - a^3). \quad (13)$$

Для вычисления коэффициентов f_{1k} и f_{2k} из (11) вычислим неопределённые интегралы проведя их правильность дифференцированием

$$\int x^3 \cos\left(\frac{2k\pi}{L_b} x\right) dx = \left(\frac{3L_b^2 x^2}{4k^2 \pi^2} - \frac{3L_b^4}{8k^4 \pi^4} \right) \cos\left(\frac{2k\pi}{L_b} x\right) + \left(\frac{L_b x^3}{2k\pi} - \frac{3L_b^3 x}{4k^3 \pi^3} \right) \sin\left(\frac{2k\pi}{L_b} x\right);$$

$$\int x^2 \cos\left(\frac{2k\pi}{L_b} x\right) dx = \frac{L_b^2}{2k^2 \pi^2} x \cos\left(\frac{2k\pi}{L_b} x\right) + \left(\frac{L_b}{2k\pi} x^2 - \frac{L_b^3}{4k^3 \pi^3} \right);$$

$$\int x \cos\left(\frac{2k\pi}{L_b} x\right) dx = \frac{L_b^2}{4k^2 \pi^2} \cos\left(\frac{2k\pi}{L_b} x\right) + \frac{L_b}{2k\pi} x \sin\left(\frac{2k\pi}{L_b} x\right);$$

$$\begin{aligned} \int x^3 \sin\left(\frac{2k\pi}{L_b} x\right) dx &= \left(\frac{3L_b^2}{4k^2\pi^2} x^2 - \frac{3L_b^4}{8k^4\pi^4}\right) \sin\left(\frac{2k\pi}{L_b} x\right) - \left(\frac{L_b}{2k\pi} x^3 - \frac{3L_b^3}{4k^3\pi^3} x\right); \\ \int x^2 \sin\left(\frac{2k\pi}{L_b} x\right) dx &= \frac{L_b^2}{2k^2\pi^2} x \sin\left(\frac{2k\pi}{L_b} x\right) - \left(\frac{L_b}{2k\pi} x^2 - \frac{L_b^3}{4k^3\pi^3}\right); \\ \int x \sin\left(\frac{2k\pi}{L_b} x\right) dx &= \frac{L_b^2}{4k^2\pi^2} \sin\left(\frac{2k\pi}{L_b} x\right) - \frac{L_b}{2k\pi} x \cos\left(\frac{2k\pi}{L_b} x\right). \end{aligned}$$

Перейдём к определенным интегралам и подставим их в (12b)

$$\begin{aligned} f_{1k} &= \frac{2}{L_b} \left\{ \frac{L_b-a}{6L_b} \left[\left(\frac{3L_b^2 x^2}{4k^2\pi^2} - \frac{3L_b^4}{8k^4\pi^4} \right) \cos\left(\frac{2k\pi}{L_b} x\right) + \left(\frac{L_b x^3}{2k\pi} - \frac{3L_b^3 x}{4k^3\pi^3} \right) \sin\left(\frac{2k\pi}{L_b} x\right) \right]_0^a + \right. \\ &\quad + \frac{L_b^2 - a^2}{12L_b} \left[-\frac{L_b^2}{2k^2\pi^2} x \cos\left(\frac{2k\pi}{L_b} x\right) - \left(\frac{L_b}{2k\pi} x^2 - \frac{L_b^3}{4k^3\pi^3} \right) \sin\left(\frac{2k\pi}{L_b} x\right) \right]_0^a + \\ &\quad + \frac{a}{6L_b} \left[-\left(\frac{3L_b^2 x^2}{4k^2\pi^2} - \frac{3L_b^4}{8k^4\pi^4} \right) \cos\left(\frac{2k\pi}{L_b} x\right) - \left(\frac{L_b x^3}{2k\pi} - \frac{3L_b^3 x}{4k^3\pi^3} \right) \sin\left(\frac{2k\pi}{L_b} x\right) \right]_a^{L_b} + \\ &\quad + \frac{4L_b a + a^2}{12L_b} \left[\frac{L_b^2}{2k^2\pi^2} x \cos\left(\frac{2k\pi}{L_b} x\right) + \left(\frac{L_b}{2k\pi} x^2 - \frac{L_b^3}{4k^3\pi^3} \right) \sin\left(\frac{2k\pi}{L_b} x\right) \right]_a^{L_b} + \\ &\quad \left. + \frac{L_b a + a^2}{6} \left[-\frac{L_b^2}{4k^2\pi^2} \cos\left(\frac{2k\pi}{L_b} x\right) - \frac{L_b}{2k\pi} x \sin\left(\frac{2k\pi}{L_b} x\right) \right]_a^{L_b} + \frac{L_b a^2}{12} \left[\frac{L_b}{2k\pi} \sin\left(\frac{2k\pi}{L_b} x\right) \right]_a^{L_b} \right\}. \end{aligned}$$

Раскроем пределы

$$\begin{aligned} f_{1k} &= \frac{2}{L_b} \left\{ \frac{L_b-a}{6L_b} \left[\left(\frac{3L_b^2 a^2}{4k^2\pi^2} - \frac{3L_b^4}{8k^4\pi^4} \right) \cos\left(\frac{2k\pi}{L_b} a\right) + \left(\frac{L_b a^3}{2k\pi} - \frac{3L_b^3 a}{4k^3\pi^3} \right) \sin\left(\frac{2k\pi}{L_b} a\right) + \frac{3L_b^4}{8k^4\pi^4} \right] + \right. \\ &\quad + \frac{L_b^2 - a^2}{12L_b} \left[-\frac{L_b^2 a}{2k^2\pi^2} \cos\left(\frac{2k\pi}{L_b} a\right) - \left(\frac{L_b a^2}{2k\pi} - \frac{L_b^3}{4k^3\pi^3} \right) \sin\left(\frac{2k\pi}{L_b} a\right) \right] + \\ &\quad + \frac{a}{6L_b} \left[-\left(\frac{3L_b^2 a^2}{4k^2\pi^2} - \frac{3L_b^4}{8k^4\pi^4} \right) \cos(2k\pi) + \left(\frac{3L_b^2 a^2}{4k^2\pi^2} - \frac{3L_b^4}{8k^4\pi^4} \right) \cos\left(\frac{2k\pi}{L_b} a\right) + \right. \\ &\quad + \left. \left(\frac{L_b a^3}{2k\pi} - \frac{3L_b^3 a}{4k^3\pi^3} \right) \sin\left(\frac{2k\pi}{L_b} a\right) \right] + \frac{4L_b a + a^2}{12L_b} \left[\frac{L_b^2}{2k^2\pi^2} \cos(2k\pi) - \right. \\ &\quad \left. - \frac{L_b^2 a}{2k^2\pi^2} \cos\left(\frac{2k\pi}{L_b} a\right) - \left(\frac{L_b a^2}{2k\pi} - \frac{L_b^3}{4k^3\pi^3} \right) \sin\left(\frac{2k\pi}{L_b} a\right) \right] + \\ &\quad \left. + \frac{L_b a + a^2}{6} \left[-\frac{L_b^2}{4k^2\pi^2} \cos(2k\pi) + \frac{L_b^2}{4k^2\pi^2} \cos\left(\frac{2k\pi}{L_b} a\right) + \frac{L_b a}{2k\pi} \sin\left(\frac{2k\pi}{L_b} a\right) - \frac{L_b^2 a^2}{24k\pi} \sin\left(\frac{2k\pi}{L_b} a\right) \right] \right\}. \end{aligned}$$

Раскроем скобки и сгруппируем слагаемые по тригонометрическим функциям:

$$\begin{aligned} f_{1k} &= \frac{2}{L_b} \left\{ \frac{L_b^3(L_b-a)}{16k^4\pi^4} + \left[\frac{L_b-a}{6L_b} * \frac{3L_b^2 a^2}{4k^2\pi^2} - \frac{L_b-a}{6L_b} * \frac{3L_b^4}{8k^4\pi^4} - \frac{L_b^2-a^2}{12L_b} * \frac{L_b^2 a}{2k^2\pi^2} + \right. \right. \\ &\quad + \frac{a}{6L_b} * \frac{3L_b^2 a^2}{4k^2\pi^2} - \frac{a}{6L_b} * \frac{3L_b^4}{8k^4\pi^4} - \frac{4L_b a + a^2}{12L_b} * \frac{L_b^2 a}{2k^2\pi^2} + \frac{L_b a + a^2}{6} * \frac{L_b^2}{4k^2\pi^2} \left. \right] \cos\left(\frac{2k\pi}{L_b} a\right) + \\ &\quad + \left[\frac{L_b-a}{6L_b} * \frac{L_b a^3}{2k\pi} - \frac{L_b-a}{6L_b} * \frac{3L_b^3 a}{4k^3\pi^3} - \frac{L_b^2-a^2}{12L_b} * \frac{L_b a^2}{2k\pi} + \frac{L_b^2-a^2}{12L_b} * \frac{L_b^3}{4k^3\pi^3} + \frac{a}{6L_b} * \frac{L_b a^3}{2k\pi} - \right. \\ &\quad - \frac{a}{6L_b} * \frac{3L_b^3 a}{4k^3\pi^3} - \frac{4L_b a + a^2}{12L_b} * \frac{L_b a^2}{2k\pi} + \frac{4L_b a + a^2}{12L_b} * \frac{L_b^3}{4k^3\pi^3} + \frac{L_b a + a^2}{6} * \frac{L_b a}{2k\pi} - \\ &\quad \left. - \frac{L_b^2 a^2}{24k\pi} \right] \sin\left(\frac{2k\pi}{L_b} a\right) + \left[-\frac{a}{6L_b} * \frac{3L_b^4}{4k^2\pi^2} + \frac{a}{6L_b} * \frac{3L_b^4}{8k^4\pi^4} + \frac{4L_b a + a^2}{12L_b} * \frac{L_b^3}{2k^2\pi^2} - \frac{L_b a + a^2}{6} * \frac{L_b^2}{4k^2\pi^2} \right] \right\}. \end{aligned}$$

Выполним умножения и приведём подобные члены и сгруппируем члены

$$f_{1k} = \frac{L_b^2}{4k^3\pi^3} \left[\frac{L_b}{2k\pi} \left(1 - \cos\left(\frac{2k\pi}{L_b} a\right) \right) + \frac{L_b - 2a}{6} \sin\left(\frac{2k\pi}{L_b} a\right) \right]. \quad (14)$$

Перейдём к определению коэффициента f_{2k} воспользовавшись соотношением (12,с).

В соотношение (12с) подставим интегралы из (14), преобразовав неопределенные интегралы в определенные

$$\begin{aligned} f_{2k} &= \frac{2}{L_b} \left\{ \frac{L_b-a}{6L_b} \left[\left(\frac{3L_b^2}{4k^2\pi^2} x^2 - \frac{3L_b^4}{8k^4\pi^4} \right) \sin\left(\frac{2k\pi}{L_b} x\right) - \left(\frac{L_b}{2k\pi} x^3 - \frac{3L_b^3}{4k^3\pi^3} x \right) \cos\left(\frac{2k\pi}{L_b} x\right) \right]_0^a + \right. \\ &\quad + \frac{L_b^2 - a^2}{12L_b} \left[-\frac{L_b^2}{2k^2\pi^2} x \sin\left(\frac{2k\pi}{L_b} x\right) + \left(\frac{L_b}{2k\pi} x^2 - \frac{L_b^3}{4k^3\pi^3} \right) \cos\left(\frac{2k\pi}{L_b} x\right) \right]_0^a + \\ &\quad + \frac{a}{6L_b} \left[-\left(\frac{3L_b^2}{4k^2\pi^2} x^2 - \frac{3L_b^4}{8k^4\pi^4} \right) \sin\left(\frac{2k\pi}{L_b} x\right) + \left(\frac{L_b}{2k\pi} x^3 - \frac{3L_b^3}{4k^3\pi^3} x \right) \cos\left(\frac{2k\pi}{L_b} x\right) \right]_a^{L_b} + \\ &\quad + \frac{4L_b a + a^2}{12L_b} \left[\frac{L_b^2}{2k^2\pi^2} x \sin\left(\frac{2k\pi}{L_b} x\right) - \left(\frac{L_b}{2k\pi} x^2 - \frac{L_b^3}{4k^3\pi^3} \right) \cos\left(\frac{2k\pi}{L_b} x\right) \right]_a^{L_b} + \\ &\quad \left. + \frac{L_b a + a^2}{6} \left[-\frac{L_b^2}{4k^2\pi^2} \sin\left(\frac{2k\pi}{L_b} x\right) + \frac{L_b}{2k\pi} x \cos\left(\frac{2k\pi}{L_b} x\right) \right]_a^{L_b} - \frac{L_b a^2}{12} \left[\frac{L_b}{2k\pi} \cos\left(\frac{2k\pi}{L_b} x\right) \right]_a^{L_b} \right\}. \end{aligned}$$

Выполнив преобразования, аналогичные преобразованиям при выводе функции коэффициента f_{1k} в результате получим

$$f_{2k} = \frac{1}{4k^2\pi^2} \left[\frac{L_b^2(L_b-2a)}{6k\pi} \left(1 - \cos\left(\frac{2k\pi}{L_b}a\right) \right) - \left(\frac{L_b^3-2L_ba^2-2a^3}{2k^2\pi^2} + a^2(L_b-a) \right) \sin\left(\frac{2k\pi}{L_b}a\right) \right]. \quad (15)$$

Остается определить коэффициенты f_{3k} и f_{4k} ряда (10). Для этого воспользуемся тем, что производная по времени от начальных условий (3) при $t = 0$ равна нулю, следовательно, должна быть равна нулю и производная от ряда (10). Таким образом имеем

$$EJ \frac{dh(x,0)}{dt} = e^{at} \sum_{k=1}^{\infty} \left\{ \left[\alpha f_{1k} \cos\left(\frac{2\pi k}{L_b}x\right) + \alpha f_{2k} \sin\left(\frac{2\pi k}{L_b}x\right) \right] \cos(\beta t) + \right. \\ \left. + \left[\alpha f_{3k} \cos\left(\frac{2\pi k}{L_b}x\right) + \alpha f_{4k} \sin\left(\frac{2\pi k}{L_b}x\right) \right] \sin(\beta t) \right\} - \\ - \left[\beta f_{1k} \cos\left(\frac{2\pi k}{L_b}x\right) + \beta f_{2k} \sin\left(\frac{2\pi k}{L_b}x\right) \right] \sin(\beta t) + \\ + \left[\beta f_{3k} \cos\left(\frac{2\pi k}{L_b}x\right) + \beta f_{4k} \sin\left(\frac{2\pi k}{L_b}x\right) \right] \cos(\beta t), \quad k=1, 2, 3, \dots, \infty.$$

Подставляя $t = 0$ получаем

$$EJ \frac{dh(x,0)}{dt} = \sum_{k=1}^{\infty} \left[\alpha f_{1k} \cos\left(\frac{2\pi k}{L_b}x\right) + \alpha f_{2k} \sin\left(\frac{2\pi k}{L_b}x\right) + \beta f_{3k} \cos\left(\frac{2\pi k}{L_b}x\right) + \beta f_{4k} \sin\left(\frac{2\pi k}{L_b}x\right) \right].$$

Сгруппируем слагаемые по тригонометрическим функциям

$$EJ \frac{dh(x,0)}{dt} = \sum_{k=1}^{\infty} \left[(\alpha f_{1k} + \beta f_{3k}) \cos\left(\frac{2\pi k}{L_b}x\right) + (\alpha f_{2k} + \beta f_{4k}) \sin\left(\frac{2\pi k}{L_b}x\right) \right] = 0,$$

Равенство выполняется, если $\alpha f_{1k} + \beta f_{3k} = 0$ и $\alpha f_{2k} + \beta f_{4k} = 0$ откуда имеем

$$f_{3k} = -\frac{\alpha f_{1k}}{\beta} \text{ и } f_{4k} = -\frac{\alpha f_{2k}}{\beta}. \quad (16)$$

Подставляя функции для коэффициентов f_{01} из (13), f_{1k} из (14) и f_{2k} из (15) получим

$$EJh(x,t) = \frac{f_{01}}{2} + e^{at} \sum_{k=1}^{\infty} \left\{ \left[f_{1k} \cos\left(\frac{2\pi k}{L_b}x\right) + f_{2k} \sin\left(\frac{2\pi k}{L_b}x\right) \right] \cos(\beta t) + \right. \\ \left. + \left[f_{3k} \cos\left(\frac{2\pi k}{L_b}x\right) + f_{4k} \sin\left(\frac{2\pi k}{L_b}x\right) \right] \sin(\beta t) \right\}, \quad k=1, 2, 3, \dots, \infty. \quad (17)$$

Для демонстрации адекватности модели автором разработана простая программная модель в среде C++Builder. На рис. 2а изображена одна кривая, отображающая статический изгиб, и эта же кривая одновременно отображает начальное состояние колебательного процесса для параметра $a=L_b/2$. Кривые полностью совпадают. На рис. 2б и 2в показаны промежуточные положения, записанные в процессе колебаний для случая, когда сосредоточенная сила приложена в точке $a=L_b/2$.

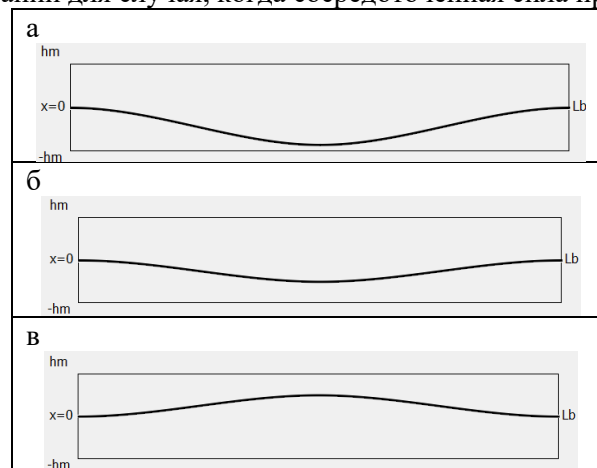


Рис. 2. Совпадающие графики статического изгиба и колебаний при $a=L_b/2$ и $t=0$ (а); промежуточное положение при колебаниях для $a=L_b/2$ (б); второе промежуточное положение при колебаниях для $a=L_b/2$ (в)

На рис. 3а изображены две кривые, полностью совпадающие друг с другом. Одна из совпавших кривых отображает статический изгиб, а вторая - начальное состояние колебательного процесса для параметра $a=L_b/4$. Полное совпадение кривых убедительно подтверждает начальное состояние (17) отображающее колебательный процесс и представленное рядом (17) при $t=0$ полностью совпадают с кривой функции начальных условий (3). На рис. 3б показан промежуточные положения, записанные в процессе колебаний для $a=L_b/4$. Следует отметить, что в докладе автор имеет возможность отобразить как статический, так и динамические процессы на большом экране, так и на экране монитора.

На рис. 4а как и на предыдущих рисунках изображена также одна кривая, отображающая статический изгиб и одновременно начальное состояние колебательного процесса для параметра $a=3L_b/4$. Кривые полностью совпадают. На рис. 4б показан промежуточные положения, записанные в процессе колебаний для $a=3L_b/4$.

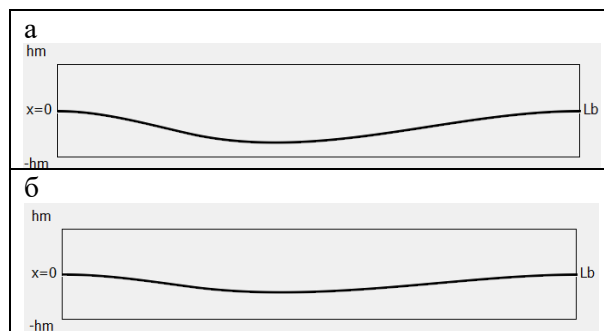


Рис. 3. Совпадающие графики статического изгиба и колебаний при $a=L_b/4$ и $t=0$ (а); промежуточное положение при колебаниях для $a=L_b/4$ (б)

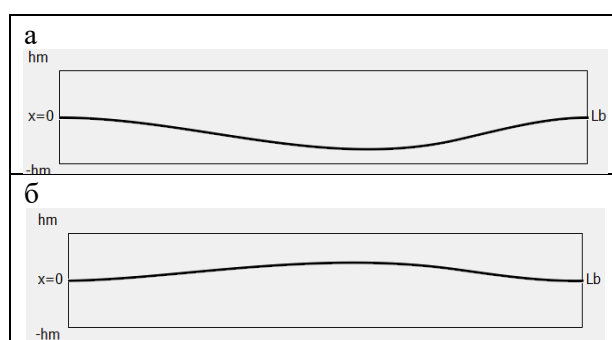


Рис. 4. Совпадающие графики статического изгиба и колебаний при $a=3L_b/4$ и $t=0$ (а); промежуточное положение при колебаниях для $a=3L_b/4$ (б)

Выводы. Таким образом, предложена расширенная универсальная математическая модель, обеспечивающая исследование как динамических, так и установившихся процессов более широкого класса начальных условий и с новым подходом реализации. Модель построена на основе метода Фурье с расширением начальных условий и на чётные и произвольные функции. Метод обеспечивает применение рядов с постоянной составляющей с коэффициентом f_{01} . Математическое обоснование детально переработано, а вспомогательная программа, разработанная в C++ позволяет эффективно демонстрировать возможности предложенной расширенной модели.

Библиографический список

1. Петухов А.Н. Фреттинг-коррозия и фреттинг-усталость в малоподвижных соединениях / А.Н. Петухов. // Вестник Самарского государственного аэрокосмического университета им. академика С.П. Королёва. - 2006. - С. 129-134.
2. Funk W. Ein Prüfverfahren zur Untersuchung des Einflusses der Reibkorrosion auf die Dauerhaitbarkeit // Materialprufung. - 1969 - Bd. 11. - № 7. - P. 221 - 260.
3. Farris T.N., Grandt A.F., Matlik J.F. Characterization of Fretting Fatigue of Nikel based Flloys 9th National Turbine Engine HCF Conference. - New Orltans, LA, March 8-11, 2004. - С. 212.
4. ГОСТ 23.211-80 Обеспечение износостойкости изделий. Метод испытания материалов на изнашивание при фреттинге и фреттинг-коррозии / Межгосударственный стандарт, группа Т51. - 1982. - с. 36-40.
5. Ремонт барабана шахтной подъемной машины ЦШ 5x8 скиповая, ствол главный, шахта «Соколовская» АО «ССГПО» г. Рудный, Республика Казахстан. -Режим доступа: <http://www.sabaros.ru/docs/remont-barabana-shpm-csh-5x8-ssgro.pdf>, 2011.
6. Феодосьев В.И. Сопротивление материалов. - М.: Изд-во МГТУ им. Н.Э. Баумана, 2000. - 592 с.
7. Беляев Н.М. Сопротивление материалов / Н. М. Беляев. - М.: Глав. Ред. физ.-мат. дитер. изд-ва «Наука», 1976. - 608 с.
8. Боршинский М.Ю. Зеркальная симметрия в поперечных колебаниях канатов и валов в электромеханических системах / М.Ю. Боршинский // Системы автоматизации в образовании, науке и производстве: труды XII Всерос. науч.-практ. конф. под общ. ред.: С. М. Кулакова, Л. П. Мышляева. - Новокузнецк: Изд. центр СибГИУ, 2019. - С. 303-308.

9. Курс общей физики. Механика. – Режим доступа: <https://phys.bspu.by/static/um/phys/meh/1mehnika>.
10. Савельев И.В. Общий курс физики. Т. 1. Механика, молекулярная физика. – М.: Наука, 1977. – 416 с.
11. Физические свойства воздуха: плотность, вязкость, удельная теплоемкость. – Режим доступа: <http://thermalinfo.ru/svoystva-gazov/gazovye-smesi/fizicheskie-svoystva-vozdusha-plotnost-vyazkost-teploemkost-entropiya>.
12. Пискунов Н.С. Дифференциальное и интегральное исчисления: в 2 т. – М.: Интеграл-Пресс, 2001. – 544 с.
13. Кошляков Н.С. Уравнения в частных производных математической физики / Н.С. Кошляков, Э.Б. Глинер, М.М. Смирнов. – М.: Высшая школа, 1970. – 712 с.
14. Воробьев Н.Н. Теория рядов / Н.Н. Воробьев. – М.: Глав. ред. физ.-мат. лит., 1979. – 408 с.
15. Аксёнов А.П. Математический анализ. - СПб.: Изд-во «НЕСТОР», 1999 - 86 с.

УДК 621.51. (621.313)

ОБНАРУЖЕНИЕ ПОМПАЖА ЦЕНТРОБЕЖНОГО ТУРБОКОМПРЕССОРА ПО ТОКУ ПРИВОДНОГО ЭЛЕКТРОДВИГАТЕЛЯ

¹к.т.н. Кипервассер М.В., ²Герасимук А.В.

1 - Сибирский государственный индустриальный университет,
г. Новокузнецк, Россия

2 - АО «Сибирский Тяжпромэлектропроект», г. Новокузнецк, Россия

Аннотация. В статье рассматривается случай помпажа турбокомпрессорного агрегата. Произведено математическое моделирование рассматриваемой ситуации и оценено её влияние на ток статора электродвигателя. Сделан анализ результатов моделирования с соответствующими выводами. Предложено устройство обнаружения помпажа.

Ключевые слова: центробежный турбокомпрессор, помпаж, синхронный двигатель, ток статора, моделирование.

При ведении буровых работ железорудных шахт используется энергия сжатого воздуха. Последняя, в основном, обеспечивается за счёт применения на компрессорных станциях горных предприятий центробежных турбокомпрессоров. Одной из аварийных ситуаций, способных нарушить работу компрессорных агрегатов является помпаж. Помпажем принято называть нестабильную работу компрессорной техники, вследствие чего возникают резкие скачки давления и колебания объема подачи рабочей среды — газовой или воздушной смеси. Частота колебаний составляет от долей до единиц герц. Предпосылками для возникновения помпажа является высокая разница давлений во всасывающем и нагнетательном трубопроводах и резкое падение расхода в сети [1, 2]. При запуске компрессора давление в области нагнетания лавинообразно нарастает, в то время как во всасывающей камере — уменьшается. Сила сопротивления рабочей смеси становится больше усилия, развиваемого компрессором, в результате чего направление движения газов изменяется на противоположное. Появляется обратный ход рабочей смеси («заброс» рабочей смеси). Так называемая «граница помпажа» имеет место у каждого центробежного компрессора, поэтому при определенных условиях может возникать резонанс, вследствие которого возникнет помпаж. Риск появления резонансов выше в системах, в которых нагнетание создается несколькими машинами, работающими на одну сеть [1, 2].

Помпаж вызывает сильную вибрацию и нагрев узлов турбокомпрессора. Вследствие неупорядоченного движения газа, возникают посторонние шумы, вызванные нештатной работой механизма. Электродвигатель, мультипликатор и детали рабочих колёс подвергаются ударным нагрузкам. В целом, помпаж является аварийной ситуацией, приводящей к ускоренному износу элементов компрессора, а нередко — становится причиной выхода из строя компрессорной техники, запорной арматуры и трубопроводов.

С целью минимизации риска возникновения помпажа, магистрали и компрессоры защищаются с помощью специальных устройств и приспособлений: перепускных клапанов, байпасов, дросселей, а также производится постоянный мониторинг работы компрессорного оборудования.

Применяется два основных типа систем защиты от помпажа [3]:

- системы антипомпажного регулирования, контролирующие положение рабочей точки компрессора на газодинамической характеристике и, при движении её к зоне возникновения помпажа, инициирующие старт антипомпажного регулирования (байпас, сброс давления в атмосферу) [4-8];

- системы, реагирующие на характеристические признаки уже возникшего помпажа. К ним относятся колебания расхода и давления. Устройства выдают сигнал для начала антипомпажного регулирования или остановки компрессора [3].

В [9] предложен подход к созданию устройства обнаружения аварийных ситуаций турбокомпрессоров с использованием в качестве диагностического признака тока статора приводного электродвигателя. При помпаже возникают колебания расхода воздуха через компрессор и колебания давления в нагнетающем и всасывающем трубопроводах. Это приводит к изменению потребляемой компрессором механической мощности. Электродвигатель реагирует изменением фазного тока, генерируя в сеть гармонические составляющие различного порядка на начавшийся помпаж.

Величина мощности компрессора описывается [10, 11]:

$$N_K = N_{KC} + N_{KD}, \quad (1)$$

где N_{KC} – мощность, затрачиваемая турбокомпрессором на сжатие рабочей среды, а также на преодоление механических потерь от трения, кВт; N_{KD} – динамическая механическая мощность турбокомпрессора (проявляется в динамических режимах, обусловлена наличием вращающейся массы ротора), кВт.

Первое слагаемое (1) определяется [10, 11]:

$$N_K = \left[\frac{P_{ATM} Q_K}{\eta_{ИЗ} \eta_M} \ln \left(\frac{P_K}{P_{ATM}} \right) \right] \left(\frac{n}{n_H} \right)^3, \quad (2)$$

где $\eta_{ИЗ}$ – изотермический КПД; η_M – механический КПД; P_{ATM} – атмосферное давление, кПа; $P_K = P_{Кизб} + P_{ATM}$ – конечное давление воздуха на выходе из турбокомпрессора, кПа; Q_K – объемная производительность турбокомпрессора, м³/с; n – текущая частота вращения ротора компрессора, об/мин; n_H – номинальная частота вращения ротора компрессора.

Динамическая механическая мощность турбокомпрессора определяется:

$$\Delta N_{KD} = J_{PK} \omega_r \frac{d\omega_r}{dt} = \frac{\omega_r d\omega_r}{dt} [k(J_{BK} + \sum_{i=1}^n J_{KKi})], \quad (3)$$

где J_{PH} – полный момент инерции ротора компрессора, кг·м²; J_{BK} – момент инерции вала компрессора, кг·м²; J_{KKi} – момент инерции i -го вала компрессора, кг·м²; k – коэффициент приведения момента инерции к валу двигателя. Чаще всего для турбоагрегатов приводится полный момент инерции ротора, приведенный к валу двигателя.

Динамическая мощность будет иметь место и при помпаже, так как колебания нагрузки будут вызывать колебания скорости ротора около синхронной, что приведёт к колебаниям фазных токов статора.

При рассмотрении явления помпажа, следует учитывать, что давление и объемная производительность компрессора в этом режиме являются переменными параметрами. Давление и объемная производительность турбокомпрессора зависят от следующих факторов: частота вращения ротора, тангенциальная скорость газа на выходе из рабочего колеса турбокомпрессора, параметров подключенной к компрессору распределительной сети. К последним относятся текущий расход воздуха, количество и объём ресиверов, объём трубопроводных магистралей.

Для описания динамики переходных процессов в центробежном турбокомпрессоре удобно использовать известную модель на основании уравнений Мура–Грейтцера [12]:

$$\begin{cases} \frac{d\Phi_K}{d\tau} = \frac{1}{l_{mp}} (\Psi_C(\Phi) - \Psi_K); \\ \frac{d\Psi}{d\tau} = \frac{1}{4B^2 l_C} (\Phi_K - \Phi_C(\Psi_C)), \end{cases} \quad (4)$$

где l_{mp} – полная длина всех трубопроводов на всасе и нагнетании турбокомпрессорной установки, м; B – параметр Грейтцера; Ψ_K – степень сжатия рабочей среды (воздуха) компрессором; Ψ_C – степень сжатия рабочей среды (воздуха) в сети; Φ_K – объемная производительность компрессора, о.е.; Φ_C – расход сети, о.е.; τ – относительное время; $\Psi_K(\Phi)$ – газодинамическая характеристика компрессора, определяемая функцией:

$$\Psi_C(\Phi) = \psi_{K0}(\omega) + H(\omega) \left[1 + \frac{3}{2} \left(\frac{\Phi_K}{W(\omega)} - 1 \right) - \frac{1}{2} \left(\frac{\Phi_K}{W(\omega)} - 1 \right)^2 \right], \quad (5)$$

где $\psi_{K0}(\omega)$ – степень сжатия при отсутствии расхода, м³/с; W – полуширина газодинамической характеристики; H – полувысота газодинамической характеристики; ω – частота вращения колёс турбокомпрессора; рад/с.

Параметры, входящие в (4), (5) определяются выражениями:

$$\psi_{K0}(\omega) = K_K \omega_r^2, \quad (6)$$

$$H = K_H \omega_r^2, \quad (7)$$

$$W = K_W \omega_r, \quad (8)$$

$$B = \frac{U}{a_s} \sqrt{\frac{V_p}{\pi D_c^2 l_c}} = \frac{\omega_r R_r}{2 a_s} \sqrt{\frac{V_p}{V_c}}, \quad (9)$$

$$\tau = \frac{U t}{R_r}, \quad (10)$$

где K_K, K_H, K_W – коэффициенты, зависящие от конструктивных особенностей конкретного турбокомпрессора; $U = \omega_r R_r$ – усредненная тангенциальная скорость воздушного потока на выходе из рабочего колеса турбокомпрессора, м/с; R_r – средний радиус рабочих колес турбокомпрессора, м; a_s – скорость звука, м/с; V_p – объем ресивера; t – время, с; ω_r – частота вращения колес турбокомпрессора, рад/с; D_c – диаметр трубопровода сети, м; l_c – протяженность трубопроводной сети, м; V_c – объем трубопроводов сети, м³.

Конструктивные коэффициенты турбокомпрессора определяются из (7), (8) по паспортным газодинамическим характеристикам.

Запишем систему (4) с учётом (6) – (10) и произведём преобразования:

$$\begin{cases} \frac{dQ_K}{dt} = \frac{U}{R l_c} \left(\omega_r^2 \left\{ K_K + K_H \left[1 + \frac{3}{2} \left(\frac{Q_K}{K_W \omega_r} - 1 \right) - \frac{1}{2} \left(\frac{Q_K}{K_W \omega_r} - 1 \right)^3 \right] \right\} - P_K \right); \\ \frac{dP_K}{dt} = \frac{U}{4 R B^2 l_c} (Q_K - Q_C), \end{cases} \quad (11)$$

где P_K – давление рабочей среды (воздуха) компрессора, Па; P_C – давление рабочей среды (воздуха) в сети, Па; Q_K – объемная производительность компрессора, м³/с; Q_C – расход сети, м³/с.

Полная модель турбокомпрессора запишется:

$$\begin{cases} \frac{dQ_K}{dt} = \frac{1}{l_c} \left(\omega_r^3 \left\{ K_K + K_H \left[1 + \frac{3}{2} \left(\frac{Q_K}{K_W \omega_r} - 1 \right) - \frac{1}{2} \left(\frac{Q_K}{K_W \omega_r} - 1 \right)^3 \right] \right\} - \omega_r P_K \right); \\ \frac{dP_K}{dt} = \frac{\omega_r}{4 B^2 l_c} (Q_K - Q_C); \\ N_K = \frac{P_{ATM} Q_K}{\eta_{I3} \eta_M} \ln \left(\frac{P_K}{P_{ATM}} \right) + J_{PK} \omega_r \frac{d\omega_r}{dt}. \end{cases} \quad (12)$$

Помимо самого турбокомпрессора, компрессорная установка содержит в своём составе приводной синхронный электродвигатель и мультипликатор.

Для мультипликатора используется описание (13):

$$\begin{cases} \Delta N_M = \Delta N_{MC} + \Delta N_{MD}; \\ \Delta N_{MC} = N_K (1 - \eta_3^m \eta_{II}^n); \\ \Delta N_{MD} = J_M \omega \frac{d\omega}{dt} = \omega \frac{d\omega}{dt} (\sum_{i=1}^k k_i J_{3Ki} + k_j \sum_{j=1}^l J_{Bj}); \\ \omega_r = k \omega_c, \end{cases} \quad (13)$$

где ΔN_{MC} – статическая потеря мощности (потеря на трение в подшипниках и зубчатой передаче), кВт; N_{MD} – динамическая потеря мощности (проявляется в динамических режимах, обусловлена наличием вращающихся масс зубчатых колёс; η_3 – КПД зубчатой передачи; η_{II} – КПД подшипников качения; n – количество подшипников качения в мультипликаторе, m – число ступеней мультипликатора; J_M – полный момент инерции мультипликатора, приведённым к валу электродвигателя, кг·м²; J_{3Ki} – моменты инерции каждого отдельно зубчатого колеса мультипликатора, кг·м²; J_{Bj} – моменты инерции валов мультипликатора, кг·м²; k – число зубчатых колёс мультипликатора; j – число валов мультипликатора; k_i – коэффициент приведения инерции i -го колеса к валу двигателя; k_j – коэффициент приведения инерции j -го вала в валу двигателя; k – передаточное отношение; ω_c – частота вращения электродвигателя.

Электродвигатель в составе электромеханического комплекса может быть смоделирован с использованием уравнений обобщённой синхронной машины [13, 14].

Моделирование турбокомпрессорной установки выполнялось в среде Matlab Simulink набором стандартных блоков. На рис. 1 приведены результаты моделирования работы турбокомпрессора типа К-1500-62-2 с мультипликатором типа Р-8000-1,49 и приводным электродвигателем типа СТД-10000-2 на сеть с изменяющимся расходом при исходных параметрах, приведенных в табл. 1. Как следует из графиков рис. 1, модель турбокомпрессора на основании системы (12) достаточно точно описывает его работу, а результаты соотносятся с паспортными данными.

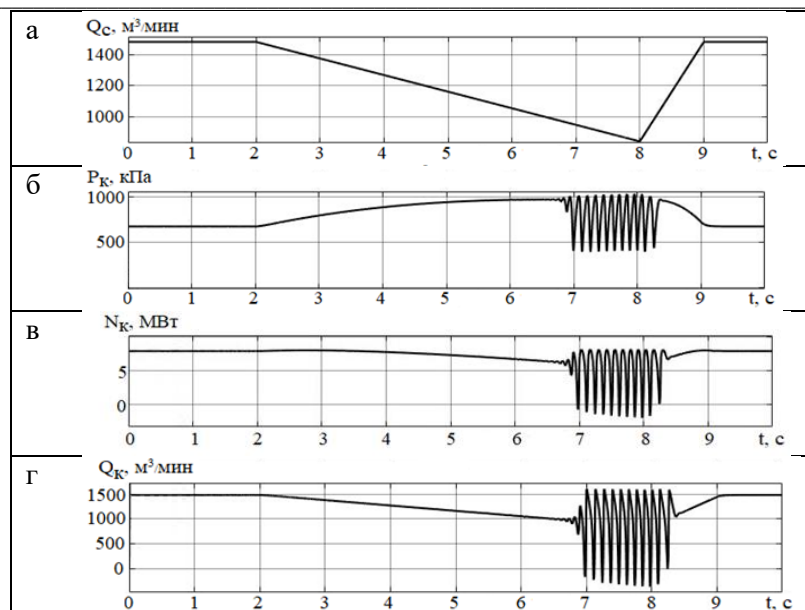


Рис. 1. Результаты моделирования работы турбокомпрессора типа К1500-62-2 при изменяющемся расходе сети (а) – давление (б), объемная производительность (в) и потребляемая механическая мощность (г)

Таблица 1

Исходные данные для моделирования работы турбокомпрессора.

Параметр	Единицы измерения	Значение
n	об/мин	4470
J_{PK}	кг·м ²	3000
R_f	м	0,61
K_W	о.е.	1,068
K_H	о.е.	0,74
K_K	о.е.	2,96
P_{ATM}	кПа	101,325
$\eta_{из}$	о.е.	0,68
η_M	о.е.	0,92
D_C	м	0,6
l_C	м	1500
V_P	м ³	0,01

На рис. 2 показан график колебаний потребляемой компрессором К1500-62-2 механической мощности при помпаже.

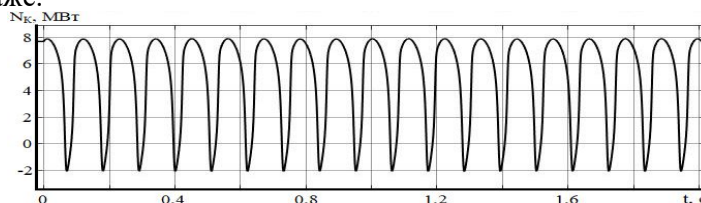


Рис. 2. График колебаний потребляемой компрессором К1500-62-2 механической мощности при помпаже

На рис. 3 показан график тока статора приводного электродвигателя при помпаже турбокомпрессора. Как следует из рис. 1-3, падение расхода воздуха в сети ниже критического значения сопровождается выходом компрессора на неустойчивую область газодинамической характеристики и возникновение помпажа, сопровождающегося колебанием давления и расхода воздуха через компрессор с частотой около 4,5 Гц. При этом, как следует из рис. 1, расход воздуха может снижаться вплоть до отрицательных значений, что говорит об обратном ходе воздуха. Колебания потребляемой механической мощности по частоте и величине отклонений близки к колебаниям расхода (рис.

2). В графике тока статора присутствуют низкочастотные колебания амплитуды относительно номинального значения. Величина колебаний амплитуды тока статора достигает 60% номинального значения.

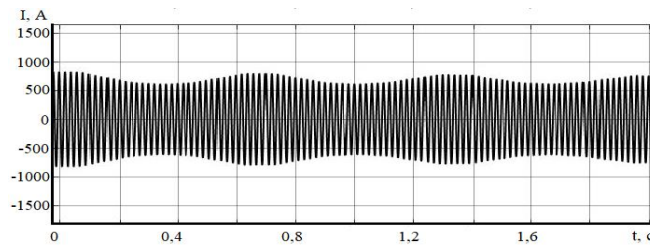


Рис. 3. График тока статора приводного электродвигателя при помпаже турбокомпрессора

Колебания мощности турбокомпрессора, вызывающие модуляцию тока статора, являются источниками спектра гармонических колебаний в общем сигнале тока статора электродвигателя. Для подтверждения этого дополнительно был произведён анализ гармонического состава тока статора с использованием фильтра Кайзера и диапазоном выборки частоты 0 – 500 Гц. Результаты анализа приведены на рис. 4.

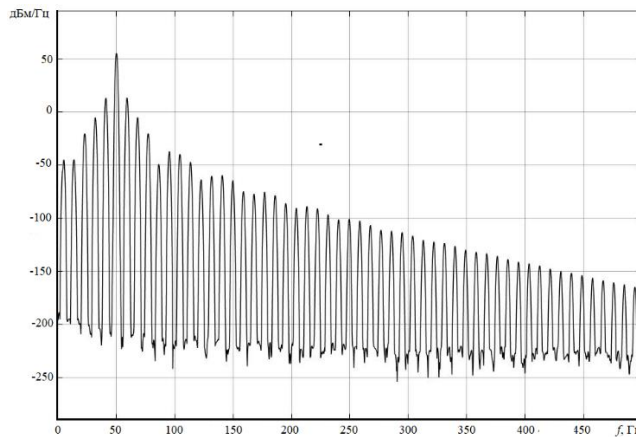
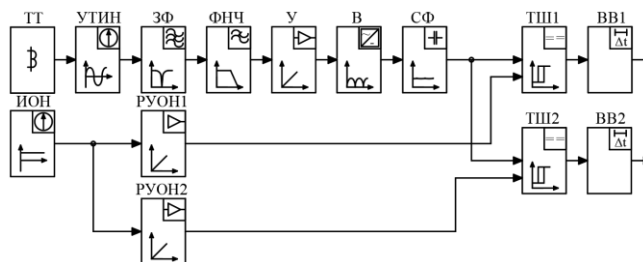


Рис. 4. Спектрограмма тока фазы статора при помпаже турбокомпрессора

Как следует из графика рис. 4, помпаж турбокомпрессора сопровождается генерацией широкого диапазона гармонических составляющих в питающую сеть. Распознавание помпажа турбокомпрессора по току целесообразно выполнять в низкочастотной области. Величины гармоник свидетельствуют о возможности их фильтрации и выделения из общего статорного тока без особых технических сложностей системами как стандартных аналоговых, так и цифровых фильтров.

На рис. 5 приведена структурная схема блока определения помпажа турбокомпрессора (БОПМ). Данная схема актуальна при реализации её фильтрующей части на базе аналоговых пассивных фильтров.



ТТ – трансформатор тока, ВВ1,2 – блок выдержки времени

Рис. 5. Структурная схема БОПМ на базе пассивных аналоговых фильтров

Распознавание аварийной ситуации основывается на фильтрации низкочастотной составляющей тока в диапазоне 0 – 35 Гц посредством подавления сигналов с частотой выше этого диапазона. Блок имеет двухступенчатую структуру. Каждая ступень срабатывает при своей собственной уставке и может иметь собственную выдержку времени срабатывания. Первая ступень срабатывает на начальном этапе помпаже, когда колебания тока двигателя невелики и составляют 1,1-1,2 максимального рабочего тока ($1,1I_{\text{макс.раб}} < I_{\text{ср}} < 1,2I_{\text{макс.раб}}$). Ступень выполняет функцию предупреждения

о начале помпажа. Вторая ступень действует на отключение компрессора от сети и срабатывает при полном развитии помпажа, когда амплитуда колебания тока составляет более 1,2 крат ($I_{cp} > 1,2I_{\text{макс.раб}}$).

Вывод. Использование описанной схемы обнаружения помпажа турбокомпрессора позволяет диагностировать явление на ранней стадии развития, что в свою очередь уменьшает степень ущерба для узлов агрегата и экономические потери предприятия в целом.

Библиографический список

1. Тажигулов, А. М. О настройке приборов защиты насосных станций магистральных нефтепроводов / А. М. Тажигулов. // Нефтегазовое дело. – 2007. – № 2. URL: http://ogbus.ru/authors/Tazhigulov/Tazhigulov_1.pdf
2. Эккерт Б. Осевые и центробежные компрессоры. Применение, теория, расчет: пер. с нем. / Пер. Фролов Е.С., Захаров Б.Д. – М.: Гос. науч.-техн. изд-во машиностроит. лит., 1959. – 678 с.
3. Хисамеев, И. Г. Проектирование и эксплуатация промышленных центробежных турбокомпрессоров / И. Г. Хисамеев, В. А. Максимов. – Казань: Изд-во ФЭН, 2010. – 671 с.
4. А. с. 700687 СССР. Способ защиты турбокомпрессора от помпажа / Александрович С.Ю., Ивановна Ф.С., 1979. – № 44.
5. Способ защиты турбокомпрессора от помпажа: патент Рос. Федерация № 2458257; заявл. 14.04.2011; опубл. 10.08.2012, Бюл. №12.
6. Способ защиты компрессора от помпажа: патент Рос. Федерация № 2453733; заявл. 23.04.2010; опубл. 20.06.2012, Бюл. №12.
7. Способ защиты газотурбинного двигателя от помпажа: патент Рос. Федерация № 2387882; заявл. 30.06.2008; опубл. 27.04.2010, Бюл. №33.
8. Способ противопомпажной защиты газотурбинного двигателя: патент Рос. Федерация № 2374143; заявл. 24.06.2008; опубл. 27.11.2009, Бюл. №33.
9. Герасимук, А. В. Сигнатурная токовая защита турбокомпрессоров железорудных шахт от помпажа / А. В. Герасимук, М. В. Кипервассер., Ш.Р. Гуламов // Научные технологии разработки и использования минеральных ресурсов. – 2018. – 4. – С. 357 – 361.
10. Абдурашитов, С. А. Насосы и компрессоры / С. А. Абдурашитов, А. А. Тупиченков. – М.: Недра, 1974. – 296 с.
11. Галеркин Ю.Б. Турбокомпрессоры. Рабочий процесс, расчет и проектирование проточной части. М.: ООО «Информационно-издательский центр «КХТ», 2010. - 596 с.
12. Moore F. K. and Greitzer E. M. A theory of post stall transients in a axial compressor systems: Part I Development of equations // Journal of Engineering for Gas Turbines and Power, 1986. – P. 68–76.
13. Важнов А.И. Переходные процессы в машинах переменного тока. – Л. Энергия, 1980.
14. Пугачев Е.В., Кипервассер М.В., Герасимук А.В. Исследование воздействия помпажа турбокомпрессора на энергетические характеристики приводного двигателя // Вестник КузГТУ. - 2016. - №2. - С. 84-90.

УДК 621.313 (621.822.1)

ДИАГНОСТИКА ПОДШИПНИКОВ СКОЛЬЖЕНИЯ ГОРНОГО ОБОРУДОВАНИЯ

к.т.н. Кипервассер М.В., к.т.н. Симаков В.П., к. ф-м.н., Лактионов С.А.,

к.т.н. Модзелевский Д.Е.

Сибирский государственный индустриальный университет, г. Новокузнецк, Россия

Аннотация. В статье рассматриваются вопросы диагностики состояния узлов трения горного оборудования. Произведено математическое моделирование ситуации нарушения «масляного клина» в подшипнике скольжения и оценено её влияние на ток статора электродвигателя. Сделан анализ результатов моделирования с использованием аппарата «оконного» преобразования Фурье с соответствующими выводами.

Ключевые слова: подшипник скольжения, масляный клин, синхронный двигатель, ток статора, «оконное» преобразование Фурье, гармонический состав.

В узлах трения тяжело нагруженного горного оборудования используются подшипники скольжения. К такому оборудованию относятся шахтные подъёмные машины, комплексы подземного дробления, центробежные компрессоры. Применение подшипников скольжения в оборудовании различного технологического назначения определяется их универсальным комплексом свойств, позволяющим использовать:

- для высокоскоростных валов, когда подшипники качения непригодны (при скоростях вращения $> 10\ 000$ об/мин);
- в тихоходных машинах (из-за простоты конструкции и дешевизны);
- для валов больших диаметров, для которых отсутствуют подшипники качения.

Однако наряду с указанными достоинствами подшипники скольжения имеют недостатки, из которых необходимо отметить следующие:

- значительное тепловыделение, нагрев, износ при недостаточности смазки;
- неравномерность износа втулок и цапф.
- необходимость постоянного надзора в процессе работы из-за высоких требований к смазке и опасности перегрева.

Подшипники жидкостного трения (ПЖТ) работают практически без износа, если не нарушается режим смазки. Основным критерием их работоспособности является минимальная толщина h слоя смазки, исключающая контакт микронеровностей цапфы и вкладыша. Дополнительным критерием работоспособности является средняя температура нагрева масла в рабочей зоне.

Абразивное изнашивание возникает в процессе граничного и сухого трения при малых скоростях, пуске и остановке, а также из-за попадания абразивных частиц в смазку (рис. 1).



Рис. 1. Борозды износа (а) и неравномерный износ (б) рабочих поверхностей вкладышей ПЖТ

Заедание возникает при перегреве подшипника из-за уменьшения вязкости масла с достижением температуры $t=120-130^{\circ}\text{C}$. Граничные пленки разрушаются, возникают участки металлического контакта и очаги их схватывания, в результате чего подшипник выходит из строя.

Износ и заедание – основные причины выхода из строя подшипников с граничным и полужидкостным трением. Поэтому основные критерии работоспособности таких подшипников – износостойкость и стойкость против заедания.

Выход из строя подшипника скольжения сопровождается частичным или полным разрушением баббитового слоя (рис. 2).



Рис. 2. Разрушение слоя баббита подшипника скольжения

Для диагностики подшипников скольжения в эксплуатационных условиях измеряют уровни вибрации, шума, температуры [1]. Однако эти параметры зависят не только от состояния подшипника. Для безразборной диагностики подшипников скольжения используются косвенные методы (рентгеноскопия, вибродиагностика и др.) [2]. Характерная особенность перечисленных методов - неспособность оперативного принятия решения при нарушении технологических параметров эксплуатации устройств вплоть до аварийного отключения механизмов.

Используемые на текущий момент в горной промышленности системы контроля не обеспечивают полную диагностику неисправностей узлов трения, поэтому целесообразным является разработка дополнительных методов по диагностированию их состояния. Для диагностики состояния подшипников скольжения горного оборудования в режиме реального времени может быть использован способ контроля электрических параметров приводного электродвигателя [3, 4].

Для подтверждения такой возможности в статье рассмотрен электромеханический комплекс, имеющий в своём составе воздушный центробежный турбокомпрессор К-250 и приводной синхронный электродвигатель СТД – 1600. Для составления математического описания использовалось выражение для момента трения в подшипниках скольжения

Момент трения подшипника скольжения описывается [5]:

$$M_{трени.ун}(t) = \frac{\pi\mu\omega(t)ld}{\psi} R_B, \quad (1)$$

где μ - динамическая вязкость жидкой смазки; $\omega(t)$ - угловая скорость вала ротора; R_B - радиус шипа вала ротора; l, d – длина и диаметр шипа, ψ -относительный зазор в подшипнике.

Для электродвигателя удобно выбрать описание во вращающихся d-q координатах (2) [6]:

$$\left\{ \begin{array}{l} U_{sd} = R_s i_{sd} + \frac{d\psi_{sd}}{dt} - \omega_{0эл} \psi_{sq}; \\ U_{sq} = R_s i_{sq} + \frac{d\psi_{sq}}{dt} + \omega_{0эл} \psi_{sd}; \\ U_f = R_f i_f + \frac{d\psi_f}{dt}; \\ 0 = R_{kd} i_{kd} + \frac{d\psi_{kd}}{dt}; \\ 0 = R_{kq} i_{kq} + \frac{d\psi_{kq}}{dt}; \\ \psi_{sd} = L_{sd} i_{sd} + L_{md} i_f + L_{md} i_{kd}; \\ \psi_{sq} = L_{sq} i_{sq} + L_{mq} i_{kq}; \\ \psi_f = L_f i_f + L_{md} i_{sd} + L_{md} i_{kd}; \\ \psi_{kd} = L_{kd} i_{kd} + L_{md} i_{sd} + L_{md} i_f; \\ \psi_{kq} = L_{kq} i_{kq} + L_{mq} i_{sq}; \\ U_{sd} = U \sin \theta(t)_{smax} \\ U_{sq} = -U \cos \theta(t)_{smax} \\ \theta(t) = \int \left(\omega_{0эл} - \frac{1}{k_p} p \omega_p(t) \right) dt; \\ M_{об}(t) = \frac{3}{2} p (i_{sq} \psi_{sd} - i_{sd} \psi_{sq}), \end{array} \right. \quad (2)$$

где k_p -передаточное число редуктора, то есть угловые скорости и угол $\theta(t)$ двигателя приведены к валу компрессора; U_{sd}, U_{sq} -составляющие напряжения статора по осям; $\psi_{sd}, \psi_{sq}, \psi_f, \psi_{kd}, \psi_{kq}$ -составляющие потокосцеплений обмоток по осям; R_s, R_f, R_{kd}, R_{kq} - составляющие сопротивлений обмоток по осям; $i_{sd}, i_{sq}, i_f, i_{kd}, i_{kq}$ - составляющие токов обмоток по осям; $L_{sd}, L_{sq}, L_{md}, L_{mq}, L_{kd}, L_{kq}$ -составляющие индуктивностей и взаимоиндуктивность обмоток; $\theta(t), \omega_{0эл}, \omega_p(t)$ -угол поворота ротора, синхронная и угловая скорости машины.

Механический момент компрессора на валу электродвигателя при моделировании принимался постоянным.

В результате моделирования была получена зависимость для отклонения составляющей тока статора на трение в подшипнике при возникновении дополнительного момента сопротивления, связанного с нарушением толщины масляного «клина». График зависимости приведен на рис. 3.

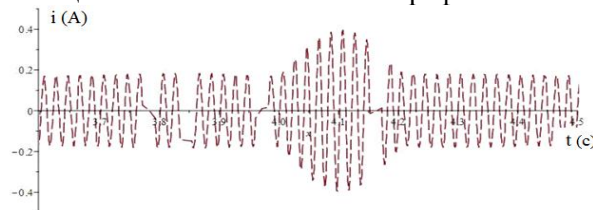


Рис. 3. Отклонения составляющей тока статора на трение в подшипнике при нарушении толщины масляного «клина»

Для оценки результатов моделирования было использовано «оконное» преобразование Фурье [7,8]. Исследовался гармонический состав на различных участках сигнала. «Окно» перемещалось по ходу возмущающего импульса. При этом использовалась ширина окна один и десять периодов базового сигнала. Результаты для участка до начала возмущения приведены на рис. 4.

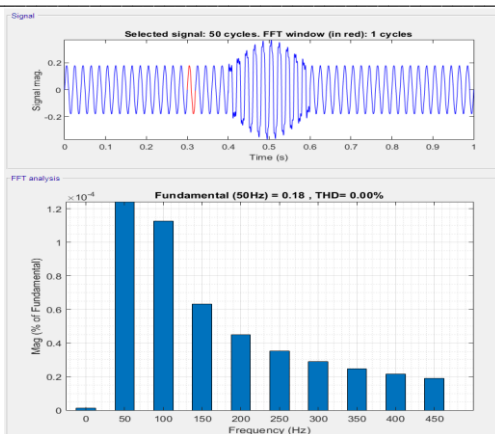


Рис. 4. Гармонический состав исходного сигнала до возмущения: высшие гармоники отсутствуют

Гармонический состав в начале возмущения приведен на рис. 5.

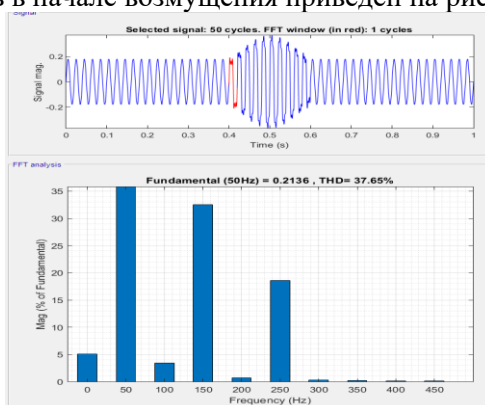


Рис. 5. Гармонический состав в начале возмущения

Начало возмущения изменяет гармонический состав сигнала: третья и пятая гармоника на уровне 32 и 18 %; постоянная составляющая 5% за счет переходного процесса нарастания дополнительного возмущения

На рис. 6 показан анализ сигнала возмущения широким окном на 10 периодов.

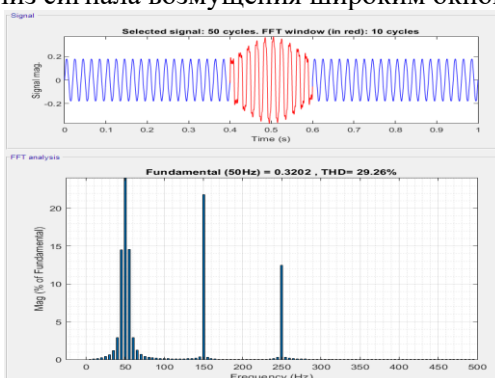


Рис. 6. Гармонический состав возмущения широким окном на 10 периодов

Для сигнала в период возмущения: третья и пятая гармоника на уровне 22 и 13 %; постоянная составляющая отсутствует. Первая гармоника имеет дополнительные субгармоники и некоторое расширение спектра, связанные с изменением амплитуды основного возмущения, модулированным низкочастотным множителем.

На рис. 7 показан анализ сигнала от исходного значения и до максимума возмущения широким окном на 10 периодов.

Для рассматриваемого периода: третья и пятая гармоника на уровне 14 и 8 %. Широкие спектры при основных гармоника объясняются шириной окна, захватывающего часть не зашумленного сигнала и часть сигнала с возмущением.

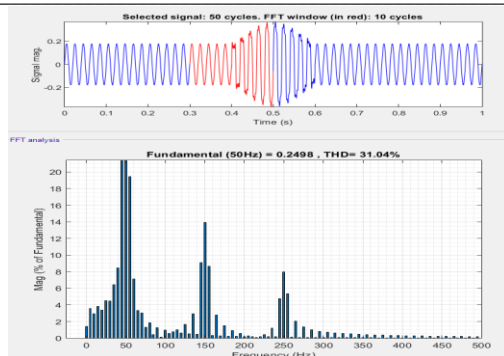


Рис. 7. Гармонический состав исходного сигнала и начала возмущения широким окном на 10 периодов

Исследование изменений значений сигнала с помощью «оконного» преобразования Фурье позволяет получить график наличия соответствующих гармоник (рис. 8) и оценить динамику их изменения. Ширина окна выбрана по основной гармонике несущего сигнала 50 Гц.

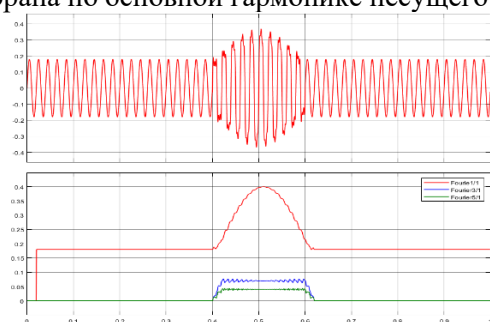


Рис. 8. Динамика изменения гармонического состава исследуемого сигнала

Для полного цикла нормального сигнала и возмущения на рис. 8 амплитуды гармоник составляют: 0,18 основного невозмущенного сигнала; 0,4 в пике достигает основная гармоника совместно с возмущением; 0,07 – третья гармоника; 0,04 – пятая гармоника.

Выводы. Таким образом, выполненное моделирование и анализ его результатов показывают изменения гармонического состава сигнала тока статора приводного электродвигателя при возникновении дефектов подшипниковых узлов горного оборудования. Практическая ценность полученных результатов заключается в возможности разработки автоматизированной системы диагностирования узлов трения горного оборудования, которая позволит выявлять возникающие неисправности на ранней стадии и защитить механизмы от аварийных режимов работы.

Библиографический список

- 1 Проблеми експлуатації обладнання шахтних стаціонарних установок // Збірник наукових праць. Донецьк: ВАТ «НДІГМ» ім. М.М. Федорова, 2009. - С. 35-37.
- 2 Русов В.А. Диагностика дефектов вращающегося оборудования по вибрационным сигналам: монография. - Пермь, 2012. - 252 с.
3. Kipervasser, M.V., Simakov, V.P., Anikanov, D.S. The control method of ropes slip of a mine winder with friction pulley // IOP Conf. Series: Earth and Environmental Science. – 2019. - Vol.377. - URL: <http://library.sibsui.ru>. doi:10.1088/1755-1315/377/1/012044.
4. Аниканов Д.С., Кипервассер М.В., Герасимук А.В., Лактионов С.А. Защита мостовых кранов углеобогатительных фабрик // Научное издание «Научное издание технологий разработки и использования минеральных ресурсов». - 2018. - № 4. - С. 360-364.
5. Чернавский С.А. Подшипники скольжения. – М.: Государственное научно-техническое издательство машиностроительной литературы (МАШГИЗ), 1963. – 244 с.
6. Сипайлов Г.А., Лоос А.В. Математическое моделирование электрических машин (АВМ). – М.: Высш. Школа, 1980. – 176 с.
7. Новиков Л.В. Спектральный анализ сигналов в базисе вейвлетов // Научное приборостроение. - 2000. - №3. - С. 57-64
8. Юдин М.Н., Фарков Ю.А., Филатов Д.М. Введение в вейвлет-анализ / М.Н. Юдин, Ю.А. Фарков, Д.М. Филатов. – М.: Моск. геологоразв. акад., 2001. - 72 с.

**ОБ АВТОМАТИЗАЦИИ ПЛАНИРОВАНИЯ РАБОТЫ СМЕННЫХ ЗВЕНЬЕВ
ОЧИСТНОГО КОМБАЙНОВОГО КОМПЛЕКСА****д.т.н. Кулаков С.М., Коинов Р.С.****Сибирский государственный индустриальный университет, г. Новокузнецк, Россия**

Аннотация. Обоснован прецедентный подход составления суточной планогаммы работ в очистных забоях шахт. Для принятия управляющих решений предлагается использовать график организации горных работ. В качестве примера использования прецедентного подхода решена задача построения планогаммы работ очистного комбайна.

Ключевые слова: график организации работ, планогамма, прецедент, комбайн, смена.

График организации работ (ГОР), отображающий последовательность и длительность отдельных процессов и операций, при циклической организации производства в забое, принятом режиме выполнения работ и организации труда ориентирован на выполнение определённого числа рабочих циклов в сутки. Каждый цикл выемки угля в очистном забое есть совокупность периодически повторяющихся, в определённой последовательности, процессов и операций, которые обеспечивают продвижение забоя по всей длине на заранее установленный размер, при условии соблюдения правил техники безопасности [1].

ГОР состоит из планогаммы работ и эскиза положения забоя на начало каждой смены, графика выходов рабочих по сменам, таблицы технико-экономических показателей, а также специальных символов, обозначающих основное оборудование и виды работ. Разновидностями ГОР, составляемых для очистных забоев шахт, являются жёсткие и скользящие графики. Первые характеризуются постоянной продолжительностью цикла в лаве, даже при изменяющихся горных и производственных условиях и строгой привязкой конкретных рабочих процессов, в том числе подготовительных, к одному и тому же периоду суток. Вторым графикам сопутствует постоянная продолжительность и интенсивность работ в забое, а продолжительность отдельных операций и цикла в целом могут изменяться при изменении производственных условий. За счёт этого сокращаются потери рабочего времени.

Планогамма работ есть символично-графическое и текстовое отображение пространственно-временных взаимосвязей технологических процессов и операций, выполняемых в забое в течение суток (смены). Она наглядно представляет все основные производственные процессы, выполняемые в забое, их последовательность и взаимную увязку в пространстве и времени.

График выходов указывает число и состав рабочих по профессиям, необходимых для выполнения цикла выемки угля, их распределение по сменам и времени.

В таблице показателей отображаются как горнотехнические, так и экономические показатели. К первым относятся: - мощность пласта, угол падения, длина лавы, вид механизации, тип выемочной машины и крепи. Ко вторым: - добыча с цикла, производительность труда ГРОЗ, себестоимость 1т угля по очистному забою.

Традиционно ГОР для каждого забоя составляет начальник участка и согласовывает его с горными мастерами, бригадирами и рабочими. В качестве исходных данных при этом используются: параметры угольного пласта, технические характеристики основного оборудования, численный состав бригад, нормативы выполнения отдельных работ и перерывов. Для повышения эффективности, при соблюдении правил безопасности, целесообразно составлять ГОР, особенно планогаммы работ, ежесуточно и корректировать их ежесменно. Последнее возможно осуществить посредством создания автоматизированной системы сменно-суточного планирования и мониторинга работы оборудования, а также сменных бригад. Подобная система может быть разработана на базе прецедентного подхода и метода принятия решений [2-4].

Сущность прецедентного подхода к управлению сложными технологическими объектами заключается в том, что для принятия управляющих решений используется предыдущий опыт управления данными объектами в похожих ситуациях. Согласно [5], прецедент - это случай, имевший место ранее и служащий примером или образцом случаев подобного рода. Соответственно, в повторяющихся ситуациях функционирования сложного объекта и его управляющей системы могут быть приняты ранее реализованные качественные управленческие решения, которые, в силу подобия ситуаций, окажутся эффективными. При этом, не требуется строить и регулярно корректировать слож-

ную математическую модель объекта, учитывающую многочисленные внешние и внутренние факторы. Метод рассуждений, применительно к управлению сложным человеко-техническим комплексом, на основе прецедентов наглядно представляется с помощью, так называемого прецедентного цикла, CBR-цикла (Case-Based Reasoning). Структура модифицированного CBR-цикла показана на рис. 1.



Рис. 1. Предлагаемый CBR-цикл выработки и реализации управляющих решений в системе управления сложным производственным комплексом на основе прецедентов

В общем случае, для конкретной задачи управления, из библиотеки прецедентов извлекаются прецеденты, которые в максимальной степени соответствуют условиям решаемой в данный момент задачи, в нашем случае – задачи построения планограммы. Затем, уже из небольшого количества извлечённых прецедентов, выбирается один, который берется за основу при принятии нового управляющего решения (используемый прецедент). В случае необходимости производится коррекция используемого прецедента, которая позволяет учесть различия условий новой и прецедентной задач принятия решения и, после успешного применения решения задачи, реализованный прецедент добавляется в библиотеку прецедентов откуда в дальнейшем может быть извлечён для решения подобных задач. Рассмотренный подход целесообразно применять при управлении современными сложными трудно формализуемыми технологическими объектами к числу которых относится рассматриваемый технологический комплекс очистного забоя.

В качестве конкретного примера использования представленного прецедентного подхода рассмотрим задачу построения планограммы работ очистного комбайнового комплекса КМ138 (с комбайном РКУ 13) в течение смены. Планограмма выполняется сменным звеном, включающем 10-11 человек (машинист комбайна, 7 горнорабочих, 2-3 электрослесаря). Параметры угольного пласта: мощность 1,8 м, длина лавы -180 м. Ширина захвата угольного комбайна – 0,63 метра. Номинальная скорость хода комбайна – 5 м/мин. Нормативное время обслуживания (за один рабочий цикл) – 30 мин.

В каждом рабочем цикле звено выполняет следующие типовые операции: подготовительно-заключительные, зарубка комбайна, управление комбайном при выемке угля, вспомогательные операции, передвижка секций крепи, зачистка основания крепи, подготовка комбайна к перегону, управление комбайном при перегоне, ручная зачистка угля не погруженного комбайном, подготовка к передвижению конвейера, передвижка конвейера, сопряжение лавы с конвеерным штреком, сопряжение лавы с вентиляционным штреком.

В качестве планограммы - прецедента выбран график, показанный на рис. 2, который характеризуется безаварийной работой в течение смены. Его временные характеристики показаны в 1-й строке табл. 1.

Недостатком прецедента является неполное завершение последнего (4-го) внутрисменного цикла работы на момент окончания смены. Потерянное время составило 24,5 мин. Оптимизация планограммы может быть выполнена путем сокращения с 38 до 19,5 минут времени на прием – передачу смены и на 0,1 - 0,2 мин – времени пауз между циклами. Параметры оптимизированной планограммы приведены во второй строке табл. 1.

Отметим, что приведенный пример формирования планограмм является иллюстративным (упрощенным). Реальная задача такого рода требует полной регистрации всех процессов и действий

рабочего звена, с помощью специальной системы мониторинга, в течение каждой смены, подробного ретроспективного анализа и оптимизации планограммы не только по критерию производительности, но и по критериям безопасности.



Рис. 2. Планограмма работы звена, выбранная в качестве прецедента

Таблица 1

Расчетные параметры циклов рабочей смены

№	Момент начала смены t_o	Время приема-передачи смены, мин	Начало/окончание технологических циклов, мин				Скорость рабочего хода комбайна, м/мин.				Скорость перегона комбайна по циклам, м/мин.				Паузы между циклами, мин.			Программы
			T_1	T_2	T_3	T_4	V_1^*	V_2^*	V_3^*	V_4^*	V_1^n	V_2^n	V_3^n	V_4^n	τ_1	τ_2	τ_3	
1	0	38	$\frac{38}{125}$	$\frac{125}{210,5}$	$\frac{210,5}{297,5}$	$\frac{297,5}{384,5}$	5,4	5,0	5,0	5,0	5,4	5,0	5,0	5,0	7,5x4	7,5x4	6x3	$PR_j^{\hat{}}$
2	0	19,5	$\frac{19,5}{104,5}$	$\frac{104,5}{190,0}$	$\frac{190,0}{275}$	$\frac{275}{360}$	5,5	5,9	5,0	5,0	5,5	5,9	5,0	5,0	6,8x4	6,8x4	5,9x4	PR_j^o

Вывод. Практическая реализация системы автоматизированного построения сменных планограмм и соответствующей компьютерной системы мониторинга работы горнорабочего очистного забоя позволит повысить производительность рабочих звеньев и обеспечить четкое выполнение правил безопасной работы.

Библиографический список

1. Васюченков Ю.Ф. Горное дело. - М.: Недра, 1990. - 512 с.
2. Карпов Л.Е. Адаптивное управление по прецедентам, основанное на классификации состояний управляемых объектов / Л.Е. Карпов, В.Н. Юдин //Труды института системного программирования РАН. - 2007. - т. 13. - Ч. 2. - С. 37-57.
3. Варшавский П.Р. Методы правдоподобных рассуждений на основе аналогий и прецедентов для интеллектуальных систем поддержки принятия решений / П.Р. Варшавский, А.П. Еремеев // Искусственный интеллект и принятие решений. - 2006. - №3. - С. 39-62.
4. Кулаков С.М Прецедентный подход к формированию программ управления объектами циклического действия / С.М. Кулаков, В.Б. Трофимов, А.С. Добрынин, Е.Н. Тараборина // Труды 11-ой Всероссийской (с международным участием) научно-практической конференции «Системы автоматизации в образовании, науке и производстве» / СибГИУ – Новокузнецк, 2017. – С.11 – 19.
5. Богдановская И.Ю. Прецедентное право. – М.: Наука, 1993. – 239с.

УДК 622:519.635.4

ЧИСЛЕННОЕ МОДЕЛИРОВАНИЕ НАПРЯЖЕННО-ДЕФОРМИРОВАННОГО СОСТОЯНИЯ ГЕОМАССИВА С УЧЕТОМ РАЗЛИЧНОЙ СОПРОТИВЛЯЕМОСТИ ПОРОД РАСТЯЖЕНИЮ ИЛИ СЖАТИЮ

д.т.н. А.Б. Цветков

Сибирский государственный индустриальный университет, г. Новокузнецк, Россия

Аннотация. Представлены результаты численного моделирования напряженно-деформированного состояния геомассива при воздействии природных техногенных сил. Для проведения вычислительных экспериментов разработана математическая модель, в определяющих соотношениях которой учтены нелинейная зависимость между напряжениями и деформациями пород и их различная сопротивляемость растяжению или сжатию.

Ключевые слова: численное моделирование, математическая модель, геомеханическое состояние, подземные сооружения.

Введение. В результате проведения горных работ под влиянием техногенных факторов в окрестности горных выработок формируются зоны растяжения и сжатия, напряжения в которых в несколько раз могут отличаться от природных. Предел прочности пород при растяжении на порядок меньше предела прочности при сжатии, что достаточно для возникновения пластических деформаций под действием собственного веса пород [1].

Следует отметить, что результатами многочисленных экспериментов [1-3] подтверждено, что геоматериалы характеризуются различной сопротивляемостью сжимающим и растягивающим усилиям. С.А. Амбрацумяном разработан теоретический подход, который позволяет оценивать напряжённо-деформированное состояние разномодульного упругого тела. Как направление последующего развития своего подхода он отмечает, что в механике сплошных деформируемых тел, как правило, неупругие задачи решаются в упругом приближении, и решение нелинейных задач в разномодульной постановке может привести к значительным уточнениям полученных результатов [4].

В развитии подхода, предложенного С.А. Амбрацумяном, автором статьи разработано семейство математических моделей, в определяющих соотношениях которых учитывается нелинейная зависимость между напряжениями и деформациями пород и их различная сопротивляемость сжимающим и растягивающим усилиям [5, 6].

Для исследования построенных моделей в системе компьютерной алгебры Mathematica разработана программа для ЭВМ.

Методы исследования. Математическая модель напряженно-деформированного состояния геомассива формулируется в виде нелинейной краевой задачи: для области прямоугольной формы найти вектор перемещений $\vec{U} = (u_x, u_y)$, координаты которого u_x, u_y удовлетворяют системе дифференциальных уравнений (1) и однородным граничным условиям.

Система дифференциальных уравнений имеет вид:

$$\begin{cases} (\lambda^* + \mu^*) \frac{\partial}{\partial x} \left(\frac{\partial u_x}{\partial x} + \frac{\partial u_y}{\partial y} \right) + \mu^* \left(\frac{\partial^2 u_x}{\partial x^2} + \frac{\partial^2 u_x}{\partial y^2} \right) = 0; \\ (\lambda^* + \mu^*) \frac{\partial}{\partial y} \left(\frac{\partial u_x}{\partial x} + \frac{\partial u_y}{\partial y} \right) + \mu^* \left(\frac{\partial^2 u_y}{\partial x^2} + \frac{\partial^2 u_y}{\partial y^2} \right) + g\gamma = 0, \end{cases} \quad (1)$$

где $\mu^* = \frac{E^*}{2(1+\nu^*)}$; $\nu^* = \frac{\nu \cdot E^*}{(1+\nu^*)(1-2\nu^*)}$; $E^* = \frac{3E}{2E\psi+1-\nu}$; $\nu^* = \left(\frac{1}{2} - \frac{1-2\nu}{2} \frac{1}{2\psi} \right) / \left(\frac{1}{2} + \frac{1-2\nu}{2} \frac{1}{2\psi} \right)$ – переменные параметры; E – модуль упругости; ν – коэффициент Пуассона; γ – плотность, g – гравитационная постоянная; ψ – функция, которая определяет нелинейную зависимость между напряжениями и деформациями.

Граничные условия заданы следующим образом:

- вертикальные границы, верхнее и нижнее основания $u_x = 0$;
- вертикальные границы $(u_y)'_x = 0$;
- нижнее основание $u_y = 0$;
- вертикальные напряжения на верхнем основании $\sigma_y = 0$.

Краевая задача решалась при условии, что массовые силы направлены вдоль вертикальной оси и создавались собственным весом пород. Численное решение получено методом конечных элементов [7, 8].

В качестве примера на рис. 1 рассмотрена расчетная область для участка слоистого геомассива Ω , состоящая из восьми подобластей, каждая из которых характеризует породы определенного типа: Ω_1 – алевролит крупнозернистый; Ω_2 – алевролит мелкозернистый; Ω_3 – пласт-спутник; Ω_4 – переслаивание алевролитов разной зернистости; Ω_5 – угольный пласт, включающий горную выработку, границы которой отмечены точками A_1 и A_2 на рис. 1; Ω_6 – алевролит среднезернистый; Ω_7 – аргиллит; Ω_8 – песчаник.

Результаты и их обсуждение. На рис. 2 и 3 представлены результаты численного моделирования, полученные посредством нелинейной модели, учитывающей условия деформирования пород в зонах влияния горной выработки.

Из анализа результатов, представленных на рис. 2, следует, что отношение секущего модуля деформации к модулю упругости в зоне разгрузки увеличивается при удалении от очистной выработки и достигает единицы в зоне опорного давления и вмещающей толще.

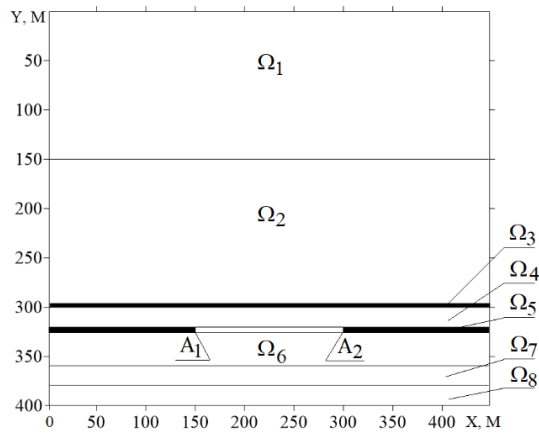


Рис. 1. Расчетная область участка слоистого геомассива, включающего горную выработку

Внутри зоны разгрузки, отмеченной штриховкой на рис. 2, наблюдается пластическое деформирование пород, где учитываются нелинейная зависимость между напряжениями и деформациями, а также их различная сопротивляемость растягивающим и сжимающим усилиям. За пределами зоны разгрузки численное решение удовлетворяет определяющим соотношениям теории упругости.

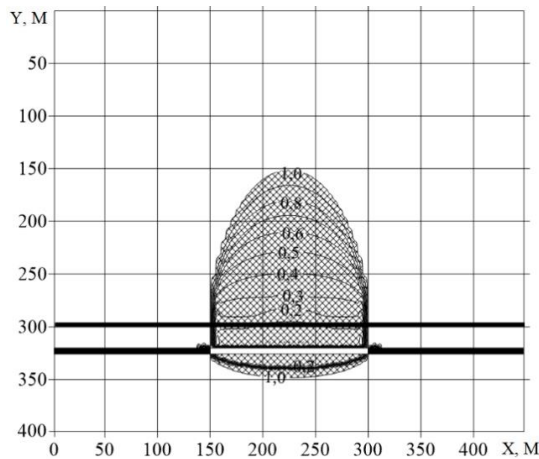


Рис. 2. Зона разгрузки горных пород в области влияния горной выработки

На рис. 3а и 3б сопоставлены результаты численного моделирования вертикальных напряжений, полученных при решении краевой задачи теории упругости и нелинейной задачи (1).

Исходя из количественного анализа распределения вертикальных сжимающих напряжений, действующих в подработанном пласте-спутнике, следует, что их максимальные величины при решении краевой задачи теории упругости составляют 11 МПа, что на 9,1% больше, чем при решении нелинейной задачи.

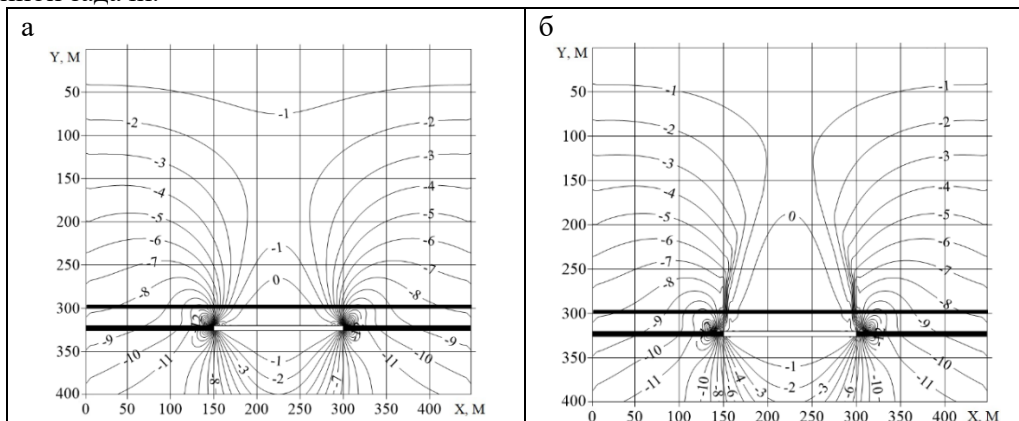


Рис. 3. Распределение вертикальных напряжений, МПа: а – решение краевой задачи теории упругости; б – нелинейное решение, полученное с учетом различной сопротивляемости пород растягивающим или сжимающим напряжениям

Из сопоставления распределения растягивающих вертикальных напряжений над выработанным пространством, представленных на рис. 3а и 3б, следует, что очистные работы приводят к формированию в окрестности проведения горных работ зоны растяжения, высота которой при нелинейном решении существенно больше, чем это можно определить на основе краевой задачи теории упругости. При решении нелинейной задачи высота области растяжения, формирующейся над очистным выработанным пространством, составила 132м, при упругом решении она в 2,5 раза меньше и не превышает 53м.

В результате техногенных воздействий в зоне разгрузки создаются условия для формирования зон повышенной трещиноватости, в которых происходит увеличение объема пор и трещин, что приводит к формированию в зоне сдвижения газового коллектора. Когда напряжения, вызванные давлением газа и силами гравитации в газовом коллекторе, превысят предел прочности пород в окрестности выработанного пространства, то возникнет опасная ситуация выдавливания метановоздушной смеси в горные выработки, что может приводить к авариям.

Вывод. Изучение разработанной нелинейной математической модели напряженно-деформированного состояния геомассива позволяет выявлять в окрестности очистного забоя опасные зоны, которые формируются в зоне сдвижения в результате техногенных воздействий. Учет в проектной документации таких зон позволит повысить безопасность ведения горных работ.

Благодарности. Исследование выполнено при финансовой поддержке РФФИ и Кемеровской области в рамках научного проекта № 20-41-420004.

Библиографический список

1. Физико-технические свойства горных пород и углей Кузнецкого бассейна: справ. / Г. Г. Штумпф [и др.]. – Москва: Недра, 1994 - 447 с .
2. Геомеханика / П. В. Егоров [и др.] – Кемерово: КузГТУ, 2011. – 325 с.
3. Свойства горных пород и методы их определения / Е.И. Ильницкая [и др.]. – Москва: Недра, 1969. – 392 с
4. Амбарцумян С. А. Разномодульная теория упругости / С.А. Амбарцумян. – Москва: Наука, 1982. – 320 с.
5. Tsvetkov A. V. Approach to construction of mathematical models of geomassif stress-deformed state under the influence of natural and technogenic forces / A. V. Tsvetkov, L. D. Pavlova // IOP Conference Series: Earth and Environmental Science. – 2018. – Vol. 206. - P. 1-6 (012008). – Режим доступа: <http://iopscience.iop.org/article/10.1088/1755-1315/206/1/012008/pdf>
6. Цветков А.Б. Численное моделирование напряженно-деформированного состояния геомассива с учетом расслоения подработанных пород кровли / А.Б. Цветков, Л.Д. Павлова, Корнева А.В. // Научно-технический вестник Поволжья. – 2020. – № 1. – С. 142–145.
7. Зенкевич О. К. Метод конечных элементов в технике / О.К. Зенкевич; под ред. Б.Е. Победри. – Москва: Мир, 1975. – 541 с.
8. Цветков, А. Б. Адаптация алгоритма метода конечных элементов к системе символьной математики / А. Б. Цветков, Л. Д. Павлова // Научные технологии разработки и использования минеральных ресурсов: сб. науч. стат. междунар. науч.-практ. конф. – 2015. – С. 121–125.

УДК 621.3:622.3

ОЦЕНКА ЭФФЕКТИВНОСТИ И УСТОЙЧИВОСТИ ЭНЕРГОСИСТЕМЫ В УСЛОВИЯХ УГОЛЬНЫХ ШАХТ

к.т.н. Тимофеев А.С., М.О. Курдюков

Сибирский государственный индустриальный университет, г. Новокузнецк, Россия

Аннотация. Научно обоснованы предпосылки на системном уровне и комплекс технических мер для определения эффективности и устойчивости энергосистемы угольного предприятия.

Ключевые слова: техноценоз, энергосистема, энергообмен, база данных, ранговая поверхность, конкорданция, доверительный интервал, индекс жизнеспособности.

Основным потребителем электроэнергии горных предприятия являются горные машины и механизмы с электроприводами различного назначения и различных мощностей, в которых преоб-

ладает труднопредсказуемый и резкопеременный характер нагрузки, усложняющий алгоритм энергообмена. Подобный режим работы значительно затрудняет условия энергобаланса, приводящий к значительным электротехническим и технологическим потерям.

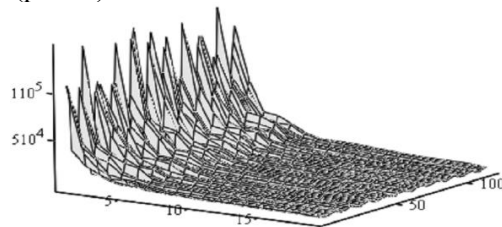
Названные потери тесно связаны с прогнозированием условий существования нормального установившегося режима электроэнергетической системы и расчетов электрических нагрузок в распределительных сетях. Решение этих проблем позволяет достичь важнейшего принципа формирования надежной и эффективной работы энергосистемы, обеспечивая технологическую устойчивость работы энергосистемы, ее системную надежность и бесперебойность.

Потери в энергосистеме горного предприятия увеличивается с ростом объемов добычи угля и усложняющимися горно-геологическими условиями, что находит отражение в себестоимости продукции. Эти проблемы могут быть решены путем оптимального управления электропотребления на системном уровне предприятия.

Одним наиболее эффективным и апробированным инструментом в области управления электропотреблением является закон оптимального построения техноценозов, основанным на методе рангового анализа [1] с целью научно обоснованных предпосылок упорядочить электропотребление и значительно снизить затраты за потребленную электроэнергию.

Основой проведенного анализа послужили статистические данные электропотребления объектами угольной шахты глубиной в четыре с половиной года.

Созданная база данных, представленная как совокупность значений электропотребления активной мощности объектами инфраструктуры угольной шахты, показана в виде трехмерной ранговой поверхности техноценоза (рис. 1).



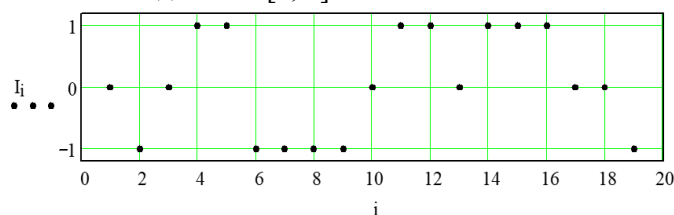
абсцисса - ранг объекта; ордината - временной интервал; аппликата - электропотребление, кВтч

Рис. 1. Трехмерная ранговая поверхность техноценоза

Для определения совокупности ранговых параметрических распределений, характеризующих степень взаимосвязанности техноценоза, найден коэффициент конкордации $K = 0,889$, показывающий согласованность перемещения объектов по ранговой поверхности при переходе от одного временного интервала к последующему.

В данном случае коэффициент конкордации является значимым, что позволяет использовать созданную базу данных для интервального оценивания, нормирования и прогнозирования электропотребления объектов техноценоза.

Следующая аналитическая процедура рангового анализа является интервальное оценивание параметрического распределения, позволяющая определять объекты техноценоза с аномальным электропотреблением (рис. 2). Точка на ранговом распределении, входящая в доверительный интервал, означает, что данный объект потребляет электроэнергию в нормальном режиме. Точка, находящаяся ниже доверительного интервала, свидетельствует о нарушении технологического процесса электропотребления. Точка, находящаяся выше интервала, означает, что соответствующий объект имеет аномально большое потребление электроэнергии, и должен в первую очередь пройти углубленное энергетическое обследование [2, 3].



абсцисса - ранг объекта; ордината - индикатор, который принимает значение 0, 1 или -1, если точки соответственно лежат: внутри, выше или ниже доверительного интервала

Рис. 2. График, иллюстрирующий попадание точек в доверительный интервал

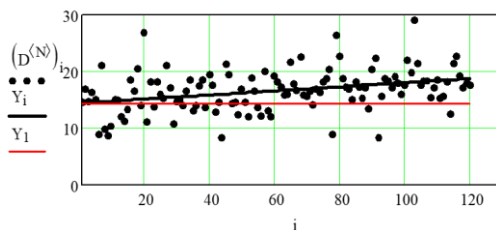
Одной из важнейших ключевых процедур управления техноценозом является своевременное выявление первоочередных объектов электропотребления для углубленного энергетического обследования. В нижней строке табл. 1, представлен список очередности аудита аномальных объектов в соответствии с базами данных потребителей.

Таблица 1

Список очередности аудита аномальных объектов

$$SPISOK^T = \begin{matrix} & \begin{matrix} 1 & 2 & 3 & 4 & 5 & 6 & 7 & 8 & 9 & 10 & 11 & 12 & 13 & 14 & 15 & 16 & 17 & 18 & 19 & 20 \end{matrix} \\ \begin{matrix} 1 \\ 17 \\ 5 \\ 19 \\ 4 \\ 6 \\ 15 \\ 9 \\ 13 \\ 7 \\ 3 \\ 10 \\ 18 \\ 8 \end{matrix} & \begin{matrix} 1 & 2 & 3 & 4 & 5 & 6 & 7 & 8 & 9 & 10 & 11 & 12 & 13 & 14 & 15 & 16 & 17 & 18 & 19 & 20 \end{matrix} \end{matrix}$$

В принятии решения по углубленному энергетическому обследованию объектов техноценоза учитывается угол, образуемый с осью абсцисс и линией тренда временного ряда относительного электропотребления объекта, которое определяется как отношение электропотребления объекта к суммарному электропотреблению техноценоза (индекс жизнеспособности), [3] представленный на рис. 3.



абсцисса - годы; ордината – относительное электропотребление (%); точки - эмпирические значения; сплошная наклонная линия - тренд

Рис. 3. Макроиндикатор, отражающий динамику электропотребления объекта

Численные значения и знак индекса жизнеспособности определяют динамику развития объекта, а также определить его номер в списке первоочередных объектов для углубленного энергетического обследования.

Вывод. Таким образом, по результатам расчетов установлено, что для первоочередного углубленного энергетического обследования рассматриваются объекты с номерами в исходной базе данных 5, 13 и 15. Из этих расчетов следует, что объект под пятым номером явно требует особого внимания со стороны системы управления техноценоза, так как он в системе является наиболее слабым.

Библиографический список

1. Гнатюк В.И. Закон оптимального построения техноценозов. - М.: Изд-во ТГУ - Центр системных исследований, 2005. - 384 с. - Режим доступа: <http://gnatukvi.ru/ind.html>.
2. Фуфаев В.В. Ценологическое определение параметров электропотребления, надежности, монтажа и ремонта электрооборудования предприятий региона. - М.: Центр системных исследований, 2000. - 320 с.
3. Кудрин Б.И., Жилин Б.В., Лагуткин О.Е., Ошурков М.Г. Ценологическое определение параметров электропотребления многономенклатурных производств. - Тула: Приок. кн. изд-во, 1994. - 122 с.

УДК 621.311

ОПРЕДЕЛЕНИЕ ДОПУСТИМОГО ВРЕМЕНИ ПЕРЕРЫВА В ЭЛЕКТРОСНАБЖЕНИИ ШАХТНЫХ ВОДОТЛИВНЫХ УСТАНОВОК

¹к.т.н. Ефременко В.М., ^{1,2}Скребнева Е.В.

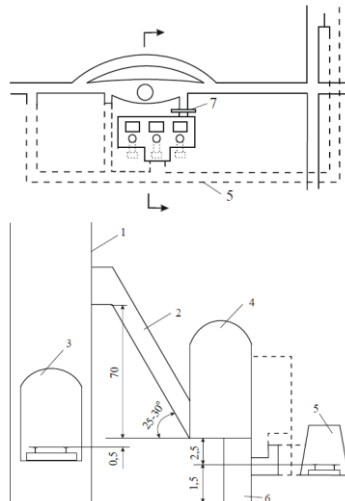
1 - Кузбасский государственный технический университет имени Т.Ф. Горбачева,
г. Кемерово, Россия

2 - ООО «КАТЭН», г. Москва, Россия

Аннотация. в случае аварийного прекращения электроснабжения угольной шахты, прекращается работа водоотливных установок, что может привести к затоплению шахты. На примере угольной шахты рассмотрены общие принципы определения допустимого времени простоя водоотлива.

Ключевые слова: водоотливные установки, емкость водосборника, организация водоотлива на шахте, допустимое время простоя водоотлива.

Выработки около ствольного двора и другие примыкающие к нему выработки имеют надежное и долговечное крепление, малое выделение метана со стен, просторны для размещения в них людей, имеют стационарное освещение и находятся в непосредственной близости от подъемных установок, что немаловажно для быстрой эвакуации людей из горных выработок, в случае необходимости (рис. 1). Однако перерыв в электроснабжении электродвигателей насосов главного водоотлива может привести к такой ситуации, когда вследствие затопления выработок нахождение людей в них станет невозможным.



1 – ствол; 2 – трубо-кабельный ход; 3 – околоствольный двор; 4 – насосная камера и ЦПП;
5 – водосборники; 6 – водозаборный колодец; 7 – водонепроницаемая перегородка
Рис. 1. Типовая схема расположения водоотливных установок и сопряжения выработок со стволом шахты

Опыт эксплуатации шахтного водоотлива показывает, что перерыв в электроснабжении главного водоотлива не ведет к немедленному затоплению выработок. Такая инерционность водоотлива объясняется в первую очередь тем, что практически всегда имеется некоторая незаполненная водой емкость водосборника.

Емкость водосборников V главного водоотлива согласно [1], должна быть рассчитана не менее чем на 4-часовой нормальный приток, т.е. $V \geq 4Q_n$. Действительные значения V для шахт Кузбасса приведены на рис. 2.

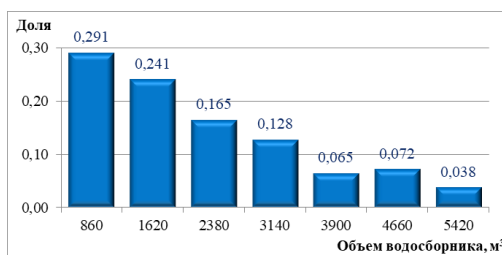
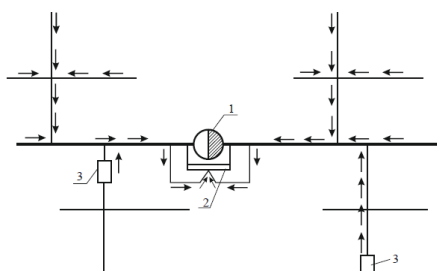


Рис. 2. Распределение емкости водосборников

Шахтные стационарные водоотливные установки разделяются на главные, откачивающие воду, как правило, со всей шахты на поверхность, и участковые, откачивающие воду с участков в водосборник главной водоотливной установки или на поверхность через скважину, ходок или шурф (рис. 3).



1 – ствол; 2 – главная водоотливная установка; 3 – вспомогательная водоотливная установка

Рис. 3. Возможные схемы организации водоотлива на шахте

В шахтах, опасных по прорыву вод, емкости водосборников должны составлять: для главных водоотливных установок – не менее 8-часового нормального притока, а для участковых – не менее 4-часового нормального притока. Кроме того, должны быть предусмотрены аварийные емкости в виде используемых старых выработок.

Водосборники необходимо систематически очищать, с тем чтобы заиливание не превышало 30% их объема. В период подготовки шахты к приему паводковых вод очистка водосборников производится независимо от степени заиливания [1].

Объем воды в водосборнике V_t на момент наступления перерыва в работе водоотливных установок может быть определен следующим образом. Практически всегда имеется некоторая незаполненная водой свободная емкость.

Эта свободная емкость способна в течение определенного времени t аккумулировать приток шахтных вод. Величина этого времени может быть найдена следующим образом:

$$t = \frac{V_0 - V_t}{Q_0},$$

где V_0 – объем водосборников шахты, m^3 ; V_t – объем вода в водосборнике на момент времени t , соответствующий моменту наступления перерыва в электроснабжении, m^3 ; Q_0 – часовой приток шахтных вод, $m^3/ч$.

На шахтах Кузбасса принят следующий режим работы водоотливных установок (рис. 4):

- в течение времени вода из водосборника откачивается до минимального уровня V_{min} ;
- затем рабочие насосы отключаются или работает такое их количество, которое не может справиться с откачкой водопритока, и происходит постепенное заполнение водосборника в течение времени до рабочего уровня V_p , когда включаются все рабочие насосы и цикл повторяется.

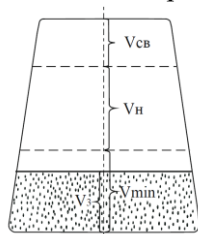


Рис. 4. Сечение шахтного водосборника

Минимальный уровень воды в водосборнике V_{min} , следовательно, и соответствующий ему минимальный объем заполнения водосборника, определяется наличием в водосборнике механических отложений вследствие заиливания. Минимальный уровень воды на 8-12% превышает уровень механических отложений. Тогда имеем:

$$V_{min} = 1.1 \cdot \gamma \cdot V_B, m^3,$$

где γ – коэффициент, учитывающий заиливание водосборника в долях от полного объема ($\gamma = 0,35$ для шахт Кузбасса).

Верхний рабочий уровень V_p выбирается так, чтобы свободный, не затопленный объем $V_{св}$ был достаточен для размещения притока воды на время ликвидации возможной аварии:

$$V_{св} = \beta \cdot V_0, m^3,$$

где β – коэффициент резервной емкости водосборника ($\beta = 0,25$).

Тогда объем накопления вода в водосборнике:

$$V_H = V_0 - V_{св} (1 - 1,1 \cdot \gamma - \beta)_{min}, m^3.$$

На рис. 5 показана типичная реализация процесса работы водоотливной установки.

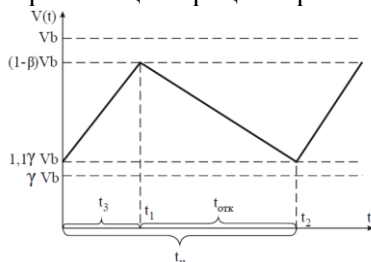


Рис. 5. Типичная реализация процесса работы водоотлива

Время заполнения откаченной до нижнего уровня емкости водой определится часовым притоком Q_0 и величиной емкости V_H :

$$t_3 = \frac{V_H}{Q_4} = \frac{V_6 \cdot (1 - 1,1 \cdot \gamma - \beta)}{Q_4}, \text{ ч,}$$

а время откачки:

$$t_3 = \frac{V_H}{Q_H - Q_4} = \frac{V_6 \cdot (1 - 1,1 \cdot \gamma - \beta)}{Q_H - Q_4}, \text{ ч.}$$

Плотность потока событий λ и μ могут быть найдены статистически:

$$\lambda = 1/\bar{t}_3; \quad \mu = 1/\bar{t}_{омк}.$$

Решением системы уравнений при начальных условиях $P_1(t) = 1, P_2(t) = 0$ будет:

$$\left. \begin{aligned} P_1(t) &= \frac{\mu}{\lambda + \mu} \left\{ 1 + \frac{\lambda}{\mu} \exp[-(\lambda + \mu) \cdot t] \right\} \\ P_2(t) &= \frac{\mu}{\lambda + \mu} \left\{ 1 - e^{-(\lambda + \mu) \cdot t} \right\} \end{aligned} \right\}$$

При $t = t_3 + t_{омк}$ и подстановке значений λ и μ получим:

$$\left. \begin{aligned} P_1(t) &= \frac{Q_H - Q_4}{Q_4} \cdot \left[1 + \frac{Q_4}{Q_H - Q_4} \exp\left(-\frac{Q_H}{Q_4} \cdot \frac{Q_H}{Q_H - Q_4}\right) \right] \\ P_2(t) &= \frac{Q_4}{Q_H} \cdot \left[1 - \exp\left(-\frac{Q_H}{Q_4} \cdot \frac{Q_H}{Q_H - Q_4}\right) \right] \end{aligned} \right\}$$

Как видно из полученной системы вероятности, состояние шахтного водоотлива полностью определяется соотношением между часовым водопритоком Q_4 и производительностью рабочих насосов Q_H .

Среднее значение вероятностей состояния водоотливных установок для шахт Кузбасса:

$$P_1^*(t) = \frac{\sum_{i=1}^n P_{1i}(t)}{n} = 0,292; \quad P_2^*(t) = \frac{\sum_{i=1}^n 2P_{2i}(t)}{n} = 0,708.$$

При совпадении момента наступления перерыва в электроснабжении с моментом времени t_1 , когда емкость накопления полностью заполнена, время безопасного (допустимого) простоя водоотлива определится:

$$t'_0 = \frac{V_6 - (V_{Hmin} \cdot O)}{Q_4 \cdot \frac{\beta \cdot V_6}{Q_4}}, \text{ ч.}$$

В том же случае, если момент наступления перерыва в электроснабжении совпадает с моментом времени t_2 , когда водосборник откачен до минимального уровня V_{min} , время безопасного простоя водоотлива:

$$t''_0 = \frac{V_6 - V_{min}}{Q_4 \cdot \frac{V_6 \cdot (1 - 1,1 \cdot \gamma)}{Q_4}}, \text{ ч.}$$

Во всех других случаях время безопасного простоя водоотлива может быть определено:

$$t_0 = \frac{V_6}{Q_4} \cdot [1 - 1,1 \cdot \gamma(1 - \alpha_t) - \alpha_t(1 - \beta)], \text{ ч,}$$

где α_t – коэффициент, показывающий, какая часть объема накопления заполнена водой на момент времени наступления перерыва электроснабжения.

Решение этого уравнения при значениях коэффициентов $\gamma = 0,35$ и $\beta = 0,25$ представлено номограммой (рис. 6), позволяющей быстро и с достаточной для практики точностью определить допустимое время простоя водоотливной установки как при нормальном, так и при максимальном притоке шахтных вод [2].

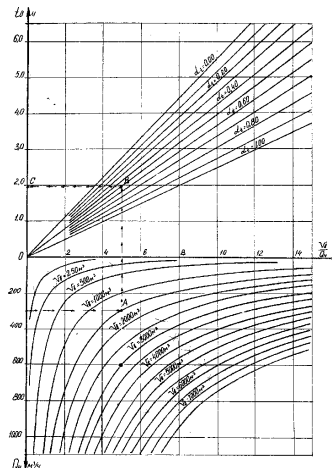


Рис. 6. Номограмма для расчета допустимого времени перерыва электроснабжения водоотливных установок шахт

Вывод. Сравнительный анализ допустимого времени перерыва электроснабжения водоотливных и вентиляторных установок показал [3], что водоотлив имеет меньшее допустимое время перерыва в электроснабжении, а последствия затопления горных выработок более разрушительны и трудоемки в восстановлении. Следовательно, при определении времени перехода на аварийный источник электроснабжения, необходимо ориентироваться на критическое время допустимого простоя водоотлива.

Библиографический список

1. Приказ Ростехнадзора от 19.11.2013 № 550 «Об утверждении Федеральных норм и правил в области промышленной безопасности «Правила безопасности в угольных шахтах» (ред. от 25.09.2018, с изм. и доп., вступ. в силу с 01.01.2020). – Режим доступа: <http://www.consultant.ru/cons/cgi/online.cgi?req=doc&base=LAW&n=327677&fld=134&dst=100013,0&rnd=0.9290656290896007#04673834830798218>.
2. Ефременко В.М. Исследование средств и способов аварийного электроснабжения шахт Кузбасса: автореф. дис. на соиск. учен. степ. канд. техн. наук. / Кузбасс. политехн. ин-т. – Кемерово, 1975.
3. Восстановление угольной промышленности Донецкого бассейна. – М.: Углетехиздат, 1957.
4. Ефременко В.М., Семькина И.Ю., Скребнева Е.В. Создание автономных источников электроснабжения для питания «особой группы» потребителей угольных шахт // Безопасность жизнедеятельности предприятий в промышленно развитых регионах: материалы XI междунар. науч.-практ. конф.
5. Скребнева Е.В., Шаев С.М. Перспективы использования автономных источников питания для нужд горнодобывающей отрасли Кузбасса // Энергетика и энергосбережение: теория и практика: материалы III Всеросс. науч. – практ. конф., 2017.

УДК 621.311

ОПРЕДЕЛЕНИЕ ДОПУСТИМОГО ВРЕМЕНИ ПЕРЕРЫВА В ЭЛЕКТРОСНАБЖЕНИИ ШАХТНЫХ ВЕНТИЛЯТОРНЫХ УСТАНОВОК

¹к.т.н. Ефременко В.М., ^{1,2}Скребнева Е.В.

1 - Кузбасский государственный технический университет имени Т.Ф. Горбачева), г. Кемерово, Россия

2 - ООО «КАТЭН», г. Москва, Россия

Аннотация. Шахты Кузбасса являются опасными по метанообильности и взрывчатости угольной пыли. Однако опыт эксплуатации систем вентиляции шахт показывает, что имеется определенный промежуток времени, в течение которого в выработках не создается опасное загазирование.

Ключевые слова: вентиляторные установки, метанообильность угольных пластов, загазирование шахт.

Угольные шахты Кузбасса являются опасными по метанообильности и взрывчатости угольной пыли, что повышает требования к обеспечению надежного электроснабжения.

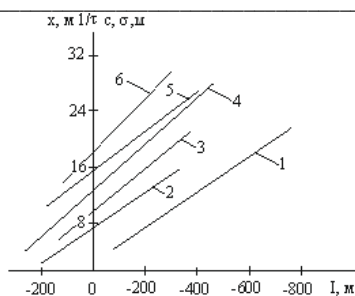
Согласно действующим в угольной промышленности Правилам Безопасности [1], требуется немедленное прекращение ведения горных работ в подготовительных и очистных забоях при нарушении проветривания или несоответствии состава воздуха в выработках нормам.

В январе 2014 года в Ленинск-Кузнецком районе Кемеровской области из-за нарушения электроснабжения в результате обрыва на питающей воздушной линии электропередач произошла остановка главных вентиляторов на семи шахтах.

В июле 2016 года на шахте «им. 7 Ноября» прохождение грозового фронта вызвало кратковременный перерыв в электроснабжении и остановку главного вентилятора. Прекращение работы главных вентиляторов на шахтах чрезвычайно опасно и требует срочной эвакуации всех людей, работающих под землей.

Однако опыт эксплуатации систем вентиляции шахт [2] показывает, что вследствие некоторой инерционности шахтной системы проветривания имеется определенный промежуток времени $t_{вен}$, в течение которого в выработках не создается еще опасное для людей загазирование (рис. 1).

Наиболее опасными в отношении загазирования являются подготовительные выработки, количество загазирования в которых, по данным Ростехнадзора, в 3-3,5 раз превышает количество загазирования в очистных забоях. В табл. 1 приведены данные по загазированию на шахтах Кузбасса.



Районы: 1 – Осиновский; 2 – Ерунаковский; 3 – Ленинский; 4 – Байдаевский; 5 – Кондомский; 6 – Томусинский

Рис. 1. Зависимость метанообильности угольных пластов Кузбасса от глубины их залегания [3]

Метан поступает в горные выработки из следующих источников [4]:

- из свежего обнажения угольного забоя;
- из угольного забоя перед комбайном, сформированного в предыдущем цикле отбойки угля;
- в месте свежего обнажения из пород кровли и почвы;
- в месте расположения крепи из пород кровли и почвы;
- из отбитого угля на лавном конвейере.

При этом до 58% метан выделяется из свежего обнажения угольного забоя и порядка 17% – из свежего обнажения кровли из почвы. При неработающем комбайне газоприток составляет не более 25-30% от суммарного при работе комбайна.

Таблица 1

Загазирование на шахтах Кузбасса

Всего	Очистной забой		Подготовительный забой		При реверсировании	При аварийной остановке ВГП	Из-за отключения электроэнергии	СН ₄ более 2%	Продолжительно-стью более 30 мин
	Всего	Авар.	Всего	Авар.					
509	116	42	351	108	270	27	101	320	286

Расчет количества воздуха, подаваемого в шахту, а соответственно мощность электродвигателей привода вентиляторов, рассчитывается исходя из максимальных притоков метана при работе комбайнов в очистных и подготовительных забоях. При снижении притока метана при неработающих забоях количество подаваемого в горные выработки воздуха может быть снижено, что в свою очередь приводит к снижению необходимой мощности для работы вентиляторов. Мощность, потребляемая из сети, а соответственно мощность источников электроэнергии может быть снижена.

Анализ результатов расчета времени загазирования выработок до предельно-допустимой концентрации показывает, что шахтная система вентиляции обладает некоторой инерционностью в отношении перерывов в электроснабжении. Инерционность системы вентиляции подтверждают и проведенные ВостНИИ на шахтах Кузбасса исследования [5]. Как видно из табл. 2, случаи образования высоких концентраций СН₄>2% в подготовительных и очистных забоях при нарушении проветривания относительно часты на шахтах. Но это вовсе не означает, что при загазировании одного или нескольких забоев нарушается работа шахты как технологической единицы.

Таблица 2

Случаи образования высоких концентраций метана

Выработки	Количество загазирования (СН ₄ >2%) при t >6 час		
	1993	1995	1995
Основные	0	0	0
Подготовительные	1285	786	492
Очистные	706	598	219

Вывод. За 3 года наблюдений ни на одной шахте ни разу не наблюдалось загазирование основных выработок и выработок околоствольного двора, где находятся людские и грузо-людские подъемные установки.

Библиографический список

1. Приказ Ростехнадзора от 19.11.2013 № 550 «Об утверждении Федеральных норм и правил в области промышленной безопасности «Правила безопасности в угольных шахтах» (ред. от 25.09.2018, с изм. и доп., вступ. в силу с 01.01.2020). – Режим доступа: <http://www.consultant.ru/cons/cgi/online.cgi?req=doc&base=LAW&n=327677&fld=134&dst=100013,0&rnd=0.9290656290896007#04673834830798218>.
2. Стрейман В.Э., Шевелев Г.А. Влияние остановки главного вентилятора на газодинамические процессы в пределах выемочного участка // Труды Днепропетровского филиала Института механики АН УССР. – 1967. - Вып.1.
3. Курленя М.В., Сердюков С.В., Патутин А.В., Шилова Т.В. Интенсификация подземной дегазации угольных пластов методом гидроразрыва // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. - 2017. - № 6. - С. 3-9.
4. Ютяев Е.П. Обоснование технологии интенсивной подземной разработки высокогазоносных угольных пластов: автореф. дис. на соиск. уч. степ. докт. техн. наук. – Кемерово, 2019.
5. Технический отчет по теме 17. – Кемерово: ВостНИИ, 1995.
6. Ефременко В.М. Исследование средств и способов аварийного электроснабжения шахт Кузбасса: автореф. дис. на соиск. уч. степ. канд. техн. наук / Кузбасс. политехн. ин-т. – Кемерово, 1975.
7. Ефременко В.М., Семькина И.Ю., Скребнева Е.В. Создание автономных источников электроснабжения для питания «особой группы» потребителей угольных шахт // Безопасность жизнедеятельности предприятий в промышленно развитых регионах: материалы XI междунар. науч.-практ. конф.

УДК 621.311

**ОПРЕДЕЛЕНИЕ МОЩНОСТИ АВТОНОМНОГО ИСТОЧНИКА ЭЛЕКТРОСНАБЖЕНИЯ
УГОЛЬНОЙ ШАХТЫ**¹к.т.н. Ефременко В.М., ^{1,2}Скребнева Е.В.**1 - Кузбасский государственный технический университет имени Т.Ф. Горбачева),
г. Кемерово, Россия****2 - ООО «КАТЭН», г. Москва, Россия**

Аннотация. Законодательное требование наличия автономного источника электроснабжения на предприятиях требует разработки методики определения их мощности. На примере угольной шахты рассмотрены общие принципы выбора мощности автономного источника электроснабжения в условиях полного прекращения электроснабжения от энергосистемы.

Ключевые слова: мощность автономного источника электроснабжения, электроснабжение системы водоотлива и вентиляции шахты.

Масштабная авария в кузбасской энергосистеме 26.01.14 г. подняла вопрос выполнения требований Постановления Правительства РФ № 861 от 27.12.04 г. в части обеспеченности угольных шахт автономным источником электроэнергии (АИЭ) требуемой мощности [1]. Учитывая суммарную требуемую мощность АИЭ для отдельной шахты, достигающую 15 МВА, можно утверждать, что мощность таких энергоустановок приближается к мощности малой ТЭЦ.

В Постановлении Правительства РФ № 861 включено понятие «автономного источника», технологически и функционально не связанного с энергосистемой. По этой причине отдельная фидерная линия от «другой» подстанции территориальной сетевой организации не может рассматриваться в качестве автономного источника, хотя при определенных условиях может гарантированно заменить АИЭ [2].

Также необходимо учитывать, что владелец сам несет бремя содержания автономного резервного источника питания, на что указывают Правила технологического присоединения [1], обязывая владельца поддерживать электроустановку в состоянии готовности к использованию при возникновении аварийных ситуаций.

В законодательных и нормативных документах отсутствует однозначная трактовка термина «автономный источник электроэнергии», особенно для потребителей с большой величиной резервируемой мощности.

В настоящее время большое количество научных работ посвящено разработкам методик и алгоритмов выбора и обоснования использования автономного источника электроснабжения на

промышленных предприятиях, но нет практических подходов к реализации автономного электрообеспечения крупных угольных предприятий с большой величиной резервируемой мощности.

При каждой аварийной остановке высокоэнергоёмкого технологического оборудования угольных шахт повышаются расходы электроэнергии за счет дополнительных затрат энергии на запуск агрегатов и работы технологического оборудования в ненормальных режимах работы. Повторный пуск электродвигателей сопровождается значительными пусковыми токами, что негативно сказывается на их эксплуатационных характеристиках.

Кроме этого, необходимо учитывать затраты предприятия на работу технологического оборудования на холостом ходу при запуске технологической цепочки. При внезапном прекращении электрообеспечения угольной шахты и аварийной остановке технологического оборудования возникают условия, предопределяющие длительное восстановление нормального режима работы конвейерного транспорта, очистных и подготовительных забоев.

По проведенным теоретическим расчетам время запуска конвейерной линии (в зависимости от протяженности конвейера) составляет 35-76 мин. при условии, что все конвейеры в транспортной линии разгружены, т.е. на ленточном полотне отсутствует горная масса [3].

При этом вероятность остановки конвейера во время транспортировки горной массы достаточно велика, следовательно запуск конвейерного транспорта будет осуществляться в загруженном состоянии, что приводит к серьезным поломкам коммутационного и сетевого электрооборудования, приводного оборудования и ленточного полотна конвейера. Такие «тяжелые» запуски приводят к дорогостоящим ремонтам, длительному простоем технологического оборудования, а сам запуск может длиться от 2 часов до нескольких смен.

Проведенные исследования позволяют сформулировать общие принципы выбора мощности АИП потребителей угольных шахты в условиях полного прекращения электрообеспечения от энергосистемы.

Системы вентиляции и водоотлива угольных шахт допускают некоторый перерыв в электрообеспечении, который должен быть определен конкретно для каждой шахты и указан в Плане ликвидации аварий. В начальный момент прекращения электрообеспечения мощность АИП должна обеспечить работу людских подъемных установок на шахтах с вертикальными стволами, а также электрифицированных средств транспорта людей по горным выработкам (для шахт с дизелевозным транспортом эта составляющая не учитывается). При вскрытии месторождения наклонными стволами в расчете мощности необходимо учитывать только мощность электрифицированного транспорта людей на поверхность.

Время запуска и выхода на номинальный режим работы АИП определяется Планом ликвидации аварий, но при этом должна составлять не более 0,5 ч [4]. При времени допустимого перерыва электрообеспечения водоотливных и вентиляторных установок меньше времени, необходимого для эвакуации людей из горных выработок, необходимо предусмотреть работу вентиляторов или насосов водоотлива в режиме, обеспечивающем безопасные условия нахождения людей в выработках. Конкретная мощность и время включения в работу того или иного потребителя (водоотлив или вентиляция) определяется индивидуально для каждой шахты и указывается в Плане ликвидации аварий. После вывода людей из горных выработок, людской подъем и транспорт могут быть отключены от АИП.

Кроме потребителей, указанных выше и обеспечивающих эвакуацию людей из подземных выработок, необходимо в расчет мощности АИП включать мощность, требуемую для работы средств связи, диспетчерского управления, контроля и автоматизации, а в зимний период – питательные насосы котельной.

Для поддержания шахты в постоянной готовности к возобновлению угледобычи после восстановления внешнего электрообеспечения от централизованной энергосистемы, необходимо обеспечить не затопление выработок, а также их проветривание. Режим работы вентиляторных установок должен определяться недопустимостью превышения уровня метана в выработках выше критического ($CH_4 < 2\%$). Потребляемая при этом мощность электродвигателями насосов и вентиляторов должна быть минимально возможной.

Поскольку необходимо периодически обновлять линию очистного забоя, на данном временном отрезке перерыва централизованного электрообеспечения, аварийный источник питания должен быть рассчитан на обеспечение работы очистных комбайнов, скреповых и ленточных конвейеров транспорта угля либо на поверхность, либо к промежуточным или пристволовым бункерам. На рис. 1 приведена схема конвейерного транспорта одной из шахт Кузбасса: общая протяженность ленточ-

ных конвейеров шахты – 5700 м; скорость движения транспортного конвейера – 3,15 м/с; последовательный запуск каждого конвейера – с пульта горного диспетчера; автоматический контроль режима работы каждого конвейера – (экстренной остановки, пробуксовки, скорости, схода ленты, противопожарной защиты конвейера).

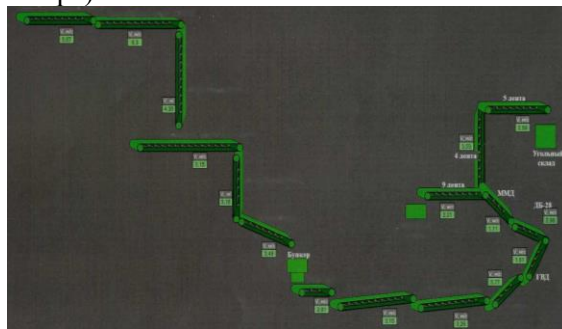


Рис. 1. Схема конвейерного транспорта шахты Кузбасса

Мощности электропривода современного технологического оборудования – комбайнов, лавных скребковых конвейеров и другого оборудования очистных забоев – могут достигать нескольких тысяч киловатт, а с учетом двигателей ленточных конвейеров по доставке угля на поверхность десятков тысяч киловатт. На рис. 2 приведена транспортная цепочка от лавы до угольного склада одной из шахт Кузбасса. Суммарная мощность всех приводов составляет 11250 кВт.

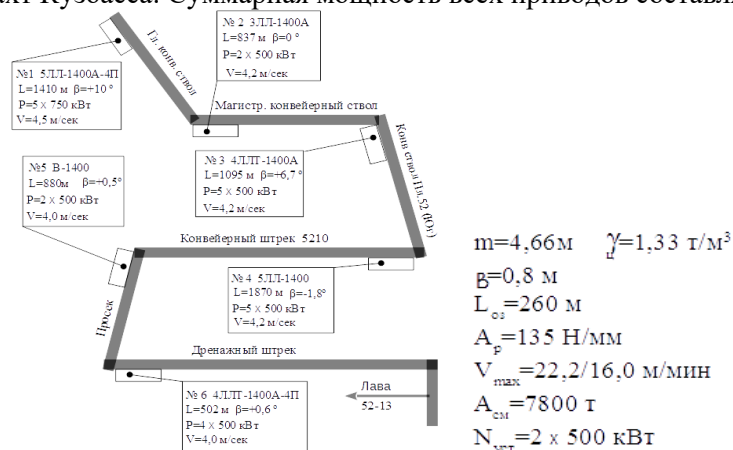


Рис. 2. Конвейерная линия шахты Кузбасс

Учитывая вышеизложенное, с целью оптимизации (минимизации) величины мощности независимого источника питания необходимо разрабатывать специальные план-графики работы всего электрооборудования, подключенного к АИП.

Например, при остановленном очистном забое, а, вследствие этого снижении метановыделения, потребляемая мощность вентиляционных установок может быть снижена, при этом водоотливные установки, наоборот, должны работать в режиме, обеспечивающих поддержание уровня воды в водосборниках на минимальном уровне (полностью откаченных).

В случае запуска забоя общая мощность АИП должна увеличивается на величину мощности привода комбайна и конвейерного транспорта. Мощность, потребляемая вентиляционной установкой, увеличивается вследствие увеличения подачи воздуха в подземные выработки, а двигатели насосов водоотливных установок могут быть отключены. Время простоя водоотлива определяется временем заполнения свободного объема водосборника и части резервного.

Расчет мощности аварийного источника питания необходимо проводить на основе графиков электрической нагрузки (ГЭН) для разных временных отрезков в перерыве электроснабжения от централизованного источника. Получение таких графиков экспериментальным путем затруднительно, поэтому необходимо создание компьютерной имитационной модели, которая позволит моделировать различные сочетания нагрузки, как по содержанию, так и по величине и времени действия.

Вывод. Исходя из изложенного, для определения мощности автономного источника электроснабжения угольных шахт необходимо:

- сформировать перечень электроприемников угольных шахт, относимых к электроприемникам аварийной и технологической брони электроснабжения;
- определить время допустимого перерыва электроснабжения электроприемников аварийной и технологической брони электроснабжения угольных шахт;
- разработать план-графики работы всего электрооборудования угольных шахт, подключенного к автономному источнику электроснабжения;
- создать компьютерную имитационную модель, позволяющую моделировать различные сочетания нагрузки, как по содержанию, так и по величине и времени действия.

Библиографический список

1. Об утверждении Правил недискриминационного доступа к услугам по передаче электрической энергии и оказания этих услуг и т.д. [Электронный ресурс]: постановление Правительства Рос. Федерации от 27 дек. 2004 г. № 861 (ред. от 18 апр. 2018 г.) // Консультант Плюс: справ.-правовая система.
2. Кудряшов Д.С. Некоторые проблемные вопросы электроснабжения угольных предприятий Кузбасса / Д.С. Кудряшов, А.С. Ярош, О.В. Наумов // Безопасность труда в промышленности. – 2014. – № 8. – С. 69-71.
3. Скребнева Е.В., Никулин В.Д. Использование быстродействующего АВР в системе электроснабжения угольных шахт // Энергетика и энергосбережение: теория и практика: материалы IV всерос. науч.-практ. конф., 19-21 декабря 2018 г.
4. Охрана труда. – Режим доступа: <http://ohrana-bgd.ru/>
5. Семькина И.Ю., Скребнева Е.В. Проблемы и пути решения вопросов надежности внешнего электроснабжения угольных шахт // Записки горного журнала. - 2017. – т. 226.
6. Скребнева Е.В. Анализ методов повышения надежности электроснабжения // Материалы IX всерос. науч.-практ. конф. молодых ученых, 2017.
7. Скребнева Е.В., Шаев С.М. Перспективы использования автономных источников питания для нужд горнодобывающей отрасли Кузбасса // Энергетика и энергосбережение: теория и практика: материалы III всерос. науч.-практ. конф., 2017.

ПРОМЫШЛЕННАЯ И ЭКОЛОГИЧЕСКАЯ БЕЗОПАСНОСТЬ ГОРНЫХ ПРЕДПРИЯТИЙ

**НАУЧНО-МЕТОДИЧЕСКОЕ ОБЕСПЕЧЕНИЕ КОНТРОЛЯ КОНЦЕНТРАЦИЙ
УГЛЕРОДСОДЕРЖАЮЩЕЙ ПЫЛИ В АТМОСФЕРНОМ ВОЗДУХЕ В ЗОНЕ ДЕЙСТВИЯ
ПРЕДПРИЯТИЙ ПО ДОБЫЧЕ И ПЕРЕРАБОТКЕ УГЛЕЙ**

^{1,2}д.т.н. Журавлева Н.В., ¹к.х.н. Хабибулина Е.Р., ³Журавлева Е.В.,
³академик РАН З.Р. Исмагилов

1 - Западно-Сибирский испытательный 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 данной работе представлен обзор отечественных и зарубежных методов и подходов к контролю углеродсодержащей пыли в атмосферном воздухе в зоне действия предприятий по добыче и переработке углей. Данные о составе и свойствах угольной пыли предприятий Кузбасса получены на основе исследований углей, вскрышных и вмещающих пород и содержат результаты определения токсичных элементов, гранулометрического состава.

Ключевые слова: добыча и переработка углей, пыль каменного угля, взвешенные частицы PM10 и PM2,5 в атмосферном воздухе, полициклические ароматические углеводороды, токсичные элементы.

Введение. Наибольшую нагрузку на окружающую среду Кузбасса оказывают угледобывающие и углеперерабатывающие предприятия региона. Одной из основных экологических проблем области является загрязнение атмосферного воздуха. На сегодняшний день работы по оценке экологической нагрузки на атмосферный воздух предприятиями угледобывающей и углеперерабатывающей промышленности проводятся по традиционным схемам, которые не изменялись десятки лет и во многом не удовлетворяют современным требованиям. Практически отсутствуют методические подходы по анализу многокомпонентных природных систем для дифференцированного количественного определения отдельных показателей загрязнения. Возможности современных физико-химических методов анализа, существенно повышающих точность, надежность и информативность контроля состояния атмосферного воздуха, сегодня еще слабо используются в производственном экологическом контроле.

В данной работе представлен обзор отечественных и зарубежных методов по контролю концентраций углеродсодержащей пыли в атмосферном воздухе в зоне действия предприятий по добыче и переработке углей, применение которых актуально в соответствии с современными изменениями в природоохранном законодательстве. Данные о составе и свойствах угольной пыли, полученные на основе исследований углей Кузбасса, отходов их добычи и переработки, должны быть использованы при составлении программ производственного экологического мониторинга предприятиями отрасли.

В зарубежных исследованиях, направленных на изучение экологических проблем угольной отрасли [1], авторы рассматривают угольную пыль как источник определенного ряда токсичных соединений для человека и окружающей среды. К этому ряду относятся:

– тонкодисперсный материал, который характеризуется определенным содержанием диоксида кремния (до 5 % или более этой величины) и распределением частиц мелких классов по размерам (от 1 до 10 мкм);

– токсичные металлы, которые являются загрязнителями атмосферного воздуха (ртуть, свинец и др.), а также способствующие образованию активных форм кислорода в организме человека (железо, медь др.);

– полициклические ароматические углеводороды (ПАУ) из списка 16 приоритетных соединений включая бенз(а)пирен, бенз(а)антрацен, хризен;

– трициклические ПАУ, включая фенантрен и его алкилзамещенные производные.

Таким образом, основной состав взвешенных веществ (угольной пыли), поступающих в атмосферу в процессах добычи и переработки угля состоит из неорганической части, представленной основными пороодообразующими оксидами, токсичными элементами, минеральными частицами класса менее 2,5 мкм (PM2,5) и класса менее 10 мкм (PM10), а также органических веществ, в состав которых входят сажа (углерод), органическое вещество угля, бенз(а)пирен и другие ПАУ.

В настоящее время области изучения состава и свойств пыли, образующейся при добыче, переработке и транспортировке углей имеются следующие проблемы:

– основной массив аналитических данных по элементному составу углей и продуктов их добычи и переработки был получен в основном полуколичественными спектральными методами анализа и требует уточнения;

– содержание токсичных индивидуальных полициклических ароматических углеводородов в углях, продуктах их добычи и переработки не определяется;

– определение частиц мелких классов (PM_{2,5} и PM₁₀) в угольной пыли при экологическом мониторинге атмосферного воздуха и промышленных выбросов не осуществляется.

Надежное методическое обеспечение в части оценки тонкодисперсных углеродсодержащих материалов (угольной пыли, шламов, выбросов в атмосферу углеобогажительных фабрик и др.), а также в части определения органических загрязнителей (компонентов взрывчатых веществ, реагентов, применяемых при пылеподавлении, при борьбе со смерзаемостью при складировании и транспортировке углей) отсутствует и поэтому разработка соответствующих методик определения является актуальной и востребованной.

Углефильные элементы в углях и пыли каменного угля. На основании анализа литературных данных о содержании токсичных элементов в углях может быть предложен их приоритетный ряд для определения в объектах окружающей среды в зоне действия предприятий по добыче и переработке углей. Перечень должен содержать токсичные элементы и потенциально токсичные элементы углей (As, Be, Cl, Co, Cr, F, Hg, Mn, Ni, V, Pb, Sr, Sb, Se, Tl, V, Zn, U, Th, Ra, Rn, 40K) [2]. Этот ряд может быть дополнен элементами, являющимися высоко углефильными (Ag, Sb, Tl, As, Mo, I, Ge, Hg, Bi, Se.), углефильными (Ni, Hf, Sn, La, Co, Ba, Sc, Nb, Sr, Th, Ga, Cu, Zn, W, Au, In, Pb, U, V, Be), слабо или умеренно углефильными (Ti, Zr, F, Cd, V, Ta, Cr, Y, Li, P) [3].

При осуществлении экологического мониторинга в зоне влияния предприятий по добыче и переработке углей необходимо также учитывать перечень загрязняющих веществ, в отношении которых применяются меры государственного регулирования в области охраны окружающей среды [4]. Данный нормативный документ содержит перечни токсичных элементов для их определения в атмосферном воздухе (V, Cd, Co, Mn, Cu, As, Ni, Hg, Pb, Cr, F, Cl), водных объектах (Be, B, Bi, V, W, Cd, Co, Li, Mn, Cu, As, Ni, Hg, Pb, Sb, Se, Sr, Cr, F, Zn), почвах (V, Cd, Co, Mn, Cu, As, Ni, Hg, Pb, Sb, Cr, F, Zn) [4].

Содержание токсичных элементов в углях может существенно отличаться в пределах даже отдельного угольного месторождения, поэтому изучение элементного состава углей Кузнецкого угольного бассейна и продуктов их переработки необходимо проводить с целью разработки новых геотехнологий комплексного освоения угольных месторождений и планирования мониторинга объектов окружающей среды в зоне действия предприятий по добыче и переработке углей.

Например, одним из значимых углефильных элементов, загрязняющих окружающую среду в Кемеровской области, является мышьяк. В табл. 1 представлены данные о концентрациях данного элемента, которые обнаруживаются в почвах в зоне влияния угледобывающих предприятий Кузбасса. В соответствии с гигиеническими нормативами ГН 2.1.7.2511-09 [5] установлены следующие нормативы ПДК мышьяка для различных типов почв: песчаные и супесчаные – 2 мг/кг; кислые (суглинистые и глинистые), рН КС1 < 5,5 – 5 мг/кг; близкие к нейтральным, нейтральные (суглинистые и глинистые), рН КС1 > 5,5 – 10 мг/кг. Таким образом, контроль содержаний данного элемента как в углях месторождений, так и в пыли каменного угля является необходимым.

Таблица 1

Валовое содержание мышьяка в почвах в зоне влияния угледобывающих предприятий Кузбасса

Наименование угольного месторождения	Минимальное валовое содержание мышьяка, мг/кг	Максимальное валовое содержание мышьяка, мг/кг
Уропское	14,7	350,6
Бунгурское	11,9	26,6
Талдинское	12,2	673,4
Жерновское	13,2	23,7
Новоказанское	23,3	581,0

Распределение основных породообразующих элементов и микроэлементов в углях Кузбасса, отходах их добычи и переработки рассмотрено ранее в работах [6-8]. Необходимо отметить, что такие элементы как железо и марганец типичны для углей и вскрышных и вмещающих пород угольных месторождений Кузбасса. Определение этих элементов, как составной части пыли каменного угля, поступающих в составе угольной пыли в объекты окружающей среды, также должно входить в программы мониторинга атмосферного воздуха.

Полициклические ароматические углеводороды в углях. Полициклические ароматические углеводороды (ПАУ) входят в состав органической массы углей и относятся к стойким экотоксикантам. Содержание индивидуальных ПАУ в углях зависит от природы исходного растительного материала, участвовавшего в этапах углеобразования, а также термодинамических условий протекания данного процесса. Изучение содержания ПАУ в углях актуально по ряду причин, в том числе для уточнения структуры органической части угля, частично состоящей из фрагментов молекул ПАУ, а также для определения степени токсичности сырья, продукции и атмосферного воздуха угледобывающих и углеперерабатывающих предприятий. В работах [9-14] рассмотрены аналитические методы определения ПАУ в углях и особенности распределения представителей данного класса соединений.

При изучении распределения ПАУ в почвах Кузбасса на границах санитарно-защитных зон предприятий по добыче угля открытым и подземным способом показано, что содержание фенантрена находится в диапазоне от 0,0012 до 0,0031 мг/кг, при этом бенз(а)пирен в почвах не обнаруживается. Другое распределение ПАУ в почвах наблюдается в зоне влияния предприятий по обогащению угля: содержание фенантрена находится в диапазоне от 0,0015 до 0,0432 мг/кг, концентрация бенз(а)пирена – от <0,001 до 0,0390 мг/кг (2 ПДК). Таким образом, предприятия по обогащению угля являются источниками поступления ПАУ в окружающую среду, в том числе канцерогенного бенз(а)пирена

На сегодняшний день в РФ существуют методики, допущенные для целей экологического контроля, которые позволяют определять все 16 приоритетных ПАУ в атмосферном воздухе, промышленных выбросах, водных объектах, почвах, однако, в данных объектах установлены величины ПДК только для бенз(а)пирена и нафталина. Таким образом, несовершенство нормативной базы приводит к необъективным оценкам уровня содержания канцерогенных соединений в объектах окружающей среды. Особенно актуальна эта информация для предприятий по добыче и переработке углей, учитывая тот факт, что угли разных марок могут содержать значительные концентрации ПАУ [15, 16].

Исследования по изучению распределения ПАУ в углях и продуктах их переработки будут проводиться при финансовой поддержке РФФИ и Департамента образования и науки Кемеровской области в рамках научного проекта № 20-45-420020/20 «Разработка научных основ и практических методов извлечения полиароматических углеводородов из каменных углей Кузбасса и изучение распределения представителей данного класса канцерогенных соединений в регионе для прогнозирования онкологической опасности при добыче, транспортировке и переработке угля» в период 2020-2022 гг. Разработка научных основ и практических методов извлечения полиароматических углеводородов из каменных углей Кузбасса и изучение распределения представителей данного класса канцерогенных соединений в регионе является актуальным направлением, необходимым для прогнозирования канцерогенной опасности при добыче, транспортировке и переработки угля, в том числе для оценки возможной степени глобальной экологической опасности для региона.

Тонкодисперсные частицы пыли каменного угля мелких классов (в том числе PM_{2,5} и PM₁₀). На здоровье человека оказывают влияние частицы с диаметром менее 10 мкм (PM₁₀) и частицы диаметром менее 2,5 мкм (PM_{2,5}). Частицы PM_{2,5} – это мелкодисперсные взвешенные частицы, в данную категорию также входят ультра-мелкодисперсные частицы диаметром менее 0,1 мкм. Основная проблема с мелкодисперсными частицами заключается в том, что частицы диаметром от 0,1 мкм до 1 мкм могут находиться в атмосферном воздухе в течение многих дней и недель, и вследствие этого частицы переносятся по воздуху на большие расстояния. Всемирная организация здравоохранения (ВОЗ) считает частицы пыли в воздухе одной из серьезнейших опасностей и причин множества заболеваний дыхательных путей и сердечно-сосудистой системы. Предельные концентрации частиц PM₁₀ и PM_{2,5} в воздухе установлены в документе под названием «Руководство по качеству воздуха» в виде среднесуточных и среднегодовых величин [17], в РФ их содержание нормировано в документе [18] (табл. 2).

Таблица 2

Рекомендации ВОЗ по целевым уровням концентраций твердых частиц PM₁₀ и PM_{2,5} и нормативы, принятые в РФ

Показатель	Максимальная разовая концентрация, мг/м ³	Среднесуточная концентрация, мг/м ³		Среднегодовая концентрация, мг/м ³	
	РФ	ВОЗ	РФ	ВОЗ	РФ
Твердые частицы PM _{2,5}	0,16	0,025	0,035	0,010	0,025
Твердые частицы PM ₁₀	0,30	0,050	0,060	0,020	0,040

По мнению экспертов ВОЗ, только достижение таких уровней концентраций пыли в воздухе может позволить снизить смертность от легочных и сердечных заболеваний, связанных с загрязнением атмосферного воздуха. Российские нормативы, принятые в 2010 году, менее требовательны к качеству атмосферного воздуха и воздуха в помещениях. Однако надо понимать, что приведенные рекомендации ВОЗ – это всего лишь «идеал, к которому следует стремиться».

Определение взвешенных частиц PM10 и PM2,5 в атмосферном воздухе должно быть обязательным для предприятий по добыче и переработке угля. Содержание этих частиц в атмосферном воздухе нормировано, разработаны методики определения, доступны средства измерения. Однако на территории Кемеровской области определение данных показателей в атмосферном воздухе населенных мест и на границах санитарно-защитных зон промышленных предприятий не проводится. Хотя взвешенные частицы PM10 и PM2,5 также включены в РФ в перечень загрязняющих веществ, в отношении которых применяются меры государственного регулирования в области охраны окружающей среды [4].

Для оценки токсичности тонкодисперсных угольных систем необходимо выполнять измерение распределения частиц по размерам с определением доли наиболее опасных классов. Для этих целей наиболее информативным и достоверным является метод лазерной дифракции [19].

Перечень методик, разрешенных в РФ для определения пыли, в том числе углеродсодержащей, в атмосферном воздухе, воздухе рабочей зоны, выбросах в атмосферу. Для определения общей концентрации пыли, пыли каменного угля, сажи в воздушных средах применяются нормативные документы (табл. 3), в которых используются гравиметрические и фотометрические методы анализа.

Таблица 3

Перечень методик, разрешенных в РФ для определения пыли, в том числе углеродсодержащей, в атмосферном воздухе, воздухе рабочей зоны, выбросах в атмосферу

№ п/п	Шифр нормативного документа	Описание методики
Гравиметрические методы определения общей концентрации пыли		
1.	РД 52.04.186 Часть 1. (п. 5.2.6) [20]	Методика предназначена для определения массовой концентрации пыли в атмосферном воздухе. Используется для измерения разовых и среднесуточных концентраций в диапазонах 0,26 – 50 мг/м ³ и 0,007 – 0,69 мг/м ³ соответственно.
2.	ГОСТ 17.2.4.05-83 [21]	Стандарт устанавливает гравиметрический метод определения разовых и среднесуточных концентраций взвешенных частиц пыли в воздухе населенных пунктов и санитарно-защитных зон промышленных предприятий в диапазоне 0,04-10 мг/м ³ .
3.	ГОСТ Р 55175-2012 [22]	Стандарт устанавливает методы контроля запыленности рудничной атмосферы. Требования стандарта распространяются на все производственные процессы, связанные с пылеобразованием и пылевыведением, как на угледобывающих, так и на предприятиях, занимающихся обогащением, переработкой и использованием угля. Диапазон определения – (1,3 - 80,0) мг/см ³ .
4.	МУК 4.1.2468-09 [23]	Методические указания устанавливают методику количественного анализа воздуха рабочей зоны для определения в нем пыли гравиметрическим методом в диапазоне массовых концентраций от 1 до 250 мг/м ³ .
5.	ГОСТ 33007-2014 [24]	Стандарт устанавливает методы определения запыленности (массовое содержание взвешенных частиц) газопылевых потоков (газов). Методы определения запыленности, изложенные в стандарте, позволяют определить влияние газопылевых потоков (газов) на безопасность окружающей среды для жизни, здоровья и имущества населения.
Гравиметрический метод определения угольной пыли		
6.	МУК 4.1.3487-17 [25]	Методические указания устанавливают метод определения концентрации угольной пыли в атмосферном воздухе и воздухе рабочей зоны в диапазоне 0,04 - 250,0 мг/м ³ в разных видах углесодержащих пылей гравиметрическим способом.
Фотометрический метод определения сажи		
7.	РД 52.04.831-2015 [26]	Руководящий документ устанавливает методику измерений массовой концентрации углеродсодержащего аэрозоля (сажи) в атмосферном воздухе в диапазоне от 0,03 до 1,8 мг/м ³ при объеме пробы 600 дм ³ . Метод

№ п/п	Шифр нормативного документа	Описание методики
		основан на улавливании углеродсодержащих частиц на фильтр и дальнейшем фотометрическом определении их массовой концентрации в суспензии.
Гравиметрический метод определения сажи		
8.	ФР 1.31.2001.00384 [27]	Документ устанавливает гравиметрическую методику определения массовой концентрации сажи в пыли при аналитическом контроле промышленных выбросов в атмосферу и воздуха рабочей зоны. Промышленные выбросы в атмосферу 1,0 – 50000 мг/м ³ . Воздух рабочей зоны 2,0 – 50 мг/м ³ .

Поскольку пыль, образующаяся при процессах добычи и переработки угля, представляет собой сложную смесь неорганических соединений (основные порообразующие оксиды и микроэлементы), органического вещества угля, сажи, то селективность аналитических методов анализа относительно этих компонентов должна быть существенной. Однако, гравиметрический метод определения угольной пыли (именно углеродной ее части) по нормативному документу [25] имеет ряд практических недостатков. Так после кислотного растворения неорганической части пыли проводится длительная отмывка фильтра до нейтральной реакции промывных вод, что может приводить к потере углеродной части пробы. Измерения массовой концентрации углеродсодержащего аэрозоля (сажи) по нормативному документу [26] выполняются методом, который основан на улавливании частиц углеродсодержащего аэрозоля (сажи) из воздуха на перхлорвиниловый фильтр АФА-ХП-10 (или АФА-ВП-10), последующем растворении фильтра в ДМСО и определении содержания сажи в пробе фотометрическим методом. При таком растворении пробы в органическом растворителе в раствор фактически переходят адсорбированные на саже полициклические ароматические углеводороды, интенсивность поглощения которых затем измеряется. Аналитическая задача будет усложняться при совместном присутствии в атмосферном воздухе частиц сажи, каменного угля, породы.

Определение концентрации пыли каменного угля в атмосферном воздухе является сложной аналитической задачей, которая может быть решена с использованием методов, позволяющих однозначно идентифицировать частицы угля в пробе (петрография, сканирующая электронная микроскопия). Однако, такие методы сложны для точных количественных определений и доступны только в исследовательских лабораториях.

Выводы. Таким образом, для получения объективной информации о загрязнении атмосферного воздуха в зоне действия предприятий по добыче и переработке углей необходимо выполнять контроль по целому комплексу показателей, включающих определение угольной пыли, взвешенных частиц с размерами менее 10 мкм (PM10) и с размерами менее 2,5 мкм (PM2,5), полициклических ароматических углеводородов, токсичных углефильных элементов.

Благодарности. Исследование выполнено при финансовой поддержке РФФИ и Департамента образования и науки Кемеровской области в рамках научного проекта № 20-45-420020/20.

Библиографический список

1. John S. French Probable Causes of Adverse Effects of Chronic Coal Dust Exposure on Human and Environmental Health (preliminary analysis) // Pegasus Environmental Services Alaska. – Режим доступа: <https://www.thescca.ca/documents/Coal/BriefingChronicCoal.pdf>.
2. Шпирт М.Я. Микроэлементы горючих ископаемых / М.Я. Шпирт, В.В. Рашевский. – М.: Кучково поле, 2010. – 384 с.
3. Юдович Я.Э. Ценные элементы-примеси в углях / Я.Э. Юдович, М.П. Кетрис. – Екатеринбург: УрО РАН, 2006. – 539 с.
4. Распоряжение Правительства РФ от 08.07.2015 г. N 1316-р «Об утверждении перечня загрязняющих веществ, в отношении которых применяются меры государственного регулирования в области охраны окружающей среды». – Режим доступа: <http://base.garant.ru/71126758>.
5. Гигиенические нормативы ГН 2.1.7.2511-09. Ориентировочно допустимые концентрации (ОДК) химических веществ в почве. Утв. постановлением Главного государственного санитарного врача РФ от 18 мая 2009 г. N 32. - Режим доступа: <https://base.garant.ru/12167919/53f89421bbdaf741eb2d1ecc4ddb4c33>.
6. Журавлева Н.В. Содержание токсичных элементов во вскрышных и вмещающих породах угольных месторождений Кемеровской области / Н.В. Журавлева, О.В. Иваныкина, З.Р. Исмагилов, Р.Р. Потокина // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2015. – № 3. – С. 187 - 197.

7. Журавлева Н.В. Изучение распределения токсичных элементов в золошлаковых отходах предприятий топливно-энергетического комплекса Кемеровской области / Н.В. Журавлева, О.В. Иванькина, З.Р. Исмагилов // *Химия в интересах устойчивого развития*. – 2013. – Т. 21. – С. 479 - 486.
8. Журавлева Н.В. Изучение распределения макро- и микроэлементов в отходах уг-леобогащения / Н.В. Журавлева, Р.Р. Потокина, З.Р. Исмагилов, Н.В. Нагайцева // *Химия в интересах устойчивого развития*. – 2016. – Т. 24. – № 6. – С. 761 - 767.
9. Laumann S. Variations in concentrations and compositions of polycyclic aromatic hydrocarbons (PAHs) in coals related to the coal rank and origin / S. Laumann, V. Micic, M.A. Krüge, C. Achten, T. Hofmann // *Environmental Pollution*. – 2011. – V. 159. – P. 2690-2697.
10. Achten C. Native polycyclic aromatic hydrocarbons (PAH) in coals - A hardly recognized source of environmental contamination / C. Achten, T. Hofmann // *Science of the Total Environment*. – 2009. – V. 407. – P. 2461 - 2473.
11. Zhao Z. B. Soluble polycyclic aromatic hydrocarbons in raw coals / Z.B. Zhao, K. Liu, W. Xie, W.P. Pan, J.T. Riley // *Journal of Hazardous Materials*. – 2000. – Vol. 73. – P. 77-85.
12. Wang R. Abundances of polycyclic aromatic hydrocarbons (PAHs) in 14 Chinese and American coals and their relation to coal rank and weathering / R. Wang, L. Guijian, Z. Jiamei, C. Chen-Lin, L. Jingjing // *Energy Fuels*. – 2010. – № 24. – P. 6061-6066.
13. Gao B. Distributions of polycyclic aromatic hydrocarbons in coal in China / B. Gao, Q. Feng, L. Zhou, H. Wu, E. Ala // *Pol. J. Environ. Stud.* – 2019. - V. 28, No. 3. – P. 1665-1674.
14. Yan C. Polycyclic aromatic hydrocarbons (PAHs) in Chinese coal: occurrence and sorption mechanism / C. Yan, Y. Yang, M. Liu, M. Nie, L. Gu, J. L. Zhou // *Environmental Earth Sciences*. – 2014. - Issue 2.
15. Журавлева Н.В. Определение полициклических ароматических углеводородов в углях методом высокоэффективной жидкостной хроматографии / Н.В. Журавлева, Р.Р. Потокина, З.Р. Исмагилов, Е.Р. Хабибулина // *Химия в интересах устойчивого развития*. – 2015. – Т. 23. – № 2. – С. 117 - 123.
16. Журавлева Н.В. Изучение взаимосвязи строения ископаемых углей и содержания в них полициклических ароматических углеводородов / Н.В. Журавлева, Е.Р. Хабибулина, З.Р. Исмагилов, Р.Р. Потокина, С.А. Созинов // *Химия в интересах устойчивого развития*. – 2016. – Т. 24. – № 3. – С. 355 - 361.
17. Air quality guidelines for Europe // WHO Regional Publications, European Series. – 2000. - No. 91. - Режим доступа: http://www.euro.who.int/data/assets/pdf_file/0005/74732/E71922.pdf.
18. ГН 2.1.6.3492-17. Предельно допустимые концентрации (ПДК) загрязняющих веществ в атмосферном воздухе городских и сельских поселений. Утв. постановлением главного государственного санитарного врача РФ от 22 декабря 2017 года N 165. - Режим доступа: <http://docs.cntd.ru/document/556185926>.
19. Журавлева Н.В. Определение гранулометрического состава угольных порошков методом лазерной дифракции / Н.В. Журавлева, Р.Р. Потокина, З.Р. Исмагилов // ХТТ. – 2016. – № 5. – С. 56 - 62.
20. РД 52.04.186-89. Руководство по контролю загрязнения атмосферы (Часть I. Разделы 1-5). Введ. 01.07.1991. – М.: Госкомгидромет и Министерство здравоохранения СССР. - Режим доступа: <http://docs.cntd.ru/document/1200036406>.
21. ГОСТ 17.2.4.05-83. Охрана природы. Атмосфера. Гравиметрический метод определения взвешенных частиц пыли. Введ. 20.12.1983. - М.: Издательство стандартов, 1984. – 4 с. - Режим доступа: <http://docs.cntd.ru/document/1200012793>.
22. ГОСТ Р 55175-2012. Атмосфера рудничная. Методы контроля запыленности. Введ. 01.12.2013. - М.: Стандартинформ, 2019. – 20 с. - Режим доступа: <http://docs.cntd.ru/document/1200096585>.
23. МУК 4.1.2468-09. Измерение массовых концентраций пыли в воздухе рабочей зоны предприятий горнорудной и нерудной промышленности. Введ. 29.04.2009. - М.: Федеральный центр гигиены и эпидемиологии Роспотребнадзора, 2009. - Режим доступа: <http://docs.cntd.ru/document/898911988>.
24. ГОСТ 33007-2014. Оборудование газоочистное и пылеулавливающее. Методы определения запыленности газовых потоков. Общие технические требования и методы контроля. Введ. 01.12.2015. - М.: Стандартинформ, 2015. – 32 с. - Режим доступа: <http://docs.cntd.ru/document/1200121305>.
25. МУК 4.1.3487-17. Измерение концентраций угольной пыли в атмосферном воздухе и в воздухе рабочей зоны гравиметрическим методом. – М.: 2017. - 12 с. - Режим доступа: https://www.rospotrebnadzor.ru/upload/iblock/f27/muk-4.1.3487_17-ugolnaya-pyl_-na-sayt.pdf.
26. РД 52.04.831-2015. Массовая концентрация углеродсодержащего аэрозоля в пробах атмосферного воздуха. Методика измерений фотометрическим методом. Введ. 01.03.2016. – СПб.: Министерство природных ресурсов и экологии Российской Федерации; Росгидромет. 2018. – 28 с. - Режим доступа: <https://docplan.ru/Data2/1/4293755/4293755338.pdf>.
27. ФР 1.31.2001.00384. Методика измерения массовой концентрации сажи в промышленных выбросах и в воздухе рабочей зоны. Ярославль: ОАО НИИ «Техуглерод», 2015 – 11 с. - Режим доступа: https://standartgost.ru/g/%D0%A4%D0%A0_1.31.2001.00384.

**КОМПЛЕКСНАЯ ОЦЕНКА ЭНДОГЕННОЙ ПОЖАРООПАСНОСТИ УГОЛЬНЫХ ШАХТ
ДОНБАССА**

д.т.н. Греков С.П., Орликова В.П., Всякий А.А.

Государственный научно-исследовательский институт горноспасательного дела, пожарной безопасности и гражданской защиты «Респиратор», г. Донецк, ДНР

Аннотация. Целью исследований является оценка влияния различных параметров химической активности угля, влияющих на склонность его к самовозгоранию. Показано, что использование хроматографического метода установления химической активности угля позволяет исследовать массообменные процессы, протекающие на поверхности твердого топлива. Установлена связь константы скорости окисления угля с коэффициентом диффузии кислорода в поры сорбента при наличии или отсутствии эндогенных пожаров на исследуемых пластах.

Ключевые слова: склонность к самовозгоранию, окисление, хроматографический метод, константа скорости окисления, коэффициент диффузии кислорода.

В соответствии с определением, установленным в действующих нормативных документах, эндогенная пожароопасность выемочных полей (участков) – это возможность возникновения пожара от самовозгорания угля, определяемая комплексом природных и горнотехнических факторов. Для определения эндогенной пожароопасности используют следующие факторы: склонность угля к самовозгоранию, геологические условия залегания пласта и условия эксплуатации участка. Каждая группа факторов характеризуется показателями, позволяющими наиболее достоверно оценить опасность возникновения эндогенного пожара, например склонность угля к самовозгоранию зависит от объемной доли летучих веществ, зольности, химической активности, а условия эксплуатации участка – от скорости подвигания очистного забоя, расхода воздуха, схемы проветривания, способа отбойки угля и управления горным давлением.

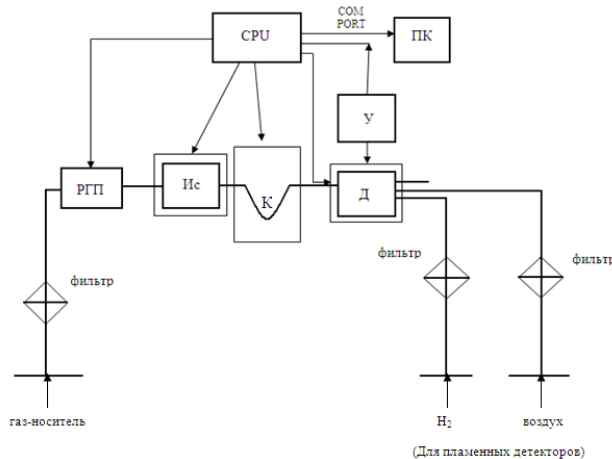
На основании экспериментальных исследований пожароопасных показателей и статистической обработки данных о произошедших эндогенных пожарах предложен комплексный показатель K_0 , характеризующий степень приближенности условий разработки угольного пласта к максимально пожароопасным. В зависимости от значения K_0 выделяют четыре группы пожароопасности: I – весьма пожароопасные участки, $K_0 > 0,5$; II – пожароопасные участки, $0,3 < K_0 < 0,5$; III – умеренно пожароопасные участки, $0,1 < K_0 < 0,3$ и IV – непожароопасные участки, $K_0 < 0,1$ [1]. Практическое применение данного метода оценки эндогенной пожароопасности выемочных участков шахт Донбасса показало, что на значение комплексного показателя существенное влияние оказывает химическая активность угля, представленная коэффициентом диффузии кислорода в поры сорбента D , м²/с. При этом для установления склонности угля к самовозгоранию используют лабораторные исследования физико-химических свойств угля, одним из которых является его химическая активность по отношению к кислороду, характеризуемая константой скорости окисления. Поэтому рассмотрено использование коэффициента диффузии кислорода и константы скорости окисления угля для установления склонности его к самовозгоранию.

В связи с тем, что начальная стадия окисления угля является наиболее важным периодом при возникновении очагов самовозгорания, лабораторные исследования проводят в диапазоне температур от 300 до 425 К. В основу метода определения константы скорости окисления угля положен принцип газоадсорбционной хроматографии, отличающийся импульсным вводом кислорода в колонку с исследуемым углем [2]. При использовании данного метода твердые частицы анализируемой пробы в реакторе непрерывно обдуваются потоком инертного газа-носителя, что способствует постоянной регенерации активной поверхности анализируемого угля [3]. В статических условиях, например по методу В.С. Веселовского, уголь длительное время контактирует с кислородом воздуха, что приводит к изменению реагирующей поверхности и влияет на дальнейший процесс окисления. Поэтому значения константы скорости окисления угля, полученные в импульсных и статических условиях, отличаются. Кроме того, использование газовой хроматографии имеет ряд новых возможностей для экспериментального исследования гетерогенной реакции окисления угля.

Для лабораторных исследований разработан реактор, который после заполнения навеской угля фракционного состава от 0,25 до 0,50 мм устанавливали в термостат. Один конец реактора подсоединяли к газовому тракту газа-носителя, а другой – к детектору по теплопроводности. Через

реактор пропускали со скоростью $0,5 \text{ см}^3/\text{с}$ газ-носитель (гелий), в который дозатором при различных температурах вводили импульс кислорода объемом $0,1 \text{ см}^3$. Лабораторные исследования проведены на комплексе хроматографическом газовом «Хромос ГХ-1000» с программным обеспечением, структурная схема которого представлена на рис. 1.

Поскольку влага и диоксид углерода могут исказить результаты определения количества поглощенного кислорода, то для их удаления газ-носитель перед поступлением в детектор пропускали через поглотительную систему.



РПГ – регулятор газовых потоков; Ис – испаритель; К – колонка; Д – детектор; У – усилитель; CPU – блок управления; ПК – персональный компьютер

Рис. 1. Структурная схема комплекса хроматографического газового «Хромос ГХ-1000»

Проведенные исследования [4] позволяют применить для описания процесса хемосорбции кислорода углем кинетическое уравнение первого порядка

$$v = -\frac{dC}{dt} = kC, \tag{1}$$

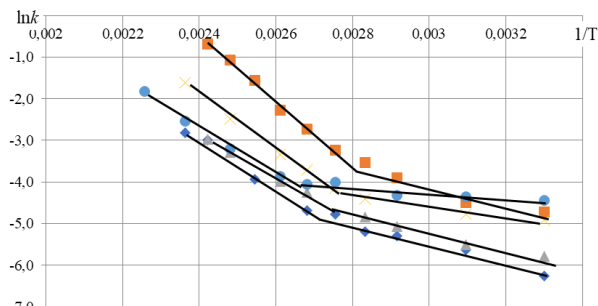
где v – скорость реакции сорбции, моль/($\text{м}^3 \cdot \text{с}$); C – концентрация кислорода, моль/ м^3 ; t – время, с; k – константа скорости сорбции, с^{-1} .

Изменение константы скорости сорбции кислорода углем с температурой описывается уравнением Аррениуса

$$k = k_0 e^{-\left(\frac{E}{RT}\right)}, \tag{2}$$

где k_0 – предэкспоненциальный множитель, $\text{м}^3/(\text{моль} \cdot \text{с})$; E – энергия активации, Дж/моль; R – универсальная газовая постоянная, Дж/(моль·К); T – температура, К.

Результаты исследования зависимости логарифма константы скорости окисления различных углей от обратной температуры, которые в соответствии с уравнением Аррениуса должны описываться прямыми линиями, имеют перелом при некоторой температуре. Это свидетельствует о сложном характере гетерогенной реакции, состоящей из нескольких стадий, различно зависящих от температуры (рис. 2).



◆ - шахта «Ольховатская»; ■ - шахта Попаснянская; ▲ - шахта № 22 «Коммунарская»;
 x - шахта «Добропольская»; ● - шахта им. К.А. Румянцева»

Рис. 2. Зависимость логарифма константы скорости окисления угля от обратной температуры

Анализ полученных результатов (табл. 1) и многочисленных исследований углей Донецкого бассейна показывает незначительный рост константы скорости окисления с увеличением температуры для диапазона от 303 К до 353 - 373 К, что соответствует диффузионной области протекания

процесса. При температурах больше 373 К этот рост увеличивается, что характеризуется изменением значения энергии активации и соответствует переходу в кинетическую область протекания процесса.

Таблица 1

Кинетические параметры окисления угля				
Шахта, пласт	Энергия активации E , кДж/моль, в диапазоне температур		Критическая температура самовозгорания $T_{кр}$, К	Константа скорости окисления при $T_{кр}$ $k_{кр} 10^2, c^{-1}$
Ольховатская, k_3^H	303 - 353	18,95	380	0,934
	373 - 423	51,14		
Попаснянская, m_3^B	303 - 343	17,64	358	3,484
	353 - 413	60,63		
№ 22 «Коммунарская», k_2	303 - 343	15,41	365	0,838
	373 - 413	41,73		
Добропольская, m_5^{1B}	303 - 353	9,30	363	1,268
	363 - 423	53,80		
Им. К.А. Румянцева, k_5^2	303 - 373	5,76	363	1,804
	383 - 443	47,41		

Это связано с тем, что при низких температурах в суммарное количество поглощенного кислорода, используемого для определения константы, весомый вклад вносит физически адсорбированный кислород. С повышением температуры его доля снижается, а хемисорбированного увеличивается, что сопровождается ростом энергии активации.

Значение температуры, при которой процесс окисления переходит из диффузионной области в кинетическую, считают критической температурой самовозгорания угля $T_{кр}$. Выше этой температуры процесс самонагрева при благоприятных условиях накопления теплоты может резко перейти в возгорание угля и привести к эндогенному пожару.

Выбранный метод исследования позволяет рассмотреть диффузионные явления, происходящие в хроматографическом реакторе при низкотемпературном окислении и характеризуемые эффективным коэффициентом продольной диффузии. Процесс адсорбции кислорода на поверхности угля складывается из внешней диффузии молекул газа к поверхности адсорбента, внутренней диффузии молекул внутрь пор и образования уголь-кислородного комплекса. Исследование перечисленных составляющих диффузионного процесса осуществляют с помощью уравнения Ван-Деемтера, устанавливающего связь между линейной скоростью потока газа-носителя и эффективным коэффициентом продольной диффузии или высотой, эквивалентной теоретической тарелке (ВЭТТ), H , м, в виде [5]

$$H = \frac{2D_{эфф}}{\alpha} = A + \frac{B}{\alpha} + C\alpha, \quad (3)$$

где $D_{эфф}$ – эффективный коэффициент продольной диффузии, m^2/c ; α – линейная скорость газа-носителя, m/c ; A , B и C – константы, учитывающие вихревую диффузию, m , молекулярную диффузию, m^2/c , и массообмен в твердой фазе, c , соответственно.

При постоянном фракционном составе анализируемой пробы угля и установленной линейной скорости газа-носителя изменение ВЭТТ определяется третьим членом уравнения (3), поэтому можно записать

$$H = \frac{8}{\pi^2} \frac{\Gamma}{(1+\Gamma)^2} \frac{d^2}{D} \alpha, \quad (4)$$

где Γ – частный коэффициент Генри; d – диаметр частицы угля, m ; D – коэффициент диффузии, m^2/c .

Анализ выражения (4) показывает, что при хроматографическом исследовании пробы угля одинакового фракционного состава значения H зависят от коэффициента диффузии и частного коэффициента Генри, который определяется временем удерживания кислорода и несорбирующего вещества на угле. Таким образом, определив значения ВЭТТ и частного коэффициента Генри, рассчитывают коэффициент диффузии кислорода в поры угля.

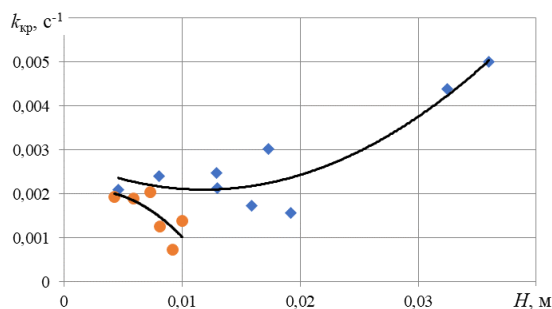
Расследование причин возникновения эндогенных пожаров в шахтах Донбасса позволило установить, что наиболее пожароопасными являются скопления измельченного и разрыхленного угля различного фракционного состава. Изменение гранулометрического состава угля характеризуется дробимостью, которую оценивают по отношению внешней поверхности частиц, образовавшихся в результате измельчения, к исходной при затрате одной и той же работы разрушения. Экспериментальные исследования этой величины показали, что для более хрупких углей характерно

увеличение их реагирующей поверхности и, следовательно, повышение вероятности развития процесса самонагрева в скоплении. Поэтому при расчете константы скорости окисления угля учитывают способность его к измельчению, т.е. дробимость следующим образом:

$$k = \frac{D_p}{\tau} \ln \frac{\bar{S}_{O_2}^{ГР}}{\bar{S}_{O_2}}, \quad (5)$$

где D_p – дробимость угля; τ – время контакта кислорода с углем, с; $\bar{S}_{O_2}^{ГР}$ – среднее значение площади хроматографического пика кислорода при градуировке, мВ·мин; \bar{S}_{O_2} – среднее значение площади хроматографического пика кислорода, не вступившего во взаимодействие с углем, мВ·мин.

Таким образом, для углей различной стадии метаморфизма с помощью хроматографического метода определены значения константы скорости окисления угля при критической температуре и высоты, эквивалентной теоретической тарелке. Представляет интерес рассмотреть связь полученных значений с возникновением эндогенных пожаров в реальных горных условиях. Для 80 угольных пластов шахт Донбасса определены $k_{кр}$ и H , усредненные значения которых представлены на рис. 3.



■ – отсутствуют эндогенные пожары; ● – зарегистрированы эндогенные пожары

Рис. 3. Зависимость константы скорости окисления угля при критической температуре от высоты, эквивалентной теоретической тарелке

Вывод. Полученные зависимости аппроксимированы следующими уравнениями: при отсутствии эндогенных пожаров – $k_{кр} = 5,05H^2 - 0,120H + 0,003$; при возникновении эндогенных пожаров – $k_{кр} = -17,76H^2 + 0,083H + 0,002$. Анализ данных свидетельствует об изменении химической активности угля независимо от способа ее выражения, приводящих к возникновению пожароопасных условий в горной выработке.

Библиографический список

1. Пашковский, П.С. Эндогенные пожары в угольных шахтах / П.С. Пашковский. – Донецк: «Ноу-лидж», 2013. – 792 с.
2. Пашковский, П.С. Окисление углей в импульсном реакторе / П.С. Пашковский, Б.И. Кошовский, В.П. Орликова // Науковий вісникУкрНДПБ. - 2012. – № 2. – С. 21-27.
3. Рогинский, С.З. Основы применения хроматографии в катализе / С.З. Рогинский, М.И. Яновский, А.Д. Берман. – М.: Наука, 1972. – 270 с.
4. Пашковский, П.С. Критерий оценки склонности углей к самовозгоранию / П.С. Пашковский, Б.И. Кошовский, А.Е. Калусский, И.Н. Коваль // Горноспасательное дело: сб. научн. тр. ВНИИГД. – Донецк, 1990. – С. 99-106.
5. Киселев, А.В. Газо-адсорбционная хроматография / А.В. Киселев, Я.И. Яшин. – М.: Наука, 1967. – 255 с.

УДК 622.222:542.943

ОБОСНОВАНИЕ АКТУАЛЬНОСТИ ИНЪЕКЦИОННОЙ ЛОКАЛИЗАЦИИ И ДЕЗАКТИВАЦИИ ЭНДОГЕННОГО САМОВОЗГОРАНИЯ УГОЛЬНЫХ ПЛАСТОВ

д.т.н. Майоров А.Е., д.х.н. Патраков Ю.Ф., к.х.н. Семёнова С.А., к.т.н. Абрамов И.Л.,
Непеина Е.С.

Федеральный исследовательский центр угля и углекислоты СО РАН, Кемерово, Россия

Аннотация. Проведен анализ возможностей развития эндогенных пожаров в склонных к окислению и самовозгоранию угольных пластах. Площадь обнаженной поверхности угля использована как прогнозный

критерий оценки состояния зон нарушений. Обоснована эффективность применения технологии тампонажа трещин для инъекционной локализации и дезактивации массива. Сформирована концепция дальнейшего исследования процессов управления физико-химическими характеристиками пласта с учетом нативных свойств угля.

Ключевые слова: угольный пласт, самонагревание, нативный уголь, обнаженная поверхность, тампонаж трещин, локализация, дезактивация.

Введение. Несмотря на тенденцию снижения доли угля в мировом энергетическом балансе он остается важным стратегическим энергоресурсом. Увеличивающиеся темпы и глубина подземной отработки пластовых месторождений, их газоносность, наличие неизвлекаемых запасов, усугубляют проблему самовозгорания угля, что негативно влияет на состояние шахтной атмосферы, эффективность и безопасность добычи угля, потребительские свойства продукции, экологию ресурсных регионов [1-15]. Вскрытие, подготовка и отработка угольного пласта приводят к неизбежному прогрессирующему росту площади его обнаженной поверхности, формирующейся по выработанному пространству и нарушенному техногенной трещиноватостью массиву. Применяемые методы и методики определения инкубационного периода самовозгорания угля, рекомендации по предупреждению эндогенных пожаров и безопасному ведению горных работ на склонных к самовозгоранию пластах [11-12], практически не учитывают чрезвычайно высокую начальную химическую активность «нативной» поверхности угля, еще не контактировавшей с кислородом (воздух, вода, технологические жидкости). В связи с этим, применение геотехнологий без должного учета физико-химических свойств угля в процессе подготовки и отработки пласта усугубляет проблему эндогенной пожароопасности шахт.

Предварительный анализ. Опасность самонагревания угля возникает, когда скорость накопления тепла при окислении превышает скорость теплоотвода. Как только температура в пласте достигает критического значения, происходит самовозгорание, если его не предотвратить с помощью специальных мероприятий.

Классические профилактические мероприятия по скважинной дегазации пласта и/или пропитке его водой могут привести к дополнительным нарушениям и увеличению газопроницаемости трещиновато-пористой среды, неконтролируемой активизации химических реакций, создавая своеобразный «реактор» низкотемпературного окисления и газификации с высоким тепловыделением и низким теплоотводом. При дальнейшем формировании в подобном «реакторе» локальных зон с высокой температурой повторный контакт с водой при проведении может привести к паровому разрыву угольного пласта с образованием дополнительной системы крупных трещин и выносу горячих частиц. При этом, применяемые на контакте с угольным пластом конструкции изоляционных сооружений, рубашек, систем крепления, и т.п., практически не отвечают требованиям полной герметичности [13].

Описанную выше ситуацию осложняет известный факт – угли различного генезиса и метаморфизма способны активно окисляться и при низкой температуре. Процессам низкотемпературного окисления угля, в том числе, с учетом различных внешних воздействий, протекания свободно-радикальных реакций, изменения внутренней микрокристаллической структуры, образования основных индикаторных газов, и т.д., посвящено значительное количество российских и зарубежных научных исследований, [14-23], в том числе, процессам низкотемпературного окисления угля водой [24-26].

Известные практико-ориентированные исследования в основном направлены на обоснование процессов самонагревания остатков угля именно в погашаемой части горных выработок (зоне обрушения, посадки кровли) длинно-столбовой системы скоростной отработки пластов – longwall (ДСО) [27-30], как источника наибольшей вероятности возникновения подземного пожара. Учитывая экономическую эффективность, в России данная технология также получила широкое распространение, что доказано рекордными объемами подземной добычи угля компанией СУЭК в Кузбассе. Известно, что наиболее опасной для самовозгорания является узкая зона с низким теплоотводом, но с достаточной концентрацией кислорода. Для отработанного пространства выделены три принципиальных области низкотемпературного окисления дезинтегрированного угля, проходящих по профилям изолиний концентрации кислорода в воздухе 5-9%, разделяя зоны избытка и недостатка кислорода [27-30].

Несмотря на преимущественное количество эндогенных пожаров в погашаемой части горных выработок, наибольшую непредсказуемость представляют зоны самонагревания именно в от-

рабатываемом пласте: распределение зон температурных локаций в пласте наиболее сложно и нестабильно во времени и пространстве, а трещиновато-пористый массив угля характеризуется сложностями диагностирования его физического состояния, сложностями процессов сорбции-десорбции и фильтрационной миграции газов и жидкостей в пласте. При этом, трещины в пласте являются основными коллекторами газо-жидкостной миграции окислителей (воздух, водные растворы технологических реагентов и суспензий) к химически активной структуре угля. Достоверная оценка кинетики течения взаимовлияющих процессов доставки окислителя к вскрытой поверхности угля и тепло-массо-переноса в трещиновато-пористой среде (условие охлаждения химически активной поверхности потоком газа или технологической жидкости с окислителями), является многовариантной и не решенной до настоящего времени задачей.

Результаты и всестороннее рассмотрение вопроса. Проведем качественный укрупненный анализ возможностей потенциального развития эндогенной ситуации в угольном пласте, склонном к окислению и самовозгоранию, в процессе его отработки на примере ДСО.

Оценим нарушенность угольного пласта при его отработке. Критерием оценки физического состояния зон нарушений примем *геометрический* – площадь свободной поверхности угля, например, удельная ($S_{y\phi}$, м²/т), напрямую связанная со степенью нарушенности единицы объема угольного пласта. Естественно, зависимость величины $S_{y\phi}$ от размера отдельностей неправильной формы при разрушении реальной трещиновато-пористой среды угля является более сложной, однако, для понимания основных принципов течения физических процессов при ведении горных работ этого достаточно.

Развивая работы [24–26], выделим четыре основных геометрических зоны нарушенности с различной схемой образования новых свободных поверхностей (рис. 1):

- 0) исходное нетронутое (нативное), состояние угольного пласта с природными нераскрытыми нарушениями структуры, не подвергшейся техногенному воздействию;
- I) в основном объеме угольного пласта при жестком нагружении формируется сетка трещин с образованием новых условно плоских поверхностей (размерность м²);
- II) отработанная (завальная) часть выработанного пространства с остатками угля в виде свободных отдельностей и образованием новых объемных поверхностей (размерность м³);
- III) приконтурные зоны пластовых выработок (борта вдоль участков или охранных целиков, отмечены штриховкой) с комбинированной схемой образования новых поверхностей по I и II (размерности м² и м³).

Цифрами отмечены места наибольшей опасности самовозгорания угля: нарушения или скважины дегазации, соединенные с дневной поверхностью – 1; краевые части погашения с комбинированной схемой поступления кислорода – 2; за механизированной крепью очистного комплекса с притоком воздуха из лавы – 3; нарушенные приконтурные зоны вокруг изоляционных перемычек – 4; краевые части погашения ранее отработанной лавы – 5; фильтрационные каналы перетоков воздуха по трещинам пласта в дегазационные скважины, пробуренные из выработок – 7, пробуренные с поверхности – 8; нарушенные приконтурные зоны пластовых выработок – 9 или охранных целиков – 10.

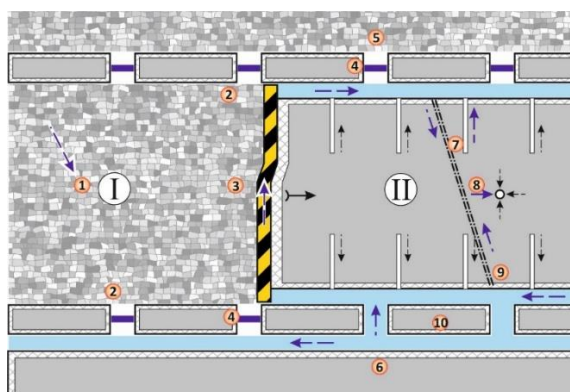


Рис. 1. Принципиальная схема локаций повышенной температуры в зонах нарушений

Очевидно, что в процессе подготовительных и очистных работ в указанных зонах 0–III динамика прироста удельной площади свободной поверхности различается минимум на порядок. При этом, широко известен нелинейный, прогрессирующий рост $S_{y\phi}$ при дезинтеграции горных пород, особо активно проявляющийся при уменьшении размера фракции менее 80–100 мкм и соответствующем росте $S_{y\phi}$ более 300 см²/г (степенная или экспоненциальная зависимости). Мелкодисперсная

фракция наиболее активно формируется в угле при проявлениях горного давления именно в зоне II, где фактически, происходит перемол отдельностей при посадке кровли, еще более увеличивая $S_{уд}$ угля.

Площадь свободной поверхности можно представить и в виде общей суммарной свободной поверхности угля S , м², находящегося в контакте с воздушной средой в указанных зонах 0-III. В процессе строительства, подготовки и эксплуатации любой шахты выделим два типа выработанного пространства, принципиально различающегося процессами образования S : в области подготовительных и очистных выработок с эксплуатируемой частью – $S^{экс}$, и, в области погашаемой части с неэксплуатируемыми горными выработками – $S^{ног}$ (рис. 2).

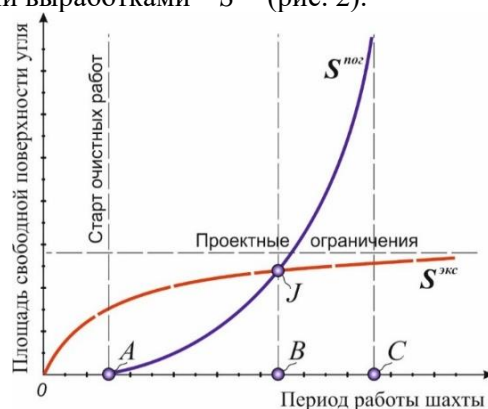


Рис. 2. Качественный графический анализ развития площади свободной поверхности угля в области эксплуатируемых и погашенных выработок

Соответственно, $S^{экс}$ имеет активное приращение в начальный период строительства, и стабилизируется с небольшим общим ростом во времени за счет увеличивающейся протяженности эксплуатируемых выработок (доля подготовительных работ ограничена проектом шахты). А $S^{ног}$ – образуется с момента пуска первой лавы, формирующей отработанное (погашаемое) пространство со значительными остатками дезинтегрированного угля, более активно и нелинейно прирастая в процессе ведения очистных работ. Очевиден относительно более активный экспоненциальный рост площади $S^{ног}$ свободной поверхности угля при отработке шахтного поля.

Рассматривая соотношение между $S^{экс}$ и $S^{ног}$, отметим точку J пересечения указанных зависимостей и B – начало периода особого контроля эксплуатационных параметров шахты. При этом, период времени OB , очевидно, больше BC . В текущих условиях подземной угледобычи «нехватку воздуха» и повышение концентрации метана в эксплуатируемых горных выработках компенсируют корректировкой режимов работы системы вентиляции, а при нехватке мощностей их наращивают строительством новых вентиляционных сетей и сооружений. Данный подход представляется экономически нецелесообразным, в попытке нивелировать ситуацию в районе условной точки «невозврата» C с уходящей в бесконечность зависимостью (рис. 2).

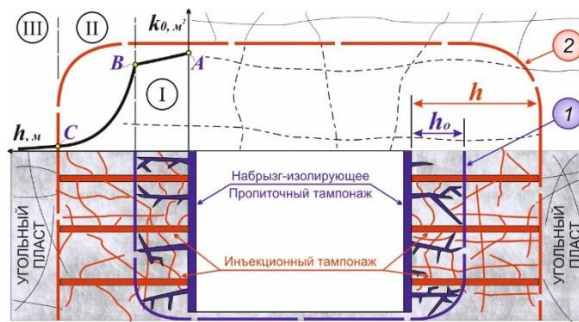
Площадь обнаженной поверхности химически активного угля напрямую связана с масштабом течения окислительных реакций в шахте, кинетикой хемосорбции кислорода из воздуха и жидкостей, десорбции и миграции метана. Идеальная ситуация при добыче угля: минимум кислорода в отработанном пространстве, и норматив по кислороду и метану в рабочем пространстве шахты. Таким образом, понимание общих принципов формирования площади свободной поверхности угля позволяет оптимизировать технологию ведения горных работ и обосновывает необходимость своевременного выполнения превентивной изоляции угольного пласта как в его приконтурной зоне, так и в массиве.

Приконтурная зона пластовых выработок. Вскрытие и подготовка к отработке угольного пласта проводится при проведении пластовых выработок, с которыми связан основной массоперенос воздуха (кислорода). Наиболее нарушенной является приконтурная зона с развитой системой техногенной трещиноватости и различными диапазонами раскрытия трещин, условно представлена на рис. 3:

I – максимальная (зона отжима h_0 , – проявляется несколькими наложенными системами трещинами с раскрытием до 5 мм, и до 20 мм, с трещинной пустотностью 6-10% и практически линейным распределением коэффициента фильтрации на глубину h_0 , м);

II – высокая (с коэффициентом фильтрации, изменяемым по квадратичному/экспоненциальному закону распределения (В.А. Хмяляйнен, В.Г. Игишев);

III – низкая (устойчивая часть массива, практически отсутствует трещиноватость и воздухопроницаемость).



1 – контур зоны отжима на глубине h_0 ; 2 – контур устойчивой части массива на глубине h

Рис. 3. Приконтурная зона пластовых выработок

Учитывая высокую степень техногенных нарушений именно в пластовых выработках, необходимо создание современного комплекса взаимодополняющих технологий, конструктивно и пространственно связанных с угольным пластом: возведение изоляционных перемычек с тампонажем прилегающей приконтурной зоны, набрызг-изолирующее покрытие контура выработки, инъекционно-пропитывающий тампонаж приконтурных зон отжима угольного пласта вдоль выработок. Указанные способы объединяют процессы фильтрации активных суспензий (технологических жидкостей) в приконтурной зоне пластовых выработок. Идея современных инъекционных геотехнологий заключается в учете зависимостей и режимов низконапорной плоскорадиальной фильтрации по развитой сети трещин краевой зоны угольного пласта химически активных технологических жидкостей, обеспечивающих заданные плотность, прочность, устойчивость и инертность тампонируемого контура горных выработок.

Массив пласта угля, склонного к окислению и самонагреванию. Места наибольшей опасности самовозгорания угля в пласте связаны с фильтрационными каналами перетоков воздуха по магистральным трещинам-коллекторам «доставки» воздуха (рис. 1). Очевидна необходимость дальнейшего научного обоснования и разработки технологии инъекционной локализации и дезактивации глубинных очагов самонагревания склонного к окислению угольного пласта суспензионными/жидкими ингибиторами. Идея подхода заключается в учете структурных и физико-химических характеристик активной трещиновато-пористой среды угля, подвергаемой воздействию циклического гидроразрыва суспензионным (жидким) ингибитором при заданной прочности и температурных режимах в пласте.

В качестве технологических составов для создания барьерного термоустойчивого противотриационного контура экономически целесообразно применение отверждаемых водо-твердых суспензий на основе смесей техногенных золо-шлаковых отходов и минерального вяжущего. Однако, при затворении водой подобные водо-твердые суспензии являются нестабильными, седиментируют, а в процессе гидратации и изменения концентрации проявляют как ньютоновские, так и неньютоновские свойства, осложняя фильтрацию по трещиновато-пористой среде массива. При плоском течении с переменным раскрытием канала трещины также формируются условия для отфильтровывания жидкой фазы, ее декомпрессии, дополняемой в общем итоге микропузырьковой газовой (метано-воздушной) фазой. Также, известные решения задач фильтрации суспензий не рассматривались для условий ограничений: высокой химической активности вновь образовавшейся угольной поверхности сразу после разрушения массива, ее плохой смачиваемости (гидрофобности), хаотичной трещиноватости приконтурной зоны, слабой адгезии технологических суспензий, гидродинамического сопротивления газоугольного пласта – непосредственно влияет на процессы газового и жидкостного окисления пласта, скорость гидратации неньютоновских технологических суспензий (при фильтрации по трещинам могут переходить из двух- в трех-фазную среду), и т.д.

Сложность технологического процесса тампонажа угольного пласта при профилактике развития его эндогенного самовозгорания и отсутствие должного научного обоснования протекающих физико-химических процессов сдерживают развитие этого важного направления.

Заключение. Сформирована концепция дальнейшего исследования процессов управления физико-химическими характеристиками пласта с учетом нативных свойств угля.

Основным объектом исследования является активный к окислению и самовозгоранию угле-метановый пласт, переходящий в процессе подготовки и отработки из нативной в активизирующуюся трещиновато-пористую среду.

Предмет исследования: низкотемпературное окисление и смачиваемость не контактировавшей с воздухом угольной поверхности, взаимодействие нестабильных отверждаемых суспензий с химически активной трещиновато-пористой поверхностью нативного угля, процессы управления физическим состоянием газугольного пласта возведением тампонажных дезактивирующих завес с учетом выявленных эффектов фильтрации нестабильных отверждаемых технологических суспензий в химически активной трещиновато-пористой среде угля.

Поставлена актуальная научная задача по обоснованию физико-химических процессов инъекционной локализации и дезактивации зон низкотемпературного окисления вскрытых угольных пластов управляемым тампонажем химически активными нестабильными дисперсионными средами.

Текущие задачи:

- развить физико-химические основы фильтрационного массопереноса нестабильных дисперсных сред в химически активной трещиновато-пористой среде угля;
- разработать научные основы процесса управления термодинамическим равновесием зон окисления и самонагрева вскрытого угольного пласта возведением противотриационных дезактивирующих инъекционных завес.

Геотехнологические мероприятия с инъекционной локализацией и дезактивацией эндогенных/нарушенных участков являются наиболее целесообразным способом активного управления физико-химическим состоянием угольного пласта и сохранения теплового равновесия системы «уголь-окислитель» за счет синергетики процессов охлаждения, герметизации и снижения химической активности трещиновато-пористой среды.

Выводы. Проводимые Институтом угля ФИЦ УУХ СО РАН исследования показали перспективность применения управляемого тампонажа, доказано снижение температур активированного угольного пласта ниже критических и их стабилизацию, возможность эффективной герметизации пластовых выработок и изоляционных сооружений технологическими суспензиями.

Результат обоснования процессов инъекционной локализации и дезактивации зон низкотемпературного окисления вскрытых угольных пластов управляемым тампонажем нестабильными суспензиями позволит развить теорию фильтрации флюидов/дисперсных систем в химически активных трещиновато-пористых средах. Общие результаты и полученные фундаментальные знания составят научную основу развития способов дистанционного управления физическим состоянием массивов пород в новых технологиях ресурсосберегающей без-шахтной/-карьерной добычи твердых горючих полезных ископаемых следующего технологического уклада.

Благодарности. Исследование выполнено при финансовой поддержке РФФИ и Кемеровской области – Кузбасса в рамках научного проекта № 20-45-420011.

Библиографический список

1. Zeyang Song. Coal fires in China over the last decade: A comprehensive review / Zeyang Song, Claudia Kuenzer // *International Journal of Coal Geology*. - 133 (2014). – P. 72–99.
2. Jianwei Cheng. Explosions in Underground Coal Mines. Risk Assessment and Control. College of Safety Engineering China University of Mining and Technology // Springer International Publishing AG, part of Springer Nature 2018. – 2018. – 208 p.
3. Qin Xu. Risk forecasting for spontaneous combustion of coals at different ranks due to free radicals and functional groups reaction / Qin Xu, Shengqiang Yang, Jiawen Cai, Buzhuang Zhou, Yanan Xin // *Process Safety and Environmental Protection*. - 118 (2018). P. 195–202.
4. Филатов Ю.М. О новой нормативной базе проблем борьбы с эндогенными пожарами в шахтах / Ю.М. Филатов, В.Г. Игишев, П.А. Шлапаков, С.Н. Ширяев, Е.А. Шлапаков // *Уголь*. – 2018. – №2. – с. 67 – 70.
5. Портола В.А. О газовых аномалиях над источниками подземных газовыделений // *ФТПРПИ*. – 1996. – № 6. – С. 110-117.
6. Портола В.А. Обнаружение ранней стадии процесса самовозгорания угля в шахтах: монография / В.А. Портола, С.Н. Лабукин; Юргинский технологический институт. – Томск: Изд-во Томского политехнического университета, 2011. – 133 с.
7. Глузберг, Е. И. Теоретические основы прогноза и профилактики шахтных эндогенных пожаров. – М.: Недра, 1986. – 161 с.
8. Технологические схемы профилактики, локализации и тушения эндогенных пожаров в угольных шахтах / В. А. Горбатов, В. Г. Игишев, В. Б. Попов [и др.]. – Кемерово : Кузбассвуиздат, 2002. – 177 с.

9. Опарин В.Н. Причины и возможности предотвращения взрывов метана и эндогенных пожаров в угольных шахтах Кузбасса / В.Н. Опарин, В.А. Скрицкий // М: Горная промышленность. – 2010г, № 3. – С 50-56.
10. Скрицкий, В. А. Причины и возможности предотвращения взрывов метана и эндогенных пожаров в угольных шахтах Кузбасса / В. А. Скрицкий, В. Н. Опарин // Горная промышленность. – 2010. – № 3. – С. 50–56.
11. Федеральные нормы и правила в области промышленной безопасности «Инструкция по определению инкубационного периода самовозгорания угля». - М.: ЗАО НТЦ ПБ, 2013. - Сер. 05. - Вып. 38. – 22 с.
12. Федеральные нормы и правила в области промышленной безопасности «Инструкция по предупреждению эндогенных пожаров и безопасному ведению горных работ на склонных к самовозгоранию пластах угля». – М.: ЗАО НТЦ ПБ, 2016. – Сер. 05. - Вып. - 46. 56 с.
13. Майоров, А.Е. Состояние изоляции горных выработок шахт Кузбасса / А.Е. Майоров Д.Ю. Палеев // Вестник Научного центра по безопасности работ в угольной промышленности. – 2019. – №3. – С 60-65.
14. Механизм возникновения очагов самовозгорания угля в шахтах и способы их предотвращения / В.А. Скрицкий. – Новосибирск: ФБОУ ВПО «НГавт», 2013. – 278 с.
15. Kaminsky V.A. The estimation of the kinetic parameters of low-temperature coal oxidation / V.A. Kaminsky, S.A. Epshtein, N.Y. Obvintseva // AIMS Energy. - 2017. - Т. 5. - № 2. - С. 163-172.
16. Волберг А.В. Физико-химическое обоснование определения константы скорости низкотемпературного окисления углей / А.В. Волберг, А.Ю. Ермаков // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2017. – № 4. – С. 361–366.
17. Природа самонагревания углей. Анализ проблемы / Е.И. Захаров [и др]. Ростов на/Д: Изд-во «Высшая школа», 1994. - 22 с.
18. Самовозгорание углей: монография / Е.И. Захаров, Н.М. Качурин. - Тула: Изд-во ТулГУ, – 2010. – 318 с.
19. Buzhuang Zhou. The characterization of free radical reaction in coal low-temperature oxidation with different oxygen concentration / Buzhuang Zhou, Shengqiang Yang, Chaojie Wang, Xincheng Hu, Wanxin Song, Jiawen Cai, Qin Xu, Naiwen Sang // Fuel, 262 (2020), 116524.
20. Jiawen Cai. Forecast of coal spontaneous combustion based on the variations of functional groups and microcrystalline structure during low-temperature oxidation / Jiawen Cai, Shengqiang Yang, Xincheng Hu, Wanxin Song, Qin Xu, Buzhuang Zhou, Yawei Song // Fuel, 253 (2019). – P. 339–348. .
21. Yuntao Liang. Forecasting spontaneous combustion of coal in underground coal mines by index gases: A review / Yuntao Liang, Jian Zhang, Liancong Wang, Haizhu Luo, Ting Ren // Journal of Loss Prevention in the Process Industries. - Volume 57. - January 2019. – P. 208-222.
22. Jinhu Li. Room temperature oxidation of active sites in coal under multi-factor conditions and corresponding reaction mechanism / Jinhu Li, Zenghua Li, Yongliang Yang, Junhao Niu, Qingxia Meng // Fuel, 256 (2019), 115901.
23. Jin-liang Li. Variation of CO₂/CO ratio during pure-oxidation of feed coal / Jin-liang Li, Wei Lu, Yuntao Liang, Guan-sheng Qi, Biao Kong, Xiang-ming Hu // Fuel, 262 (2020), 116588.
24. Song Shuang. Exploring effect of water immersion on the structure and low-temperature oxidation of coal: A case study of Shendong long flame coal, China / Song Shuang, Qin Botao, Xin Haihui, Qin Xiaowen, Chen Kai // Fuel, 234 (2018). P. 732–737.
25. Boleslav Taraba. Aerial and subaquatic oxidation of coal by molecular oxygen // Fuel, 236 (2019). – P. 214–220.
26. Zhibin Qu. A new insight into the role of coal adsorbed water in low-temperature oxidation: Enhanced·OH radical generation / Zhibin Qu, Fei Sun, Jihui Gao, Tong Pei, Zhipeng Qie, Lijie Wang, Xinxin Pi, Guangbo Zhao, Shaohua Wu // Combustion and Flame 208 (2019) 27–36. <https://doi.org/10.1016/j.combustflame.2019.06.017>.
27. Liming Yuan. Numerical study on effects of coal properties on spontaneous heating in longwall gob areas / Liming Yuan, Alex C. Smith // Fuel, 87 (2008). – P. 3409–3419.
28. Magdalena Tutak. The Impact of the Strength of Roof Rocks on the Extent of the Zone with a High Risk of Spontaneous Coal Combustion for Fully Powered Longwalls Ventilated with the Y-Type System-A Case Study / Magdalena Tutak, Jaroslaw Brodny // Appl. Sci., 9 (2019), 5315.
29. Jun Deng. Determination and prediction on “three zones” of coal spontaneous combustion in a gob of fully mechanized caving face /Jun Deng, Changkui Lei, Yang Xiao, Kai Cao, Li Ma, Weifeng Wang, Bin Laiwang // Fuel, 211 (2018). - P. 458–470.
30. Jian Zhang. Philosophy of longwall goaf inertisation for coal self-heating control, proactive or reactive? / Jian Zhang, Jingyu An, Yungang Wang, Nahid Akter Al Mamun, Rongkun Pan // International Journal of Heat and Mass Transfer, 141 (2019). – P. 542–553.

МЕТОДИКА ОПРЕДЕЛЕНИЯ КРИТЕРИЯ ВЫБРОСООПАСНОСТИ ПО МЕДИАНЕ АМПЛИТУДНО-ЧАСТОТНОЙ ХАРАКТЕРИСТИКИ ШУМОВ РАБОТАЮЩЕГО ОБОРУДОВАНИЯ**д.т.н. Шадрин А.В., Контримас А.А.,****Федеральный исследовательский центр угля и углехимии СО РАН, г. Кемерово, Россия**

Аннотация. Приведено обоснование методики определения критерия выбросоопасности для варианта исполнения спектрально-акустического метода, основанного на контроле медианы амплитудно-частотной характеристики шумов работающего оборудования. Описан возможный алгоритм организации автоматизированного мониторинга выбросоопасности угольных пластов.

Ключевые слова: угольный пласт, факторы выбросоопасности, прогноз выбросоопасности, методика определения критерия выбросоопасности, алгоритм автоматизированного мониторинга выбросоопасности.

Введение. В связи с увеличением глубины и интенсивности ведения горных работ растут напряжения в призабойном пространстве горных выработок и появляется опасность проявления динамических явлений (ДЯ) и наиболее опасных из них – внезапных выбросов угля и газа [1-4]. Для их предупреждения разрабатываются методы и средства регионального, локального, текущего и других типов прогноза [5].

Методы текущего прогноза выбросоопасности должны удовлетворять следующим трем основным требованиям: проводиться в процессе ведения горных работ, не мешая их ведению; учитывать основные факторы, приводящие к выбросам; иметь научно обоснованную методику оперативного определения критерия выбросоопасности в конкретных горно-геологических и горнотехнических условиях.

К настоящему времени на шахтах России и за рубежом (Украина, Казахстан, Китай, Австралия, Польша, ЮАР и др.) применяется несколько инструментальных (основанных на анализе проб угля и внутрипластового газа при бурении контрольных скважин) и геофизических методов текущего прогноза выбросоопасности угольных пластов.

Эти системы отличаются физической основой способов контроля массива горных пород, а, следовательно, точностью и продолжительностью [6-9].

Первому требованию удовлетворяют только геофизические методы прогноза, в которых контролируемые параметры функционально связаны с основными факторами выбросоопасности.

Достоверность способа прогноза тем выше, чем точнее учитываются основные влияющие на выбросоопасность факторы. Анализ известных моделей развития внезапных выбросов свидетельствует о том, что основными факторами выбросоопасности пластов с влажностью менее 5-6% являются горное давление, газоносность, газопроницаемость и давление свободного газа в трещинах и порах угля, а также его структура и прочность [10-13]. Если же влажность угля превышает 6%, то на шахтах России выбросы никогда не происходили, т.к. жидкость блокирует газ в микропорах, а уголь становится настолько пластичным, что зона повышенного горного давления плавно отодвигается достаточно далеко в глубину массива, чтобы мог развязаться выброс [2]. Однако геофизические методы, во-первых, часто осуществляют прогноз по одному какому-либо фактору выбросоопасности, во-вторых, не имеют достаточного научного обоснования методики определения критерия выбросоопасности в конкретных горно-геологических и горнотехнических условиях.

Так, например, метод акустической эмиссии (АЭ), применяемый для прогноза внезапных выбросов угля и газа и горных ударов строится, в основном, на экспериментальном факте, заключающемся в том, что в образцах твердого тела, нагруженных примерно на 70% от предела прочности на сжатие, начинают развиваться трещины и с увеличением напряжений интенсивность их роста увеличивается вплоть до разрушения образца. Но горные работы включают в себя разрушение краевой части угольного пласта, поэтому трещины в нем просто обязаны образовываться и расти. В этих условиях признаками угрозы выброса пытаются обозначить либо аномальный рост активности АЭ, либо аномальное увеличение энергии импульса АЭ, либо особенности спектрального состава импульсов АЭ [14-17]. Причем критерий выбросоопасности пытаются установить по результатам статистической обработки импульсов АЭ, зарегистрированных перед ДЯ на конкретных шахтах. Достоверность такого прогноза часто оказывается недостаточной. Поэтому прогноз, сделанный данным методом, чаще всего является лишь необходимым, но не достаточным условием для развязывания внезапного выброса.

Таким образом, метод АЭ, так же, как и газоаналитический метод прогноза (по концентрации метана в атмосфере выработки у забоя) и температурный (по снижению температуры забоя за счет расширения выделяющегося из угля газа) не удовлетворяют второму требованию, поскольку они контролируют преимущественно один фактор выбросоопасности: либо горное давление, либо газовый фактор [18].

При проведении сравнительных испытаний геофизических методов прогноза [18] наилучшую достоверность продемонстрировал спектрально-акустический метод, который в действующей Инструкции по прогнозу динамических явлений в угольных шахтах называется «По параметрам искусственного акустического сигнала». Однако многочисленные исследования на шахтах Украины, Кузбасса, Карагандинского и Печерского угольного бассейна показали, что установленные первоначально для этого метода экспериментально на основании статистической обработки экспериментальных данных, полученных с помощью аппаратуры АК-1, критерии выбросоопасности действительны только для тех конкретных горно-геологических условий и технологии ведения горных работ, в которых они получены [19, 20]. Это объясняется не учетом всей совокупности факторов выбросоопасности, поскольку данный метод контролирует преимущественно фактор горного давления. Поскольку в настоящее время нет однозначных количественных критериев выбросоопасности при контроле горного массива этим методом, в действующей «Инструкции ...» предлагается пороговое значение показателя выбросоопасности первоначально определять по параметрам «шумов» работающего оборудования на участках проводимой горной выработки, для которой другими методами установлена категория «неопасно» [5]. Но если участок неопасен, то и значение показателя выбросоопасности соответствует степени опасности «неопасно». Следовательно, реальный порог опасности может быть в разы выше установленного на неопасном участке значения, а как его установить – «Инструкция...» не поясняет.

Цель данной работы – обосновать методику экспериментального определения основных факторов выбросоопасности для варианта исполнения спектрально-акустического метода, основанного на прогнозе выбросоопасности по медиане амплитудно-частотной характеристики шумов работающего оборудования.

Зависимость критерия выбросоопасности от параметров напряженного газонасыщенного массива угля. Известно, что затухание звука в твердом теле в первом приближении прямо пропорционально частоте и обратно пропорционально средним напряжениям [19]. Используя это положение, в работе [21] показано, что медиана амплитудно-частотной характеристики (АЧХ) «шума» работающего горного оборудования с ростом напряжений также возрастает. (Под медианой АЧХ понимается частота гармоник, которая делит спектр шума на две части таким образом, что сумма амплитуд всех гармоник с меньшей частотой равна сумме амплитуд всех гармоник с большей частотой.) Поэтому был введен показатель выбросоопасности K_c в форме отношения текущей медианы $f_{m,c}$ к ее критическому значению $f_{m,l}$, при котором начинают создаваться условия для начала внезапного выброса угля и газа. Т.е. $f_{m,l}$ соответствует равенству средних текущих σ_c и предельных σ_l напряжений. Причем этот показатель связан с отношением σ_c и σ_l следующим соотношением [21]:

$$K_c = \frac{f_{m,c}}{f_{m,l}} = A \frac{\sigma_c}{\sigma_l} \quad (1)$$

Таким образом, для определения K_c необходимо знать $f_{m,c}$ и $f_{m,l}$. Причем если определяющие их значения σ_c и σ_l установить без учета внутрипластового давления газа, то K_c будет лишь коэффициентом относительных напряжений. Если же σ_c и σ_l установить с учетом внутрипластового давления газа и прочности угля, то K_c будет показателем выбросоопасности.

Можно показать, что параметр A в (1) определяется выражением:

$$A = \frac{\ln\left(\frac{A_{m,c}}{A_{m,c,0}F(r)}\right)}{\ln\left(\frac{A_{m,l}}{A_{m,l,0}F(r)}\right)}, \quad (2)$$

где $A_{m,c,0}$ и $A_{m,c}$ – амплитуды гармоник текущего значения медианы АЧХ соответственно у источника шума и у геофона; $A_{m,l,0}$ и $A_{m,l}$ – амплитуды критического значения медианы АЧХ соответственно у источника шума и у геофона; $F(r)$ – функция, учитывающая диаграмму направленности источника сигнала (в нашем случае приближенно можно считать, что источник «шума» работающего оборудования обладает сферической диаграммой направленности и для него $F(r) \approx 1/r$).

В работе [21] на основании анализа предупредительных признаков возникновения выбросоопасной ситуации предложено использовать модель двухэтапной подготовки внезапного выброса. В соответствии с этой моделью на первом этапе осуществляется развитие трещин в призабойном

пространстве и создается блочная структура угля. На втором этапе из устья будущей полости выброса мгновенно выдавливаются несколько кусков угля, и начинается собственно внезапный выброс. В этой же работе определены критерии выбросоопасности для обоих этапов в соответствии с выражением (1).

Так, для этапа развития трещин получено следующее выражение для определения текущего (для данного положения забоя) критического значения показателя выбросоопасности $K_{1,l,c}$:

$$K_{1,l,c} = 0,1 \left(\frac{q}{110-q} \right) - \frac{\psi_{cr} P}{3\sigma_0}, \quad (3)$$

где q - безразмерный показатель прочности угля, измеренной прочностномером конструкции ИГД им. А.А. Скочинского, у.е.; параметр $\psi_{cr} = \frac{k_1}{k_1^\infty}$; где k_1 и k_1^∞ - коэффициенты интенсивности напряжений соответственно в точке наблюдения (где происходит рост трещины) и вне зоны влияния выработки; $\sigma_0 = 1$ МПа – нормирующий множитель, обусловленный определением пределов прочности угля через безразмерный показатель прочности угля q ; P – давление свободного газа в трещине, Па.

Для этапа выдавливания слоя (кусков) угля из устья полости выброса получено следующее выражение для определения текущего критического значения показателя выбросоопасности $K_{2,l,c}$:

$$K_{2,l,c} = 0,1 \left(\frac{q}{110-q} \right) - \frac{(1-\varphi) r_e}{95\sigma_0 x_1} P, \quad (4)$$

где $\varphi \in (0;1)$ – коэффициент, определяющий долю площади поверхности выдавливаемого участка, вдоль которой берега трещины, отделяющей участок от остального массива, плотно контактируют; x_1 и r_e – соответственно толщина и эквивалентный радиус выдавливаемого слоя угля, м; P – давление свободного газа в трещине, Па.

Поскольку непосредственное измерение пластового давления газа непрерывно в процессе ведения горных работ невозможно, воспользуемся результатами, изложенными в работе [21], где показано, что этот параметр можно оценить по концентрации газа в атмосфере выработки вблизи забоя в соответствии с выражением:

$$P = D \sqrt{\frac{Q\Omega}{\xi_i}}, \quad (5)$$

где Q – расход воздуха ВМП, проветривающего выработку, м³/с; Ω – текущее значение концентрации метана, измеренное датчиком метана у забоя выработки, %; ξ_i – коэффициент, учитывающий степень воздействия (долю свежееобнаженной площади забоя) i -го вида оборудования (комбайн, отбойный молоток, диаметр коронки бурового станка и пр.) на забой, $0 < \xi_i < 1$.

Параметр D в (5) равен:

$$D = m \sqrt{k_0 \eta P_{at}} \cdot x_{cr} \exp\left(-\frac{x_{cr}}{x_{st}}\right) / \sqrt{100 S_f}, \text{ Па} \cdot \text{с}^{1/2} \text{ м}^{-3/2}, \quad (6)$$

где m – безразмерная константа, обусловленная тем, что в сторону выработки действует не все давление P , а только часть его, находящегося в порах и трещинах (для сплошного тела с порами-каналами численно близка к значению пористости угля); k_0 – коэффициент, характеризующий газопроницаемость пласта, м⁻³; η – динамическая вязкость метана, Па·с; P_{at} – давление газа на плоскости забоя, равное атмосферному, Па; x_{cr} – критическое расстояние от забоя выработки, в плоскости которого происходит развитие трещины, приводящее к развязыванию выброса (для первого этапа подготовки выброса) или толщина выдавливаемого слоя угля (для второго этапа подготовки выброса); x_{st} – расстояние от забоя до участка массива, где давление газа стабилизируется, м; S_f – площадь поверхности забоя выработки, м².

Из сравнения (3) и (4) видно, что структура критериев выбросоопасности для обоих этапов подготовки выброса совпадает: оба имеют по два слагаемых, определяемых в значительной степени одними и теми же параметрами массива горных пород. Поэтому можно обосновать единый критерий. Первые слагаемые в (3) и (4), обусловленные горным давлением и прочностью угля, полностью совпадают. Поэтому в отсутствии газа в пласте критерии начала развития трещин и выдавливания слоя угля из устья полости выброса имеют одинаковые значения. Вторые слагаемые, обусловленные газовым фактором, могут существенно отличаться. Поэтому, чтобы в прогнозе не допустить ошибку первого рода (допустить выброс), в объединенном критерии $K_{1,2,l,c}$ должно быть взято второе слагаемое, имеющее наибольшее значение:

$$K_{12,m,l,c} = 0,1 \left(\frac{q}{110-q} \right) - \Delta \sqrt{\Omega}, \quad (7)$$

где параметр Δ

$$\Delta = \max \left\{ \frac{\psi_{cr}}{3\sigma_0} \sqrt{\frac{Q}{\xi_i}} D; \frac{(1-\varphi) r_e}{95\sigma_0 x_{cr}} \sqrt{\frac{Q}{\xi_i}} D \right\}. \quad (8)$$

В формуле (8) параметр x_{cr} равен толщине выдавливаемого слоя угля.

Для сравнения вклада вторых слагаемых в критерий выбросоопасности рассмотрим отношение $\frac{\psi_{cr}}{3\sigma_0} \sqrt{\frac{Q}{\xi_i}} D$ к $\frac{(1-\varphi)}{95\sigma_0} \frac{r_e}{x_{cr}} \sqrt{\frac{Q}{\xi_i}} D$ при следующих приближенных значениях входящих в них параметров: $\varphi=0,1-0,9$; $\psi_{cr}=1,2$ (у забоя выработки)-5,0 (в глубине массива) [22]; $x_{cr}=0,1$ м; $r_e=0,5-1,0$ м. Оценка показала, что слагаемое, определяющее газовый фактор выбросоопасности, в критерии для развития трещин примерно от 4 (у забоя выработки) до 3300 раз (в глубине массива) больше, чем в критерии для выдавливания слоя угля. Это еще раз подтверждает, что критерий опасности по активности АЭ является лишь необходимым, но не достаточным условием развязывания внезапного выброса.

Таким образом, выражения (7) и (8) показывают, что показатель выбросоопасности спектрально-акустического метода прогноза зависит от большого числа параметров горного массива, которые оперативно определить невозможно. Поэтому они были объединены в один интегральный параметр Δ , который подлежит экспериментальному определению. Для использования на практике формулы (7) необходимо разработать методику определения в шахтных условиях величины $K_{1,2,m,l,c}$ и Δ .

Экспериментальное определение текущего критического значения показателя выбросоопасности $K_{1,2,l,c,e}$, критического значения медианы АЧХ шума $f_{m,k,e}$ и параметра Δ_e . Для упрощения записи формул обозначим $K_{1,2,m,l,c} \equiv K_{m,l,c}$. Определение искомых величин предполагается осуществить путем сравнения результатов прогноза предлагаемым методом по медиане АЧХ шума и достаточно широко апробированном на шахтах России инструментальным методом прогноза по начальной скорости газовыделения и выходу буровой мелочи при бурении контрольных шпуров. Это сравнение возможно, так как оба метода основаны на контроле основных факторов выбросоопасности. А именно, начальная скорость газовыделения, так же как концентрация метана у забоя выработки, контролирует газовый фактор. Выход буровой мелочи в инструментальном методе характеризует напряженное состояние и прочность угля. В спектрально-акустическом методе прочность угля помимо собственно прочности определяет также напряженное состояние. Поскольку предложенный инструментальный метод имеет хорошее научное обоснование и экспериментальное подтверждение высокой достоверности результатов прогноза на всех крупных угольных месторождениях России, будем использовать его в качестве эталонного при обосновании критерия выбросоопасности предлагаемого варианта спектрально-акустического метода по медиане АЧХ шума.

В соответствии с этим инструментальным методом критерий выбросоопасности для угольных шахт России описывается следующим выражением [5]:

$$R = (S_{max}-1,8) (g_{max}-a) - b = 0, \quad (9)$$

где R – безразмерный показатель выбросоопасности; S_{max} – максимальное значение выхода буровой мелочи с интервала контроля, л/м; g_{max} – максимальное значение начальной скорости газовыделения с интервала контроля, л/мин·м; a, b – безразмерные эмпирические коэффициенты: для Воркутинского месторождения $a = 5, b = 21$; для остальных бассейнов и месторождений восточных районов России $a = 4, b = 6$.

При $R \geq 0$ зона пласта относится к выбросоопасной.

Экспериментальное определение $K_{m,l,c,e}$ реализуется следующим образом. Вначале выберем экспериментальный участок. Это может быть подготовительная выработка, проводимая комбайном. В этом случае комбайн будет являться источником широкополосного зондирующего акустического излучения. На экспериментальном участке выполним прогноз выбросоопасности последовательно инструментальным методом, характеризующимся высокой степенью достоверности прогноза, а затем предложенным вариантом исполнения спектрально-акустического. В процессе определения показателя выбросоопасности (при работе комбайна по углю) измерим также концентрацию метана Ω_e в 2-3 м от забоя выработки и зарегистрируем шум комбайна.

Из (9) определим следующим образом критическое значение показателя выбросоопасности R_{cr} инструментального метода прогноза:

$$R_{cr} = (S_{max}-1,8) (g_{max}-a) = b, \quad (10)$$

Далее по результатам бурения контрольного шпура определим в соответствии с (10) экспериментальное текущее значение показателя выбросоопасности R_{ce} по следующей формуле:

$$R_{ce} = (S_{max,c,e}-1,8) (g_{max,c,e}-a), \quad (11)$$

где $S_{max,c,e}$ и $g_{max,c,e}$ – текущие максимальные значения соответственно выхода буровой мелочи и начальной скорости газовыделения с интервала контроля на экспериментальном участке.

Затем определим коэффициент относительной выбросоопасности инструментального метода прогноза $R_{o.в.}$ контролируемой зоны пласта как отношение текущего и критического значений показателя выбросоопасности:

$$R_{o.в.} = R_{c,e}/b, (R_{o.в.} \in [0; 1]). \quad (12)$$

После этого на том же участке пласта определим экспериментальное текущее значение показателя выбросоопасности нашего варианта исполнения спектрально-акустического метода $K_{m,c,e}$, когда комбайн является источником зондирующего акустического излучения. Для него коэффициент относительной выбросоопасности запишется как отношение текущего $K_{m,c,e}$ и текущего критического (для данного момента времени и данного положения забоя выработки) значения $K_{m,l,c,e}$ показателя выбросоопасности:

$$K_{o.в.} = K_{m,c,e}/K_{m,l,c,e}, (K_{o.в.} \in [0; 1]). \quad (13)$$

Предполагая, что коэффициенты относительной выбросоопасности инструментального и спектрально-акустического метода примерно равны, т.е. $R_{o.в.} \approx K_{o.в.}$, найдем экспериментально установленное на данном участке выработки текущее критическое значение показателя выбросоопасности спектрально-акустического метода $K_{m,l,c,e}$:

$$K_{m,l,c,e} = \frac{K_{m,c,e}}{R_{c,e}} b. \quad (14)$$

Для зарегистрированного шума комбайна определим экспериментальное текущее значение медианы АЧХ $f_{m,c,e}$. Подставив его в (1), найдем экспериментальное текущее критическое значение медианы АЧХ шума $f_{m,l,c,e}$:

$$f_{m,l,c,e} = \frac{f_{m,c,e}}{K_{m,l,c,e}}. \quad (15)$$

Зная $K_{m,l,c,e}$ легко определить параметр Δ_e из выражения (7):

$$\Delta_e = \frac{0,1 \left(\frac{q_e}{110 - q_e} \right) - K_{m,l,c,e}}{\sqrt{\Omega_e}}. \quad (16)$$

На основании выполненных исследований был предложен следующий алгоритм автоматизированного мониторинга выбросоопасности.

Алгоритм автоматизированного мониторинга выбросоопасности спектрально-акустическим методом по медиане АЧХ шума. Алгоритм автоматизированного мониторинга выбросоопасности состоит из двух частей: алгоритма «настройки» метода и алгоритма автоматизированного мониторинга.

Алгоритм «настройки» спектрально-акустического метода с помощью инструментального метода, следующий.

1. Определяют текущее значение показателя выбросоопасности инструментального метода прогноза $R_{c,e}$ по формуле (11).
2. Определяют текущее предельное значение показателя выбросоопасности спектрально-акустического метода $K_{m,l,c,e}$ по формуле (14).
3. По зарегистрированному спектру «шума» комбайна определяют текущее значение медианы АЧХ шума $f_{m,c,e}$, по методике, изложенной в работе [21].
4. Определяют предельное значение медианы АЧХ шума $f_{m,l,c,e}$ по формуле (15).
5. Определяют экспериментальное значение параметра Δ_e по формуле (16).

Определенное по приведенной методике значение параметра Δ_e считают постоянным при ведении данной выработки до достижения участка пласта, на котором будет зарегистрирована аномалия какого-либо параметра, характеризующего основные факторы выбросоопасности. Это может быть увеличение мощности пачки перемятого угля, или увеличение концентрации метана при работе комбайна. В этом случае необходимо выполнить «настройку» метода к новым условиям в соответствии с вышеизложенной методикой и определить новое значение параметра Δ_e .

После выполненной приведенной выше процедуры «настройки» спектрально-акустического метода осуществляют автоматизированный мониторинг выбросоопасности пласта по следующему алгоритму:

- 1) Непрерывно осуществляют контроль концентрации метана у забоя выработки аппаратурой АГЗ и периодически измеряют прочностномером конструкции ИГД им. А.А. Скочинского прочность перемятой пачки угля.
- 2) По замеренным данным непрерывно корректируют величину критического значения показателя выбросоопасности $K_{m,l,c}$ по формуле (7).
- 3) Непрерывно измеряют текущее значение медианы АЧХ шума $f_{m,c,e}$ и по формуле (15) корректируют критическое значение медианы АЧХ шума $f_{m,l,c}$.

4) Определяют текущее значение показателя выбросоопасности по формуле (1).

Выводы. Изложенная методика определения критерия выбросоопасности по медиане амплитудно-частотной характеристики шумов работающего оборудования позволяет «настраивать» геофизический метод прогноза по результатам одновременно выполненного прогноза выбросоопасности инструментальным методом для конкретной выработки.

Методика может использоваться для разработки технического задания на создание автоматизированной подсистемы прогноза выбросоопасности многофункциональной системы безопасности шахты.

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 угленосного массива, вмещающую пластовую выработку и тектоническое нарушение // Научно-технические 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 газогемеханических 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. Инструкция по прогнозу динамических явлений и мониторингу массива горных пород при отработке угольных месторождений: федер. нормы и правила в обл. пром. безопасности. – М.: ЗАО НТЦ ПБ, 2019. – Сер. 05. – Вып. 49. – 148 с.
6. Лапин С.Э. Многофункциональные системы безопасности угольной шахты ООО «ИНГОРТЕХ» / С.Э. Лапин, А.Г. Бабенко, А. Н. Кокорев // Научно-технические технологии разработки и использования минеральных ресурсов: сб. науч. статей / Сиб. гос. ун-т; под общей ред. В.Н. Фрянова. – Новокузнецк, 2013. – С. 217-224.
7. Многофункциональные системы безопасности на угольных предприятиях России. – Режим доступа: <http://www.ingortech.ru/sistema-bezopasnosti-msb>.
8. Егоров А.П. Обеспечение оперативного контроля безопасности ведения горных работ проведением локальных геофизических исследований и наблюдений на горных предприятиях Кузбасса / А.П. Егоров, В.А. Рыжов, Ю.П. Жвакин, Р.М. Сабиров, И.А. Кондаков // Научно-технические технологии разработки и использования минеральных ресурсов. – 2016. – № 2. С. 109-115.
9. Король, В.И. Газодинамические явления в угольных шахтах: история и современное состояние проблемы // Форум горняков – 2007: материалы междунар. конф. – Днепропетровск: Национальный горный университет, 2007. – С. 60-63.
10. Основы теории внезапных выбросов угля, породы и газа. – М.: Недра, 1978. – 164.
11. Pros. of international symposium-cum-workshop/ Management and control of high gas emission and outbursts in underground coal mines. – Australia, 1995. – 620 p.
12. С. Fan, S. Li, M. Luo, Mingkun, W. Du, Z. Yang. Coal and gas outburst dynamic system // International Journal of Mining Science and Technology. - 2017. - 27(1). - P. 49-55.
13. Geng Jiabo, Xu Jiang, Nie Wen, Peng Shoujian, Zhang Chaolin, Luo Xiaohang. Regression analysis of major parameters affecting the intensity of coal and gas outbursts in laboratory // International Journal of Mining Science and Technology. - 2017. - Volume 27. - Issue 2, - P. 327-332.
14. Предупреждение газодинамических явлений в угольных шахтах: сборник документов / Колл. авт. – 4-е изд., испр. – М.: ЗАО «Научно-технический центр исследований проблем промышленной безопасности», 2011. – Серия 05. – Выпуск 2. – 304 с.
15. Беседина А.Н. Особенности сейсмического мониторинга слабых динамических событий в массиве горных пород / А.Н. Беседина, Н.В. Кабыченко, Г.Г. Кочарян // ФТПРПИ. - 2013. - № 5. – С. 20-36.
16. S. Arndt. Forecasting Seismicity, Stability and Stress in Underground Mining // Proc. of SIMULIA Community Conference. - 2013. - P.807-820.
17. Мирер С.В. Спектрально-акустический прогноз выбросоопасности угольных пластов / С.В.Мирер, О.И. Хмара, А.В. Шадрин. - Кемерово: Кузбассвуиздат, 1999. - 92 с.
18. Бабенко В.С. Сопоставление различных критериев выбросоопасности угольных пластов при проведении подготовительной выработки / В.С. Бабенко, Е.С. Ткаченко, Е.И. Зеленская // Уголь. - 1991. № 7. - С. 60-61.
19. Шадрин А.В. Основы автоматизированного непрерывного ГДЯ-мониторинга на угольных шахтах Кузбасса / А.В. Шадрин, В.А. Коноваленко // Вестник КузГТУ. - 2001. - №3. - С. 28-31.

20. Захаров В.Н. Разработка методологии и обоснование критериев прогнозирования состояния горного массива сейсмоакустическими методами при подземной угледобыче: автореферат дисс. на соискание уч. степ. докт. тех. наук. - М., 2003. - 38 с.

21. Шадрин А.В. Медиана амплитудно-частотной характеристики шумов работающего горного оборудования как показатель выбросоопасности / А.В. Шадрин, А.А. Контримас // Безопасность труда в промышленности. - 2019. - № 12. - С. 27-35.

22. Shadrin A.V. Geophysical criterion of pre-outburst crack propagation in coal beds // Journal of Mining Science. - 2016. - Volume 52. - Issue 4. - P 670-682.

УДК 622.831.322

СРАВНЕНИЕ КРИТЕРИЕВ ВЫБРОСООПАСНОСТИ НА НАЧАЛЬНОМ И КОНЕЧНОМ ЭТАПАХ ПОДГОТОВКИ ВНЕЗАПНОГО ВЫБРОСА УГЛЯ И ГАЗА

д.т.н. Шадрин А.В.

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

Аннотация. Приведены результаты сравнения критериев выбросоопасности для вариантов исполнения спектрально-акустического метода в форме отношения амплитуд высокочастотной и низкочастотной частей спектра «шума» работающего оборудования и в форме отношения текущего и критического значения медиан амплитудно-частотной характеристики «шума». Показано, что результат прогноза выбросоопасности методом акустической эмиссии является необходимым, но не достаточным условием для начала выброса.

Ключевые слова: угольный пласт, этапы подготовки выброса, критерий выбросоопасности, спектрально-акустический и акустоэмиссионный метод прогноза.

Введение. При современных скоростях ведения горных работ на пластах, склонных к внезапным выбросам угля и газа, чтобы не снижать темп работы в выработках текущий прогноз выбросоопасности выполняют геофизическими методами без отбора проб из скважин. Наиболее часто применяются метод прогноза по акустической эмиссии (АЭ) и спектрально-акустический.

Метод прогноза по АЭ, называемый также акустоэмиссионным или микросейсмическим, основан на анализе процесса динамического развития трещин. Разновидности этого метода учитывают аномальный рост активности АЭ, иногда к ней добавляют определение координат источников АЭ или используют спектральный состав, и/или мощность импульсов АЭ [1-6]. Однако этого бывает недостаточно для осуществления достоверного прогноза и появляются ошибки первого и второго рода.

Данный метод прогноза выбросоопасности был создан по аналогии с методом неразрушающей дефектоскопии по АЭ, применяемый для оценки прочности материалов и изделий. Основой акустоэмиссионного метода дефектоскопии является экспериментально установленная закономерность, состоящая в том, что, начиная с некоторой нагрузки (примерно в 70% от предела прочности) в образце начинают скачкообразно расти трещины [7]. Причем активность этого процесса (число импульсов АЭ в единицу времени) по мере увеличения нагрузки растет до некоторых пор, а затем снижается и процесс завершается прорастанием магистральных трещин, приводящих к разрушению образца [7-9]. При этом экспериментально установлено наличие вполне определенной временной зависимости суммы импульсов АЭ при разрушении как образцов горных пород, так и технических объектов (см., например, [10-12]). Эта закономерность выполняется на всех образцах и изделиях ограниченной формы: образцах горных пород, металлов, композитных материалов, корпусов и оболочек изделий, сооружений и т.п. [6-13].

Угольный пласт в отличие от лабораторных образцов является полубесконечной средой, в которой одна из стенок подвергается разрушению. При этом на некотором удалении от забоя выработки создается зона повышенного горного давления (ПГД) в которой могут возникать и расти трещины. Процесс роста трещин тем интенсивнее, чем выше действующие напряжения. Поэтому активность АЭ в очистных выработках значительно выше, чем в подготовительных, и сильно зависит от площади зависающей кровли над выработанным пространством [14]. По мере разрушения призабойного пространства происходит смещение области максимума ПГД в глубину массива и разрушению подвергается другая его часть. Если процесс смещения осуществляется равномерно с постоянной скоростью, то активность АЭ находится примерно на постоянном уровне. Если же по какой-либо причине произошло резкое смещение зоны ПГД, то рост активности АЭ может превзойти этот

примерно постоянный уровень, хотя реальная выбросоопасность может снизиться из-за отодвигания максимума опорного давления вглубь массива. Повышением активности АЭ при перемещении зоны ПГД обусловлено, по нашему мнению, большинство ошибок второго рода (ошибочная угроза динамического явления) при прогнозе внезапных выбросов и горных ударов методом АЭ.

Спектрально-акустический метод в действующей «Инструкции по прогнозу динамических явлений...» называется «...по параметрам искусственного акустического сигнала» [1]. Он основан на влиянии горного давления на спектральный состав «шума» работающего горного оборудования, распространяющегося по призабойному пространству между источником и приемником «шума» [15]. Метод также имеет несколько модификаций, различающихся алгоритмом обработки акустических сигналов [16, 17].

Оба указанных геофизических метода прогноза не имеют аналитически обоснованной и экспериментально подтвержденной методики определения критерия выбросоопасности. Это обусловлено большим числом параметров, характеризующих устойчивость массива, которые в шахтных условиях оперативно определены быть не могут. Поэтому критерии выбросоопасности устанавливаются по результатам статистической обработки экспериментальной информации о величинах показателей выбросоопасности применяемого геофизического метода, зарегистрированных либо перед динамическими явлениями в контролируемом пласте, либо когда их опасность была спрогнозирована более достоверным инструментальным методом.

Цель работы: сравнить установленные ранее аналитически критерии выбросоопасности для спектрально-акустического метода прогноза на разных этапах подготовки выброса и на этой основе оценить достоверность акустоэмиссионного и спектрально-акустического методов.

Критерии выбросоопасности спектрально-акустического метода, основанного на отношении амплитуд высокочастотной и низкочастотной частей спектра «шума», для двух этапов подготовки выброса. Подготовка внезапного выброса ведется постепенно. В упрощенном виде этот процесс можно рассматривать как состоящий из двух этапов, характеризующих начало и завершение подготовки выброса. Первый этап соответствует началу и продолжению развития трещин в призабойном пространстве и созданию в нем блочной структуры. Второй этап соответствует завершению подготовки внезапного выброса и заключается в мгновенном разрушении узкого слоя угля в области устья полости будущего выброса (по сути это горный микроудар) и выдавливанию образовавшихся кусков угля в выработку, после чего начинается собственно выброс.

Для обоих этапов в работе [18] определены критерии их выполнения для показателя выбросоопасности в форме отношения амплитуд высокочастотной и низкочастотной частей спектра «шума» работающего горного оборудования (например, проходческого комбайна). Для этапа развития трещин этот критерий определяется следующим выражением [18]:

$$K_{1,l,c} = \exp \left\{ -Cd \left[\frac{\sigma_0}{0,1 \left(\frac{q}{110-q} \right) \sigma_0 - \frac{\psi_{cr}}{3} x_{cr} \exp \left(-\frac{x_{cr}}{x_{st}} \right) D \sqrt{\frac{Q\Omega}{\xi_i}}} \right] \right\}, \quad (1)$$

где: C – параметр, определяющий затухание звука на участке массива горных пород между источником и приемником «шума», m^{-1} ; d – расстояние между источником и приемником, м; $\sigma_0 = 1$ МПа – нормирующий множитель, обусловленный определением пределов прочности угля через безразмерный показатель прочности угля q , измеряемый прочностномером конструкции ИГД им. Скочинского; параметр $\psi_{cr} = \frac{k_1}{k_1^\infty}$, здесь k_1 и k_1^∞ – коэффициенты интенсивности напряжений соответственно в точке наблюдения (где происходит рост трещины) и вне зоны влияния выработки; x_{cr} – критическое расстояние от забоя выработки, в плоскости которого инициируется скачкообразный рост трещины, м; x_{st} – расстояние от забоя до участка массива, где давление газа стабилизируется, м; Q – расход воздуха вентилятором местного проветривания, подающего воздух в данную выработку, m^3/c ; Ω – текущее значение концентрации метана, измеренное датчиком у забоя выработки, %; ξ_i – коэффициент, учитывающий степень воздействия (долю свежееобнаженной площади забоя) i -го вида оборудования (комбайн, отбойный молоток, диаметр коронки бурового станка и пр.) на забой, $0 < \xi_i < 1$.

В (1) параметр D определяется следующим образом:

$$D = m(k_0 \eta P_{at})^{1/2} \cdot (100 S_f)^{-1/2}, \text{ Па} \cdot c^{1/2} \text{ м}^{-5/2}, \quad (2)$$

где m – константа, характеризующая пористость угля; k_0 – коэффициент, характеризующий газопроницаемость пласта, m^3 ; η – динамическая вязкость метана, $\text{Па} \cdot c$; P_{at} – давление газа на плоскости забоя, равное атмосферному, Па; S_f – площадь поверхности забоя выработки, m^2 .

Для второго этапа подготовки внезапного выброса (начала выдавливания слоя угля в устье полости выброса) критерий выбросоопасности определяется выражением [18]:

$$K_{2,l,c} = \exp \left\{ -Cd \left[\frac{\sigma_0}{0,1 \left(\frac{q}{110-q} \right) \sigma_0 - (1-\varphi) 10^{-2} \exp \left(-\frac{x_1}{x_{st}} \right) r_e D \sqrt{\frac{Q\Omega}{\xi_i}}} \right] \right\}, \quad (3)$$

где: r_e и x_1 – соответственно эффективный радиус и толщина выдавливаемого слоя угля, м; φ – коэффициент, определяющий долю площади выдавливаемого участка, вдоль которой берега трещины, отделяющей участок от остального массива, плотно контактируют ($\varphi \in (0;1)$).

Из сравнения (1) и (3) видно, что в отсутствии газа в пласте ($\Omega=0$) критерии развития (роста) трещин и начала выдавливания слоя угля совпадают, так как вторые слагаемые в знаменателях показателя экспоненты равны нулю. Следовательно, можно предположить, что для этих условий прогноз подготовки динамических явлений методом АЭ и спектрально-акустическим имеет примерно одинаковую достоверность.

Газоносные пласты с ростом давления газа имеют значительно различающиеся критерии опасности указанных этапов подготовки выброса. Это различие проявляется в иных параметрах, входящих во второе слагаемое знаменателей показателей экспоненты, стоящих перед параметром D .

Рассмотрим зависимость критериев выполнения этих двух этапов от концентрации метана Ω у забоя выработки, характеризующей газовой фактор проявления динамического явления. Для этого вначале необходимо оценить неизвестные параметры в выражениях для каждого этапа.

Предположим, что при прочности угля $q=60$ у.е. (для этой прочности коэффициент крепости угля по М.М. Протодяконову $F=0,48$) горное и газовое давление оказывает одинаковое влияние на выбросоопасность массива. Тогда в выражениях (1) и (3) слагаемые в знаменателе показателя экспоненты равны между собой. Из этого условия выражения для определения параметра D для этапа развития трещин (назовем его D_1) и для этапа отжима слоя угля (D_2) определяются следующим образом:

$$D_1 = \frac{0,1 \left(\frac{q}{110-q} \right) \sigma_0}{\frac{\Psi_{cr} x_{cr}}{3} \exp \left(-\frac{x_{cr}}{x_{st}} \right) \sqrt{\frac{Q\Omega}{\xi_i}}} - \text{ для этапа развития трещин,} \quad (4)$$

$$D_2 = \frac{0,1 \left(\frac{q}{110-q} \right) \sigma_0}{(1-\varphi) 10^{-2} \exp \left(-\frac{x_1}{x_{st}} \right) r_e \sqrt{\frac{Q\Omega}{\xi_i}}} - \text{ для этапа отжима слоя угля.} \quad (5)$$

При условиях: $\Psi_{cr}=5$; $x_{cr}=0,1$ м; $\Omega=1\%$; $\xi_i=0,1$; $x_{st}=10$ м; $\varphi=0,5$; $x_1=0,1$ м; $r_e=0,5$ м; $Q=10$ м³ получим: $D_1=0,07$ МПа·с^{1/2}·м^{-5/2}; $D_2=4,85$ МПа·с^{1/2}·м^{-5/2}. Из сравнения этих величин (они различаются на три порядка величины) можно сделать вывод, что газовый фактор на этапе роста трещин имеет гораздо большее значение, чем на этапе выдавливания.

На рис. 1 приведены при $q=90$ у.е. графики зависимости критерия выбросоопасности от концентрации метана вида (1) – три кривые, и вида (3) – одна кривая. Оценка параметра C сделана на основании данных, приведенных в работе [21]. Общие параметры для трех кривых: $C=0,02$ м⁻¹; $d=10$ м; $q=90$ у.е. ($F=1,8$); $x_{st}=10$ м; $Q=10$ м³/с; $\xi_i=0,1$; $D \approx 1,7$ МПа·с^{1/2}·м^{-5/2}.

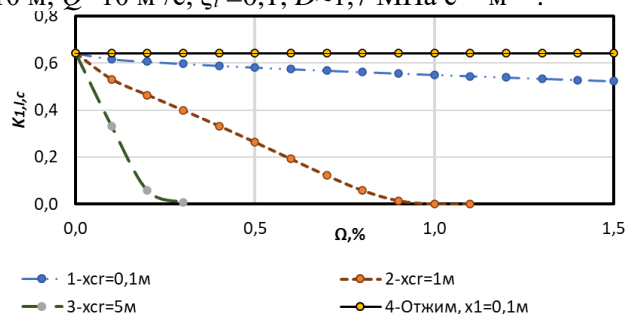


Рис. 1. Зависимость критерия развития трещин и отжима угля от концентрации метана в атмосфере выработки при прочности угля $q=90$ у.е. для варианта, основанного на отношении амплитуд высокочастотной и низкочастотной части спектра «шума»

Первая кривая вида (1) построена в предположении, что трещина развивается недалеко от забоя на расстоянии $x_{cr}=0,1$ м. Для этого расстояния взято значение параметра $\Psi_{cr}=5$. Вторая кривая вида (1) построена в предположении, что трещина развивается на расстоянии $x_{cr} \approx 1$ м от забоя. Для

этого расстояния примерное значение параметра $\Psi_{cr}=1,2$. Третья кривая вида (1) построена в предположении, что трещина развивается достаточно далеко от забоя - на расстоянии $x_{cr} = 5$ м. Для этого расстояния взято значение параметра $\Psi_{cr} = 1,2$. (Зависимость Ψ_{cr} от отношения расстояния до забоя и длины трещины взята из работы [20]).

Кривая вида (3) построена при следующих значениях параметров: $r_e=0,5$ м; $x_1=0,1$ м; $\varphi=0,5$. Остальные параметры совпадают с параметрами, используемыми при построении кривых вида (1).

На рис. 2 представлены аналогичные зависимости, что и на рис. 1, но для прочности угля $q=70$ у.е. ($F= 0,70$). Здесь приведены только две кривые вида (1), т.к. при $\Psi_{cr}\approx 1,2$ на удалении $x_{cr}=5$ м, концентрации метана $\Omega > 0$ и при используемых значениях горного давления (его величина учтена в выражении (1) через параметр q [18]) условия развития выполняются для всех трещин.

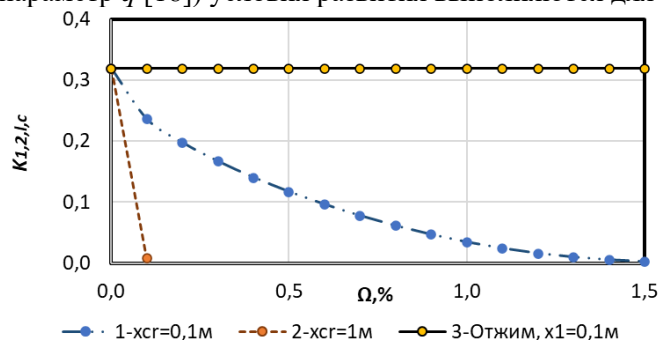


Рис. 2. Зависимость критерия развития трещин и отжима угля от концентрации метана в атмосфере выработки при прочности угля $q=70$ у.е. для варианта, основанного на отношении амплитуд высокочастотной и низкочастотной части спектра «шума»

Из рисунков видно, что с уменьшением прочности угля критерии развития трещин и отжима слоя угля уменьшаются. В отсутствии метана в угле при одинаковой его прочности эти критерии равны между собой. С увеличением концентрации метана в атмосфере выработки у забоя критерий роста трещин уменьшается по экспоненциальной кривой, причем по мере удаления от забоя вглубь массива скорость уменьшения критерия возрастает. При этом значение критерия отжима угля остается практически постоянным для большого диапазона изменений концентрации метана.

Критерии выбросоопасности спектрально-акустического метода, основанного на отношении текущего и критического значений медиан амплитудно-частотной характеристики «шума», для двух этапов подготовки выброса. Одним из недостатков вариантов исполнения спектрально-акустического метода прогноза выбросоопасности, основанных на определении показателя выбросоопасности в форме отношения амплитуд высокочастотной и низкочастотной частей спектра «шума» работающего горного оборудования, является возможность ошибки первого рода (пропуск выбросоопасной ситуации), если изменение спектра «шума» произойдет в не контролируемой области амплитудно-частотной характеристики. Вторым важным недостатком этих вариантов является зависимость критерия выбросоопасности от расстояния между источником и приемником «шума».

Для исключения этих недостатков был предложен вариант исполнения спектрально-акустического метода прогноза, основанный на отношении текущего и критического значений медиан амплитудно-частотной характеристики (АЧХ) «шума» [21]. Для этого варианта исполнения также были получены выражения для определения критерия выбросоопасности для двух вышеуказанных этапов подготовки выброса, соответственно $K_{m,1,l,c}$ и $K_{m,2,l,c}$ [21]:

- критерий для этапа развития трещин:

$$K_{m,1,l,c} = 0,1 \left(\frac{q}{110-q} \right) - \frac{\psi_{cr}}{3\sigma_0} x_{cr} \exp \left(-\frac{x_{cr}}{x_{st}} \right) D \sqrt{\frac{Q\Omega}{\xi_i}}; \quad (6)$$

- критерий для этапа отжима угля:

$$K_{m,2,l,c} = 0,1 \left(\frac{q}{110-q} \right) - \frac{(1-\varphi)}{95\sigma_0} r_e \exp \left(-\frac{x_1}{x_{st}} \right) D \sqrt{\frac{Q\Omega}{\xi_i}}. \quad (7)$$

На рис.3 и рис.4 приведены зависимости критериев развития трещин и отжима угля, рассчитанных по выражениям вида (6) и (7), для прочности угля соответственно $q=90$ у.е. $q=70$ у.е. Параметры Ψ_{cr} (три значения), σ_0 , x_{cr} , x_1 , x_{st} , D , Q , r_e , φ и ξ_i взяты такими же, как и для рис. 1 и рис. 2.

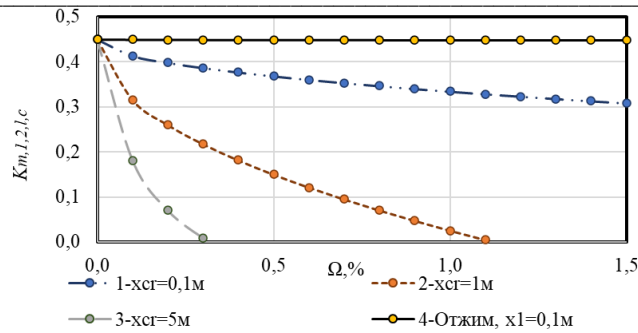


Рис. 3. Зависимость критерия развития трещин и отжима угля от концентрации метана в атмосфере выработки при прочности угля $q=90$ у.е. для варианта, основанного на отношении текущего и критического значений медиан АЧХ «шума»

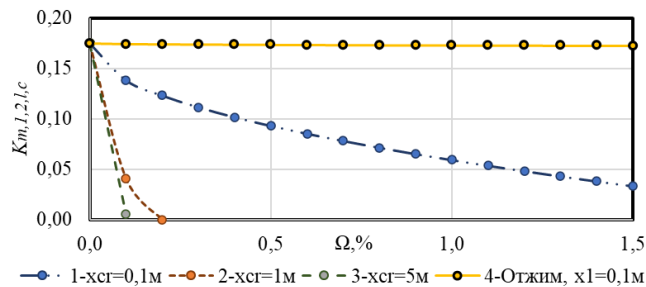


Рис. 4. Зависимость критерия развития трещин и отжима угля от концентрации метана в атмосфере выработки при прочности угля $q=70$ у.е. для варианта, основанного на отношении текущего и критического значений медиан АЧХ «шума»

Из рис. 3 и рис. 4 видно, что для варианта исполнения спектрально-акустического метода в форме отношения текущего и критического значений медиан АЧХ «шума», зависимость критериев развития трещин и отжима слоя угля от концентрации метана в значительной степени одинакова. Однако с уменьшением прочности угля значения критериев также уменьшаются. Для обоих вариантов в отсутствии в угле газа критерии развития трещин и отжима угля совпадают. При наличии в угле газа с увеличением его давления, а, следовательно, и концентрации метана в атмосфере выработки значение критерия развития трещин становится все менее значения критерия отжима слоя угля. Эта тенденция усиливается по мере удаления от забоя выработки.

Из сравнения рис.1–4 следует, что зависимость критериев развития трещин и отжима угля от концентрации метана в варианте исполнения метода по отношению амплитуд заметно сильнее чем в варианте отношения медиан. Это объясняется тем, что в первом случае степенная зависимость от концентрации метана находится в показателе экспоненты, определяющей значения критериев. Тогда как во втором случае зависимость критериев от концентрации метана имеет только степенной характер.

Обобщая полученные результаты, можно сделать вывод, что акустоэмиссионный и спектрально-акустический методы прогноза динамических явлений должны давать одинаковую достоверность только в случае полного отсутствия газа в угле. Для склонных к внезапным выбросам угля и газа пластов характерно наличие высокой газоносности. В этих условиях акустоэмиссионный метод может прогнозировать лишь начальную стадию подготовки внезапного выброса, тогда как спектрально-акустический, дополненный контролем концентрации метана и прочности угля, контролирует весь процесс подготовки выброса.

Выводы. Зависимость критериев выбросоопасности обоих вариантов исполнения спектрально-акустического метода от внутрипластового давления газа в основном совпадают. Но в варианте в форме отношения текущего и критического значения медиан АЧХ эта зависимость менее сильная и в нем исключается ошибка из-за неучета части спектра «шума» режущего органа работающего горного механизма.

Критерий опасности варианта в форме отношения текущего и критического значения медиан АЧХ в отличие от варианта в форме отношения амплитуд высокочастотной и низкочастотной частей спектра «шума» не зависит от расстояния между источником и приемником «шума».

Метод АЭ четко контролирует начало первого этапа подготовки выброса, тогда как спектрально-акустический метод контролирует процесс повышения напряжений в течение всего первого этапа вплоть до наступления второго этапа его подготовки, а именно – отжима слоя угля из устья полости выброса.

Библиографический список

1. Инструкция по прогнозу динамических явлений и мониторингу массива горных пород при отработке угольных месторождений: федер. нормы и правила в обл. пром. безопасности. – М.: ЗАО НТЦ ПБ, 2019. – Сер. 05. – Вып. 49. – 148 с.
2. Jing Li, Si-Yuan Gong, Jiang He, Wu Cai, Guang-An Zhu, Chang-Bin Wang, Tian Chen. Spatio-temporal assessments of rockburst hazard combining b values and seismic tomography // *Acta Geophysica*. - March 2017. - Volume 65. - Issue 1. – P. 77–88.
3. Cai-Ping Lu, Lin-Ming Dou, Hui Liu, Hai-Shun Liu, Bin-Bin Du. Case study on microseismic effect of coal and gas outburst process // *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*. - July 2012. - Volume 53. – P. 101-110.
4. Предупреждение газодинамических явлений в угольных шахтах: сборник документов. / Колл. авт. – 4-е изд., испр. – М.: ЗАО «Научно-технический центр исследований проблем промышленной безопасности», 2011. - Серия 05. - Выпуск 2. – 304 с.
5. Беседина А.Н. Особенности сейсмического мониторинга слабых динамических событий в массиве горных пород / А.Н. Беседина, Н.В. Кабыченко, Г.Г. Кочарян // ФТПРПИ. - 2013. - № 5. – С. 20-36.
6. S. Arndt. Forecasting Seismicity, Stability and Stress in Underground Mining // *Proc. of SIMULIA Community Conference*. - 2013. - P. 807-820.
7. Грешников В.А. Акустическая эмиссия. Применение для испытаний материалов и изделий / Грешников В.А., Дробот Ю.В. - М.: Изд-во стандартов, 1976. - 272 с.
8. Brady B.T. Theory of earthquakes, I. A scale independent theory of rock failure // *Pure and Appl. Geophys.* – 1974. - Vol. 112. - P. 701-725.
9. Brady B.T. Prediction of failures in mines – an overview. U.S. Dept. Of the Interior, Bu Mines RI 8285, 1978. - 16 p.
10. Reuter M, Crash M, Kiessling W, Veksler Yu. Геомеханический мониторинг методом анализа конвергенции: прогноз вероятности горных ударов и участков их проявления в лавах // *Научные технологии разработки и использования минеральных ресурсов*. - 2018. – № 4. С. 17-22.
11. Anye Cao, Guangcheng Jing, Yan-lu Ding, Sai Liu. Mining-induced static and dynamic loading rate effect on rock damage and acoustic emission characteristic under uniaxial // *Safety Science*. - July 2019. – Vol. 116. – P. 86-96. – URL: <https://doi.org/10.1016/j.ssci.2019.03.003>.
12. Wu Cai, Linming Dou, Min Zhang, Wenzhuo Cao, Ji-Quan Shi, Longfei Feng. A fuzzy comprehensive evaluation methodology for rock burst forecasting using microseismic monitoring // *Tunnelling and Underground Space Technology*. - October 2018. – Vol. 80. – P. 232-245. - URL: <https://doi.org/10.1016/j.tust.2018.06.029>
13. Шкуратник В.Л. Экспериментальные исследования акустической эмиссии в образцах угля при одноосном нагружении / В.Л. Шкуратник, Ю.Л. Филимонов, С.В. Кучурин // *Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых*. – 2004. - № 5. - С. 42-49.
14. Шадрин А.В. Установление приемлемого способа гидрообработки угольного пласта по акустической эмиссии // *Горный информационно-аналитический бюллетень. Специальный выпуск*. - 2018. - № S49 «Подземная угледобыча XXI век-2». - С. 290-299.
15. Мирер С.В. Спектрально-акустический прогноз выбросоопасности угольных пластов / С.В.Мирер, О.И. Хмара, А.В. Шадрин. - Кемерово: Кузбассвуиздат, 1999. - 92 с.
16. Шадрин А.В. Особенности модификаций спектрально-акустического прогноза динамических явлений в угольных шахтах // 50 лет Российской научной школе комплексного освоения недр Земли: материалы междунар. науч.-практ. конф., 13-16 ноября 2017. – М.: ИПКОН РАН, 2017. – С. 85-89.
17. Шадрин А.В. Сравнительный анализ вариантов исполнения спектрально-акустического метода прогноза динамических явлений / А.В. Шадрин, А.А. Контримас, А.С. Телегуз // *Научные технологии разработки и использования минеральных ресурсов*. - 2018. – № 4. С. 370-375.
18. Шадрин А.В. Комплексный геофизический прогноз выбросоопасности угольных пластов // *Безопасность труда в промышленности*. - 2019. - №1. - С. 42-48.
19. Глушко В.Т. Геофизический контроль в угольных шахтах / В.Т. Глушко, В.С. Ямщиков, А.А. Яланский. - Киев: «Наук. думка», 1978. – 224 с.
20. Петухов, И.М. Механика горных ударов и выбросов / И.М. Петухов, А.М. Линьков. - М.: «Недра», 1983. – 280 с.
21. Шадрин А.В. Медиана амплитудно-частотной характеристики шумов работающего горного оборудования как показатель выбросоопасности / А.В. Шадрин, А.А. Контримас // *Безопасность труда в промышленности*. - 2019. - № 12. - С. 27-35.

**ИССЛЕДОВАНИЕ ОСОБЕННОСТЕЙ ПРОЦЕССА ГАЗОВЫДЕЛЕНИЯ
ПРИ ПРОВЕДЕНИИ ПОДГОТОВИТЕЛЬНЫХ ВЫРАБОТОК ВСЛЕДСТВИЕ
НЕРАВНОМЕРНОГО ТЕХНОЛОГИЧЕСКОГО ВОЗДЕЙСТВИЯ НА УГОЛЬНЫЙ ПЛАСТ**
к.т.н. Плаксин М.С.

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

Аннотация. В статье рассматривается перспективность использования данных систем аэрогазового мониторинга для оценки газокинетических свойств угольного пласта при проведении подготовительных выработок. На примере оценки метанообильности одной выработки определена инерционность газовой реакции угольного пласта при изменении темпов подвигания подготовительной выработки и на технологическое воздействие на угольный пласт в целом.

Ключевые слова: угольный пласт, темпы подвигания подготовительных выработок, газообильность выработок, безопасность горных работ, газокинетическая реакция угольного пласта.

С внедрением передовых технологий в горнодобывающую промышленность, возможность увеличения темпов проведения подготовительных выработок и отработки выемочных столбов в разы возросли, но только с технической стороны вопроса, поскольку основным сдерживающим фактором остается газовый. В плане газовой контроля с целью повышения безопасности выполнено внедрение датчиков с пониженной инерционностью, тем самым, лишь на несколько секунд сократив время отключения энергоснабжения в случае превышения пороговых значений концентраций метана, а также выполнен переход, в плане учета показаний датчиков концентрации метана, с ленточных самописцев на электронные носители.

Современные системы аппаратуры газового контроля (АГК), сохраняя информацию о газовой реакции угольного пласта на технологическое воздействие, предоставляют широкую возможность для ее анализа, в том числе с применением математического моделирования.

В тоже время, использование данной информации практически не развивается, хотя она представляет интерес для текущего прогноза газовой и газодинамической опасности, т.е. опережающего принятия технологических решений по предотвращению опасных ситуаций. Исследования в этом направлении ведутся не первое десятилетие. Еще полвека назад в работах О.И.Чернова показана связь интенсивности газовыделения с давлением газа в пласте – одним из основных факторов выбросоопасности [1]. В настоящее время, подготовлены и прошли промышленные испытания методы прогноза газодинамической опасности по метанообильности подготовительной выработки: А.Г.Хейфеца (КазНИИБГП) [2], В.В.Славолюбова (ВостНИИ) [3], Г.Я.Полевщикова (ИУУ СО РАН) [4]. На основе анализа фактических данных, полученных в период проведения подготовительных выработок, имеется возможность оценивать степень дегазации приконтурной части пласта, выявлять ситуации входа забоев в зоны повышенной газодинамической активности, уточнять ожидаемую метанообильность в соседних подготовительных выработках.

Типовая схема аэрогазового контроля по длине тупиковой выработки [5] состоит из 3-х датчиков замера концентрации метана и датчика расхода воздуха, но для целей контроля опасности изменений структуры, свойств и состояний массива каждый из них малопродуктивен. Анализ горнотехнологических данных показал [6], что причины этому следующие.

1) Показания забойного датчика имеют ярко пульсирующий характер в связи с турбулентными процессами в зоне его расположения, что затрудняет оценку ситуаций, формирующихся в приконтурной части пласта.

2) Датчик концентрации метана, установленный на расстоянии 20 м от забоя, оказывается, как правило, в зоне утечек воздуха через стык вентиляционных труб и показывает концентрацию газа, меньшую показаний не только забойного датчика, что логично, но и датчика на исходящей из выработки струе.

3) Показания датчика концентрации метана, установленного у устья выработки, имеют меньшие пульсации, но на их абсолютную величину накладывает влияние процесс продольно-турбулентной диффузии и динамика газокинетической реакции призабойной части пласта сглаживается, что также затрудняет суждения об уровне опасности.

Следовательно, требуется комплексный подход при оценке метанообильности выработки с использованием данных показаний трех датчиков концентрации метана.

Подвигание подготовительной выработки вызывает изменение природного напряженного состояния угольного пласта в ее окрестностях. В результате формируется фильтрационный поток газа в сторону обнаженной поверхности. Максимальный приток метана в атмосферу выработки приходится на момент взятия заходки комбайном и в последующие 30 – 70 минут (рис. 1) вследствие перемещения границы зоны неупругих деформаций вглубь массива (рис. 2). По интенсивности поступления метана в выработку ее метанообильность можно разделить на 3 типа (рис. 1): фоновую, нарастающую метанообильность во время работы проходческого комбайна и снижающуюся метанообильность после взятия заходки.



— — — - граница выработки;

— — - изменение границы выработки в результате взятия заходки;

- · - · - граница зоны неупругих деформаций в окрестности выработки;

— — — - изменение границы зоны неупругих деформаций в окрестности выработки в результате взятия заходки;

I – фоновое метановыделение; II – метановыделение в процессе взятия заходки;

III – метановыделение после взятия заходки, в момент интенсивных изменений геомеханических напряжений в приконтурной части угольного пласта

Рис. 1. Изменение концентрации метана в забое подготовительной выработки в момент взятия заходки проходческим комбайном

В работе [7] на основании выполненных автором исследований, посвящённых общему анализу метанообильности подготовительных выработок, сделаны следующие основополагающие выводы:

- фактическая метанообильность подготовительной выработки может в разы отличаться от рекомендуемой нормативными документами на стадии проектирования;

- даже близкие по расположению подготовительные выработки могут иметь практически двукратное отличие размеров зон газоистощения пласта, что говорит о высокой изменчивости его свойств даже в небольшой области и объясняет затруднения при проектировании проветривания протяженных штреков;

- даже небольшие изменения скорости подвигания забоев в близких горно- геологических условиях способны заметно изменить газовую обстановку.

Представленные выводы указывают на необходимость исследований взаимосвязи количественных параметров газовой реакции угольного пласта и скорости подвигания подготовительной выработки.

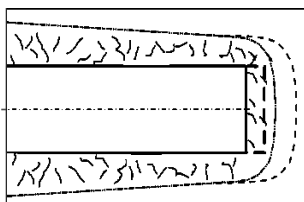
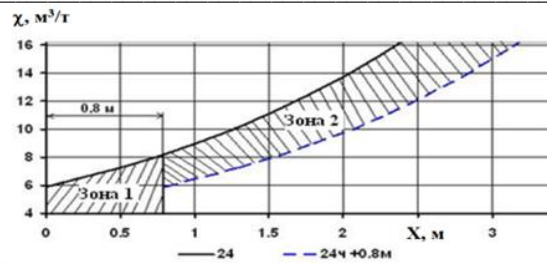


Рис. 2. Схема развития зоны неупругого деформирования в приконтурной части подготовительной выработки вследствие взятия очередной заходки (вид сверху)

В соответствии с представленной на рис. 2 схемой при проведении подготовительной выработки по интенсивности поступления метана в выработку источники можно распределить: газовыделение из отбитого угля, газовыделение через поверхность забоя и газовыделение через поверхность боков выработки.

С другой стороны, объем содержащегося газа в приконтурной части пласта боков выработки несравнимо больше объема газа в призабойной и отбиваемой части пласта (рис. 3, 4).

В отличие от представленных на рис. 1 и 2 реакций угольного пласта на единичное взятие очередной заходки проходческим комбайном, общая газокинетическая реакция угольного пласта хаотична и малопредсказуема (рис. 5).



зона 1 – разрушенный комбайном; транспортируемый уголь;

зона 2 – изменение газонасыщенности пласта впереди забоя в результате подвигания забоя

Рис. 3. Суточное изменение газонасыщенности призабойной части пласта в результате взятия заходки проходческим комбайном

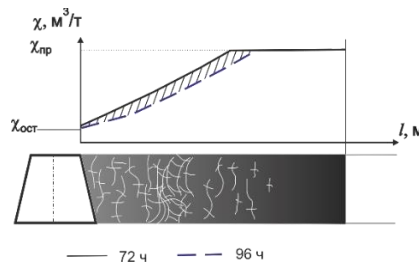


Рис. 4. Суточное изменение газонасыщенности угольного пласта в боку выработки по мере подвигания подготовительного забоя

В качестве причин можно отметить взаимное наложение нелинейных геомеханических и газокинетических процессов на процесс газоистощения из пласта при меняющихся темпах подвигания подготовительной выработки. Исследование взаимосвязи газогеохимических процессов в угольном пласте актуально как при проходческих, так и при очистных работах [8, 9]. Данное исследование в совокупности с исследованиями связи проницаемость – механические напряжения в пласте [10], способно повысить качество прогноза эффективности дегазационных мероприятий [11, 12, 13].

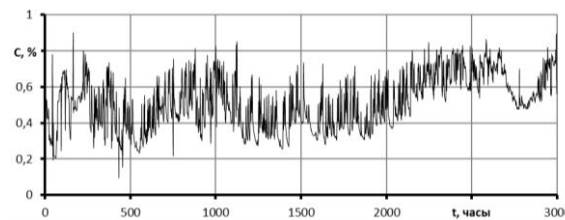


Рис. 5. Изменение концентрации метана при проведении подготовительной выработки по показаниям датчика на исходящей струе (среднечасовое усреднение значений)

Для исследования влияния темпов подвигания подготовительного забоя на газокинетическую реакцию угольного пласта взяты данные о проведении вентиляционного штрека 560, проводимого по пласту 5 Чертинского месторождения. Отметим, что природная газонасыщенность пласта 5 в районе проведения вентиляционного штрека 560 составляет порядка $22 \text{ м}^3/\text{т}$.

На рис. 6 отражено изменение усредненной по трем датчикам метанообильности исследуемой выработки относительно темпов ее подвигания. Стоит отметить, что характер изменения получился неоднородным. Если обозначенную зависимость оценивать по линии тренда, то – следует, что при увеличении скорости подвигания забоя с 1 до 5 м/сут, метанообильность увеличивается всего на 10 %.

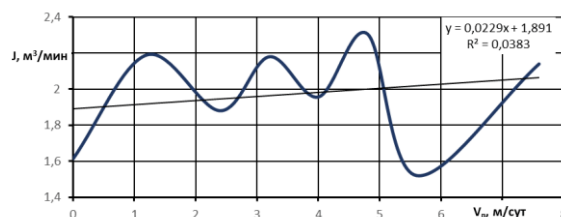


Рис. 6. Зависимость темпов подвигания вентиляционного штрека 560 от метанообильности

В качестве такой «маловероятной» зависимости можно предположить, что на метанообильность влияет не только текущая – суточная скорость подвигания, но и скорость подвигания последних нескольких дней. Было решено исследовать зависимость метанообильности не только от текущей скорости подвигания, но и от усреднённой скорости подвигания за последние 2, 3, 4, 5, 6 и 7 суток. В качестве основного критерия оценки предлагается использовать угловой коэффициент k линейной аппроксимирующей функции вида $kx+b$ и коэффициент детерминации (величина достоверности аппроксимации).

В табл. 1 представлены основные результаты расчетов. По угловому коэффициенту наибольшее значение соответствует при усредненных расчетах скорости подвигания за 3 и 5 суток, по достоверности аппроксимации – 5 суток. Полученный результат в какой-то мере подтверждается результатами [14], где указывается, что активная фаза газоистощения угля в приконтурной части угольного пласта составляет порядка 5 суток.

Таблица. 1

Показатели	Результаты расчетов						
	Усредненная скорость подвигания выработки за несколько суток						
	1	2	3	4	5	6	7
Угловой коэффициент k	0,02	0,08	0,14	0,13	0,14	0,11	0,09
Коэффициент b	1,89	1,63	1,42	1,51	1,49	1,57	1,63
Коэффициент детерминации (R^2)	0,04	0,6	0,62	0,61	0,84	0,58	0,4

С практической стороны, полученный результат указывает, что увеличение скорости подвигания исследуемой выработки с 1 до 5 м/сутки приведет к увеличению среднесуточной метанообильности на 40 % через 5 суток, и далее величина метанообильности стабилизируется, при неизменности скорости подвигания.

«Инерционность» газовой реакции угольного пласта при проведении подготовительной выработки имеет свои особенности и с учетом сменной работы проходческого участка. Проходческие сутки состоят из 4-х смен. Первая – ремонтная, далее – три рабочих. В ремонтную смену, как правило, воздействия проходческим комбайном на забой отсутствуют. Согласно выполненным исследованиям для вентиляционного штрека 560 (рис. 7) наиболее высокая метанообильность наблюдается в ремонтную смену, а наименьший газоприток в выработку – во вторую смену (первая рабочая смена), и далее имеет нарастающий характер в третью и в четвертую смену.

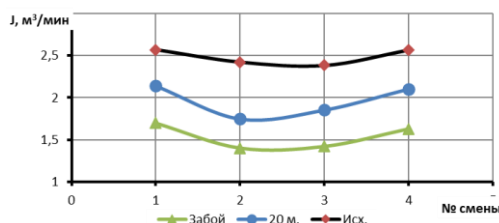


Рис. 7. Изменение средней метанообильности вентиляционного штрека 560 по сменам

Выводы. Выполнена количественная оценка инерционности газовой реакции угольного пласта на темпы подвигания подготовительной выработки, вызванная взаимным наложением нелинейных геомеханических процессов в окрестностях проводимой выработки и газокинетических процессов в приконтурной части пласта.

Выполненное исследование в части представленного подхода к анализу данных систем аэрогазового контроля указывает на перспективность данного направления, в части уточнения, в том числе на этапе проектирования, безопасных скоростей подвигания подготовительной выработки по газовому фактору.

Библиографический список

1. Чернов О.И. Прогноз опасных по внезапным выбросам участков пластов в угольных шахтах / О.И. Чернов // Вопросы безопасности угольных шахт: труды ВостНИИ. – М.: Углетехиздат, 1959. -Т.1. -С. 88-106.
2. Хейфец, А.Г. Разработка автоматизированного способа прогноза выбросоопасных зон и контроля эффективности способов предотвращения выбросов в подготовительных выработках шахт Карагандинского бассейна / А.Г. Хейфец, Р.Р. Ходжаев, А.В. Антонов и др. // Внезапные выбросы угля и газа, рудничная аэрология: науч. сообщ. Ин-т. горн. дела им. А.А. Скочинского. – М., 1992. – С. 96-100.

3. Рудаков В.А. Метод автоматизированного прогноза выбросоопасных зон угольных пластов в крутопадающих подготовительных выработках / В.А. Рудаков, В.И. Крючков, В.В. Славолубов и др. // Безопасность жизнедеятельности предприятий в угольных регионах: тез. докл. II Междунар.науч.-практ. конф. – Кемерово: ГУ КузГТУ, 1998. – С 53-54.

4. Методика прогноза газодинамических явлений с использованием аппаратуры контроля метана при проведении подготовительных выработок. – Кемерово: Институт угля и углехимии СО РАН, – 1994. – 14 с.

5. Методические рекомендации о порядке проведения аэрогазового контроля в угольных шахтах (РД-15-06-2006). Серия 05. Выпуск 13 / Колл.авт. – ФГУП «Научно-технический центр по безопасности в промышленности Госгортехнадзора России», 2007.

6. Разработка метода оценки газодинамической активности угольного пласта при проведении подготовительных выработок / Плаксин М.С.: автореф. дис. канд. техн. наук. – Кемерово, 2012. – 24 с.

7. Плаксин М.С. Разработка и обоснование мероприятий по безопасному проведению подготовительных выработок на высокогазоносных угольных пластах / М.С. Плаксин // Вестник Научного центра по безопасности работ в угольной промышленности. – 2016. – № 4. – С. 16-21.

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

9. Козырева Е.Н. Комплексный прогноз динамики метанообильности высокопроизводительных выемочных участков // Вестник КузГТУ. – 2004. – № 6.1 (43). – С. 95-97.

10. Тайлаков, О.В. Физическое моделирование изменения фильтрационных свойств угольных пластов / О.В. Тайлаков, Е.А. Уткаев, А.И. Смыслов, А.Н. Кормин // Вестник КузГТУ. – 2014. -№6 (106). – С. 13-16.

11. Родин Р.И. Эффективность дегазации шахт Кузбасса // Вестник научного центра по безопасности работ в угольной промышленности. – 2011. – №2-2 – С. 116-119.

12. 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.

Полевщиков Г.Я. Основы эффективной разработки углеметановых месторождений Кузбасса / Г.Я. Полевщиков, Е.Н. Козырева, М.В. Шинкевич, О.В. Брюзгина // Вестник КузГТУ. – 2011. – № 3. – С. 8 – 11.

14. Тарасов Б. Г. Газовый барьер угольных шахт / Б.Г. Тарасов, В.А. Колмаков. – М.: Недра, 1978. – 200 с.

УДК 622.279.34

ИССЛЕДОВАНИЕ ПРОЦЕССА ДЕСОРБЦИИ МЕТАНА ПРИ ВЫСОКОНАПОРНОМ ВОЗДЕЙСТВИИ ЖИДКОСТИ НА УГОЛЬНЫЙ ПЛАСТ

к.т.н. Плаксин М.С., Родин Р.И.

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

Аннотация. В статье проведен обзор ряда исследований, которые всесторонне описывают процесс десорбции метана из угольных пластов. Большое внимание в работе уделено высоконапорным способам воздействия жидкостями на угольный пласт. В частности, выполнен анализ влияния влагонасыщенности угля на скорость его газоистощения.

Ключевые слова: угольный пласт, десорбция, дегазация, метан, гидроразрыв.

Исследования процессов десорбции [1-3] позволяют создавать способы управления метано-выделением угольных пластов с целью повышения безопасности ведения горных работ в условиях высокопроизводительных и высокогазоносных выемочных участков как на шахтах России, так и всего мира. На практике данные исследования позволяют рассчитывать и оценивать эффективность вентиляционных и дегазационных мероприятий, а также определять газовый потенциал подготавливаемого к отработке месторождения (природную газоносность угля).

В работе [4] показано, что дегазационные мероприятия зачастую имеют низкую эффективность вследствие несоответствия нормативной базы современным представлениям о формах существования метана в пласте и его эмиссии в условиях высокопроизводительных подготовительных и очистных забоев. Для устранения данного несоответствия и изучения процесса десорбции необходимо понимание взаимодействия метана и матрицы угля, как в единой системе «уголь-метан» (углеметановый геоматериал), т.е. в природном состоянии, так и при воздействии внешними силами, которое приводит к преобразованию системы.

Согласно современным представлениям [5] о формах существования метана в пласте, он содержится в трех состояниях: свободном, адсорбированном и по типу твердого углегазового раствора (ТУГР). С ростом глубин доля метана в состоянии по типу ТУГР возрастает. Для извлечения ТУГР необходимо выполнение условия разгрузки пласта от механических напряжений. В случае с неразгруженным пластом, 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. Процесс распада ТУГР при снижении напряжений приводит к интенсификации процесса диффузии, при этом происходит рост градиента давления, необходимого для увеличения скорости фильтрации.

Процесс десорбции неразрывно связан с понятием проницаемости пластов [6, 7]. Низкая проницаемость пластов зачастую обуславливает низкую скорость десорбции. При этом в работе [8] отмечается, что продолжительная десорбция позволяет увеличить проницаемость угольного 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 [9].

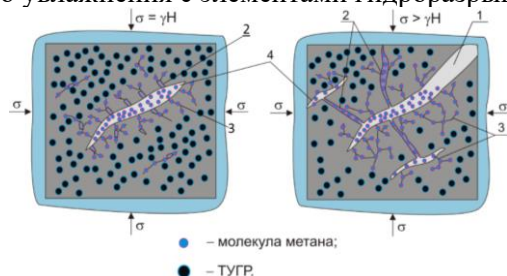
В работах [10, 11] представлены результаты исследований процессов адсорбции и десорбции в угле и их влияний на механические свойства при бурении скважины. В частности отмечается, что при росте давления свободного газа в кливаже, вследствие перераспределения напряжений в окрестности скважины, происходит 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.

Данные особенности существования метана в угле и процесса его десорбции определяют способы воздействия на угольный пласт с целью управления метановыделением на выемочных участках угольных шахт.

Анализ способов воздействия на угольный пласт с целью управления процессом газоотдачи пласта указывает на высокую долю технологий, связанных с высоконапорным воздействием жидкости на угольный пласт (от высоконапорного увлажнения пластов до поинтервального ориентированного гидроразрыва пласта).

В работе [12] представлены результаты исследования процесса увлажнения угольных пластов и приводится классификация насыщения угля водой. В ней 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 адсорбционного 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.

Обобщая научный опыт и знания, можно представить десорбцию метана в виде схемы процесса изменения физического состояния углеметанового геоматериала (рис.1). Слева на рис. 1 представлена модель блочного состояния угля в нетронutom массиве. Справа на рис. 1 отражен результат выполнения высоконапорного увлажнения с элементами гидроразрыва.



1 – трещина, созданная давлением воды; 2 – макропоры; 3 – микропоры; 4 – видимые поры и трещины

Рис. 1. Схематическое представление о физическом состоянии углеметановых геоматериалов с изменением пористости в угольном пласте до и после выполнения гидроразрыва

В результате незначительного 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 усадки 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).

Низкая скорость газовой выделению из блоков угля в слабо развитую 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 [13], где имеется высокая фильтрационная способность пласта благодаря наличию механической разгрузки.

Анализ способов высоконапорного воздействия жидкости на угольный пласт указывает на сложный характер процесса десорбции по отношению к эмиссии метана из дегазационных скважин, пробуренных по традиционным технологиям, прописанным в нормативных документах [14].

В работе [15] выполнен эксперимент с пробами природного угля, который подтверждает расхождение процессов десорбции для сухого и увлажненного угля. При этом выводы и интерпретация результатов автором недостаточно раскрыты.

Однако же авторами данной статьи представлена собственная интерпретация результатов эксперимента с точки зрения имеющихся современных научных знаний о системе «уголь-газ».

Три пробы угля по 0,65 кг угля были помещены в герметичные контейнеры. В первом контейнере уголь оставался сухим (природная влажность пробы), во второй контейнер была залита вода, а в третьем контейнере уголь увлажнялся под давлением 5 ат в течение суток. Далее колбы были подключены к измерительным пипеткам и при температуре примерно 18 °С начались замеры метановыделения из угля. Замеры выполнялись до прекращения выделения метана.

Далее увлажненные пробы нагревались до температуры 150 °С, и выполнялись замеры. Результаты эксперимента представлены на рис. 1-3.

На рис. 2 отражено, на сколько жидкость блокирует процесс десорбции газа из пробы увлажненного угля. Скорость газовой выделению из сухого угля даже на начальном этапе более чем в 4 раза превышает газовой выделению из влажного угля, далее отношение скоростей только увеличивается. Срок «активного» газоистощения из сухого угля более чем в 2 раза превышает газовой выделению из влажного угля.

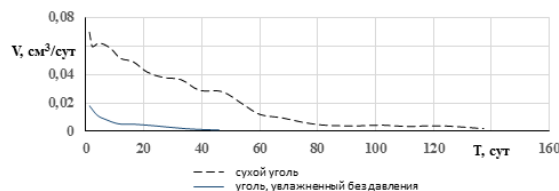


Рис. 2. Изменение скорости газоотдачи из проб угля

Влияние процесса нагнетания давления воды в пробу под давления 5 ат оказывает ощутимое влияние на процесс газоистощения по сравнению с увлажненным углем без давления (рис. 3), но менее значительное по сравнению с газовой выделению из проб увлажненного и сухого угля (рис. 2).

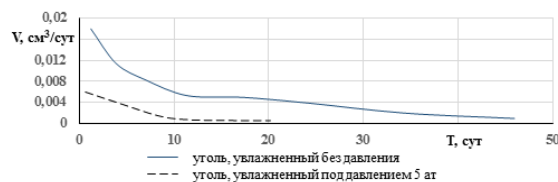


Рис. 3. Изменение скорости газоотдачи из проб увлажнённого угля

Нагрев проб увлажненного угля приводит к увеличению скорости газовой выделению (рис. 4) вследствие удаления влаги из пор и трещин. При этом в ходе эксперимента из пробы, увлажненной под давлением 5 ат, выделилось на 30 % метана больше, чем из пробы увлажненного угля без давления. Что вызвано, вероятнее всего, деструктивным влиянием давления на структуру угля и требует дополнительных исследований. С участием авторов планируется провести ряд экспериментов

по исследованию структуры угля в результате деструктивного влияния, оказываемого нагнетаемой в уголь жидкостью.

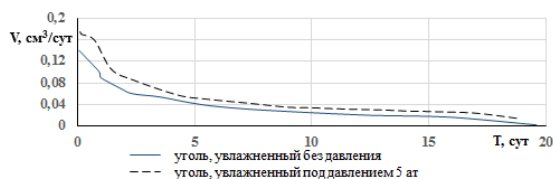


Рис. 4. Изменение скорости газоотдачи из проб увлажнённого угля в результате нагрева до 150°

Выводы. Влияние, оказываемое нагнетаемой в уголь водой на газовыделение из него, бесспорно. Вода, нагнетаемая под высоким давлением в пласт, приводит, с одной стороны, к развитию системы трещин и раскрытию пор, а, с другой стороны, к купированию этих пор и блокировке метана в угле. На практике, по мере «сушки» в прискважинной «обводненной» зоне пласта после высоконапорного увлажнения с элементами гидроразрыва будет интенсифицироваться процесс газовойделения. Параметры процесса интенсификации будут зависеть в большей степени от структуры угля, а их определение по описанной в работе методике позволит уточнять эффективность планируемых дегазационных мероприятий.

Библиографический список

1. Тайлаков О.В. Эмиссия метана при добыче угля в России / О.В. Тайлаков, А.Н. Кормин, М.Л. Гитарский, В.О. Тайлаков // Институт прикладной геофизики: сборник. - Москва, 2009. - С. 216-227.
2. Особенности газогемеханических процессов на выемочном участке шахты / Е.Н. Козырева, М.В. Шинкевич // Вестник Научного центра по безопасности работ в угольной промышленности. 2010. № 2. С. 28-35.
3. 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.
4. Родин Р.И. Эффективность дегазации шахт Кузбасса // Вестник научного центра по безопасности работ в угольной промышленности. - 2011. - №2-2 - С. 116-119.
5. 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. отк. от 10.11.1994, рег. №16, Москва. - 3 с.
6. 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.
7. 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.
8. 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.
9. Клишин В.И. Разупрочнение угольного пласта. в качестве метода интенсификации выделения метана / В.И. Клишин, Д.И. Косоулин, Б. Кубанычбек, К.М. Дурнин // Уголь. - 2010. - № 4. - С. 40 - 42.
10. 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. - 2015. - 137. - P. 142-151.
11. 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/ - 2013/ - 118. - P. 6113-6123.
12. 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, Кемерово, 3-4 июля 1963 г. - М.: Недра, 1965. - С. 218-225.
13. Gray I. Dartbrook low permeability zones // Sibra Pty Ltd, Report to Dartbrook Coal Pty Ltd. - 2002. - Job number 35.
14. Инструкция по дегазации угольных шахт. Серия 05. Выпуск 22. - ЗАО «Научно-технический центр исследований проблем промышленной безопасности», 2012. - 250 с.
15. Хашин В.Н. Увлажнение угольных пластов на шахтах Прокопьевского месторождения Кузбасса // Сборник трудов всесоюзного научно-технического совещания по методам нагнетания воды в угольные пласты, Кемерово 3-4 июля 1963 г. - М.: Недра, 1965. - С. 122-129.

ЭФФЕКТИВНОСТЬ ПЛАСТОВОЙ ДЕГАЗАЦИИ В ЗАВИСИМОСТИ ОТ ПРОЦЕССОВ СДВИЖЕНИЙ ПОРОД КРОВЛИ

к.т.н. Шинкевич М.В., Родин Р.И.

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

Аннотация. В статье показано, что продуктивность пластовой дегазации возрастает при подходе очистного забоя к скважинам на половину длины лавы. Это объясняется снижением напряжений в зоне опережающей разгрузки впереди очистного забоя.

Ключевые слова: угольный пласт, газоносность, технологические параметры, дегазация.

Сложности по обеспечению газовой безопасности горных работ возникают постоянно при превышении газосодержания отрабатываемого пласта более $9 \text{ м}^3/\text{т}$. Устранить эти проблемы возможно применением дегазации. Научные исследования по вопросам газуправления ведутся отечественными и зарубежными исследователями [1 – 12]. Изучение процессов, влияющих на эффективность применения дегазации очень актуальны в настоящее время. 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.

Известен ряд методов расчета параметров напряженно-деформированного состояния призабойной части пласта, основанных на оценке величин напряжений в массиве горных пород и шагов обрушений основной и непосредственной кровли. Показано, что наиболее приемлемым для решения задач настоящей работы является метод, разработанный проф. Мурашевым В.И. [13]. Определено, что шаг устойчивого пролета основной кровли близок минимальному периоду разгрузки пород от горного давления движущегося очистного забоя. Эта особенность позволяет уточнить изменения в напряженно-деформированном состоянии углекислого пласта в рассматриваемых условиях.

В нетронутых горными работами массиве величину горного и литологического давлений будем оценивать по следующим известным формулам.

Величина гидростатического давления

$$P_o = 0.01H_i, \text{ МПа}, \quad (1)$$

где H_i – глубина разработки пласта, м.

Величина литологического давления

$$\sigma_o = 0.025H_i, \text{ МПа}. \quad (2)$$

Общее давление

$$\sigma_{об} = P_o + \sigma_o, \text{ МПа}. \quad (3)$$

Действующие напряжения в пласте с учетом сводообразования при движении очистного забоя

$$\sigma_{\partial,i} = 0,025 \cdot (h_{л,i} + (h_i - h_{л,i}) \cdot (1 - \frac{h_{л,i}}{h_i}) + (H_i - h_i) \cdot (1 - \frac{h_i}{H_i})), \text{ МПа}, \quad (4)$$

где $h_{л,i}$ – высота свода полных сдвижений по длине очистного забоя в каждой точке длины выемочного столба, м; h_i – высота внешнего свода сдвижений по длине выемочного столба, м.

В [14] показано, что при обработке угольных пластов длинными очистными забоями геомеханический процесс связан не только с величиной отхода от монтажной камеры, но и с длиной лавы. При этом горным опытом и научными исследованиями установлено [15, 16], что при подходе очистного забоя к пластовой скважине на расстояние, близкое половине длины забоя, дебит метана из скважины увеличивается. Без разгрузки пласта от горного давления этот эффект невозможен. Известен и эффект перетока части метана из пласта в выработанное пространство, минуя призабойный объем. В условиях существенного снижения газопроницаемости пласта в направлении к обнаженной поверхности под действием горного давления указанная особенность газокинетического процесса может объясняться только формированием значительного давления газа за зоной максимальных напряжений.

Указанные особенности можно учесть с помощью полученных зависимостей изменений горного давления по длине столба. При этом имеем: в процессе разгрузки от горного давления уг-

леметановый пласт теряет часть растворенного метана прямо пропорционально снижению нормальных напряжений с возможностью соответствующего снижения общей метаносности за счёт фильтрации газа в выработку, но не ниже суммарной величины метаноёмкости угля и удельного объема метана в поровом пространстве угля.

С учётом вышеизложенных результатов исследования можем записать изменение вертикальных напряжений в зоне опережающей разгрузки

$$\sigma_{l,i} = \sigma_{\sigma,i} + (\sigma_0 - \sigma_{\sigma,i}) \left\{ 1 - \frac{1}{\left[1 + k_1 \exp \left[k_2 \cdot \frac{(x-x_0)}{0,5 \cdot l_l (1 - \exp(-\alpha \cdot t_{cp}))} - k_3 \right] \right]} \right\}, \text{ МПа}, \quad (5)$$

где $\sigma_{l,i}$ – напряжения, действующие в зоне опережающей разгрузки, МПа; σ_{σ} – действующие напряжения в пласте с учетом сводообразования над движущимся очистным забоем, МПа; σ_0 – геостатические напряжения, МПа; l_l – длина лавы по падению пласта, м; x – координата в глубину пласта по длине выемочного столба, м; x_0 – величина зоны напряжённо-деформированного состояния пласта, м; t_{cp} – среднее время между циклами выемки угля в забое, ч; k_1, k_2, k_3 эмпирические коэффициенты равные соответственно 3, 10,5, 0,6; α – реологический параметр, 1/ч, значение которого находим по формуле [13]

$$\alpha = 0,03/f^4 + 0,051, \text{ 1/ч}, \quad (6)$$

где f – средневзвешенная крепость угля в зоне влияния свода опережающей разгрузки углепородного массива.

Расчет для призабойной части пласта с использованием этого алгоритма изложен в [17]. Так мы видим, что из-за разгрузки пласта впереди забоя лавы формируется свободный метан (рис. 1). Именно его можно забрать средствами пластовой дегазации и именно этот метан, образующийся во время работы забоя, обеспечивает продуктивность скважин подземной дегазации.

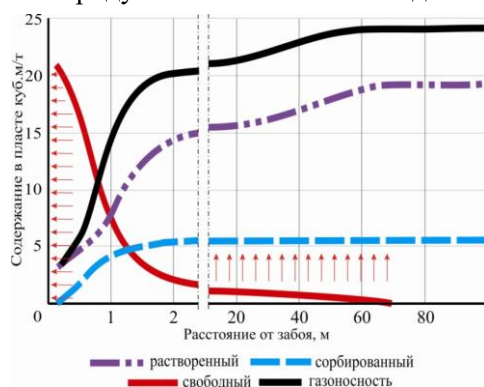


Рис. 1. Структура газоносности по формам существования метана в призабойной части пласта [17]

В подтверждение справедливости представлений о влиянии зоны снижения напряжений, опережающего линию очистной выработки, на продуктивность дегазационных скважин, ниже приводятся результаты анализа данных мониторинга дебита пластовых скважин выемочного участка 3-32 шахты Алардинская (рис. 2). Длина лавы 200-220 м. Длина исследуемого участка 1130 м. Мощность угольного пласта 4,25 – 5,6 м. Природная газоносность пласта 17,0 – 18,6 м³/т с.б.м. Глубина работ от поверхности 520 – 660 м.

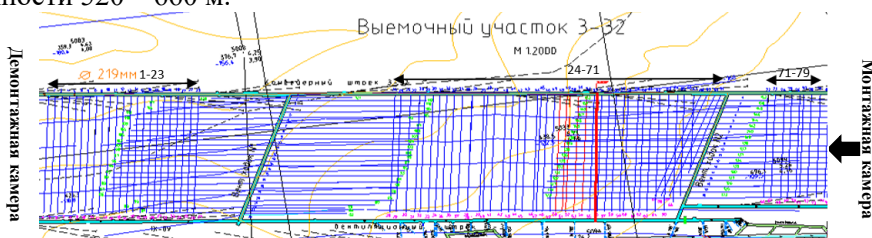


Рис. 2. Схема расположения дегазационных пластовых скважин на выемочном участке 3-32

Аналізу подверглись данные мониторинга дебита 79 одиночных пластовых скважин, которые были разделены на три интервала в первую очередь по пространственному расположению. Максимальное время работы исследуемых скважин составило 1412 суток, минимальной 212. Максимальный средний дебит дегазационных скважин 78,6 м³/сутки, минимальный – 0,9 м³/сутки. Общий объем каптированного метана составил 1278845 м³ (21 % от общего объема метана, заключенного в угольном пласте оцениваемой области выемочного участка 3-32). При этом на 1-ом интервале

каптировано – 313271 м³ метана (27%), на 2-ом интервале – 952480 (37%) и на 3-ем – 13094 (3,5%). При этом интересен тот факт, что на момент выключения от дегазационной магистрали ближайшей к очистному забою скважины №79 (расстояние 10 м) продуктивность всех 79 скважин на тот момент (за 1048 суток с начала работы скважины №1) составила 835699 м³ метана (14 % от общего объема) (условно предварительная дегазация). Соответственно 443146 м³ метана было каптировано за последующее 374 суток работы дегазационной системы участка (текущая дегазация).

В связи с представленной теоретической базой влияния изменения напряжения на реализацию растворенного метана и имеющейся фактической информацией работы дегазационных скважин интересно проанализировать изменение продуктивности каждой из них, в непосредственной близости от очистного забоя. На рис. 3. показаны графики изменения суточной продуктивности ряда дегазационных скважин.

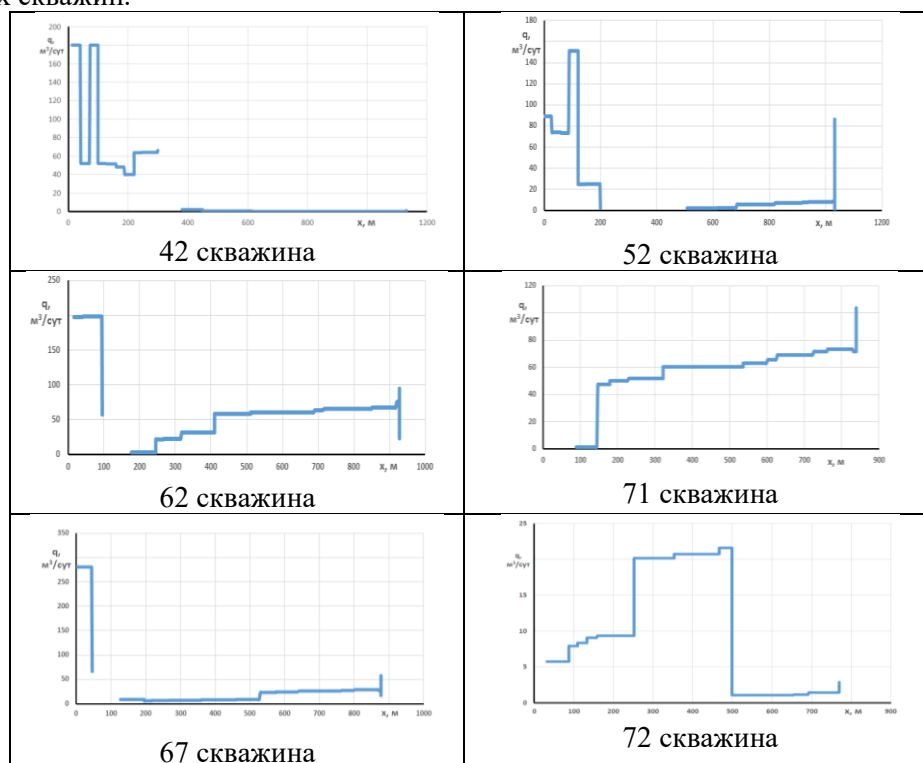


Рис. 3. Продуктивность дегазационных скважин № 42, 52, 62, 67, 71, 72 в зависимости от расстояния до линии очистного забоя

Продуктивность большей части проанализированных дегазационных скважин характеризуется резким ростом дебита метана на расстоянии 100-120 метров от линии очистного забоя (скважины 42, 52, 62, 67). Однако несколько скважин (71, 72) характеризуется изначально высокими значениями дебита метана и отсутствием всплеска метановыделения при снижении напряжений в пласте опережающим очистной забой. Показательно, что данные скважины расположены в непосредственной близости от подготовительной горной выработки (вентиляционный ходок № 2). В данном случае, характер процесса метановыделения из скважин объясняется формированием зоны разгрузки еще до подхода лавы за счет проходки подготовительной выработки. Данная зона наблюдается на скважинах с 68 по 72 (рис. 4) и составляет 98 м.

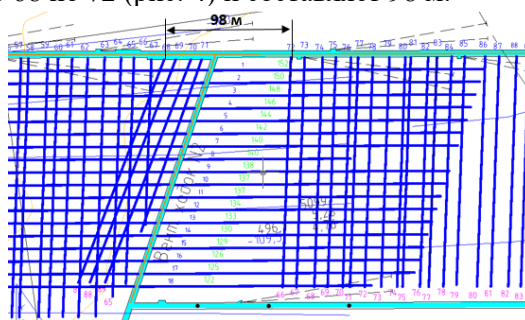


Рис. 4. Зона снижения геостатических напряжений, вызванное проходкой вентиляционного ходка № 2

Анализ фактических данных дебита метана подтверждает справедливость утверждения о формировании зоны опережающей разгрузки при ведении очистных работ на расстояние равное половине длины очистной выработки.

Выводы. Таким образом, представленный в работе подход оценки изменения вертикальных напряжений в зоне опережающей разгрузки позволит оценить объем свободного метана, который выделится в дегазационные скважины, расположенные в данной зоне. В свою очередь данная оценка позволит повысить эффективность текущей пластовой дегазации за счет регулирования скорости подвигания очистной выработки, увеличивая время на извлечение метана скважинами, попадающими в зону снижения напряжений, опережающих линию очистной выработки.

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 // IOP Conference Series: Earth and Environmental Science. - Ser. «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. – P. 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. – P. 10–19.
6. Прогноз метановой опасности угольных шахт при интенсивной отработке угольных пластов / Н. М. Качурин, В. И. Клишин, А. М. Борщевич, А. Н. Качурин. - Тула – Кемерово: ТулГУ, 2013. - 220 с.
7. Черданцев Н. В., Шадрин А. В. Расчет траектории движения одиночной трещины, расположенной в массиве горных пород, нагруженной давлением жидкости // Вестник Научного центра по безопасности работ в угольной промышленности. - 2017. - № 4. - С. 18 – 26.
8. Portola, Vyacheslav Alekseevich. Indirect Negative Influence of Coal Mine Motor Vehicles on the Environment [Electronic resource] / V. A. Portola, E. S. Torosyan, A. S. Kuznetsova // Applied Mechanics and Materials : Scientific Journal. - 2015. - Vol. 770 : Urgent Problems of Up-to-Date Mechanical Engineering. - P. 690-694.
9. Shadrin, Y. Diyuk. Geophysical criterion of pre-outburst coal outskueezing from the face space into the working // International Journal of Mining Science and Technology. - <https://doi.org/10.1016/j.IJMST.2018.11.001>.
10. Kormin A.N. Seismological survey of the coal fields based on the applying of the low-power sources of oscillation / Tailakov O.V., Sokolov S.V., Makeev M.P., Kormin A.N. // E3S Web of Conferences Electronic edition. – 2018. - №01029. - P. 1-5.
11. 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.
12. Тайлаков О. В., Тайлаков В. О., Макеев М. П., Соколов С. В., Кормин А. Н. К оценке ресурсов шахтного метана в выработанном пространстве. // Отдельный выпуск Горный информационно-аналитический бюллетень. - 2013. - № ОВ 6. - С. 160 – 165.
13. Мурашев В.И. Разработка научных основ безопасного ведения горных работ в угольных шахтах на основе исследования геомеханических процессов: автореферат дис. докт. техн. наук. – М., 1980. - 36 с.
14. Геомеханические поля и процессы: экспериментально-аналитические исследования формирования и развития очаговых зон катастрофических событий в горнотехнических и природных системах: Том 1. / В.Н. Опарин, Г.Я. Полевщиков, Е.Н. Козырева, М.В. Шинкевич, М.С.Плаксин и др.; отв. Ред. Н.Н. Мельников, Рос. акад. наук, Сиб. отд-ние, Ин-т горного дела. Новосибирск: Изд-во СО РАН, 2018. - 549 с.
15. Забурдяев В.С. Обоснование способов и параметров извлечения метана при высокоинтенсивной отработке газоносных угольных пластов: дис.... докт. техн. наук / Забурдяев В.С. – М., 2007.
16. Забурдяев В.С. Новые методы дегазации и управления газовыделением в угольных шахтах: обзорн. информ. – М.: ЦНИЭИуголь, 1990. - Вып. 2.
17. Шинкевич, М.В. Газовыделение из обрабатываемого пласта с учётом геомеханических процессов во вмещающем массиве / М.В. Шинкевич // Горный информационно –аналитический бюллетень. – 2013. - Отд. вып. - № 6. – С. 278 –285.

ОЦЕНКА ПРИРОДНОЙ ГАЗОНОСНОСТИ УГОЛЬНЫХ ПЛАСТОВ

Рябцев А.А., к.т.н. Козырева Е.Н.

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

Аннотация. Представлен подход к оценке природной газоносности угольных пластов, основанный на данных геологоразведочных скважин и их интерполяции. Расчеты базируются на положении теории сорбции и учитывают изменение газоносности от действующих в пласте напряжений. Результаты позволяют заблаговременно обосновывать безопасные по газовому фактору технологические параметры угледобычи.

Ключевые слова: угольный пласт, природная газоносность, геостатические напряжения, давление газа, глубина залегания пласта, картирование.

Проблемы достоверной оценки природной газоносности угольных пластов достаточно актуальны в современных условиях ведения горных работ. От точности определения количества газа, содержащегося в единице массы или единице объема угля, напрямую зависит полноценность решения задач по обеспечению эффективности и безопасности (по газовому фактору) угледобычи. 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 допустимой нагрузки на подготовительные и очистные забои; на этапах заблаговременного выбора схемы управления газовой выделением 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.

Сложность определения природной газоносности связана с малым числом данных прямого газового опробования при проведении геологоразведочных работ и значительной изменчивости условий залегания пластов даже на небольших участках горного блока. Сложность усугубляется при подготовке пластов, подвергшихся предварительной подработке или надработке. Это объясняется тем, что находясь вне зоны влияния горных работ, пласт сохраняет устойчивое состояние, однако в окрестности горных выработок при снижении напряжений происходит выделение части газоносности по образующимся фильтрующим каналам. А учитывая, что геомеханические процессы, происходящие в массиве горных пород при отработке пластов, охватывают значительные объемы углегазоносной толщи, процесс газовой выделенности способен сформировать опасности взрывов метано-воздушной смеси и внезапных выбросов угля и газа.

Для принятия эффективных решений по предотвращению опасных газовых ситуаций в очистных и подготовительных выработках в Институте угля ФИЦ УУХ СО РАН выполняются работы по исследованию свойств углей, динамических явлений, геомеханических особенностей массива горных пород и по решению технологических задач при подземной угледобыче [1 – 6].

В настоящее время, определение природной газоносности пластов на угольных месторождениях РФ, регламентируют нормативные документы [7, 8]. Значение газоносности принимается либо, полученное при геологоразведочных работах в точках пересечения геологоразведочными скважинами шахтопластов, либо, полученное на пластовых пробах, отобранных непосредственно из горных выработок. Определение газоносности на стадии геологоразведки носит нерегулярный характер – в среднем, пробы угля только одной из пяти скважин поступают на прямое газовое опробование. Столь редкая сетка прямого газового опробования может привести к недостоверному определению газоносности в месте разработки угольного пласта, а, следовательно, к принятию неправильных решений по управлению газовой выделенностью на выемочных участках. Поэтому крайне важно увеличивать информационную плотность исходных данных в пределах рассматриваемого участка месторождения, а прогнозные значения газоносности должны постоянно уточняться.

Горная наука и практика при оценке газокинетических свойств углей (в том числе газоносности) продолжает опираться на теорию сорбции. Недостаток такого подхода заключается в несоответствии расчетных и фактических значений газоносности на глубоких горизонтах. Предлагаемый авторами статьи подход к расчету природной газоносности угольных пластов обладает новизной и опирается на новые знания о содержании газа в угле, при этом не противоречит классическим представлениям, а дополняет их.

Оценка природной газоносности и её изменчивость, оценка горно-геологических условий залегания пластов выполняются методом, включающим:

- формирование электронной базы геологоразведочных данных;
- применение основных положений теории сорбции с уточнением значений предельной метаноёмкости и константы метаноёмкости;
- расчет газоносности с учётом действующих напряжений в пласте в зонах газового дренирования и опережающей разгрузки при движении очистного или подготовительного забоев, природных свойств угля; либо уточнение газоносности прямым методом отбора пластовых проб из горных выработок;
- установление зависимости изменения газоносности от глубины залегания пластов на рассматриваемом участке месторождения;
- интерполяцию методом крикинга значений газоносности в пределах рассматриваемого выемочного поля с учетом планов развития горных работ;
- моделирование в пространственных плоскостях по площади и глубине массива точечных (по геологоразведочным скважинам) значений: природной газоносности, глубины залегания, мощности, угла падения пластов, зольности, влажности угля, выхода летучих веществ;
- построение компьютерных карт природной (уточненной) газоносности пластов или иного параметра горно-геологических условий залегания пластов из базы геологоразведочных данных;
- построение профилей свойств и условий залегания пластов по заданным трассам.

Предложенный метод оценки природной газоносности угольных пластов успешно апробирован для условий месторождений Кузбасса при совместном (с инженерно-техническими и геологическими службами шахт) выполнении научно-практических работ.

В качестве реализации предлагаемого метода служит приведенный ниже пример.

На первом этапе сформирована база данных в виде электронных таблиц, содержащих информацию об отметках устьев скважин в пределах выемочного поля, стратиграфии залежи и свойств пластов.

Из-за недостаточного количества данных о газоносности выполнен её расчет с введением в основную формулу поправок, адаптированных для условий угольных пластов Кузбасса.

Уточнены значения констант a и b , входящих в уравнение Ленгмюра:

$$x_L = abP/(1 + bP), \quad (1)$$

где x_L – сорбционная метаноёмкость, см³/г с.б.м.; a – предельная метаноёмкость, см³/г; b – константа метаноёмкости, 1/МПа; P – давление газа, атм.

Значение давление газа, входящее в уравнение Ленгмюра (1), дополнено значением природных напряжений в массиве, которые оцениваются по общепринятым формулам:

$$\sigma_0 = 0,025H, \quad (2)$$

$$P_0 = 0,01H, \quad (3)$$

где σ_0 – геостатические напряжения, МПа; P_0 – гидростатическое давление (внутрипластовое давление газа), МПа; H – глубина залегания пласта, м.

С целью повышения точности расчетов и их приближенности к условиям и свойствам пластов угленосных свит Кузбасса установлены зависимости изменения газоносности от глубины залегания пластов для участков месторождений. Характер установленной связи для каждого месторождения имеет вид степенной функции, с коэффициентом среднеквадратического отклонения не менее 0,97.

Далее выполнен расчет газоносности по выражению, которое представлено в виде функции:

$$X_p = \varphi(\alpha, \beta, A, B, \sigma, H, A_c, W) \quad (4)$$

где X_p – расчетная газоносность пласта, м³/т с.б.м.; α, β – эмпирические коэффициенты, устанавливаемые для каждого месторождения; $A = \varphi(V^{daf})$ – предельная метаноносность, м³/т; $B = \varphi(V^{daf})$ – константа метаноносности, 1/МПа; V^{daf} – выход летучих веществ, %; σ – напряжение в пласте, определяется как сумма геостатического напряжения и гидростатического давления (внутрипластового давления газа), МПа; H – глубина залегания пласта, м; A_c – зольность угля, %; W – влажность угля, %.

Установлено, что для условий залегания пластов на рассмотренных участках месторождений значения параметров уравнения (4) изменяются в пределах: $A = 7,6 \div 58,1$ м³/т, $B = 0,028 \div 0,097$ 1/МПа, а значения показателей α и β равны 0,21 и 0,22, соответственно.

Зависимость (4) позволяет рассчитать природную газоносность пласта для любого участка месторождения в заданной точке.

Исходные данные и расчетные параметры при определении газоносности представлены в виде фрагмента в табл. 1.

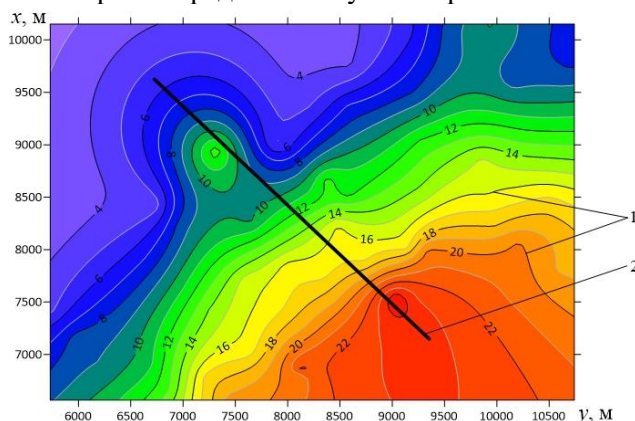
Исходные геологоразведочные данные и расчетные параметры при определении газоносности угольных пластов Кузбасса

Номер скважины	Исходные данные					Расчетные данные			
	H, м	X, м ³ /т с.б.м.	Vdaf, %	Ac, %	W, %	A, м ³ /т	B, 1/МПа	□, 1/МПа	Xp, м ³ /т
1153	223	11	38,8	8,5	2,5	50	0,048	8,0	10
1159	180	н/д	38,6	6,3	3,2	50	0,047	6,5	9
1148	291	13	38,4	6,0	3,2	52	0,047	10,4	13
1139	440	17	38,5	5,5	2,9	52	0,047	15,6	17
1132	478	н/д	37,5	6,0	3,0	54	0,044	16,9	19
1134	492	21	38,0	6,5	2,4	53	0,046	17,4	19
1131	422	21	40,0	6,0	1,9	47	0,052	15,0	17
1120	538	21	39,0	5,5	1,3	50	0,049	19,0	20
1278	80	н/д	39,0	6,5	3,6	50	0,049	3,0	4
1284	100	6	38,0	6,5	3,5	53	0,046	3,7	5
1274	275	14	38,0	6,5	2,7	53	0,046	9,8	12

Примечание: н/д – нет данных

Следующий этап оценки газоносности – интерполяция и картирование искомого параметра в пределах рассматриваемого выемочного поля.

По координатам x и y устьев геологоразведочных скважин получены компьютерные карты, координата z соответствует искомому параметру из базы геологоразведочных данных, например, газоносности, как представлено на рис. 1. Для интерполяции применяется геостатистический метод кригинга, который позволяет строить предполагаемую поверхность из набора точек с z -значениями.



x – направление на север, м; y – направление на восток, м; 1 – изогазы пласта, м³/т;
2 – трасса условной выработки

Рис. 1. Карта расчетной природной газоносности угольного пласта (Байдаевское месторождение Кузбасса)

Представленная на рис. 1 карта отражает значительную изменчивость природной газоносности пласта (от 4 до 24 м³/т) на рассматриваемом шахтоучастке и позволяет выявлять области массива с повышенным газовым потенциалом. Например, в юго-восточной части участка, откуда способна реализоваться большая часть газа в процессе угледобычи.

С учётом установленной пространственной изменчивости газоносности выполняется обоснование безопасных по газовому фактору технологических параметров до начала ведения горных работ – на стадии планировки шахтного поля, таких как: выбор порядка отработки выемочных участков, их геометрических размеров, направления движения очистных и подготовительных забоев [9]. А также выполняется оценка перспективности проектируемых участков по добыче угля и извлечению газа.

Данные компьютерных карт позволяют в автоматическом режиме получить профиль (график) изменчивости искомого параметра на заданном отрезке, в том числе по осям планируемых к отработке выемочных участков или по трассам проведения подготовительных выработок.

На рис. 2 представлен график изменения газоносности пласта по длине L условной выработки, показанной на карте рис. 1.

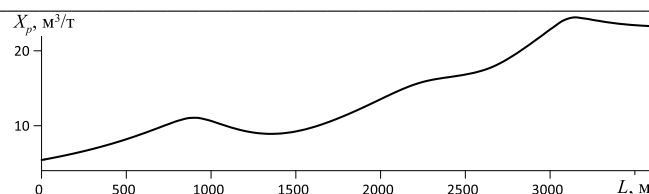


Рис. 2. Профиль газоносности угольного пласта по трассе условной выработки

Выводы. Анализ профилей служит основанием для заблаговременного выбора схемы управления газовой выделением 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.

В Институте угля ФИЦ УУХ СО РАН в дополнение к изложенному косвенному методу определения газоносности разрабатывается инновационный горно-экспериментальный метод прямого определения газоносности угольного пласта [10]. Для реализации метода создано специальное устройство для оперативного измерения газоносности угольного пласта и мониторинга его газодинамических (энергетических) показателей.

Библиографический список

1. Тайлаков О.В. Оценка газоносности и проницаемости угольных пластов в шахтных условиях / О.В. Тайлаков, А.Н. Кормин, Е.А. Уткаев // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2018. – № S 49. – С. 148–157.
2. Клишин В.И. Обеспечение безопасной подземной угледобычи / В.И. Клишин // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2017. – № S5-2. – С. 68–79.
3. Шадрин А.В. Развитие методов текущего прогноза внезапных выбросов угля и газа на шахтах Кузбасса / А.В. Шадрин // Безопасность труда в промышленности. – 2019. – № 7. – С. 22–31.
4. Черданцев Н.В. Разработка и реализация математической модели геомеханического состояния горного массива, вмещающего угольный пласт и пройденную по нему выработку // Н.В. Черданцев, С.В. Черданцев // Вычислительные технологии. – 2017. – № 1. – С. 84–96.
5. Плаксин М.С. Метод автоматизированного текущего контроля газодинамической активности угольных пластов при проведении подготовительных выработок на основе данных регионального прогноза / М.С. Плаксин, Рябцев А. А. // Вестник Научного центра по безопасности работ в угольной промышленности. – 2019. – № 1. – С. 82–88.
6. Козырева Е.Н. Specifics of geomechanical processes in the rock mass when mining the coal seam [Особенности геомеханических процессов в массиве горных пород при отработке угольного пласта] / Е.Н. Козырева, М.В. Шинкевич // Безопасность труда в промышленности. – 2019. – № 5. – С. 33–39.
7. Инструкция по определению и прогнозу газоносности угольных пластов и вмещающих пород при геологоразведочных работах. – М.: Недра, 1977. – 96 с.
8. Рекомендации по определению газоносности угольных пластов. Серия 05. Выпуск 48. – Закрытое акционерное общество «Научно-технический центр исследований проблем промышленной безопасности», 2017. – 44 с.
9. Козырева, Е.Н. Обоснование безопасных (по газовому фактору) технологических параметров очистных и подготовительных забоев на основе оперативного измерения газоносности угольного пласта / Е.Н. Козырева, М.В. Шинкевич // Научно-технические технологии разработки и использования минеральных ресурсов. – 2019. – № 5. – С. 403–408.
10. Плаксин, М.С. Основы создания инновационного метода определения природной газоносности угольных пластов / М.С. Плаксин, Е.Н. Козырева, Р.И. Родин // Научно-технические технологии разработки и использования минеральных ресурсов. – 2019. – № 5. – С. 398–403.

УДК 622.012, 551.583.2

ИНВЕНТАРИЗАЦИЯ ВЫБРОСОВ ПАРНИКОВЫХ ГАЗОВ УГЛЕДОБЫВАЮЩЕГО РЕГИОНА

д.т.н. Тайлаков О.В., к.т.н. Застрелов Д.Н.

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

Аннотация. Проведена оценка объемов выбросов парниковых газов на региональном уровне. Выделены объемы выбросов парниковых газов по секторам «Энергетика» «Промышленные процессы и использование продукции» «Сельское хозяйство, лесное хозяйство и другие виды землепользования», «Отходы». Рас-

смотрены возможности сокращения выбросов парниковых газов в секторе «Энергетика» за счет тиражирования технологий переработки шахтного метана в блочно-модульных котельных, контейнерных газогенераторных станциях для выработки тепловой и электрической энергии.

Ключевые слова: парниковые газы, энергетика, угледобывающий регион, углекислый газ, метан, фугитивные выбросы, добыча угля, утилизация шахтного метана.

В процессе добычи угля подземным способом в атмосферу выделяются прямые выбросы парниковых газов – шахтного метана. Основным источником являются выбросы шахтного метана [1, 2]. Существуют различные технологии переработки угольного метана, в том числе для производства тепловой и электрической энергии [3-6]. В условиях угольной промышленности значимым фактором, способствующим внедрению технологий сокращения выбросов парниковых газов, является оценка экономической эффективности проектов [7-9]. Создание дополнительных экономических выгод для инициатора проекта будет способствовать внедрению и тиражированию апробированных технологий сокращения выбросов парниковых газов в условиях угольной промышленности.

Система управления выбросами парниковых газов является многоуровневой: предприятие – регион – макрорегион – федеральный уровень. На уровне предприятия инвентаризация выбросов парниковых газов регламентируется нормативными документами Минприроды России. При этом каждое предприятие вносит свой вклад в объем выбросов парниковых газов на уровне региона. Министерством также утверждены методические рекомендации по проведению ежегодной инвентаризации выбросов парниковых газов на региональном уровне. На уровне Российской Федерации ежегодно составляется национальный доклад о кадастре антропогенных выбросов из источников и абсорбции поглотителями парниковых газов.

Инвентаризация парниковых газов на региональном уровне включает в себя выбор метода оценки, сбор данных о деятельности, коэффициенты выбросов и другие параметры, оценку выбросов, контроль и обеспечение качества выполненных работ, проверку достоверности (верификацию) расчетов, оценку их неопределенности и, наконец, подготовку отчета в форме доклада о кадастре парниковых газов, комплекта стандартизованных таблиц отчетности. Инвентаризация выбросов парниковых газов на уровне региона проводится по четырём секторам, объединяющим соответствующие процессы, источники и поглотители: «Энергетика», «Промышленные процессы и использование продукции», «Сельское хозяйство, лесное хозяйство и другие виды землепользования», «Отходы» [10].

Расчёт объемов выбросов выполняется для следующих парниковых газов:

- углекислый газ (CO_2);
- метан (CH_4);
- закись азота (N_2O);
- трифторид азота (NF_3);
- гидрофторуглероды (ГФУ);
- перфторуглероды (ПФУ).

Каждый экономический сектор состоит из отдельных категорий и подкатегорий источников. Категория, которая оказывает значительное влияние на совокупный выброс парниковых газов по абсолютной величине (уровню выброса), тенденции, или неопределенности оценок его величины в Кадастре называется ключевой (основной) категорией. При сжигании разных видов моторного топлива транспортными средствами происходят прямые выбросы парниковых газов диоксида углерода (CO_2), метана (CH_4) и оксида диазота (N_2O)

Фугитивные выбросы включают эмиссии от добычи, хранения, первичной переработки, транспортировки и потребления нефти, угля и газа, а также от сжигания топлив в тех случаях, когда энергия, выделяющаяся при сжигании, не используется (например, при добыче и транспортировке угля и т.д.). В Российской Федерации уголь является одним из основных энергоносителей.

Учет объемов эмиссии метана, сопровождающей процессы угледобычи и переработки, имеет важное значение для разработки мероприятий по повышению эффективности дегазации угольных шахт, а также для оценки общих выбросов метана из угольных пластов, данные о которых должны включаться в национальные сообщения по выбросам парниковых газов.

Геологические процессы образования угля приводят к образованию метана (CH_4), а в некоторых пластах может присутствовать и диоксид углерода (CO_2). Метан находится в угольных пластах, в их трещинах и прилегающих пустотах. В угольных пластах содержатся сравнительно небольшие объемы свободного CH_4 . В основном он абсорбирован в твердом углегазовом растворе или

адсорбируется на поверхностях макромолекул и микротрещин. В естественных условиях в угольных пластах существует динамическое равновесие между свободным и связанным метаном, которое нарушается при их вскрытии и разработке [10].

СН₄ является основным парниковым газом, высвобождаемым при добыче угля и последующем с ним обращении.

Фугитивные выбросы парниковых газов при добыче угля подземным и открытым способом происходят в результате следующих процессов.

1. Добыча. Разработка угольных месторождений приводят к выделению газообразного СН₄ из рабочего угольного пласта и близлежащих слоев, в результате чего газ поступает в подземные горные выработки (при подземном способе добычи) или непосредственно в атмосферу (при открытом способе добычи). СН₄ является основным парниковым газом, высвобождаемым при добыче угля и последующем с ним обращении. Количество выделяющегося СН₄ характеризуется термином метанообильность. Абсолютная метанообильность представляет собой дебит СН₄, в единицу времени, а относительная – отношение объема газа, выделившегося за определенное время, к тонне угля, добытого за тот же период. Являясь производными метаноносности конкретного угольного пласта, показатели метанообильности достаточно постоянны во времени. Каждому угольному бассейну присущи определенные значения метаноносности угольных пластов, которые возрастают с глубиной их залегания благодаря росту сорбционной способности углей и изменению их пористости [11]. Метаноносность угольных пластов и метанообильность угольных шахт находятся под постоянным инструментальным контролем со стороны инженерных служб, которые обеспечивают безопасность подземных работ.

2. Последующее обращение с углем. Не весь газ высвобождается в процессе разработки угольного пласта: уголь, как правило, продолжает высвобождать газ и после его добычи, более медленно, чем при добыче. Выбросы при последующей обработке угля и его транспортировке называются выбросами при последующем обращении с углем.

3. Низкотемпературное окисление. Эти выбросы происходят в результате естественного окисления угля атмосферным кислородом, результатом которого является выделение СО₂ в незначительном количестве.

4. Самовозгорание угля. Процесс низкотемпературного окисления происходит с образованием некоторого количества теплоты (самонагревание). При достижении критических значений температуры происходит самовозгорание угля. Для самовозгорания характерны быстрота реакции окисления (горения) и высокая скорость образования СО₂, иногда наблюдается видимый огонь. Самовозгорание угля может быть как природным, так и антропогенным, т.е. связанное с деятельностью угольной промышленности. Отметим, что в рамках Методических рекомендаций рассматривается только антропогенное самовозгорание.

После истощения месторождения, закрытые угольные шахты могут продолжать высвобождать метан. В целях безопасности, чтобы исключить образование и выброс в атмосферу метана из закрытых шахт после прекращения угледобычи, неэксплуатируемые подземные угольные шахты в России затапливаются водой. Согласно МГЭИК, затопленные угольные шахты не являются источниками выбросов метана и, соответственно, не рассматриваются в Методических рекомендациях.

Определение фугитивных выбросов парниковых газов, связанных с добычей угля, выполнено в соответствии с Уровнем 2 Методики, учитывающим региональные коэффициенты выбросов [10]. Расчет фугитивных выбросов при добыче, обработке, хранении и транспортировке угля в рамках составления региональных кадастров, выполнен для двух категорий источников парниковых газов, относящихся к открытой и подземной разработке угля (табл. 1).

Таблица 1

Выбросы парниковых газов по видам при добыче угля и последующим обращением с ним

Год	Выбросы СН ₄ , тыс.т			Всего СН ₄ , тыс.т	Выбросы СН ₄ для внесения в Кадастр, тыс.т
	при добыче угля подземным способом	при последующем обращении с углем	при добыче угля открытым способом		
1990	851,799167	162,764172	226,384290	1240,947629	1240,9476
2014	840,4091936	160,587744	482,4007705	1483,397708	1483,3977
2015	802,4850429	153,341091	514,0615535	1469,887687	1469,8877
2016	855,9815212	163,563348	534,9429745	1554,487844	1554,4878
2017	892,9105745	170,619855	576,9409195	1640,471349	1640,4713
2018	940,9908197	179,807163	611,041541	1731,839524	1731,8395

Выбросы парниковых газов в секторе «Энергетика» представлены выбросами CO₂, CH₄, N₂O при сжигании топливных ресурсов для выработки тепло- и электроэнергии, а также при сжигании моторного топлива транспортом, CO₂ и CH₄ при фугитивных выбросах (рис. 1).

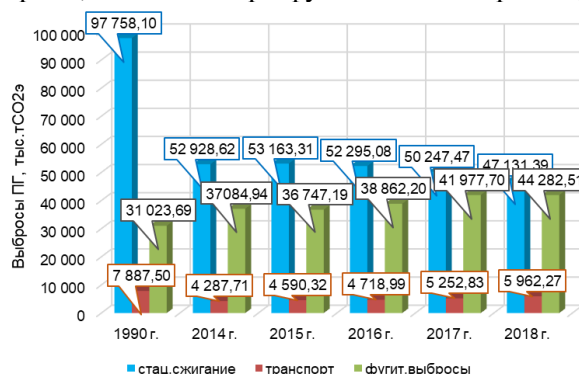


Рис. 1. Структура выбросов парниковых газов региона по сектору «Энергетика»

Временные ряды инвентаризации выбросов являются важной частью кадастра парниковых газов субъекта Российской Федерации, так как показывают исторические тенденции выбросов и свидетельствуют об эффективности стратегий их снижения.

Результаты инвентаризации выбросов и поглощения парниковых газов на территории Кемеровской области представлены в табл. 2.

Таблица 2

Результаты инвентаризации выбросов парниковых газов

Год	Выбросы ПГ по секторам, тыс. тСО ₂ э				Всего выбросы ПГ, тыс. тСО ₂ э	Поглощение лесными землями, тыс. тСО ₂ э	Всего выбросы ПГ с учетом абсорбции, тыс. тСО ₂ э
	Энергетика	Промышленные процессы и использование продукции	Сельское хозяйство	Отходы			
1990	136 669,28	32 721,21	23 396,54	355,12	193 142,15	-	193 142,15
2014	94 301,28	26 259,93	11 605,94	734,7	132 901,87	10 976,23	121 925,62
2015	94 500,82	25 793,36	11 975,24	744,13	133 013,55	11 108,97	121 904,58
2016	95 876,27	24 568,92	11 930,49	752,07	133 127,76	11 206,88	121 920,87
2017	97 477,99	25 406,06	11 768,01	756,26	135 408,32	11 454,61	123 953,71
2018	97 376,16	24 532,72	11 537,23	761,58	134 207,69	11 534,80	122 672,89

Сектор «Промышленные процессы» включает в себя оценку объемов выбросов парниковых газов: CO₂ производстве продукции из минерального сырья, а также цемента, стекла, керамических изделий; CO₂ и N₂O в химической промышленности и CO₂, CH₄ и ПФУ (CF₄ и C₂F₆) в металлургической промышленности.

Абсолютные показатели сокращения объема выбросов парниковых газов по каждому сектору экономики рассчитываются для каждой категории выбросов и измеряются в тоннах CO₂-эквивалента. Под базовым уровнем при расчете перечисленных показателей должен приниматься уровень выбросов парниковых газов в 1990 году.

Сокращение выбросов парниковых газов в секторе «Энергетика» возможно за счет внедрения технологий утилизации дегазационного метана, метана исходящих вентиляционных струй и его использования для выработки электрической и тепловой энергии.

При реализации мероприятий по сокращению выбросов шахтного метана необходимо учитывать, что для угледобывающего предприятия во внедрении утилизационной технологии, помимо экологической, важна также экономическая составляющая. Прежде всего, необходимо исходить из наличия кондиционного метана в углепородном массиве. Значительными ресурсами CH₄ характеризуются шахты, функционирующие на юге Кузбасса, например: на шахте «Ерунаковская-VIII» (АО «ОУК «Южкузбассуголь») возможно внедрение контейнерных теплоэлектростанций (КТЭС) и блочно-модульных котельных (БМК), ООО «Шахта «Алардинская» (АО «ОУК «Южкузбассуголь») возможно внедрение КТЭС, на ООО «Шахта «Юбилейная» (АО «ТопПром») возможно внедрение КТЭС и блочно-модульных котельных, на шахте «Распадская» (ПАО «Распадская») возможно внедрение КТЭС. Наличие коллекторов метана в пределах горного отвода не всегда является безусловным основанием для успешного применения установок по утилизации CH₄. Необходимо также

чтобы удаление коллекторов метана от потребителя не приводило к потере экономического эффекта от реализации проекта, за счет выполнения строительно-монтажных и технологических работ по обеспечению условий для транспортировки газа или поставки вырабатываемой энергии в общую сеть. Кроме того, следует учитывать потенциал отдельных коллекторов, планы развития горных работ, эксплуатационные условия на дневной поверхности. О способности к учету данных факторов в планируемом технологическом процессе свидетельствует, прежде всего, наличие опыта реализации проектов утилизации шахтного метана. На основе имеющегося практического опыта использования CH_4 АО «СУЭК-Кузбасс», заключающегося в работе КТЭС и БМК на шахтах им. С.М. Кирова и «Комсомолец», внедрение новых установок возможно на производственных единицах этой компании. Например, для шахты им. С.М. Кирова возможно внедрение дополнительных КТЭС, для шахты им. В. Д. Ялевского также возможно внедрение КТЭС, для шахты «Полысаевская» возможны варианты с переводом котельных на метан.

В целом, с учетом вышеперечисленного, определение площадок для реализации мероприятий по сокращению выбросов шахтного метана требует отдельного комплекса научно – технических работ, включающих всесторонний анализ параметров горного отвода, рассматриваемых угледобывающих предприятий.

Выполнены расчёты объёмов выбросов парниковых газов по четырем секторам: «Энергетика», «Промышленные процессы и использование продукции», «Сельское хозяйство, лесное хозяйство и другие виды землепользования» и «Отходы».

По результатам инвентаризации выбросы и поглощение парниковых газов без учета поглощений составили за 1990 г. - 193142,15 тыс.т CO_2 ; за 2014 г. - 132901,87 тыс.т CO_2 ; за 2018 г. - 134207,69 тыс.т CO_2 .

Наибольший объём выбросов парниковых газов за отчётный период в целом по региону внесит сектор «Энергетика» (1990 г. – 70,76%; 2014 г. – 70,96%; 2015 г. – 71,05%; 2016 г. – 72,02%; 2017 г. – 71,99%; 2018 г. – 72,56%), а наименьший – сектор «Отходы» (1990 г. – 0,18%; 2014 г. – 0,55%; 2015 г. – 0,56%; 2016 г. – 0,56%; 2017 г. – 0,56%; 2018 г. – 0,57%).

В 2018 г выбросы ПГ без учета поглощений в секторе «Энергетика» составили 97376,16 тыс.т CO_2 , в том числе: «стационарное сжигание топлива» – 47131,39 тыс.т CO_2 ; «выбросы от транспорта» – 5962,27 тыс.т CO_2 ; «фугитивные выбросы» – 44282,51 тыс.т CO_2 ;

Вывод. По результатам инвентаризации фактические выбросы в 2018 году составляют 69,49 % от уровня 1990 года, что говорит о выполнении рекомендаций Правительства Российской Федерации о сокращении выбросов парниковых газов к 2020 году до уровня 75% от уровня 1990 года в соответствии с Указом Президента Российской Федерации от 30.09.2013 № 752 «О сокращении выбросов парниковых газов» на территории региона.

Библиографический список

1. Тайлаков О.В., Застрелов Д.Н., Смыслов А.И., Самусь В.Л. Инвентаризация выбросов парниковых газов на угледобывающих предприятиях // Научное издание «Технологии разработки и использования минеральных ресурсов». - 2018. - №4. - 535 с.
2. Тайлаков О.В., Застрелов Д.Н., Смыслов А.И., Самусь В.Л. Количественное определение объемов выбросов парниковых газов на угольных предприятиях // Горный информационно-аналитический бюллетень. - 2018. – Специальный выпуск 49. – С. 507 – 514.
3. Застрелов Д.Н., Уткаев Е.А., Макеев М.П., Кормин А.Н., Смыслов А.И. Разработка и исследование сетевой модели процесса утилизации шахтного метана в блочно-модульной котельной // Вестник Кузбасского государственного технического университета. - 2017. - № 5. – С. 50 – 55.
4. Tailakov O.V., Zastrelov D.N., Utkaev E.A., Smyslov A.I., Kormin A.N. Experience for Coal Mine Methane Utilization to Generate Thermal and Electric Power // Taishan Academic Forum – Project on mine Disaster Prevention and Control – Mining 2014, Qingdao, China, 17-20 October, 2014. - P. 450-454.
5. Tailakov O., Zastrelov D., Tailakov V., Makeev M., Soot P. Utilization Prospects For Coal Mine Methane (CMM) In Kuzbass // E3S Web of Conferences 2017. - С. 02002. - DOI: 10.1051/e3sconf/20171502002
6. Tailakov O.V., Zastrelov D.N., Tailakov V.O., Efremkov A.B. Utilization Prospects of Coalbed Methane in Kuzbass // Applied Mechanics and Materials. -2015. - Vol 756. - P. 622-625.
7. Tailakov O.V., Islamov D.V., Zastrelov D.N., Tailakov V.O. Economical analysis of methane utilization options on coal mines // The 7th International Conference on Greenhouse Gas Control Technologies. Vancouver, Canada, 5-9 September 2004.
8. Тайлаков О.В., Застрелов Д.Н., Исламов Д.В. Оценка экономической эффективности проектов извлечения и использования шахтного метана в Кузбассе // Горный информационно-аналитический бюллетень. - 2008. – № 7 – С. 71-76.

9. Исламов Д.В., Застрелов Д.Н., Тайлаков В.О. Инвестиционные возможности развития извлечения и использования шахтного метана в угольной промышленности России (на примере Кузбасса) // Горный информационно-аналитический бюллетень. Тематическое приложение Метан 2006. - 2006. - С. 45-52.

10. Методические рекомендации по проведению добровольной инвентаризации объема выбросов парниковых газов в субъектах Российской Федерации / Утверждены распоряжением Минприроды России от 16 апреля 2015 г. N 15-р.

11. Козырева Е.Н., Непейна Е.С., Шинкевич М.В. Влияние температуры на сорбционную метаноемкость коксуемых углей Кузбасса // Кокс и химия. - 2018. - № 3. - С. 38-42.

УДК 622.241.6

МОНИТОРИНГ ИЗМЕНЕНИЯ ТЕХНИЧЕСКОГО СОСТОЯНИЯ ПЛАСТОВЫХ СКВАЖИН В ПРОЦЕССЕ УГЛЕДОБЫЧИ

д.т.н. Тайлаков О.В., к.т.н. Застрелов Д.Н., Макеев М.П., Салтымаков Е.А.,
Колесниченко С.Е.

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

Аннотация. Обоснован подход к определению протяженности дегазационных скважин путем профилометрии методом эхолокации в шахтных условиях. Представлены результаты камеральной обработки эхотраграмм, полученных в полевых исследованиях. Установлена зависимость между эффективной длиной скважин и содержанием в них метана. Показано влияние зоны опорного давления на техническое состояние горизонтальных дегазационных скважины, пробуренных для проведения пластовой дегазации.

Ключевые слова: дегазационная скважина, эхолокация, метан, дегазация угольных пластов, акустический сигнал, угольная шахта, мониторинг, уровень звукового сигнала.

При разработке газоносных угольных пластов газообильность выработок является одним из основных факторов, ограничивающих нагрузку на очистной забой и темпы проведения подготовительных выработок. С увеличением глубины ведения горных работ газообильность выемочных участков возрастает. При этом подача максимально возможного количества воздуха не всегда обеспечивает нормальное содержание метана в шахтной атмосфере и в этой связи повышение эффективности дегазации угольных пластов является существенным фактором безопасного ведения горных работ. Дегазация угольных пластов может осуществляться с помощью скважин, пробуренных из горных выработок, для предотвращения поступления метана в призабойное пространство выемочного столба и извлечения метана для возможного дальнейшего использования. Для повышения эффективности дегазации необходимо контролировать состояние скважин, которые применяются для извлечения шахтного метана из угольных пластов и выработанного пространства [1, 2].

Для контроля технического состояния дегазационных скважин в шахтных условиях применен метод эхолокации, заключающийся в регистрации временного интервала между инициацией сигнала и временем прихода отраженной от границы раздела сред волны (рис. 1).

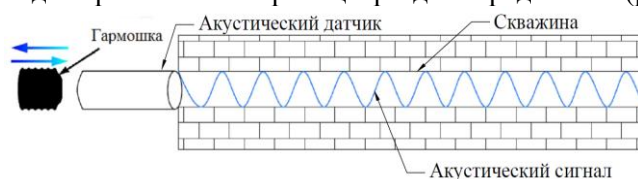


Рис. 1. Схематичное изображение метода эхолокации

Для проведения шахтных измерений комплект оборудования, включающий устройства инициации и приема акустических сигналов, устанавливался на устье скважины. После проведения измерений (рис. 2) оборудование доставлялось в лабораторию для последующей обработки зарегистрированных акустических сигналов, которая включала последовательное применение процедур фильтрации амплитудно-частотных характеристик, определение первой отметки отраженного акустического сигнала, исключение шумов и помех при приеме акустического сигнала.

Затем определялась протяженность скважин по формуле

$$L = v \cdot t = \sqrt{\frac{\gamma RT}{M}} \cdot t = \alpha \sqrt{T} \cdot t, \quad (1)$$

где v – скорость акустической волны, м/с; t – время прохождения акустической волны, с; γ – показатель адиабаты; R – универсальная газовая постоянная; T – абсолютная температура, °К; M – молярная масса газовой смеси, г/моль; $\alpha = \sqrt{\gamma R/M}$ [3].

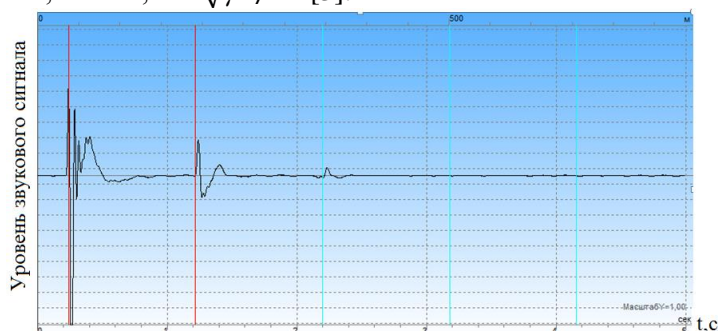


Рис. 2. Результирующая эхограмма скважины

Результаты выполненных измерений протяженности горизонтальных дегазационных скважин, пробуренных из горных выработок одной из угольных шахт в Ленинском геолого-экономическом районе Кузбасса, а также содержания в них метана обобщены и приведены в табл. 1.

Таблица 1

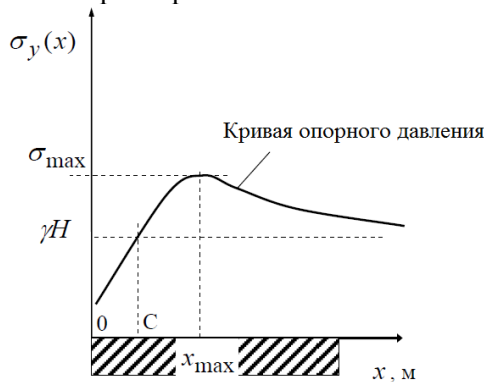
Результаты мониторинга изменений протяженности L и концентрации метана C на устье скважин при изменении расстояния до очистного забоя d

№ скв.	Дата окончания бурения	Начальная длина скважины, м	Дата измерений											
			7.05.20 г.			24.05.20 г.			31.07.20 г.			14.08.20 г.		
			L , м	d , м	C , %	L , м	d , м	C , %	L , м	d , м	C , %	L , м	d , м	C , %
1	16.06.18	180	29	14	1,2	-	-	-	-	-	-	-	-	-
2	25.06.18	154	39	10	0,8	-	-	-	-	-	-	-	-	-
3	13.03.19.	180	42	12	3,8	-	-	-	-	-	-	-	-	-
4	25.06.18	180	37	31	2,5	-	-	-	-	-	-	-	-	-
5	28.06.18	180	85	40	2,6	39	-	-	-	-	-	-	-	-
6	02.08.18	180	110	47	10,2	45	19	0,9	-	-	-	-	-	-
7	19.03.19	194	121	78	7,5	80	50	3,4	-	-	-	-	-	-
8	21.03.19	190	46	85	15,3	45	57	12,8	-	-	-	-	-	-
9	07.07.18	205	95	123	18,5	89	65	7,8	-	-	-	-	-	-
10	14.06.19	190	84	212	20,5	62	184	20,2	32	30	5,2	-	-	-
11	26.06.19	190	91	282	35,5	85	254	31,1	51	100	10,5	17	25	0,8
12	29.03.19	179	158	1099	40,6	154	1071	40,8	143	917	42,5	144	842	38,9
13	30.03.19	205	93	1098	36,2	92	1070	30,0	80	916	27,2	77	841	25,8

Одним из важных параметров при обработке угольного пласта механизированными очистными комплексами является протяженность зоны опорного давления, в которой происходит перераспределение напряженного состояния горных пород из-за нарушения целостности горного массива [4]. На продолжительность жизненного цикла скважин существенное влияние оказывает зона опорного давления (рис. 3). Распределение зоны опорного давления описывается формулой [5,6]

$$\sigma_y(x) = \gamma H + \sigma(x), \quad (2)$$

где $\sigma(x)$ – дополнительные нормальные напряжения к пласту; γ – средневзвешенная плотность пород покрывающей толщи; H – глубина горных работ.



C – ширина зоны отжатого угля; γH – уровень напряжений в нетронутым массиве
Рис. 3. Распределение зоны опорного давления

При увеличении нагрузки P на массив горных пород в зоне опорного давления происходит разрушение дегазационных скважин, при котором уменьшается эффективность дегазации (рис. 4).

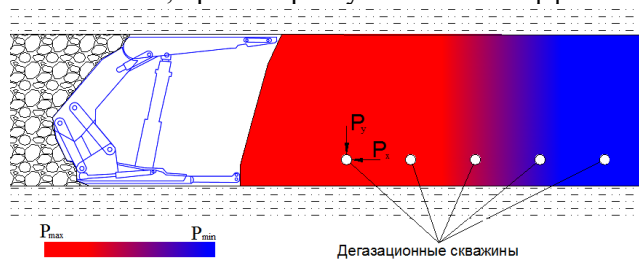


Рис. 4. Влияние зоны опорного давления на дегазационные скважины

В результате выполненных работ по определению эффективной длины скважин на различных этапах ее жизненного цикла установлено, что протяженность скважин, пробуренных из конвейерного штрека в пласт, изменялась от 17 до 158 м. На рис. 5 приведено изменение длины скважин, пробуренных по пласту во времени. Концентрация метана на устье скважин 7.05.19 г. изменялась от 0,8 до 40,6%; 24.05.19 г. - от 0,9 до 40,8%; 31.07.19 г. - от 5,2 до 42,5%; 14.08.19 г. - от 0,8 до 38,9%.

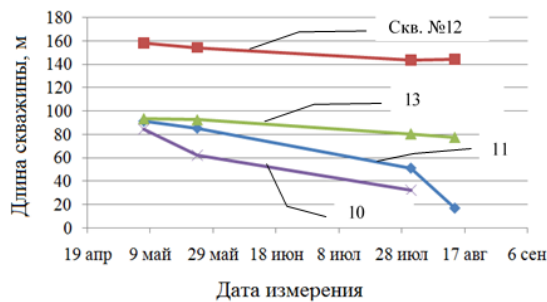


Рис. 5. Изменение длины пробуренных по пласту скважин во времени

Оценка состояния дегазационных скважин во времени показала, что длина скважин, пробуренных из конвейерного штрека по мере приближения к ним очистного забоя, уменьшалась. При этом в зоне опорного давления (25-40 м от очистного забоя) длина скважин составляла 29 - 42 м, при их начальной протяженности 154 - 205 м. С уменьшением длины дегазационных скважин концентрация метана в них также уменьшалась.

Вывод. Таким образом, применение метода эхолокации для профилометрии дегазационных скважин в шахтных условиях позволяет контролировать их техническое состояние. Информация о протяженности скважин может быть использована для принятия решений о длительности извлечения шахтного метана дегазационными системами, необходимости бурения дополнительных скважин, их размещении в углепородном массиве для повышения эффективности дегазации угольных пластов и безопасности ведения горных работ.

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. Сопов Ю.В. Условия, определяющие скорость звуковой волны в газах // Евразийское научное объединение. – 2016. - №1 (14). - С. 13-16.
4. Петухов И.М., Линьков А.М., Сидоров В.С. и др. Расчетные методы в механике горных пород и выбросов: справ. пособ. – М.: Недра, 1992. – 256 с.
5. Петухов И.М. Механика горных ударов и выбросов / Петухов И.М., Линьков А.М. – М.: Недра, 1983. – 279 с.
6. Дягилева А.В., Гоголин В.А., Елкин И.С., Плотников Е.А. Оценка влияния очистных работ на протяженность зоны опорного давления // Вестник КузГТУ. - 2005. - №48. - С. 29-31.
7. Ернеев Р.Ю., Гришин В.Х. Закономерности распространения зон опорного давления в выемочных блоках // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2011. - №11. - С. 61-66.

УДК 550.34.016

**ОПРЕДЕЛЕНИЕ ФИЛЬТРАЦИОННЫХ СВОЙСТВ УГОЛЬНЫХ ПЛАСТОВ
ПО РЕЗУЛЬТАТАМ ШАХТНЫХ ИЗМЕРЕНИЙ****д.т.н. Тайлаков О.В., Уткаев Е.А., Макеев М.П.****Федеральный исследовательский центр угля и углехимии СО РАН, г. Кемерово, Россия**

Аннотация. Дан краткий аналитический обзор состояния вопроса мониторинга изменения фильтрационных свойств углепородного массива под влиянием гидродинамического воздействия, которое проводится для стимулирования газоотдачи угольных пластов. Обоснована необходимость совершенствования методов и оборудования, применяемых для определения проницаемости прискважинной зоны. Представлены конструктивные особенности устройства, предназначенного для подключения электронного манометра к скважине для обеспечения непрерывного мониторинга процесса изменения давления в горизонтальных дегазационных скважинах при проведении инъекционных тестов. Приводятся и обсуждаются результаты измерения проницаемости угольных пластов, выполненных в шахтных условиях Кузбасса.

Ключевые слова: массив горных пород, угольный пласт, метан, газоносность, фильтрация, проницаемость, дегазация, десорбция, дебит, скважина.

В настоящее время расширяющееся применение для повышения эффективности дегазации угольных пластов при угледобыче, а также извлечения метана из нетронутого массива находят методы и средства гидродинамического воздействия на углепородный массив. Так, в [1] представлен способ добычи метана из неразгруженного угольного пласта с использованием отдельной добычной зоны, расположенной между трещинами, и выполнена оценка повышения фильтрационных свойств неразгруженных угольных пластов в этой зоне, которая подвергается вибрационному гидровоздействию. Разработана и обоснована методика определения достаточного количества циклов разгрузки-сжатия при гидростимулировании газоотдачи нетронутого углепородного массива. Полученные результаты могут быть использованы для обоснования технологических решений по извлечению метана из отдельной добычной зоны, расположенной между трещинами гидроразрыва.

Для проведения гидроразрыва угольных пластов с целью дегазации и последующей добычи метана в [2, 5] разработан специализированный комплект, включающий буровой станок, щелеобразователи, пакерные устройства, установки для нагнетания воды в пласт. Его испытания в лабораторных и шахтных условиях показали высокую эффективность применения разработанного оборудования для снижения природной газоносности угольных пластов.

В работе [3] обоснована концепция техногенного воздействия на термодинамически неравновесный углепородный массив для интенсификации десорбции метана. Показано, что повышение эффективности дегазации угольных пластов обеспечивается при совместном применении активных и пассивных способов, увеличивающем проницаемость угля и сопровождающемся переходом метана из сорбционного пространства в фильтрационное. При этом эффект самоорганизации массива горных пород при управляющем воздействии, согласованном с

его собственными структурами, может быть использован для создания новых эффективных технологий извлечения газа из угольных месторождений.

В статье [4] разработаны лабораторная установка и методика исследования интенсификации выделения метана из угольных образцов при волновом воздействии для повышения скорости десорбции этого газа.

Проблемы метана угольного генезиса и перспективные направления ее решения рассмотрены в [6], где представлены впервые установленные физические явления, протекающие в метаносных углях, которые позволяют прогнозировать обычные и внезапные газовыделения в горные выработки. Дана научно обоснованная классификация подземных и наземных способов дегазации угольных шахт.

В [7] исследованы вопросы обеспечения высокопроизводительной и безопасной эксплуатации газоносных угольных месторождений подземным способом, определены основные факторы, влияющие на интенсивность газовыделений в горные выработки и скважины, определены показатели газоотдачи угля и обоснованы критерии, мероприятия и рекомендации по эффективному извлечению метана из угольных пластов средствами дегазации.

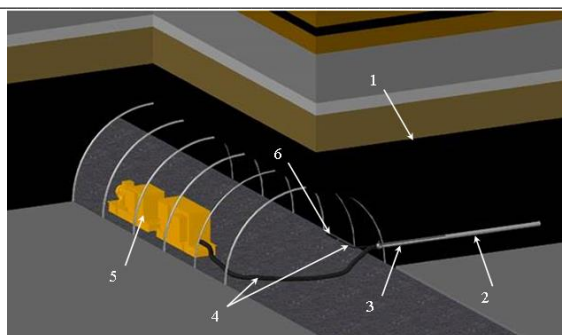
В работах [8-11] обоснованы методика выбора технологии дегазации и методические рекомендации по выбору рациональных технологических схем пластовой дегазации угольных пластов, основанные на экспериментальном определении основных свойств и состояния углегазосносного массива, подлежащего интенсивной обработке. Разработана и исследована модель, описывающая фильтрационные свойства углепородного массива и учитывающая газоносные пласты-спутники при определении радиуса зоны гидрообработки. Газовый коллектор предложено рассматривать в [12] как часть зоны сдвижения пород кровли и почвы обрабатываемого пласта, в пределах которой параметры пористости и проницаемости пород отличаются от соответствующих параметров в углепородном массиве вне зоны влияния горных выработок. При этом показано, что в газовом коллекторе распределение газа происходит также неравномерно в зависимости от первоначальной пористости пород и глубины залегания породных слоёв.

В [13] рассмотрены вопросы подачи пропанта в угольный пласт, после проведения гидроразрыва, для поддержания устойчивости берегов трещин во времени. Показано, что измельчение пропанта и его диагенез являются наиболее распространенными повреждающими механизмами, встречающимися в процессе гидроразрыва пласта.

В работе [14] подробно представлены методы изучения геологии угольных пластов, принципы разработки метаноугольных коллекторов, методы испытаний для определения фильтрационных свойств угольных пластов на основе применения инъекционного и наливного тестов. Математическая модель гидроразрыва угольного пласта, описывающая этот процесс как распространение импульсов давления, разработана и обоснована в [15]. Известные методы определения проницаемости в шахтных условиях, которые основываются на анализе данных, полученных путем регистрации газовыделения по восстановлению или падению давления в скважине, могут занимать достаточно длительный период времени в зависимости от фильтрационных свойств пласта [16].

Отметим, что несмотря на успешный опыт применения технологий и подходов к оцениванию фильтрационных свойств угольных пластов и вмещающих пород, необходимо совершенствование методов и средств определения изменения их проницаемости до и после применения мероприятий, направленных на повышение дебитов скважин пластовой дегазации. Исследования по определению фильтрационных характеристик призабойной зоны скважин, пробуренных из горных выработок, являются важным этапом для оценки их технического состояния и разработки рекомендаций по дальнейшей эксплуатации.

Для определения фильтрационных свойств угольных пластов в натуральных шахтных условиях предложены, разработаны и обоснованы технологическая схема и порядок проведения инъекционного теста [17-19], позволяющие исследовать их изменение в прискважинной зоне (рис. 1). Комплект оборудования включает глубинный электронный манометр, колбу высокого давления, механический манометр, насосную станцию и рукава высокого давления. Подача флюида в горизонтальную скважину осуществляется при помощи насосной станции, предназначенной для нагнетания рабочей жидкости в гидросистему очистных агрегатов и механизированных крепей в шахтах любой категории по газу и пыли. Подключение насосного оборудования к оголовку скважины предусмотрено при помощи рукавов высокого давления.



1 – угольный пласт; 2 – исследуемая скважина; 3 – обсадная труба; 4 – рукав высокого давления; 5 – насосная станция; 6 – колба высокого давления

Рис. 1. Подключение оборудования к скважине для определения фильтрационных свойств угольного пласта

Подача жидкости в исследуемую скважину выполняется с постоянным расходом [14]:

$$q_{inj} = \frac{k_w h P_{max}^{Surf}}{70,65 \mu B_w \ln(2,25 t_D e^{2s})}, \quad (1)$$

где k_w – коэффициент водопроницаемости, m^2 ; h – суммарная мощность пласта, м; P_{max}^{Surf} – максимальное давление, подаваемое на устье скважины, N/m^2 ; μ – коэффициент динамической вязкости воды, $кг \cdot с / м^2$; B_w – фактор сжимаемости; t_D – безразмерное время нагнетания.

При этом время нагнетание флюида определяется следующим образом:

$$t_{inj} = 5,2 \cdot t_{Dws}, \quad (2)$$

где t_{Dws} – безразмерное время конечного периода ожидания падения давления в скважине:

$$t_{Dws} = \frac{17 \cdot 10^4 C e^{0,14S}}{\left(\frac{kh}{\mu}\right)}, \quad (3)$$

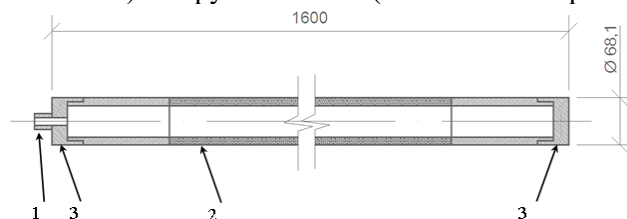
где C – коэффициент накопления; S – скин-фактор; k – коэффициент проницаемости.

Расчетное время падения давления составляет:

$$t_{exp} = 2 \cdot t_{inj}. \quad (4)$$

Исходя из того, что производительность шахтного насоса высока, время нагнетания корректируется в зависимости от давления, при котором может произойти гидроразрыв пласта. По окончании периода нагнетания жидкости в пласт скважина герметично закрывается и ведется регистрация падения давления в течение расчетного времени.

Для подключения датчика давления к системе нагнетания рабочей жидкости разработана и изготовлена модернизированная колба (рис. 2), которая представляет собой рукав высокого давления (2) с металлонавивкой (EN 856 4SH) наружным диаметром 68,1 мм, двух заглушек (3) с приваренным штуцером быстроразъёмного соединения (1). Масса колбы составляет около 9,5 кг, что существенно меньше предыдущей версии, которая была изготовлена из бурильных труб. Рукав колбы состоит из внутреннего слоя (маслостойкая синтетическая резина), усиления (четыре слоя стальной проволоочной спиральной навивки) и наружного слоя (синтетическая резина, стойкая к истиранию).



1 – штуцер быстроразъёмного соединения; 2 – рукава с металлонавивкой; 3 – заглушки

Рис. 2. Колба высокого давления

По окончании периода ожидания датчик давления извлекается для анализа и интерпретации полученных данных. Программирование электронного автономного манометра и экспорт данных выполняется при помощи программного продукта «MPSWin», в котором задается время между измерениями, продолжительность измерений, а также отношение количества снимаемых точек давле-

ния и температуры. Программирование манометра осуществляется непосредственно при его подключении к персональному компьютеру. Импорт и экспорт данных выполняется при помощи интерфейса монитор-зонд (MPI) через порт RS232. Далее проводится окончательная обработка данных, в результате которой определяется проницаемость, скин-фактор и емкостной коэффициент.

По результатам исследований в скважине зарегистрированы изменения давления при нагнетании и ожидании падения давления флюида (рис. 3). На основе обработки и интерпретации этих данных определены проницаемость $k_x = 34,33$ мД, $k_y = 2,00$ мД, $k_z = 5,06$ мД и скин-фактор – 0,76.

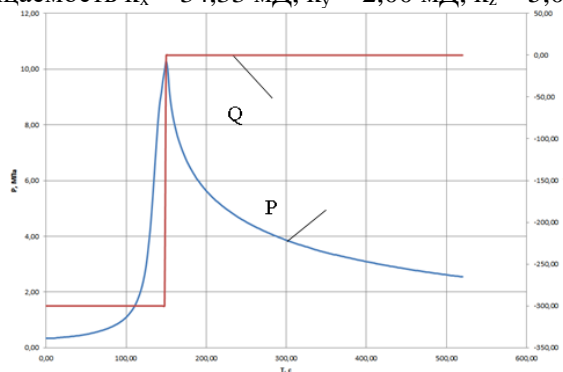


Рис. 3. Изменение давления P и расхода флюида Q при проведении инъекционного теста в скважине, пробуренной из горной выработки

Выводы. Таким образом, показана возможность измерения проницаемости угольных пластов в натуральных условиях угольных шахт путем проведения инъекционных тестов непосредственно в горизонтальных скважинах пластовой дегазации, пробуренных из горных выработок. При этом использование модернизированного варианта колбы высокого давления с уменьшенным весом существенно снижает трудозатраты и время на транспортировку комплекта оборудования к месту проведения измерений и обеспечивает определение фильтрационных свойств угольных пластов при давлении нагнетания флюида до 12 МПа.

В дальнейшем предполагается применение разработанного подхода и комплекта оборудования для контроля эффективности мероприятий по управляемой посадке кровли при гидродинамическом воздействии.

Благодарности. Исследование выполнено при финансовой поддержке РФФИ в рамках научного проекта № 20-45-420022 p_a.

Библиографический список

1. Бобин В.А. Оценка влияния отдельной добычной зоны в неразгруженном угольном пласте на процесс интенсификации извлечения метана // ГИАБ. - 2012. - Проблемы угольного метана. – С. 127-141.
2. Клишин В.И., Курленя М.В. Создание оборудования для дегазации угольных пластов на принципе гидроразрыва горных пород / Уголь. - 2011. - № 10. - С. 34-38.
3. Курленя М.В., Сердюков С.В. Десорбция и миграция метана в термодинамически неравновесном угольном массиве / Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. - 2010. - № 1. - С. 61-68.
4. Курленя М.В., Цупов М.Н., Савченко А.В. Разработка стенда для исследования интенсификации фильтрации метана в угольных образцах // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. - 2018. - Т. 5. – С. 185–190.
5. Леконцев Ю.М., Хорешок А.А., Ушаков С.Ю., Темиряева О.А. Направленный гидроразрыв и модернизация оборудования для его проведения // Уголь. - 2017. - № 10. - С. 22–25.
6. Малышев Ю.Н., Трубецкой К.Н., Айруни А.Е. Фундаментально прикладные методы решения проблемы метана угольных пластов. – М.: Изд-во Академии горных наук, 2000. - 519 с.
7. Рубан А.Д., Забурдяев В.С., Забурдяев Г.С., Матвиенко Н.Г. Метан в угольных шахтах и рудниках России: прогноз, извлечение и использование. — М.: ИПКОН РАН, 2006. — 312 с.
8. 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.
9. Сластунов С.В., Каркашадзе Г.Г., Коликов К.С., Кашапов К.С. Газодинамическое состояние и фильтрационные свойства угольного пласта в зонах заблаговременной дегазации // Наука и техника в газовой промышленности. – 2009. - № 3. – С.63-67.
10. Сластунов С.В., Коликов К.С., Ермак Г.П. Угольный метан: добыча или дегазация // Газовая промышленность. - 2012. - № 10. – С. 60-62.

11. Сластунов С.В., Коликов К.С., Стефлюк Ю.М., Полчин А.И. Снижение выбросоопасности угольных пластов на основе заблаговременной дегазационной подготовки // ГИАБ. – 2012. – Отдельный выпуск 1. – 2012. – С. 119-126.
12. Фрянов В.Н., Павлова Л.Д. Влияние геомеханических процессов на параметры газового коллектора в зоне сдвижения пород при отработке свиты угольных пластов // ГИАБ. – 2011. – № 8. – С. 70-78.
13. Ahamed M.A.A., Perera M.S.A., Matthai S.K., Ranjith P.G., Dong-yin L. Proppant damage mechanisms in coal seam reservoirs during the hydraulic fracturing process: a review // Fuel. - 2019. - Т. 253. - С. 615-629.
14. Coalbed Methane Reservoir Engineering // Published by Gas Research Institute, Chicago, Illinois, U.S.A., 1996 - 520pp.
15. Ma C., Li T., Jiang Y., Xing H. Numerical modelling of fracturing effect stimulated by pulsating hydraulic fracturing in coal seam gas reservoir // Journal of Natural Gas Science and Engineering. - 2017. - Vol. 46. – P. 651-663.
16. Кузнецов С.В., Кригман Р.Н. Природная проницаемость угольных пластов и методы ее определения. - М.: Наука, 1978. – 122 с.
17. Тайлаков О.В. Оценка фильтрационных свойств угольных пластов на основе гидроиспытаний. / О.В. Тайлаков, А.И. Смыслов, Е.А. Уткаев // Горный Информационно-аналитический бюллетень. – 2004. - №9. - С. 291-293.
18. Тайлаков, О.В. Моделирование фильтрации жидкости при изменении проницаемости в призабойной зоне скважины / О.В. Тайлаков, Е.А. Уткаев // Горный Информационно-аналитический бюллетень. - 2008. - № 0В7. - С. 145-149.
19. Тайлаков, О.В. Оценка газоносности и проницаемости угольных пластов в шахтных условиях / О.В. Тайлаков, А.Н. Кормин, Е.А. Уткаев // Горный Информационно-аналитический бюллетень. – 2018. – № 11 (49) Т2. – С. 148-157.

УДК 553.94; 579.851

ДЕГАЗАЦИЯ УГОЛЬНЫХ ПЛАСТОВ: СОСТОЯНИЕ И ПЕРСПЕКТИВЫ

¹д.э.н. Никитенко С.М., ²Глухих С.А.

1 - Федеральный исследовательский центр угля и углехимии СО РАН, г. Кемерово, Россия
2 – ООО «Метаника», г. Севастополь, Россия

Аннотация В статье приводится обзор научно-технической информации по истории, состоянию и перспективам использования различных технологий дегазации угольных пластов, в том числе применение для этой цели метанотрофных бактерий.

Ключевые слова: метан, газовыделение, концентрация, угольный пласт, технологии дегазации, метаноокисляющие бактерии, биогеотехнологии.

Введение. Газообразный метан является одним из основных продуктов переработки ископаемого растительного материала в каменный уголь, и поэтому он практически всегда присутствует в угленосных отложениях. Условия образования и последующая геологическая история угольных пластов определяют природную газоносность каменного угля, которая изменяется в широких пределах — от единиц до сотен кубических метров метана на тонну угля. Газообильность угольных шахт, измеряемая в кубометрах метана на тонну добытого угля, зависит как от природной газоносности, так и от системы разработки угольных пластов, в частности комплекса мероприятий по предварительному снижению газоносности [1]. С увеличением глубины освоения месторождения просматривается устойчивая закономерность нарастания метаноносности пластов и миграции метана в выработки, а также вероятность возникновения внезапных выбросов угля и газа. По мнению экспертов, эмиссия метана из угольных пластов оценивается до 30 млрд. м³ (что соизмеримо с объемом утилизации ПНГ нефтяных месторождений России), в том числе выбросы шахтного метана при добыче угля подземным способом составляют около 25,5 млрд. м³. Перерабатывается ежегодно не более 5% газа [2].

Технологии дегазации. В настоящее время разработан целый ряд способов дегазации угольных пластов, основанных на идее перераспределения напряженно-деформированного состояния массива горных пород и изменения его физико-механических свойств. К ним относятся надрработка и подработка угольных пластов, методы гидроразрыва и динамические воздействия на массив, способствующие миграции метана. В последние годы активно ведутся исследования и разра-

ботки в области создания технологий дегазации неразгруженных угольных пластов до начала освоения месторождений с целью добычи метана в промышленном масштабе. Однако, применяющиеся методы снижения метаноносности угольных пластов эффективны далеко не во всех случаях, поэтому необходим поиск новых подходов и новых методов снижения содержания метана как в угленосных толщах, так и в выработанных пространствах.

В частности, на шахтах им. С.М. Кирова и «Котинская» (АО «СУЭК») осуществляется дегазация разрабатываемого угольного пласта через скважины, пробуренные из вентиляционного и (или) конвейерного штреков. Скважины, пробуренные через каждые 15 м, подключают к магистральному трубопроводу и откачивают метан на поверхность. Длительность функционирования скважин до подхода очистного забоя составляет от нескольких месяцев до полугода. Успешное решение вопроса герметизации устья скважин позволило обеспечить концентрацию метана в извлекаемом газе на уровне 60-80 %.

Значительный интерес представляет и комплексная дегазация, по которой повышение проницаемости угольного пласта обеспечивается за счет проведения гидрорасчленения через скважины с поверхности, а извлечение метана - через пластовые скважины. В этом случае, пластовые дегазационные скважины дают высокие дебиты метана, поскольку пересекают магистральные трещины, образованные в процессе гидрорасчленения.

Текущая дегазация угольных пластов является наиболее широко используемой технологией. Экономическая состоятельность проектов текущей дегазации объясняется короткими сроками окупаемости вложений, поскольку ввод в эксплуатацию дегазационных скважин осуществляется в текущем производственном процессе угледобычи, в течение нескольких месяцев [3].

Технология и методология предварительной дегазации угольных пластов с целью обеспечения безопасной работы шахтеров и извлечения метана в промышленных масштабах получила практическое промышленное применение на предприятиях компании «ЕВРАЗ». Работы по заблаговременной дегазации на шахтах, сверхкатегорийных по содержанию метана, ведутся с применением инновационной технологии плазменно-импульсного воздействия (ПИВ). Суть метода заключается в воздействии на угольный пласт плазменно-импульсным генератором. Воздействие производится в жидкой среде, при этом в скважину ничего не закачивается. В жидкости создается скачок уплотнения, который инициируется в точках, расставленных по всей мощности обрабатываемого пласта по периодическому принципу. Расширяющийся газовый пузырь в жидкости в виде ударной волны, распространяясь радиально, сжимает среду до тех пор, пока давление в ударной волне не сравняется с пластовым давлением. Затем начинается процесс расширения среды к источнику колебаний. Сжимающие и растягивающие напряжения позволяют развить вторичную проницаемость в пласте в единую фильтрационную сеть. Это увеличивает вторичную проницаемость. Кроме того, образовавшиеся пузыри газа, после потери кинетической энергии флюида, сокращаются за одну микросекунду, вызывают гидродинамические удары с соответствующим акустическим сопровождением, что значительно увеличивает микротрещиноватость по вертикали и горизонтали в пласте [4].

Особенностью применения технологии ПИВ является отсутствие техногенного вмешательства в напряженно-деформационное состояние угольных пластов, как это имеет место, например, при проведении гидроразрыва пласта (ГРП) или гидрорасчленении, и даже наоборот, периодическое широкополосное плазменно-импульсное воздействие, создавая сжимающие и растягивающие напряжения, улучшает проницаемость угольного пласта без изменения физико-механических свойств и качественных характеристик угля [5].

Однако, на основании имеющихся публикаций [6] учёные и эксперты отмечают, что небольшие механические воздействия на угольный пласт не способны его "раскачать" и что предлагаемая технология пока не очень подтверждается результатами практического применения.

Таким образом, применяющиеся методы снижения метаноносности угольных пластов эффективны далеко не во всех случаях, поэтому необходим поиск новых подходов и новых методов снижения содержания метана как в угленосных толщах, так и в выработанных пространствах.

Учёные-биотехнологи предлагают использовать для этой цели метанотрофные бактерии. В научной литературе описаны различные способы применения метанотрофов. Часть методов основана на предварительной дегазации угольного пласта путем закачки в него суспензии метанотрофов и создания условий для их жизнедеятельности. Другой вариант – обработка выработанного пространства угольного пласта суспензией метанотрофов непосредственно в процессе добычи угля. При этом создается бактериальный фильтр на пути метана, диффундирующего из близлежащих угольных пластов в результате сброса угольного давления [7].

Впервые использование метанотрофных бактерий для дегазации угольных пластов было предложено советскими учеными в 1930-х годах [8]. Позднее был разработан новый метод борьбы с метаном в шахтах при помощи метанотрофов, закачиваемых в пласт вместе с питательной средой [9]. Большой вклад в решение горно-технологических аспектов этой проблемы был внесен сотрудниками Московского горного института [10]. Микробиологические вопросы были во многом решены благодаря исследованиям, проводимым в Институте микробиологии им. Заболотного АН УССР [11], в Институте ВНИИСинтезбелок [12] и в Институте ИБФМ АН СССР [13, 14]. Сущность метода заключается в обработке угольного пласта суспензией метанооксилирующих микроорганизмов и создания в пластовых условиях благоприятной физико-химической обстановки для активной жизнедеятельности. Проникая через поровый объем пласта, микроорганизмы интенсивно поглощают метан, содержащийся в угле. Микробиологическая обработка угольного пласта может осуществляться как через подземные скважины, так и заблаговременно, до начала разработки пласта, через скважины, пробуренные с поверхности земли [15], включая для этих целей и скважины, пробуренные при проведении геологоразведки.

Для снижения концентрации метана в атмосфере угольных шахт представляется особенно перспективным использование именно бактерий-метанотрофов [10, 14]. Особенностью метода является пневматическая обработка угольного пласта воздухом после нагнетания суспензии метанотрофов и орошение суспензией метанотрофов сопутствующих пород выработанного пространства. При этом происходит интенсивное потребление метана бактериями, что приводит к снижению на 30-70% содержания метана в угольном пласте или атмосфере шахты [13].

Впервые микробиологическое воздействие на угольные породы было осуществлено ИГТМ АН УССР в 1978 г. на шахте «Ясиновская-Глубока» и реализована принципиальная возможность идеи применения метанотрофов для снижения газообильности выработанных пространств [7].

Таким образом, биотехнологические методы снижения концентрации метана в угольных пластах могут иметь два направления: метанотрофные биотехнологии на действующих шахтах и метанотрофные биотехнологии разведанных, готовящихся к эксплуатации месторождений. На первом направлении считаются эффективными методы обработки угольных пластов и выработок путем закачивания и распыления в них суспензии метанотрофных бактерий, а также биосинтез гаприна на каптированной метано-воздушной смеси. Второе направление может включать в себя биосинтез гаприна на каптированной метано-воздушной смеси и биотехнологию «метанотрофной гидропромывки угольных пластов», которая представляет собой природоподобную биотехнологию, по сути – подземный, пластовый биореактор хемотропного биосинтеза гаприна.

Использование метана. Каптируемый угольными шахтами метан представляет научный и бизнес-интерес. Его уже используют в качестве топлива в паровых котлах, в металлургическом производстве, в качестве сырья в химической промышленности, топлива для двигателей внутреннего сгорания, в коммунально-бытовом хозяйстве, для производства электроэнергии и кафеля [16, 17]. В работе [18] была выполнена общая оценка экономической эффективности проектов использования метана по двум наиболее распространенным технологиям: производство электроэнергии в газогенераторных станциях и получение тепла путем сжигания метана в блочно-модульных котельных.

Выводы. Результаты оценки показали, что получение электрической энергии требует больших капитальных затрат при меньшей экономической эффективности этой технологии в сравнении с технологией получения тепла в блочно-модульных котельных. Также было отмечено, что на экономическую эффективность проектов использования шахтного метана влияют различные факторы, в том числе тарифы на электроэнергию, тарифы на теплоэнергию, цены на энергетический уголь, размер экологических платежей за выбросы метана. В силу имеющихся объективных причин, в том числе научного характера бактерии-метанотрофы для снижения концентрации метана в атмосфере угольных шахт пока активно не применяются, хотя, по мнению экспертов, это направление представляется особенно перспективным [19-21].

Библиографический список

1. Кравцов А.И. Газоносность угольных бассейнов СССР. Т. 1. - М.: Недра, 1979.
2. Тайлаков О.В., Застрелов Д.Н., Уткаев Е.А., Соколов С.В., Кормин А.Н., Смыслов А. И. Направление утилизации шахтного метана // Вестник КузГТУ. -2015. - №6 (112).
3. Иванов Ю.М. Дегазация угольных пластов при высоких нагрузках на очистной забой на шахтах ОАО «СУЭК-Кузбасс» // Горный информационно-аналитический бюллетень. - 2011. - С. 363 – 367.
4. Удар по метану // Уголь Кузбасса. – 2018. - №4.

5. Агеев Н.П., Агеев П.Г., Десяткин А.С. Сейсмические и геофизические исследования результатов плазменно-импульсного воздействия на угольные пласты с целью извлечения метана // Горная промышленность. – 2015. - №5 (123).
6. Ширяев С.Н., Агеев П.Г., Десяткин А.С. Заблаговременная дегазация угольных пластов на новых физических принципах: объективная реальность // Уголь Кузбасса. – 2020.
7. Мякенький В.И., Кудриш И.К. Микробиологическое окисление метана угольных шахт. – Киев: Наукова думка, 1991.
8. Юровский А.З., и др. Уничтожение метана в угольных шахтах с помощью метан-потребляющих бактерий // Уголь. -1939. - №7 (48).
9. Ксенофонтова А.И. и др. Авторское свидетельство № 1888442, 1964.
10. Москаленко Э.М., Нестеров А.И. О микробиологическом методе борьбы с метаном в угольных пластах // Микробиологическая промышленность. – 1975.
11. Кудриш И.К. и др. Микробиологический метод снижения метаноносности угольных пластов. - Ташкент, 1976.
12. Григорян А.Н., Горская Л.А. и др. Выделение и некоторые особенности глубинного культивирования метанооксиляющих микроорганизмов // Микробиологический синтез. - 1968. - Выпуск 4.
13. Гальченко В.Ф. Метанотрофные бактерии. – М.: ГЕОС, 2001.
14. Иванов М.Б. Микробиологические методы борьбы с метаном в угольных шахтах // Вестник АН СССР. – 1988. - № 3.
15. Мишенский Ю.Н., Ильченко В.Я. Исследование динамики газового обмена при росте *Methylosinus trichosporium* в режиме хемостата // Биофизика микробов и биоинженерия: сб. статей. - Л. Наука, 1976.
16. Булат А.Ф., Чемерис И.Ф. О проблеме энерготехнологической переработки метана угольных месторождений // Уголь Украины. – 2002. - № 6.
17. Метан угольных пластов: конверсия ресурсов в энергию // World Coal. – 2002. - Т.11. - № 12. - С. 50 – 51.
18. Тайлаков О.В., Исламов Д.В., Застрелов Д.Н. Оценка экономической эффективности проектов извлечения и использования шахтного метана в Кузбассе // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2008. - №7. - С.71-76.
19. Никитенко С.М. Технологические инновации: спрос рождает предложение // Инновации. - 2006. - № 4(91). - С. 3-5.
20. Глухих С.А. Способ усилить продовольственную безопасность // Комбикорма. -2014. - №6.
21. Глухих С.А. Метан угольных пластов и шахт - источник кормового белка // Комбикорма. – 2015. - №5.

УДК 622.81:004.942

О СПОСОБЕ ВНЕСЕНИЯ В МОДЕЛЬ ТОПОЛОГИИ ОБЪЁМОВ ЗАГАЗОВАНИЯ В ЗАКРЕПНОМ ПРОСТРАНСТВЕ ВЫЕМОЧНЫХ УЧАСТКОВ ПРИ РАСЧЁТАХ ВЗРЫВОБЕЗОПАСНЫХ РАССТОЯНИЙ

^{1,2}к.т.н. Говорухин Ю.М., ²к.т.н. Криволапов В.Г., ^{2,3}д.т.н. Палеев Д.Ю.

1 – Сибирский государственный индустриальный университет, г. Новокузнецк, Россия

2 –Национальный горноспасательный центр, г. Новокузнецк, Россия

3 – Горный институт УрО РАН, г. Пермь, Россия

Аннотация. Рассмотрены потенциальные объекты в шахте, опасные по загазованию и взрывам метановоздушных смесей. Предложен способ внесения в математическую модель топологии шахтной вентиляционной сети объёмов загазования в закрепном пространстве. Выполнено моделирование газодинамических процессов при взрывах пылеметановоздушных смесей в зоне обрушения. Приведены данные изменения максимального давления в контрольном узле для одной из типовых схем проветривания выемочных участков при разных способах задания зоны загазования.

Ключевые слова: закрепное пространство, зона загазования, модель топологии, дополнительная ветвь, взрыв пылеметановоздушной смеси, взрывобезопасные расстояния.

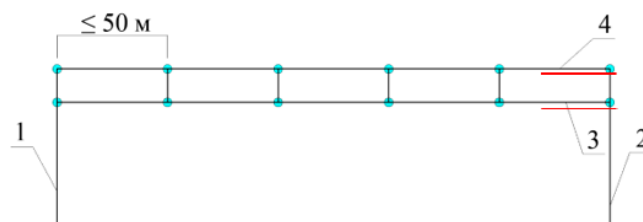
Взрывы горючих газов и (или) угольной пыли являются наиболее сложными и опасными подземными авариями. Вследствие этого, при составлении специального раздела плана мероприятий по локализации и ликвидации последствий аварии – плана ликвидации аварии, а также при выполнении горноспасательных работ по оперативным планам, необходимо выполнение расчётов взрывобезопасных расстояний. Они проводятся с использованием специализированного программного обеспечения на основе математических моделей топологии горных выработок [1-7]. Важным

условием является не только корректное определение начальных объёмов загазования и места их возникновения, но и в некоторых случаях способы их внесения в модель.

Основными потенциальными объектами, опасными по загазованию и взрывам метановоздушных смесей (далее – МВС), являются очистные и подготовительные забои, а также объекты повышенного дебита метана участковой и магистральной транспортной системы [8, 9]. В очистных забоях, при управлении кровлей полным обрушением, загазованными могут быть закрепное пространство на длину шага обрушения непосредственной кровли и купола зоны обрушения в случае, если породы основной кровли не подбучены разрыхленной породной массой непосредственной кровли.

Важным моментом является то, что данные объёмы в зоне обрушения должны задаваться вводом в компьютерную модель шахтной вентиляционной сети (далее – ШВС) дополнительных ветвей с соответствующими геометрическими размерами (рис. 1). В действующей «Методике газодинамического расчёта параметров воздушных ударных волн при взрывах газа и пыли» [3] за зону загазования принимается участок горных выработок с неуправляемым проветриванием или (и) запылённый угольной пылью до взрывоопасной концентрации. Без ввода дополнительных ветвей, моделирующих закрепное пространство, он может быть, например, у верхнего кутка очистного забоя.

Кроме этого, предлагается дополнительные ветви закрепного пространства соединять условными ветвями с очистным забоем. Шаг соединения не должен превышать 50 м. Геометрические размеры условных ветвей должны устанавливаются из минимальных возможностей программ, в которых выполняется расчёт, но при этом они не должны включаться в расчётные объёмы загазования.



1 – конвейерный штрек; 2 – вентиляционный штрек; 3 – очистной забой; 4 – закрепное пространство; красным цветом показаны зоны загазования

Рис. 1. Схема ввода в компьютерную модель ШВС дополнительных ветвей и соединения их с очистным забоем

Выполнен расчёт нескольких вариантов задания зон загазования (табл. 1) и распространения поражающих факторов взрыва МВС в ШВС для одной из типовых схем проветривания (рис. 2) [2].

Таблица 1

Давление в 31 узле для различных зон загазования

№ п/п	Варианты задания зон загазования	Время с момента взрыва, с	Максимальное давление в узле, ат
1	Одна ветвь – очистной забой	0,9836	1,06926
2	Две ветви – очистной забой и закрепное пространство. Загазован только очистной забой	0,9964	1,05223
3	Две ветви – очистной забой и закрепное пространство. Загазован очистной забой и закрепное пространство	0,9771	1,08810
4	Две ветви – очистной забой и закрепное пространство с условными ветвями. Загазован только очистной забой	1,0098	1,05154
5	Две ветви – очистной забой и закрепное пространство с условными ветвями (рис. 1). Загазован очистной забой и закрепное пространство	0,9377	1,11320

Протяжённость зоны загазования принята равной 15 м и задана у верхнего сопряжения очистного забоя с выработкой, по которой отводится исходящая струя. В качестве контрольного принят 31 узел модели ШВС в начале вентиляционного штрека (рис. 2).

Построение моделей топологии горных выработок реализовывалось с использованием программного комплекса «Вентиляция». Выполнение расчётов распространения поражающих факторов взрыва – в программе «Ударная волна». Анализ модели топологии произведён для двух вариантов её исполнения. Первый вариант – очистной забой моделируется одной ветвью и второй вариант

– вводом дополнительных ветвей (закрепное пространство). Второй вариант реализации моделей позволяет указывать несколько участков загазования и воспламенение одного из них (точечный источник воспламенения МВС).

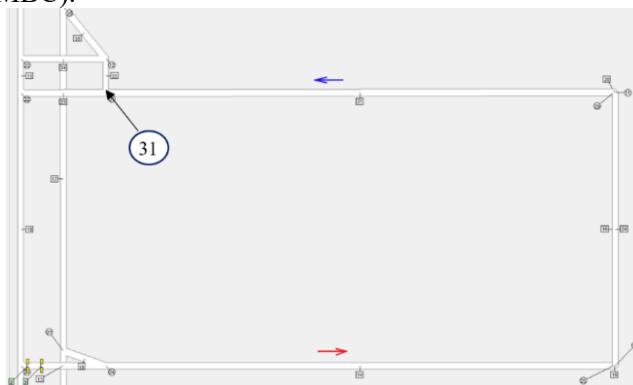


Рис. 2. Типовая возвратночная схема проветривания выемочного участка, для которой выполнен расчёт распространения поражающих факторов взрыва

Вывод. Как видно по результатам расчётов, наибольшее давление в контрольном узле будет в случае реализации в модели ШВС варианта на рис. 1. Таким образом, данный метод внесения в модель топологии ШВС объёмов загазования в закрепном пространстве позволяет точнее рассчитать безопасные расстояния и повысить безопасность ведения аварийно-спасательных работ при изоляции подземных пожаров.

Библиографический список

1. Приказ Ростехнадзора от 31.10.2016 № 451 (ред. от 25.09.2018) «Об утверждении Федеральных норм и правил в области промышленной безопасности “Инструкция по составлению планов ликвидации аварий на угольных шахтах”» (зарегистрировано в Минюсте России 29.11.2016 № 44481). – URL: http://www.consultant.ru/document/cons_doc_LAW_208102/91998b2e4c7813751c8ffe0cad01fa56cf1a830d/.
2. Приказ Ростехнадзора от 01.12.2011 № 680 (ред. от 08.08.2017) «Об утверждении Инструкции по применению схем проветривания выемочных участков шахт с изолированным отводом метана из выработанного пространства с помощью газоотсасывающих установок» (зарегистрировано в Минюсте России 29.12.2011, рег. № 22815). – URL: http://www.consultant.ru/document/cons_doc_LAW_125667/.
3. Распоряжение Ростехнадзора от 27.04.2004 № Р-7 «О введении в действие Методики газодинамического расчёта параметров воздушных ударных волн при взрывах газа и пыли». – URL: <http://www.consultant.ru/cons/cgi/online.cgi?req=doc&base=EXP&n=331468#019248400577640212>.
4. Соболев Г.Г. Организация и ведение горноспасательных работ в шахтах. – 3-е изд., перераб. и доп. – М.: Недра, 1988. – 280 с.
5. Палеев Д.Ю., Васенин И.М., Костеренко В.Н. и др. Ударные волны при взрывах в угольных шахтах. – М.: Издательство «Горное дело» ООО «Киммерийский центр», 2011. – 312 с.
6. Палеев Д.Ю., Лукашов О.Ю., Костеренко В.Н. и др. Компьютерные технологии для решения задач плана ликвидации аварий. – М.: Издательство «Горное дело» ООО «Киммерийский центр», 2011. – 160 с.
7. Криволапов В.Г., Говорухин Ю.М. Взаимодействие ударно-воздушной волны с водяными заслонами при возведении изолирующих противопожарных перемычек // Научноёмкие технологии разработки и использования минеральных ресурсов. – 2007. - №3. – С. 198-203.
8. Домрачев А.Н., Говорухин Ю.М., Криволапов В.Г., Палеев Д.Ю. Анализ и прогноз динамики аварий и инцидентов на предприятиях горной промышленности и подземного строительства российской федерации // Научноёмкие технологии разработки и использования минеральных ресурсов. – 2019. – № 5. С. 448-450.
9. Говорухин Ю.М., Криволапов В.Г., Палеев Д.Ю., Домрачев А.Н. Повышение качества и оперативности выполнения инженерных расчётов при ведении горноспасательных работ // Научноёмкие технологии разработки и использования минеральных ресурсов. – 2019. – № 5. С. 450-453.

**МОДЕЛИРОВАНИЕ ГАЗОДИНАМИЧЕСКИХ ПРОЦЕССОВ ПРИ ИЗОЛЯЦИИ
ВЫРАБОТОК АВАРИЙНЫХ УЧАСТКОВ С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ ГИДРОЗАТВОРОВ**^{1,2}к.т.н. Говорухин Ю.М., ²к.т.н. Криволапов В.Г., ¹к.т.н. Коряга М.Г., ^{2,3}д.т.н. Палеев Д.Ю.**1 – Сибирский государственный индустриальный университет, г. Новокузнецк, Россия****2 – Национальный горноспасательный центр, г. Новокузнецк, Россия****3 – Горный институт УрО РАН, г. Пермь, Россия**

Аннотация. Рассмотрена возможность применения гидрозатворов при изоляции аварийных выработок на пластах со сложной гипсометрией. Выполнено численное моделирование газодинамических процессов при взрывах пылегазовых смесей. Произведена оценка влияния гидрозатвора на распространение поражающих факторов взрыва. Построены графики изменения давления в выработке с течением времени при различных уровнях зеркала воды в мульде. Приведены схемы процесса взаимодействия ударной воздушной волны с водой, расположенной в гидрозатворе.

Ключевые слова: горные выработки, мульда, естественный водоприток, аварийно-спасательные работы, изоляция, возведение перемычки, взрыв, гидрозатвор, моделирование.

Общая часть. Одним из методов ликвидации подземных пожаров является изоляция аварийного участка. При реализации данных работ из-за нарушенного проветривания существует реальная угроза быстрого формирования зон взрывоопасных скоплений газов (метана, оксида углерода, предельных и непредельных углеводородов) вблизи источников высокой температуры [1-4]. Требуется определение взрывобезопасных расстояний, на которых возможно возведение изолирующих сооружений. Зачастую безопасные расстояния оказываются далеко за пределами аварийного участка. Изоляция же на дальних подступах может приводить к тому, что в запереченном пространстве оказываются выработки, необходимые для выполнения горноспасательных работ и безопасной эксплуатации шахты, а также дорогостоящее оборудование и существенные запасы угля.

Таким образом, при ведении аварийно-спасательных работ на объектах ведения горных работ весьма важным является использование различных взрывозащитных преград в целях минимизации последствий возможных взрывов. Без их применения ударная воздушная волна (далее – УВВ) за короткий промежуток времени выходит за границы участка в капитальные выработки и по ним может распространиться до поверхности. В данных условиях безопасные расстояния для ведения работ по возведению взрывоустойчивых перемычек могут располагаться на границах выемочной ступени, крыла шахты или у поверхности. В качестве таких преград предлагается использовать гидрозатворы.

Горногеологические условия пологих и наклонных пластов юга Кузнецкого бассейна характеризуются весьма сложной складчатой структурой, с учётом которой зачастую проводятся выработки. Поэтому в них появляются мульды, естественный водоприток в которые, при нормальном функционировании горного предприятия, контролируется. При возникновении аварии электрооборудование в шахте отключается, и мульда постепенно заполняется водой, формируется гидрозатвор. Важным моментом является то, что заполнение происходит постепенно, что может оказывать влияние на формирование взрывоопасных концентраций метана у источников тепла. В этой связи при анализе тактической обстановки на командном пункте по ликвидации аварии необходимо выполнять комплексный анализ всей имеющейся горно-геологической и горнотехнической информации по конкретной шахте. Гидрозатворы же возможно использовать как один из элементов комбинированной защиты совместно с применением других специальных средств (например, КПБ). Вследствие этого выполнено численное моделирование процессов распространения УВВ по горной выработке и её взаимодействия с гидрозатвором.

Математическая постановка задачи. Для численного моделирования газодинамических процессов применён свободно-распространяемый пакет программ OpenFOAM (The OpenFOAM Foundation Ltd) [5-9]. Решение задачи осуществлено для условий неизотермических течений двух несмешивающихся сжимаемых вязких сред в нестационарной постановке. Для аппроксимации свободной поверхности применён метод объёма жидкости (метод VOF – Volume of Fluid). Таким образом, решена следующая система уравнений [7-9]:

- сохранения массы

$$\frac{\partial \rho}{\partial t} + \nabla \cdot (\rho U) = 0, \quad (1)$$

- сохранения импульса

$$\frac{\partial(\rho U)}{\partial t} + \nabla \cdot (\rho U U) - \nabla \cdot (\mu \nabla U) = -\nabla p_{\text{дин}} + \sigma \kappa \nabla \alpha - g \cdot x \nabla \rho, \quad (2)$$

- сохранения энергии

$$\frac{\partial \rho T}{\partial t} + \nabla \cdot (\rho U T) - \nabla \cdot (\mu \nabla T) = -\left(\frac{\alpha}{c_{p,ж}} + \frac{1-\alpha}{c_{p,в}}\right) \left(\frac{\partial \rho k}{\partial t} + \nabla \cdot (\rho U k) + \nabla \cdot (U p)\right), \quad (3)$$

- уравнение переноса VOF-скаляра

$$\frac{\partial \alpha}{\partial t} + \nabla \cdot (\alpha U) + \nabla \cdot ((1-\alpha)\alpha U_r) = 0, \quad (4)$$

где ρ – плотность потока; U – вектор скорости потока; t – время; μ – динамическая вязкость; $p_{\text{дин}}$ – динамическое давление; σ – коэффициент поверхностного натяжения; κ – кривизна свободной поверхности жидкости; α – VOF-скаляр, который характеризует относительный объём жидкости, содержащийся в контрольном объёме (ячейке). Если $\alpha = 1$, то жидкость полностью занимает ячейку, если 0 – то её занимает газовая фаза. Если $0 < \alpha < 1$, то ячейка содержит свободную поверхность; g – ускорение свободного падения; x – радиус-вектор; T – температура среды; $c_{p,ж}$, $c_{p,в}$ – удельная теплоёмкость, соответственно, жидкости и воздуха; k – удельная кинетическая энергия; U_r – искусственное поле, применяемое для уменьшения численной диффузии на границе раздела фаз.

$$p_{\text{дин}} = p - \rho g \cdot x, \quad (5)$$

$$\kappa = \nabla \cdot \left(\frac{\nabla \alpha}{|\nabla \alpha|}\right), \quad (6)$$

$$k = |U|^2 / 2, \quad (7)$$

$$\rho = \alpha \rho_{ж} + (1 - \alpha) \rho_{в}, \quad (8)$$

$$\mu = \alpha \mu_{ж} + (1 - \alpha) \mu_{в}, \quad (9)$$

где $\rho_{ж}$, $\rho_{в}$, $\mu_{ж}$, $\mu_{в}$ – плотность и динамическая вязкость, соответственно, жидкости и воздуха. Для связи давления и плотности воздуха использовано уравнение состояния идеального газа. Вода, свою очередь, рассмотрена как баротропная жидкость.

Интегрирование конвективно-диффузионных уравнений основывается на методе контрольных объёмов. Для связи уравнений по скорости и давлению применён алгоритм PISO (Pressure Implicit with Splitting of Operators).

Геометрия расчётной области и начальные условия. В целях подготовки исходных данных, таких как создание геометрии, дискретизация на контрольные объёмы, задание граничных и начальных условий, использованы внутренние утилиты OpenFOAM. Автоматизация консольных операций выполнена с использованием bash-скриптов. Для исследования процессов взаимодействия УВВ с гидрозатвором создана базовая модель, приведённая на рис. 1.

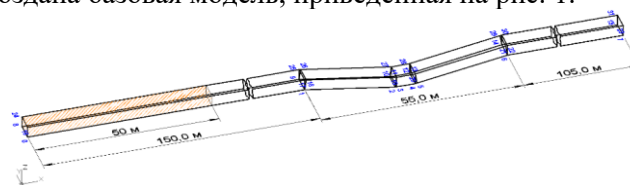


Рис. 1. Базовая модель, созданная для исследования газодинамических процессов при изоляции выработок с использованием гидрозатворов

Модель состоит из 9 блочных суперэлементов, каждый из которых декомпозируется на гексаэдры. Числами синего цвета обозначены вершины суперэлементов. Ширина и высота выработки приняты равными, соответственно, 5 м и 3 м. Глубина декомпозиции расчётной области составляет 36840 шестигранников. Максимальный размер ячейки – 0,5 м. Оранжевым цветом показана зона взрыва в забое выработки. Давление в зоне взрыва определено согласно [1, 2] и составляет 0,3 МПа. Температура принята равной 2000 К.

Численное моделирование выполнено для условий, приведённых в табл. 1. Всего проведено 9 серий экспериментов.

Таблица 1

Матрица начальных условий, для которых выполнено моделирование

Наименование модели	Мо-дель 0	Мо-дель 1	Мо-дель 2	Мо-дель 3	Мо-дель 4	Мо-дель 5	Мо-дель 6	Мо-дель 7	Мо-дель 8
Уровень зеркала воды в мульде, м	0,0	0,5	1,0	1,5	2,0	2,5	3,0	3,5	4,0
Масса воды, т	0,0	20,3	56,1	107,5	174,1	257,0	355,2	448,7	542,1

Расчёты проводились в рамках распараллеливания вычислительного процесса с использованием 4 ядер кластера типа «Beowulf» [6].

Результаты моделирования. На рис. 2 приведено изменение давления УВВ в выработке для моделей с различным уровнем зеркала воды относительно почвы мульды (модели 0, 2, 4, 6, 8). Использован интервал времени 0,05 с: 1 – 0,05 с, 2 – 0,1 с, 3 – 0,15 с и т.д. Красной штриховой линией показан безопасный уровень давления во фронте для человека – 107404 Па (1,06 атм.).

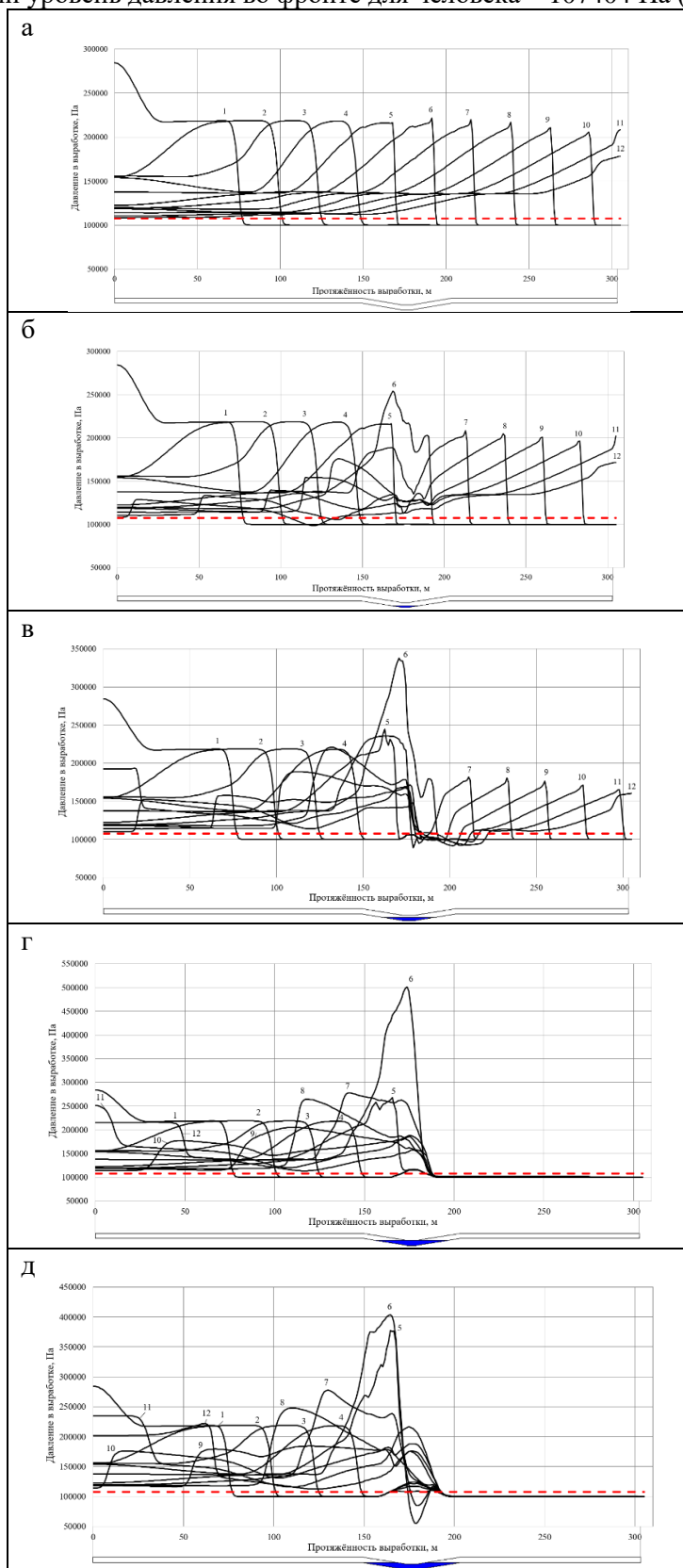


Рис. 2 – Изменение избыточного давления в выработке: а - модель 0; б - модель 2; в - модель 4; г - модель 6, д - модель 8

В табл. 2 и 3 приведены рисунки динамики взаимодействия УВВ и отражённых волн с водой в мульде при разных уровнях её затопления. Здесь красным цветом обозначена вода в выработке, синим – воздушная среда.

Таблица 2

Динамика взаимодействия ударной волны и отражённых волн с водой в мульде (модели 1-4)

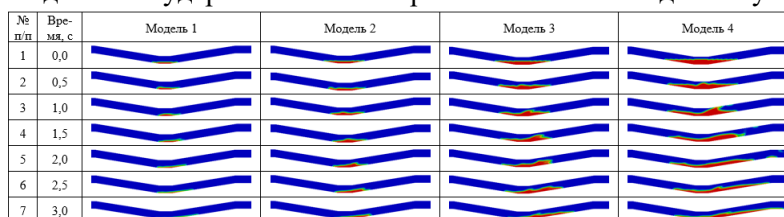
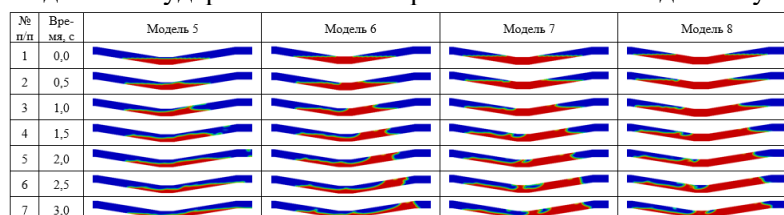


Таблица 3

Динамика взаимодействия ударной волны и отражённых волн с водой в мульде (модели 5-8)



При отсутствии воды в мульде УВВ беспрепятственно проходит дальше по выработке. По мере естественного водопритока и повышения уровня зеркала воды происходит уменьшение поперечного сечения выработки. В результате прохождения УВВ этого участка давление фронта резко возрастает. Часть энергии волны отражается, другая часть проходит дальше по выработке с меньшей интенсивностью. Помимо этого, вода, находящаяся в мульде, волной вовлекается в движение на что также расходуется энергия.

В случае отсутствия зазора между зеркалом воды и кровлей, УВВ, набегая на гидрозатвор, начинает с ним взаимодействовать. При этом УВВ пытается «продавить» образовавшуюся водяную пробку, этим самым вовлекая её в движение. Здесь вода играет роль своеобразного гидродинамического «поршня», который, двигаясь с ударной волной, образует позади себя зону разрежения. Потеряв кинетическую энергию, «поршень» останавливается и под воздействием разрежения и гравитации начинает обратное движение. Если интенсивности волны хватило на то, чтобы выдавить воду из мульды, то в результате действия сил гравитации вода разливается по выработке, и в этот момент к месту ведения горноспасательных работ может прийти ослабленная отражённая волна сжатия.

Вывод. Таким образом, мульды, заполненные частично или полностью водой (гидрозатворы), могут использоваться как дополнительные преграды на пути распространения поражающих факторов взрыва. Совместное использование этих преград, других инженерных сооружений и специальных средств позволит изолировать аварийные участки на ближних подступах с повышением безопасности горноспасательных работ. В связи с этим необходимо проведение дальнейших научно-исследовательских работ и разработка методических рекомендаций по возможности применения гидрозатворов в конкретных условиях при ведении горноспасательных работ.

Библиографический список

1. Распоряжение Ростехнадзора от 27.04.2004 № Р-7 «О введении в действие Методики газодинамического расчёта параметров воздушных ударных волн при взрывах газа и пыли». – URL: <http://www.consultant.ru/cons/cgi/online.cgi?req=doc&base=EXP&n=331468 #019248400577640212>
2. Палеев Д.Ю., Васенин И.М., Костеренко В.Н. и др. Ударные волны при взрывах в угольных шахтах. – М.: Издательство «Горное дело» ООО «Киммерийский центр», 2011. – 312 с.
3. Соболев Г.Г. Организация и ведение горноспасательных работ в шахтах. – 3-е изд., перераб. и доп. – М.: Недра, 1988. – 280 с.
4. Криволапов В.Г., Говорухин Ю.М. Взаимодействие ударно-воздушной волны с водяными заслонами при возведении изолирующих противопожарных перемычек // Научно-технические разработки и использования минеральных ресурсов. – 2007. – №3. – С. 198-203.
5. Говорухин Ю.М., Криволапов В.Г., Палеев Д.Ю. Использование CFD-пакетов при решении задач вентиляции шахт и подготовке горных инженеров // Научно-технические разработки и использования минеральных ресурсов. – 2019. – №5. – С. 453-458.

6. Говорухин Ю.М., Криволапов В.Г., Палеев Д.Ю. Исследование аэродинамических особенностей тупиковых выработок, проветриваемых за счёт турбулентной диффузии // Известия Тульского государственного университета. Науки о Земле. – 2020. – №1. – С.392-400.

7. Moukalled F., Mangani L., Darwish M. The Finite Volume Method in Computational Fluid Dynamics: An Advanced Introduction with OpenFOAM and Matlab. – Springer, 2016. – 817 p.

8. Ma Z.H., Causon D.M., Qian L. et al. Numerical investigation of air enclosed wave impacts in a depressurised tank / Centre for Mathematical Modelling and Flow Analysis. School of Computing, Mathematics and Digital Technology. Manchester Metropolitan University. - Elsevier. - Sept. 2016. - P.15-27.

9. 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.

УДК 622.8:550.34

О ПУЛЬСИРУЮЩЕМ ХАРАКТЕРЕ ПРОЯВЛЕНИЯ ЗОН СЕЙСМИЧЕСКОЙ АКТИВИЗАЦИИ НА ОБЪЕКТАХ УГЛЕДОБЫЧИ В КУЗБАССЕ

Денисов С.В., Поляков Д.А.

Научный центр проблем безопасного освоения недр ВНИИ-ГЕО, г. Кемерово, Россия

Аннотация. Рассмотрены общие закономерности зарождения и развития сейсмических активизаций на примере Полысаевской, Бачатской и Краснобродской сейсмоактивных зон. Установлен циклический характер активизаций, наступление фазы временного сейсмического затишья в каждой из зон после проявления серий наиболее крупных сейсмических событий, чередование фаз сейсмической активизации в смежных зонах.

Ключевые слова: геодинамическая безопасность, сейсмическая активизация, природно-техногенные землетрясения.

В последние десятилетия техногенная сейсмичность стала неотъемлемым атрибутом угледобычи в Кузбассе [1-4]. Хотя энергии техногенных землетрясений не очень велики с точки зрения классической сейсмологии, вызываемые ими колебания земной поверхности могут достигать 5-8 баллов по шкале MSK-64 в силу малой глубины очагов, составляющей от нескольких сот метров до первых километров. Землетрясения такой интенсивности несут реальную угрозу безопасности жителям ближайших городов и поселков, жилым и промышленным объектам наземной инфраструктуры, подземным выработкам.

Несмотря на широкий интерес исследователей к проблеме техногенной сейсмичности, на сегодняшний день не получено исчерпывающих ответов на целый ряд важнейших вопросов, касающихся причин и условий возникновения техногенной сейсмичности, механизмов зарождения и путей эволюции связанных с ней сейсмических активизаций. Без ответов на эти вопросы невозможно разработка действенных мер профилактики и целенаправленного снижения масштабов негативного воздействия техногенной сейсмичности на промышленные и жилые объекты.

Сейсмические активизации нового типа впервые проявились на юге Кузбасса, характеризующемся более высокой геодинамической активностью, чем остальные районы [5]: вблизи п. Кочура (1988 г.) и г. Осинники (2005 г.). В отличие от преобладавших ранее в Кузбассе рассеянных форм сейсмичности эти активизации носили роевой характер и явно тяготели к горным отводам добывающих предприятий – Таштагольскому руднику и шахте «Осинниковская». Уже тогда было отмечено значительное распространение активизированной зоны за пределы шахтного поля, как по площади, так и по глубине [6].

В последующие несколько лет такого рода сейсмические активизации широко распространились по территории области, охватив к настоящему времени значительную часть Южного и Центрального Кузбасса.

Анализ горно-геологических, горнотехнических и технологических особенностей работы добывающих предприятий, вблизи которых наблюдается повышенная сейсмичность, позволил выделить основные факторы, провоцирующие формирование зон сейсмических активизаций [7]:

- возросшие глубины ведения горных работ до критических по условиям сейсмотехнологической безопасности значений 400-500 м и более;

- переход на интенсивные, высокоскоростные технологии отработки угольных пластов и крупные площади выемочных единиц;

- сейсмическое воздействие промышленных взрывов, производимых на близко расположенных объектах открытой добычи;
- наличие вблизи участков сейсмических активизаций крупных затопленных выработанных пространств;
- наличие в границах зон нагруженных и сложноконфигурированных предохранительных целиков;
- наличие геодинамически активных тектонических структур;
- наличие областей естественных природных аномалий напряженного состояния недр, полагаемых необходимым условием формирования зон сейсмических активизаций [8].

Опыт сейсмических наблюдений на различных угледобывающих предприятиях Кузбасса показывает, что на начальной стадии зарождения сейсмические активизации имеют техногенную природу и возникают непосредственно в зоне влияния подземных горных работ под действием работающих механизмов (буровых станков, проходческих комплексов) и горного давления. На этой стадии облако регистрируемых сейсмических событий как бы оконтуривает действующую лаву, а сейсмическая активность, как правило, исчезает при остановке работ. В механизме сейсмопроявлений при этом преобладают послонные сдвиги и отрывы [9]. Область генерации наиболее крупных сейсмических событий пространственно занимает опережающее положение по отношению к зоне опорного давления, в которой преобладают максимальные касательные напряжения, вызывающие сдвиговые деформации слоев пород и пачек угольного пласта, генерирующие сейсмические импульсы. Наиболее сильные сейсмические эффекты могут проявляться в форме подземных толчков, подземного гула, глухих ударов, треска, щелчков.

При увеличении глубины и скорости отработки пласта наблюдается сдвиг преобладающих частот колебаний из акустического и сейсмоакустического диапазонов в область низких частот, происходит резкое увеличение скорости развития деформаций во вмещающих породах, значительно возрастает ширина зоны опорного давления [9]. При этом деформации носят в основном упругий характер, а максимум напряжений приближается к границе выработанного пространства. В результате, вокруг очистного забоя формируется три относительно обособленных области генерации сейсмических импульсов:

- в подстилающей толще пород в области перехода от зоны разгрузки к зоне опорного давления;
- в налегающей толще пород впереди забоя, где преобладают сдвиговые деформации по границам слоев;
- в подработанной толще пород, где зарождаются просадочные процессы и формируется зона обрушения.

На этой стадии происходит выход сейсмических активизаций за пределы действующей лавы, их распространение по территории шахтного поля и далее. В качестве сеймопроводников в этом процессе выступают геодинамически активные структуры, присутствующие в границах шахтного поля, под которыми понимаются существующие или зарождающиеся геологические деформации, выраженные в виде складок, флексур, разрывов, вдоль которых происходит смещение одних участков массива горных пород относительно других [10]. Они могут быть проявлены слабыми структурными изменениями в виде зон ослабленного состояния угольного пласта и пород кровли и характеризуются повышенным уровнем напряжений, высокой изменчивостью параметров геологической среды в пространстве и их нестабильным состоянием во времени.

Работы по геодинамическому районированию шахтных полей, выполняемые ООО «ВНИИ-ГЕО», осуществляются на основе комплекса показателей геологической среды и данных о фактических свойствах, строении и состоянии недр, получаемых по результатам морфоструктурного, горно-геометрического, структурно-геологического анализа и анализа признаков изменчивости подземного строения геологической среды в соответствии с методиками [10, 11]. По сути, выделяемые таким образом геодинамически активные структуры являются границами структурных блоков, слагающих горный массив. Они представляют собой сдвиги, сбросы, разрывы, зоны дробления и повышенной трещиноватости [10]. Типом нарушения на границах блоков определяются условия их взаимодействия – от полного сцепления до полного проскальзывания. Полное сцепление характерно, например, для тектонически напряженных зон.

В качестве иллюстрации на рис. 1а показано распределение по территории шахтного поля эпицентров сейсмических событий, зарегистрированных при отработке участка 16-19 пласта 16 шахты «Юбилейная» в ноябре 2018 г. (голубые точки). Красными точками показаны эпицентры событий, связанных с одновременно проводимыми работами в лаве 15-01 пласта 15. Желто-зелеными

линиями показаны створные направления активных структур, выделенных при геодинамическом районировании шахтного поля. Отработка участка 16-19 осуществлялась в юго-западном направлении. Ступение точек на юго-западном фланге приурочено к фронту очистных работ, однако при этом сохраняется значительное число сейсмических событий за лавой, в области выработанного пространства. Все эпицентры хорошо выстраиваются вдоль створных направлений, выделенных в границах шахтного поля геодинамически активных структур, показанных желто-зелеными линиями, и группируются вблизи узлов их пересечения.

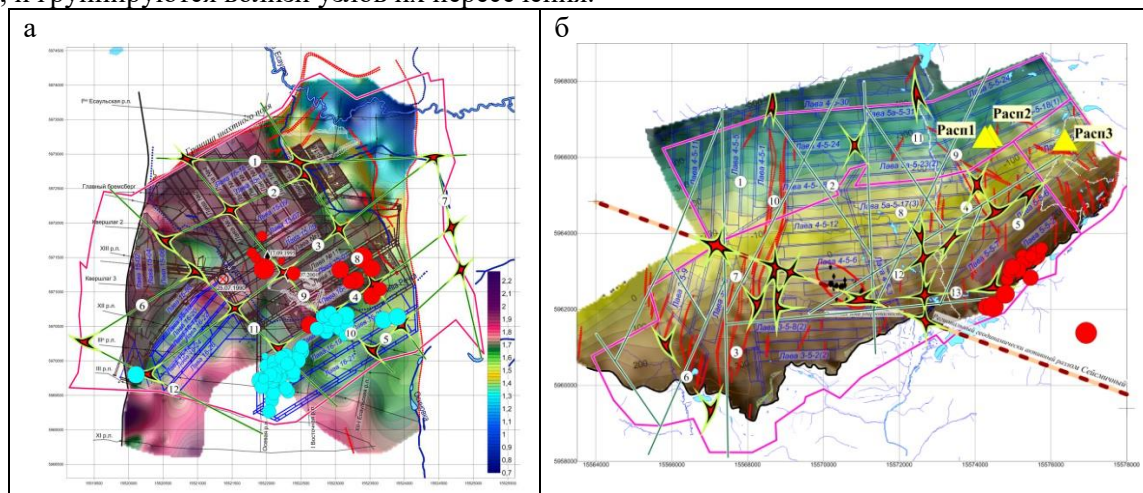


Рис. 1. Распределение эпицентров сейсмических событий по территории поля шахты «Юбилейная», зарегистрированных в ноябре 2018 г. (а) и шахты «Распадская», зарегистрированных в октябре 2018 г. (б).

Систематический сейсмологический мониторинг состояния горной среды шахты «Юбилейная» ООО «ВНИИ-ГЕО» ведет с 2015 года, используя сеть сейсмостанций на базе регистраторов «Байкал-АС», установленных непосредственно на шахтном поле. За прошедшие годы накоплен большой фактический материал, позволяющий утверждать, что описываемые процессы носят характер закономерностей.

Наблюдения показывают, что очаги сейсмических активизаций, распространяющихся по геодинамически активным структурам, могут удаляться от зоны непосредственного ведения горных работ на расстояния до нескольких километров, а глубина их достигать 1,5 – 3 км, при этом возрастают и энергии регистрируемых событий. Аналогичные результаты были получены при изучении сейсмических активизаций на поле шахты «Полысаевской» [12].

Сейсмические активизации геодинамически активных структур, вызванные изначально техногенным воздействием – горными работами, могут сохраняться и после прекращения работ, причем продолжительное время. На рис. 1б для примера показано распределение эпицентров сейсмических событий, зарегистрированных на поле шахты «Распадская» осенью 2018 г. В ходе исследования возможного влияния промышленных взрывов, производимых на разрезе «Распадский», на подземные выработки шахты в пределах шахтного поля была установлена слабая сейсмическая активность. Никаких работ в период наблюдений в шахте не производилось, однако за три недели сетью временных сейсмостанций было зарегистрировано около двух десятков микроземлетрясений энергетического класса 5 – 6,5. Как видно из рисунка, эпицентры всех этих событий группируются в узле пересечения геодинамически активных структур и, возможно, связанного с ними глубинного разлома Сейсмичный, показанного пунктиром.

Эти и другие, накопленные к настоящему времени результаты наблюдений на различных объектах угледобычи, позволяют сделать вывод о том, что на стадии перемещения сейсмических активизаций вглубь геодинамически активных структур определяющими для их развития являются природные факторы, т.е. текущий геодинамический режим территории, осложненный техногенными воздействиями.

Другим важным аргументом в пользу такого вывода служит отмечаемый и другими исследователями [13, 14] циклический характер развития почти всех наблюдавшихся на территории Кузбасса сейсмических активизаций, свойственный природным сейсмическим и геодинамическим процессам, но трудно объясняемый техногенными причинами.

На рис. 2 представлена карта эпицентров сейсмических событий для одной из самых активных на сегодняшний день зон Кузбасса – Беловско-Ленинградской сейсмоактивной зоны, построенная по данным Кемеровской областной сети сейсмических наблюдений за 2011 – 2018 гг.

По сгущению точек, несмотря на значительный разброс, обусловленный не очень высокой точностью определения координат низкоэнергетических событий, хорошо выделяются три зоны повышенной сейсмической активности, приуроченные к г. Полысаево, Бачатскому и Краснобродскому угольным разрезам.

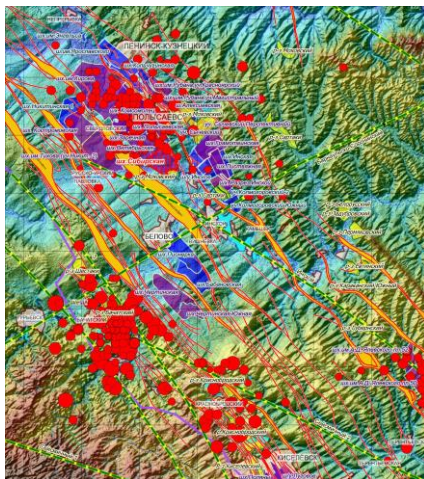


Рис. 2. Сейсмические события, зарегистрированные в Беловско-Ленинградской сейсмоактивной зоне в период 2011-2018 гг. (по данным Кемеровской областной сейсмологической сети)

Полысаевская зона сейсмической активизации, одна из первых в Кузбассе, проявилась вскоре после событий на шахте «Осинниковская» в марте 2007 г. на поле шахты «Полысаевская». По материалам сейсмических наблюдений ООО «ВНИИ-ГЕО» (тогда – Кемеровского представительства ВНИМИ) было установлено, что эпицентральная область происходящих сейсмических событий привязана к действующим очистным забоям, отрабатывающих пласты Бреувский и Толмачевский в скоростном режиме (до 150 м/месяц) на глубинах 410 – 440 м. Вокруг эпицентральной зоны, примыкающей к забоям, в течение первых месяцев активизации сформировалась достаточно протяженная периферийная область, простирающаяся на поля шахт «Заречная», «Октябрьская», «Комсомолец». Отдельные события ощущались на поле шахты «им. С.М. Кирова» на удалении до 15 км.

В настоящее время зона проявляет себя эпизодическими всплесками сейсмической активности, в основном в периферийной области. Происходящие в зоне активизации сейсмические процессы приняли слабый затяжной характер и рассредоточились по обширной территории, включающей поля шахт «Полысаевская», «Заречная», «Октябрьская», «7 Ноября». Периодически возникающие всплески активности вызывают тревожную реакцию жителей города Полысаево и прилегающих населенных пунктов. Последняя серия наблюдений, проведенная нами в 2019 г., подтвердила, что рост сейсмической активности происходит при выходе горных работ на глубины ниже критической для данного района отметки 410 м.

Бачатская сейсмоактивная зона. Произошедшая вслед за Полысаевской активизацией серия еще более крупных сейсмических явлений на территории Бачатского угольного разреза в период 2012 - 2013 гг. была приурочена к территории не подземной, а открытой добычи и имела ряд отличительных признаков. Крупнейшие из произошедших в указанный период на территории Бачатского разреза землетрясений произошли 9.02.2012 г, 5.03.2013 г. и 19.06.2013 г. и имели, соответственно, магнитуду 3,6, 4,0 и 5,6. Последнее землетрясение ощущалось жителями не только Кузбасса, но и соседних областей.

Проведенные ООО «ВНИИ-ГЕО» (тогда – Кемеровским представительством ВНИМИ) в течение 2013 – 2015 гг. исследования на специально оборудованном сейсмогеодинамическом полигоне позволили установить, что основным источником сейсмических событий на Бачатском разрезе является локальная сейсмоактивная область ограниченного размера 5x5 км, непосредственно приуроченная к Бачатскому глубинному разлому, простирающемуся на удалении 200-400 м от юго-западного борта разреза.

Наиболее значимым фактором сейсмической активности является сам факт образования крупной карьерной выемки, углубляющейся по мере развития горных работ, над узлом пересечения

крупных региональных геодинамически активных структур - Афонинского взброса и Ташелгино-Темирского разлома в ближних предгорьях Салаирского Кряжа, нарушившей равновесное состояние элементов геологической среды на глубинах до 2-5 км. Возникающие деформации проскальзывания крупных шарьяжных плит под основанием карьерной выемки протекают, в основном, в форме криповых движений по системе пологих надвигов и чередуются с сейсмическими явлениями.

Техногенным фактором формирования Бачатской сейсмоактивной зоны является провоцирующее влияние образованной на участке открытой добычи крупнейшей в Кузбассе карьерной выемки, углубляющейся по мере развития горных работ в область повышенной концентрации природных напряжений. О природном характере Бачатского землетрясения свидетельствует выделившаяся при его проявлении энергия, на порядок превышающая любые мыслимые техногенные источники нагрузок (промышленные взрывы, нагрузки от давления бортов и отвалов, реакцию «распорного» межбортового целика и др.), а также длительная фаза развития афтершоковых процессов.

Наличие геодинамически неравновесного состояния вмещающей геологической среды Бачатского разреза подтверждено результатами деформационного мониторинга, указывающими на дискретный характер деформационных процессов и разнонаправленное движение обособленных участков земной поверхности (рис. 3). Белыми пунктирными линиями обозначены границы раздела фрагментов территории, отличающиеся однотипным поведением находящихся на них пунктов наблюдений. Этот результат напрямую согласуется с данными мониторинга смещений в районах высоких техногенных нагрузок и природной сейсмичностью, выполняемого по результатам радарных съемок [15].

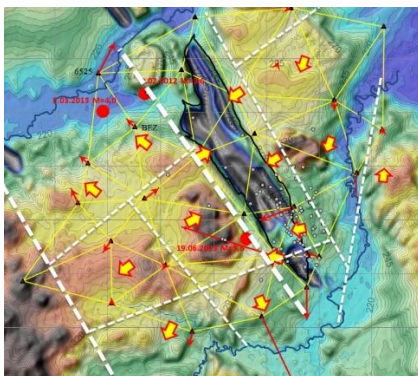


Рис. 3. Кинематическая схема движения территориально обособленных участков земной поверхности на территории Бачатского сейсмогеодинамического полигона по данным пятого (октябрь 2015 г.) цикла GPS-наблюдений в сети GPS-трилатерации

Краснобродская зона вплоть до конца 2016 года проявляла очень слабую сейсмическую активность, да и в дальнейшем в ней были зарегистрированы лишь единичные события магнитудой не более 4. По-видимому, поэтому она к настоящему времени остается практически неисследованной. Однако, в силу схожести горно-геологических условий и общей технологической схемы отработки запасов угля на Бачатском и Краснобродском разрезах из-за их принадлежности одной и той же угольной компании, можно предполагать для них общий механизм формирования и развития сейсмических активизаций.

На рис. 4 показано изменение со временем значений сейсмической энергии, зарегистрированной станциями Кемеровской областной сети сейсмических наблюдений, в Полысаевской, Бачатской и Краснобродской сейсмоактивных зонах в период с 01.01.2011 по 31.12.2019 гг. Представленные диаграммы демонстрируют квазипериодический характер выделения сейсмической энергии для всех рассматриваемых зон. Фазы повышенной сейсмической активности сменяются фазами относительного затишья, иногда довольно длительными, когда значения регистрируемой энергии снижаются до «фоновых» или даже нулевых отметок.

Интересной особенностью, обращающей на себя внимание, является «взаимодополняемость» представленных диаграмм: периоды максимальной активности какой-либо из зон соответствуют фазам затишья в двух других. Такой характер проявления сейсмической активности на протяжении десятилетнего периода наблюдений, по-видимому, следует рассматривать как признак существования устойчивой геодинамической связи между рассматриваемыми сейсмоактивными зонами. В роли такого связующего звена может выступать предполагаемый глубинный разлом меридионального направления, пересекающий Центральный Кузбасс [3, 16].

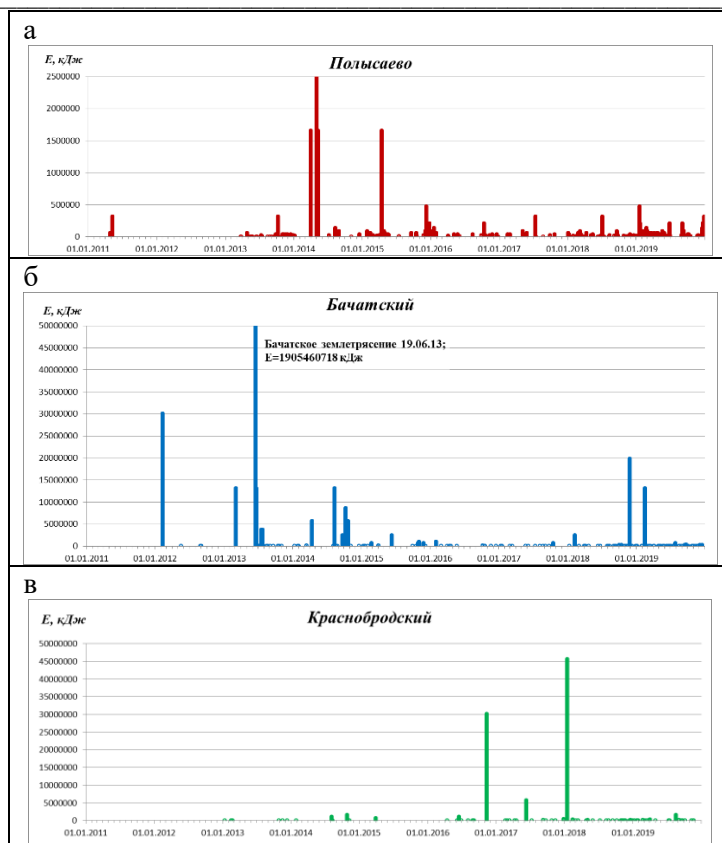


Рис. 4. Изменение сейсмической энергии, зарегистрированной в Полысаевской (а), Бачатской (б) и Краснодарской (в) сейсмоактивных зонах в период 2011-2019 гг. (по данным Кемеровской областной сети сейсмических наблюдений)

Выводы. Источником возмущений, приводящих к всплескам сейсмической активности, являются геодинамические процессы, активно протекающие в настоящее время в Алтае-Саянской сейсмоактивной области. Вклад этих процессов, особенно – мощного Горноалтайского землетрясения 2003 г., в нарушение равновесного состояния недр Кузбасса и зарождение большинства наблюдаемых сегодня сейсмических активизаций не вызывает сомнений.

Библиографический список

1. Яковлев Д.В. Техногенная сейсмичность Кузбасса / Д.В. Яковлев, Т.И. Лазаревич // Горная геомеханика и маркшейдерское дело. - СПб: ВНИМИ. 1999.
2. Лазаревич Т.И. Горный мониторинг сейсмической и геодинамической безопасности Кузбасса / Т.И. Лазаревич, А.Н. Поляков // Сб. трудов ВНИМИ. - СПб: ВНИМИ, 2009. - С. 40-49.
3. Яковлев Д.В. Природно-техногенная сейсмоактивность Кузбасса / Д.В. Яковлев, Т.И. Лазаревич, С.В. Цирель // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. - 2013. - №6. - С. 20-34.
4. Адушкин В.В. Триггерная сейсмичность Кузбасса // Триггерные эффекты в геосистемах; под ред. В.В. Адушкина, Г.Г. Кочаряна. - М.: ГЕОС, 2015. - С.8-28.
5. Лазаревич Т.И. Геодинамическое районирование Южного Кузбасса / Т.И. Лазаревич, В.П. Мазинкин, И.А. Малый и др. - Кемерово: Изд. фирма «Весть», 2006. - 184 с.
6. Еманов А.Ф. Сейсмический мониторинг района г. Осинники (Кемеровская область) / А.Ф. Еманов, А.А. Еманов, Е.В. Лескова и др. // Землетрясения в России в 2005 году. - Обнинск: ГС РАН, 2007. - С. 63-65.
7. Лазаревич Т.И. К проблеме сейсмотехнической безопасности Кузбасса в условиях активного освоения его недр / Т.И. Лазаревич, А.Н. Поляков // ТЭК и ресурсы Кузбасса. - 2010. - №2. - С. 28-30.
8. Николаев А.В. Проблемы наведенной сейсмичности // Наведенная сейсмичность; под ред. А.В. Николаева. - М.: Наука. 1994. - С. 5-15.
9. Лазаревич Т.И. Исследование природы сейсмической активности недр в окрестностях действующих угольных шахт с интенсивным режимом добычи / Т.И. Лазаревич, А.Н. Поляков, С.Ф. Панин // Сб. науч. трудов ВНИМИ. - СПб.: ВНИМИ, 2012. - С. 41-49.
10. Геодинамическое районирование недр: метод. указ. / Под ред. И.М. Петухова, И.М. Батугиной. - Л.: ВНИМИ, 1990. - 129 с.
11. Руководство по геодинамическому районированию шахтных полей. - СПб.: ВНИМИ, 2012. - 116 с.

12. Еманов А.Ф. Сейсмические активизации при разработке угля в Кузбассе / А.Ф. Еманов, А.А. Еманов, Е.В. Лескова и др. // Физическая мезомеханика. - 2009. - №12. - С. 37-43.
13. Еманов А.Ф. Техногенное Бачатское землетрясение 18.06.2013 г. (ML=6.1) в Кузбассе – сильнейшее в мире при добыче полезных ископаемых / А.Ф. Еманов, А.А. Еманов, А.В. Фатеев, Е.В. Лескова // Вопросы инженерной сейсмологии. – 2016. - Т.43. - №4. - С.34-60.
14. Еманов А.Ф. О роли тектонических нарушений в развитии наведенной сейсмичности от совместного воздействия открытых и подземных работ по добыче угля / .Ф. Еманов, А.А. Еманов, А.В. Фатеев // Интерэкспо ГЕО-Сибирь. - Новосибирск: СГУГиТ. - 2019. - №2. - С. 27-35.
15. Потапов В. П., Информационно-вычислительная система массивно-параллельной обработки радарных данных в среде Apache Spark / В. П. Потапов, С. Е. Попов, М. А. Костылев // Вычислительные технологии. – 2018. – Т. 23. - № 4. – С. 110-123.
16. Яковлев Д.В. Генезис и развитие природно-техногенной сейсмоактивности Кузбасса / Д.В. Яковлев, Т.И. Лазаревич, С.В. Цирель // Уголь. - 2013. - №10. - С. 53-59.

УДК 622.02, 622.03, 622.862

ПРОТОКОЛ ВЗАИМОДЕЙСТВИЯ СЛУЖБ МОНИТОРИНГА ГЕОДИНАМИЧЕСКИХ ПРОЦЕССОВ И ПРОИЗВОДСТВЕННЫХ ОПЕРАЦИЙ ПРИ УПРАВЛЯЕМОМ ВОЗДЕЙСТВИИ НА МАССИВ

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. Принятие правильных решений при управляемом воздействии на массив для предотвращения аварийных ситуаций, связанных с факторами геодинамического риска, зависит от взаимодействия служб производственных операций и мониторинга сейсмогеодинамических процессов, обеспечивающих возможность оперативно и объективно определять и оценивать безопасное состояние недр.

Ключевые слова: протокол, мониторинг, промышленная безопасность, сейсмогеодинамические явления, геодинамические процессы, прогноз, массив.

На сегодняшний день антропогенное воздействие, обусловленное длительным освоением месторождений, увеличением глубины ведения горных работ, плотностью расположения горнодобывающих предприятий, участвовавшими сейсмическими событиями, и другими факторами, в комплексе усложняет геодинамическую обстановку многих регионов.

В процессе управляемого воздействия на массив путем изменения технологических параметров ведения горных работ, закономерно возникает необходимость контроля параметров такого воздействия и оценка их эффективности. Принятие правильных технологических решений в сложных горно-геологических условиях во многом зависит от систем мониторинга, который даёт возможность объективно определять и оценивать в режиме "реального" времени безопасное состояние недр, а также позволяет выявлять участки повышенного геодинамического риска и своевременно корректировать информацию о состоянии массива. В этой связи, возникает необходимость ведения мониторинга геодинамических процессов в рамках производственной деятельности каждого отдельного горнодобывающего предприятия.

В соответствии с требованиями федеральных норм и правил [1, 2], а также согласно п. 25 Положения о геологическом и маркшейдерском обеспечении промышленной безопасности и охраны недр, в части недопущения возложения на работников данных служб функций не связанных с выполнением задач определённых данным положением [3], формируется целесообразность корректировки организационной структуры действующего горнодобывающего предприятия путём создания нового структурного подразделения – службы мониторинга геодинамических процессов.

Основными задачами данной службы будут являться: выполнение мониторинга опасных сейсмо-геодинамических процессов, определение параметров оценки геодинамического состояния массива горных пород, организация и контроль оперативных наблюдений за обеспечением безопасного состояния массива, а также оценка изменения его состояния с учётом постоянно изменяющейся обстановки в связи с воздействием на массив различных геологических и технологических факторов.

Работники службы мониторинга геодинамических процессов должны иметь высшее техническое образование соответствующего профиля (маркшейдерское дело, геомеханика, прикладная

геология), стаж работы не менее 3 лет на опасном производственном объекте, аттестацию по промышленной безопасности и охране недр. Численность службы необходимо устанавливать индивидуально, в зависимости от частоты сейсмических событий, горно-геологических и горнотехнических условий участка. Руководитель службы мониторинга находится в непосредственном подчинении технического руководителя предприятия (главного инженера).

Служба мониторинга геодинамических процессов осуществляет свою функцию путём взаимодействия:

- с научными организациями, осуществляющими методическое сопровождение функционирования системы контроля состояния горного массива и работы службы мониторинга геодинамических процессов;
- с техническим руководством и оперативно-диспетчерской службой предприятия;
- инженерно-техническими службами (геолого-маркшейдерской, прогноза и предотвращения динамических явлений (ДЯ), автоматизации и связи (служба главного механика), технологической, и т.д.);
- уполномоченными органами исполнительной власти в области регулирования в сфере экологической и технологической безопасности.

Функционирование службы мониторинга геодинамических процессов и отдельных служб производственных операций осуществляется на основании утвержденного техническим руководителем предприятия положения о соответствующей службе. В этой связи, при корректировке организационной структуры горнодобывающего предприятия, техническому руководителю необходимо внести соответствующие корректировки в положения о службах и должностные инструкции работников, в части определения функций и задач соответствующих служб, установления лиц, ответственных за данное взаимодействие, а также определить необходимость, периодичность и порядок внесения изменений.

Учитывая сложность организации горнодобывающего производства, а также возникновение нового структурного подразделения, на начальном этапе внедрения организационной структуры, при взаимодействии служб могут возникать различные неопределенности, ошибки, несогласованные действия и т.д., препятствующие эффективной работе служб. С целью предотвращения подобных ситуаций необходима разработка единого формата обеспечения взаимной деятельности служб в части обмена данными, передачи сообщений и обработки информации. Следовательно, на этом этапе обеспечение корректной взаимной деятельности можно оформлять протоколами взаимодействия, на основании анализа которых в дальнейшем и будет налаживаться ритмичная работа всех служб горнодобывающего предприятия в рамках своей компетенции.

В соответствии с решаемыми задачами контроля безопасного состояния горного массива, с учетом использования трехуровневой системы мониторинга, в подсистемах различного ранга может подразумеваться наличие своего (отдельного) протокола или алгоритма взаимодействия службы мониторинга геодинамических процессов с заинтересованными сторонами. Также должна учитываться специфика горного производства, наличие или отсутствие на нем определенных факторов риска.

Таким образом, протокол взаимодействия службы мониторинга геодинамических процессов и производственных операций представляет собой комплекс определенных соглашений и правил, используемый при взаимном обмене данными между различными службами. Протокол должен включать в себя действия участвующих во взаимодействии сторон для обеспечения их согласованной совместной работы, с учётом иерархической структуры и подчиненности службы мониторинга геодинамических процессов и служб производственных операций. Кроме того, в нем должны быть отражены условия по обеспечению поддержания в исправном состоянии аппаратуры и программного обеспечения при осуществлении геодинамического мониторинга массива.

В соответствии с ранее выполненной классификацией методов ведения мониторинга на основе трехуровневого построения систем мониторинга геодинамических и техногенных процессов, соответственно, региональных, зональных и локальных оценок мер рисков, в табл. 1 представлена типовая схема взаимодействия службы мониторинга геодинамических процессов с научными организациями, техническим руководителем, геолого-маркшейдерской службой (либо их отдельными структурными подразделениями), оперативно-диспетчерской службой и инженерно-техническими службами предприятия и т.д.

Таким образом, с учетом особенности и специфики горного производства, методов и форм выполнения мониторинга опасных сейсмо-геодинамических процессов, основным и наиболее от-

ветственным направлением в действиях службы мониторинга геодинамических процессов будет являться ее взаимодействие с научными организациями, техническим руководством предприятия, оперативно-диспетчерской службой, геолого-маркшейдерской службой и службой прогноза и предотвращения ДЯ предприятия. Ниже приведены базовые формы протокола взаимодействия службы мониторинга геодинамических процессов с перечисленными сторонами взаимодействия.

Таблица 1

Схема взаимодействия службы геодинамических процессов с научными организациями, техническим руководством, оперативно-диспетчерской службой и инженерно-техническими службами предприятия и другими организациями

Ранг подсистемы (класс методов)	Тип мониторинга	Взаимодействующие стороны со службой мониторинга
I (Региональные методы)	Региональный прогноз уровней геодинамических (сейсмических) рисков	Научные организации; Техническое руководство предприятия; Оперативно-диспетчерская служба предприятия; Геолого-маркшейдерская служба.
II (Зональные методы)	Перспективный прогноз удароопасности и геодинамической активности	Научные организации; Техническое руководство предприятия; Оперативно-диспетчерская служба предприятия; Геолого-маркшейдерская служба; Служба прогноза и предотвращения ДЯ; Технологическая служба; Органы исполнительной власти в сфере экологической и технологической безопасности.
III (Локальные геомеханические и геофизические наблюдения)	Локальный прогноз удароопасности	Техническое руководство предприятия; Оперативно-диспетчерская служба предприятия; Геолого-маркшейдерская служба; Служба прогноза и предотвращения ДЯ; Технологическая служба; Органы исполнительной власти в сфере экологической и технологической безопасности.

Протокол взаимодействия с научными организациями. Научными организациями, осуществляющими сопровождение функционирования системы контроля состояния горного массива и работы службы мониторинга геодинамических процессов, имеющими многолетние наработки в области создания и обслуживания систем контроля состояния горного массива, а также практический опыт их использования, определяются (нарабатываются) и уточняются параметрические критерии оценки регистрируемых геодинамических процессов, определяются (ранжируются) уровни опасности регистрируемых сейсмособытий (в зависимости от их энергетического класса), осуществляется оценка мер геодинамических рисков по совокупности контролируемых параметров и разработка алгоритма принятия ответственных технических и технологических решений. Нарботанные параметры и критерии оценки регистрируемых геодинамических процессов передаются службе мониторинга геодинамических процессов.

Служба мониторинга геодинамических процессов взаимодействует с научными организациями, осуществляющими сопровождение функционирования системы контроля состояния горного массива, с целью выполнения всестороннего анализа форм и характера рисков развития аварийных ситуаций в процессе отработки месторождения с учетом особенностей фактического строения и состояния горной среды. Анализ должен предусматривать возможность развития тех или иных форм негативных процессов и явлений, сопутствующих подземной добыче на основе фактического опыта промышленного освоения угольных месторождений на территории угледобычи.

При взаимодействии службы геодинамических процессов с научными организациями, взаимодействующими сторонами должны соблюдаться принципы конфиденциальности, соблюдения коммерческой и иной тайны, в том числе принадлежащим третьим лицам.

Таким образом, основной целью оформления протокола взаимодействия службы мониторинга геодинамических процессов с научными организациями будет являться фиксация наработанных научных критериев оценки геодинамических событий и разработка алгоритма принятия технологических решений по управлению состоянием массива.

Протокол взаимодействия с техническим руководством, оперативно-диспетчерской, технологической и службой прогноза и предотвращения ДЯ предприятия. При выполнении мониторинга геодинамических процессов в рамках подсистем всех рангов: первого (I), второго (II) и третьего (III) рангов, соответственно при выполнении Регионального прогноза уровней геодинамических (сейсмических) рисков, Перспективного прогноза динамических явлений (ДЯ) и геодинамической активности, а также при оценке эффективности локальных мер борьбы с ДЯ и управляемому воздействию на массив с помощью изменения технологических параметров ведения горных работ, служба мониторинга геодинамических процессов выполняет круглосуточный прием сейсмических сигналов, определение времени, координат и энергии сейсмических событий.

Результаты мониторинга оформляются в виде пояснительной записки и горно-графической документации (на планах, разрезах или схемах, с нанесением положения границ зон опасного влияния зарегистрированных (произошедших) сейсмо-геодинамических процессов, с привязкой к текущему состоянию горных работ). При этом, все произошедшие геодинамические события регистрируются в соответствующем каталоге сейсмо-геодинамических событий и, в случае необходимости, или с определённой периодичностью представляются техническому руководителю предприятия, который принимает решение об информировании службы прогноза и предотвращения ДЯ, оперативно-диспетчерской службы, и организации их дальнейшей работы, направленной на обеспечение безопасного состояния массива.

Эффективность локальных мер борьбы с ДЯ, а также по управляемому воздействию на массив посредством изменения технологических параметров ведения горных работ, определяется по снижению уровня сейсмической активности ниже критических, с последующим контролем инструментальными методами с помощью деформационного мониторинга и режимных геофизических наблюдений с использованием различных аппаратурных комплексов и методов.

При регистрации вблизи (в ближайших окрестностях, удаленных на расстояние 10-15 км от шахтного поля) или непосредственно в пределах границ шахтного поля любых сейсмо-геодинамических событий природного или техногенного характера, в том числе промышленных взрывов с магнитудой более трех ($M > 3$ – применительно для угольных предприятий Кузбасса) или событий с уровнем энергетического класса, относимых научными организациями, осуществляющими методическое сопровождение функционирования системы контроля состояния горного массива и работы службы мониторинга геодинамических процессов, к разряду крупных или опасных, оператор службы мониторинга геодинамических процессов должен провести оперативную обработку информации и довести её до руководителя службы мониторинга геодинамических процессов. Время оперативной первичной обработки одного такого события не должно превышать нескольких (5 - 7) минут.

В случае получения информации о крупном сейсмо-геодинамическом событии, руководитель службы мониторинга геодинамических процессов в оперативном порядке ставит в известность начальника смены и технического руководителя предприятия.

Начальник смены, получив сообщение о крупном или опасном сейсмическом событии, отдает распоряжение о временном приостановлении ведения горных работ, выводе людей из опасной зоны, организует предварительное обследование действующих горных выработок инженерно-техническим работником соответствующего структурного подразделения (участка, горные работы которого ведутся в зоне событий), а также доводит информацию о ходе работ до технического руководителя предприятия.

В ходе предварительного обследования фиксируются видимые деформации крепи и определяются предварительные причины разрушений. Результаты обследования оперативно доводятся до начальника смены. Окончательный характер разрушений и их причины при необходимости выясняют и оценивают комиссионно в случае распоряжения технического руководителя об остановке ведения горных работ в зоне влияния крупного и опасного сейсмического события при наличии существенных деформаций крепи или необходимости разработки соответствующими технологическими службами предприятия мер безопасности (проектов ведения горных работ в опасных зонах), в том числе выполнения локального прогноза ДЯ инструментальными методами на участках горных выработок, попадающих в сейсмически напряженную зону.

При выявлении прогнозом ДЯ категории "ОПАСНО" в пределах границ сейсмоопасной зоны инструментальными методами, техническим руководителем принимается решение о необходимости выполнения профилактических мероприятий по приведению массива в безопасное состояние.

О проявлениях сейсмо-геодинамических событий более слабого энергетического класса, следующих после крупного события, или же следующих непрерывной серией друг за другом, руководитель службы мониторинга геодинамических процессов в установленном на предприятии порядке доводит до сведения технического руководителя.

Если при предварительном обследовании участков горных выработок, попадающих в зону влияния сейсмического события, видимых признаков разрушения горных выработок не обнаружено, а выполненным прогнозом ДЯ категория ОПАСНО не установлена то, независимо от энергии зарегистрированного сейсмического события комиссия для расследования явления не назначается. При разрушениях горных выработок расследование причин проявления сейсмо-геодинамических событий производится комиссией, назначаемой техническим руководителем предприятия в установленном порядке [3, 4]. Если разрушение квалифицировано как динамическое (или газодинамическое) явление, то расследование и работы по ликвидации его последствий производятся согласно Инструкции [2], Закона [3], Порядка [4] и Методических рекомендаций [5].

Результаты расследований крупного сейсмогеодинамического события оформляются руководителем службы мониторинга динамических процессов соответствующим актом в течение не более 10 дней с момента его регистрации. Акт утверждается техническим руководителем и хранится в службе мониторинга динамических процессов.

В случае необходимости, в установленном порядке, т.е. на основании официального запроса, акты предоставляются в федеральный орган исполнительной власти в области промышленной безопасности или иные заинтересованные организации.

Если в течении 3 (трёх) суток на одном и том же участке шахтного поля службой мониторинга геодинамических процессов фиксируются сейсмо-геодинамические события в три и более раз превышающие фоновый уровень, то, независимо от их магнитуды и энергетического класса, технический руководитель должен принять решение о приостановке ведения горных работ и выводе людей из потенциально опасной зоны до уточнения причин проявления такой активизации. Если прогнозом ДЯ категории ОПАСНО на данном участке не выявлено, но фиксирование событий продолжается, необходимо этот участок квалифицировать как потенциально угрожаемым (с приостановкой горных работ) до нормализации уровня и частоты сейсмо-геодинамической активности. При этом локальный прогноз ДЯ выполняется ежесуточно до особого распоряжения технического руководителя.

Протокол взаимодействия с геолого-маркшейдерской службой предприятия. Наиболее ответственным этапом при выполнении мониторинга геодинамических явлений и управляемом воздействии на массив является анализ и обобщение горно-графической документации действующего предприятия, полученной в результате наблюдений, выполняемых геолого-маркшейдерской службой.

Согласно требованиям Положения о геологическом и маркшейдерском обеспечении промышленной безопасности и охраны недр [3], данные службы занимаются ведением мониторинга состояния недр, включая процессы сдвижения горных пород и земной поверхности, геомеханических и геодинамических процессов при недропользовании в целях предотвращения вредного влияния горных разработок на горные выработки, объекты поверхности и т.д.

Требованиями Положения [7], данные службы в установленном порядке являются ответственными по отнесению участков к опасным зонам в рамках своей компетенции, ведут книгу учёта опасных зон, выполняют построение их границ, участвуют в разработке проектов безопасного ведения горных работ, осуществляют контроль за безопасным ведением горных работ в опасной зоне, а также производят снятие и постановку опасных зон.

Кроме того, эти службы участвуют в оформлении уточнённых границ горного отвода и их согласовании со смежными участками, предоставленными в пользование иным недропользователям. Соответственно, учитывая вышеизложенное, работа службы мониторинга геодинамических процессов напрямую зависит от взаимодействия с геолого-маркшейдерской службой предприятия. Таким образом, протокол взаимодействия между данными службами должен отражать порядок обмена информацией между данными службами в части предоставления:

- актуализированных планов горных выработок, геологических разрезов, зарисовок по горным выработкам, сведений об устойчивости и обрушении горных пород, наличии установленных ранее опасных зон, состоянии крепи горных выработок, оседании земной поверхности и т.д.;

- результатов наблюдений за изменением горно-геологических условий при ведении горных работ в опасных зонах;

- деформационного мониторинга на основании проведения контрольных замеров по маркшейдерско-геодезическим сетям (подземным и поверхностным) за состоянием массива пород и крепи горных выработок.

Полученная от геолого-маркшейдерской службы информация позволит службе мониторинга геодинамических процессов выполнять свои функции по оформлению горно-графической документации о происходящих сейсмо-геодинамических событиях, производить их анализ и накопление результатов наблюдений путём создания базы данных регистрируемых событий.

Выводы. Главной целью Протоколов взаимодействия службы мониторинга геодинамических процессов и производственных служб будет являться принятие оперативных технических или технологических решений по обеспечению безопасности работ на горном предприятии, а также будет способствовать выполнению их анализа, накоплению результатов наблюдений и созданию базы данных регистрируемых событий. Всё это позволит принимать решения на основе системного обобщения полученной информации с учетом преобладающих факторов риска. С целью выработки критериев для обобщенных оценок сейсмо-геодинамических событий и разработки алгоритма принятия решений в рамках производственной деятельности горного предприятия, абсолютно необходимо привлечение профильных научных организаций.

Обобщающим моментом по всем «Протоколам взаимодействия...» является включение в разрабатываемый шахтой ежегодный «Комплекс мер по безопасному ведению горных работ» вопросов, касающихся осуществления мониторинга геодинамических явлений и решений по исключению возможных негативных последствий.

Библиографический список

1. Федеральные нормы и правила «Правила безопасности в угольных шахтах», утв. приказом Федеральной службы по экологическому, технологическому и атомному надзору от 19 ноября 2013 г. №550.
2. Федеральные нормы и правила «Инструкция по прогнозу динамических явлений и мониторингу массива горных пород при отработке угольных месторождений». – М, 2016.
3. РД 07-408-01 Положение о геологическом и маркшейдерском обеспечении промышленной безопасности и охраны недр.
4. ФЗ №116 от 21.07.1997 г («О промышленной безопасности»).
5. Порядок проведения технического расследования причин аварий, инцидентов и случаев утраты взрывчатых материалов промышленного назначения на объектах, поднадзорных Федеральной службе по экологическому, технологическому и атомному надзору. Утв. приказом Федеральной службы по экологическому, технологическому и атомному надзору от 19 августа 2011 г. №480.
6. Методические рекомендации по проведению экспертных работ при расследовании технических причин аварий в угольных шахтах. Утв. приказом Федеральной службы по экологическому, технологическому и атомному надзору от 20 декабря 2012 г. №743.
7. Положение о порядке и контроле безопасного ведения горных работ в опасных зонах. М., 1994.

УДК 622.831

УСЛОВИЯ РАЗВЯЗЫВАНИЯ ВНЕЗАПНЫХ ВЫБРОСОВ УГЛЯ И ГАЗА В ОЧИСТНЫХ ЗАБОЯХ УГОЛЬНЫХ ШАХТ

д. т. н. В.С. Зыков, д. т. н. В.В. Иванов

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

Аннотация. Выполнены теоретические исследования условий развязывания внезапных выбросов угля и газа в очистных забоях угольных пластов и в результате получены выражения для градиентов активной и пассивной сил внезапного выброса, соотношение которых позволяет определять расчетным методом потенциальную возможность возникновения данного газодинамического явления. На этой основе путем математических преобразований получен структурный показатель, который позволяет непосредственно в забое осуществлять контроль за реальной выбросоопасностью угольного массива, используя оперативные методы инструментального определения параметров, характеризующих его газодинамическое состояние.

Ключевые слова: очистной забой угольной шахты, давление газа в угольном пласте, напряжения в горном массиве, квазипараллельные плоскости обнажения системы трещин, гистерезис сорбции метана, «газовый мешок», внезапный выброс угля и газа, активная и пассивная силы внезапного выброса, стадии внезапного выброса, показатель выбросоопасности.

Для определения условий развязывания внезапного выброса угля и газа и протекания его до завершающей стадии в очистном забое угольной шахты необходимо рассмотреть возможность возникновения каждой стадии данного явления.

Первая стадия является подготовительной. На этой стадии под воздействием горного давления происходят значительные деформации в зоне влияния горной выработки массива, образуется система интенсивного развития квазипараллельных плоскостям обнажения трещин, заполненных свободным газом под высоким давлением. В результате давления газа на стенки трещин возникает активная сила внезапного выброса, при превышении которой над пассивной силой сопротивления угля отбросу происходит вторая стадия явления – отжим от массива в призабойную часть выработки наиболее разгруженной и дегазированной его части, сопровождающийся разрушением угля и усилением десорбции газа из массива.

Согласно [1], активная F_a и пассивная F_n силы определяются следующими зависимостями:

$$F_a = \frac{\sqrt[3]{(n+\beta h)^2 (P_0^2 - P_3^2)} n S \Delta x \times 10^3}{2 P_1 (n+\beta h) \left(x_{cp} + \frac{1}{\beta} \ln \frac{n+\beta h e^{-\beta x_{cp}}}{m+\beta h} \right)}; \quad (1)$$

$$F_n = (2m + 2) \Delta x (K_1 + K_1 v_1 t g \rho_1) \times 10^3, \quad (2)$$

где n – трещинная пористость угольного массива за зоной влияния выработки; β – интенсивность нарастания напряжений в области предельного напряженного состояния; h – величина горизонтального отжима угля в выработке, м; P_0 – пластовое давление газа, МПа; P_1 – давление газа на кромке забоя (0,1 МПа); S – удельная площадь поперечного сечения выработки, равная $m \times 1$ м, где m – мощность пласта; Δx – протяженность области пластических деформаций, в которой напряжения не превышают статическое горное давление, м; x – протяженность области предельного напряженного состояния пласта, м; K_1 – коэффициент сцепления угля на кромке забоя, МПа; v_1 – коэффициент, зависящий от угла внутреннего трения угля на кромке забоя ρ_1 , град.

Зависимости (1) и (2) уточнены с целью упрощения, учета гистерезиса сорбции метана углем, мощности и прочности потенциально выбросоопасной пачки (совокупности пачек) угля.

Криволинейные зависимости заменены на прямолинейные, при этом, как видно из рис. 1, при замене выполнено условие не занижить максимальную величину отношения активной силы к пассивной.

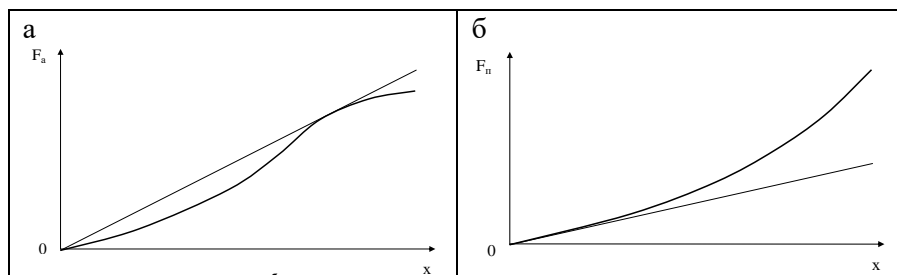


Рис. 1. Замена F_a и F_n касательными к ним прямыми

Уравнения (1) и (2) разделены на Δx , что позволило вместо сил F_a и F_n получить градиенты их изменения при углублении в массив.

Имея в виду, что совсем не обязательно разрушится или нет первым слой угля между точкой приложения максимальной активной силы и забоем, корректнее будет использовать для оценки возможности нарушения равновесного состояния массива соотношение не самих сил, а их градиентов. В результате силовое условие нарушения равновесного состояния (силовой критерий выбросоопасности) угольного массива запишется в виде

$$R = \text{grad } F_a / \text{grad } F_n \geq 1. \quad (3)$$

В формулах (1) и (2) следует учесть эффект повышения давления газа в пласте вследствие гистерезиса сорбции метана углем [2]. С этой целью введена поправка в формулу расчета активной силы, в соответствии с которой используемая в формуле величина P_K для интервалов подвигания забоя в зоне, где возможно обрушение кровли, должна определяться из выражения:

$$P_K = P_0 + \Delta P, \quad (4)$$

где P_0 – пластовое давление газа; ΔP_0 – прирост давления газа за счет явления гистерезиса сорбции метана углем вследствие колебаний основной кровли при ее обрушениях.

Добавка к давлению газа за счет гистерезиса сорбции рассчитана исходя из предположения о том, что частота колебаний давления в зоне наибольшего изгиба кровли пласта впереди забоя и

группировки наиболее интенсивно развитых квазипараллельных плоскости забоя систем трещин, в так называемом «газовом мешке» [2], совпадает с частотой колебаний кровли после обрушения.

Давление газа в нетронутом массиве на глубине H от дневной поверхности представлено через эпору напряжений в массиве σ_H , где (x) – расстояние от забоя, и напряжение σ_{H_0} на нижней границе зоны газового выветривания H_0 :

$$P = \frac{\gamma_B}{\gamma_{II}} (\sigma_H(x) - \sigma_{H_0}), \quad (5)$$

где γ_{II} и γ_B – соответственно удельный вес породы и воды.

Амплитуда колебаний составит:

$$\Delta P = P U, \quad (6)$$

где U – деформация краевой части пласта при динамических колебаниях кровли.

Относительная добавка к давлению газа за счет гистерезиса сорбции представлена в виде:

$$\frac{\delta P}{P} = \frac{0.5U}{1 + B \frac{\gamma_B}{\gamma_{II}} (\sigma_H(l) - \sigma_{H_0})}, \quad (7)$$

где B – параметр изотермы десорбции метана.

Оценка деформации U выполнена с использованием формулы изгиба толстых пластин:

$$U = 0,1 \frac{\sigma_H L^3}{E_{кр} h^2 m}, \quad (8)$$

где $E_{кр}$ – модуль Юнга кровли; h – её мощность; m – мощность пласта; σ_H – среднее горное давление на глубине H ; L – длина шага обрушения кровли.

На основании гидростатического закона $\sigma_H = \gamma_n H$ получено:

$$\frac{\delta P}{P} = \frac{A(H/H_0)}{1 + B(H/H_0 - 1)}. \quad (9)$$

Входящие в (9) безразмерные коэффициенты A и B определяются выражениями:

$$A = 0,05 \frac{L^3 \gamma_{II} H_0}{E_{кр} h^2 m}; \quad (10)$$

$$B = B(\lambda_B H_0). \quad (11)$$

Вид графика изменения $\delta P/P$ от безразмерной переменной H/H_0 приведен на рис. 2.

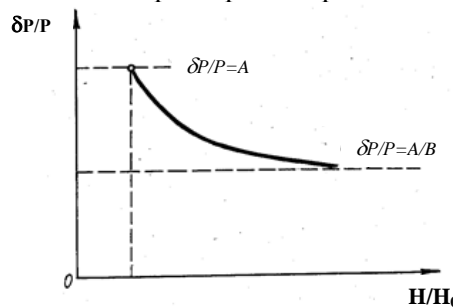


Рис. 2. График относительного прироста давления газа $\delta P/P$ за счет «гистерезиса сорбции» метана углем с глубиной погружения пласта H/H_0

Из графика видно, что увеличение глубины ведет к снижению относительного вклада в полное давление газа добавки за счет гистерезиса сорбции.

На рис. 3 изображены графики результатов расчетов относительного прироста давления газа $\delta P/P$ за счет гистерезиса сорбции с глубиной погружения пласта H при различных значениях глубин зоны газового выветривания H_0 .

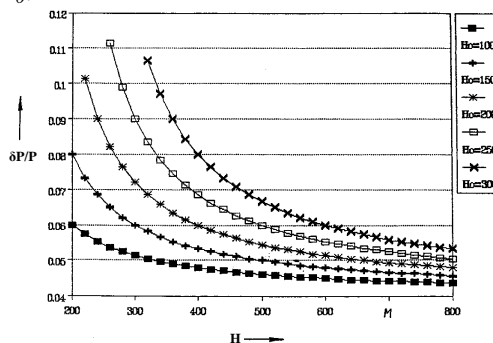


Рис. 3. Изменение относительного прироста давления газа $\delta P/P$ за счет гистерезиса сорбции с глубиной погружения пласта H

Как видно из графиков, при погружении пласта на большие глубины – 800 м и более эффект гистерезиса сорбции метана углем становится почти незаметным. По-видимому, на больших глубинах породы кровли над пластом вблизи лавы зажаты горным давлением настолько, что изгиб кровли с образованием «газового мешка» становится невозможным.

Выполненные исследования показывают, что динамические колебания основной кровли при обрушениях, просадках и других подобных явлениях в лавах могут существенным образом нарушать равновесие активных и пассивных сил в призабойной части пласта за счет кратковременного избыточного давления свободного газа в результате эффекта, названного гистерезисом сорбции метана углем.

Величина ΔP может определяться с помощью графика на рис. 3.

В расчетную модель внесены также уточнения, позволяющие учитывать мощность и прочность потенциально выбросоопасной пачки (совокупности смежных пачек) угля в сечении забоя, которыми в значительной степени определяется выбросоопасность забоя.

С учетом изложенного зависимости для определения $grad F_a$ и $grad F_n$ будут выглядеть следующим образом:

$$grad F_A = \frac{1}{2} \cdot \frac{(P_K^2 - P_3^2) \cdot n_e \cdot S_y \cdot 10^3}{P_3 \cdot (n_e + \beta h_e)^{1/3} \left(L_n + \frac{1}{\beta} \cdot \ln \frac{n_e + \beta h_e e^{-\beta L_n}}{n_e + \beta h_e} \right)}, \text{ МН/м}; \quad (12)$$

$$grad F_{II} = 2(m_e + 1) \cdot (K_e + K_e v_e t g \rho_e) \cdot 10^3, \text{ МН/м}, \quad (13)$$

где n_e – трещинная пористость массива в сечении потенциально выбросоопасной пачки за зоной влияния выработки; МПа; S_y – удельная площадь поперечного сечения потенциально выбросоопасной пачки (совокупности смежных пачек), равная $m_e \times l$ м, где m_e – мощность этой пачки (совокупности пачек); L_n – протяженность области предельного напряженного состояния пласта, м; K_e – коэффициент сцепления нарушенной структуры угля на кромке забоя, МПа; v_e – коэффициент, зависящий от угла внутреннего трения угля потенциально выбросоопасной структуры на кромке забоя ρ_e , град.

Показатель R может применяться для определения невыбросоопасных параметров подвигания забоя (соотношения скорости подвигания забоя и глубины заходки), с помощью которых можно предотвратить проявление выбросоопасности [3].

Для оценки возможности третьей стадии внезапного выброса угля и газа необходимо определить, достаточная ли энергия накоплена в призабойном массиве для возникновения волны сплошного отрыва, то есть выполняется ли условие

$$W + \mathcal{E} \geq F + U, \quad (14)$$

где W – потенциальная энергия угля; \mathcal{E} – кинетическая энергия горных пород; F – работа, необходимая для смещения угля в сторону выработки; U – работа, необходимая для разрушения угля при внезапном выбросе.

Для определения этой энергии предлагаются различные методы расчета [4-8 и др.]. Однако большинство из них не подходят для практических целей из-за трудоемкости определения используемых параметров и больших затрат времени на этот процесс. Наиболее приемлемым представляется метод, разработанный в результате исследований Г.Н. Фейта [9-11]. Метод основан на многолетних исследованиях, выполненных в НИЦ ГП-ИГД им. А.А. Скочинского и является продолжением энергетической теории. Его отличительной особенностью является возможность выполнения практического расчета потенциальной энергии массива с дифференциацией по факторам газа и горного давления, что повышает надежность прогноза и позволяет, к тому же, выходить на безопасные технологические параметры. Для расчета используются геологоразведочные данные, дополняемые результатами наблюдений в горных выработках.

В соответствии с этим методом энергия газа определяется из уравнения:

$$W_g = \delta h \cdot b_{30} \cdot X \cdot \eta \cdot d, \quad (15)$$

где δh – изменение удельной энтальпии газа; b_{30} – коэффициент, определяющий долю выделившегося за 30 с (среднее время выброса) газа; X – газоносность угольного пласта; $\eta = 0,717$ – плотность метана в газовой фазе; d – удельная масса угля.

Изменение удельной энтальпии газа при его расширении находится с помощью зависимости:

$$\delta h = (X + 0,0027) \cdot 10. \quad (16)$$

Значение b_{30} определяется из следующего корреляционного соотношения:

$$b_{30} = 0,165 - 0,15 f_k, \quad (17)$$

где f_k – рассчитанный по данным калориметрии показатель прочности.

Газоносность X определяется в зависимости от глубины H по формуле:

$$X = (0,475 \cdot H - 7,05) \cdot 10^{-4}. \quad (18)$$

С учетом (17) и (18) формулу (15) можно записать в виде:

$$W_z = X(X+0,0027)(1,65-1,5 f_k) \cdot \eta \cdot d. \quad (19)$$

Для определения энергии упругого восстановления угольного пласта W_y используется формула:

$$W_y = kH^2/2E, \quad (20)$$

где k – коэффициент концентрации напряжений; γ – средний объемный вес пород вышележащей толщи; H – глубина залегания пласта; E – модуль упругости угля.

Для определения значения E предложено корреляционное уравнение:

$$E = (1,28 f_k - 0,087) \cdot 10^{-3}. \quad (21)$$

Для определения выбросоопасности нетронутого горными работами участка пласта при выполнении ННЦ ГП-ИГД им. А.А. Скочинского и НЦ ВостНИИ совместной работы [12, 13] получен следующий энергетический критерий выбросоопасности:

$$\mathcal{E} = W_z + 0,33W_y - 0,18 \geq 0 \quad (22)$$

Позднее при выполнении также совместной работы (14) энергетический критерий был адаптирован для условий очистного забоя и принял вид:

$$\mathcal{E}_o = (W_z + 0,33W_y) l_n/l_p - 0,18 \geq 0, \quad (23)$$

где l_n – подвигание забоя за один цикл; l_p – протяженность зоны разгрузки призабойной части пласта, определенная на начало цикла. Для данного критерия показатель прочности может определяться непосредственно в забое, что позволит существенно повысить точность расчетов. Он учитывает скорость подвигания забоя, которая влияет на величину градиента газового и горного давления и, соответственно, на возможность газового дробления угля.

Условия (3), (22), (23) вполне приемлемы для практического использования. Однако их недостатком является то, что они не учитывают процесса перетекания газа из угольного массива впереди забоя через образующиеся в зоне изгиба кровли трещины в выработанное пространство. Механизм этого явления очень сложный и до настоящего времени не описан. И из-за этого возможна значительная ошибка 2 рода (отнесение фактически не опасных по внезапным выбросам зон к опасным).

Выходом из этого явилось применение дополнительного показателя, отражающего фактическое присутствие газа в призабойной части пласта. Рассмотрим возможность получения такого показателя.

Для прилежащего к плоскости забоя элемента угольного массива длиной по ходу подвигания забоя, равной Δx , согласно [15] можно записать:

$$\sqrt[2]{m_1^2} \left(\frac{dP}{dx} \right) \geq \tau \frac{\Pi}{S}, \quad (24)$$

где m_1 – пористость угольного массива в зоне влияния выработки; $\left(\frac{dP}{dx} \right)$ – градиент газового давления; τ – касательные напряжения по периметру выработки; Π и S – соответственно периметр и площадь обнаженного угольного массива в сечении выработки.

Это условие можно записать в виде:

$$\frac{(P_x - P_z)^3 \sqrt[3]{m_1^2 S}}{x \tau \Pi} \geq 1, \quad (25)$$

где P_x – давление газа в пласте на расстоянии x от забоя; P_z – давление газа в выработке на контакте с забоем.

С учетом того, что полость внезапного выброса развивается в тектонически нарушенном угле, условие (25) можно уточнить:

$$\frac{(P_x - P_z)^3 \sqrt[3]{m_1^2 S_g}}{x \tau \Pi_g} \geq 1, \quad (26)$$

где Π_g и S_g – те же параметры потенциально выбросоопасной угольной пачки (совокупности пачек).

Отношение S_g/Π_g для очистного забоя можно записать в следующем виде:

$$\frac{S_g}{\Pi_g} = \frac{L m_g}{2(L + m_g)}, \quad (27)$$

где L – длина очистного забоя; m_g – мощность потенциально выбросоопасной пачки (совокупности смежных пачек).

Поскольку речь ведется о механизированных очистных забоях на пологих пластах, то величина m_g на два-три порядка меньше L .

Поэтому можно записать следующую приближенную формулу:

$$r_g = \frac{S_g}{H_g} \approx \frac{Lm_g}{2L} = \frac{m_g}{2}. \quad (28)$$

В результате неравенство (26) запишется в виде:

$$\frac{m_g(P_x - P_3) \sqrt[3]{m_1^2}}{2xt} \geq 1. \quad (29)$$

Обратим внимание на выражение $(P_x - P_3) \sqrt[3]{m_1^2}$. Сравним его с полученной в работе [16] зависимостью, выражающей начальную скорость газовыделения в интервале скважины единичной длины на расстоянии x от забоя:

$$g_{n,x} = 10\eta k_x (P_x^2 - 0, 1^2), \quad (30)$$

где η – коэффициент, которой можно считать постоянным; k_x – коэффициент проницаемости массива на расстоянии x от забоя.

Мы видим, что функции $(P_x - P_3) \sqrt[3]{m_1^2}$ и $g_{n,x}$ зависят практически от одних и тех же параметров (величина коэффициента газопроницаемости непосредственно связана с пористостью угольного массива).

В работе [16] выполнены аналитические исследования, показывающие, что в пределах изменения горно-геологических и горнотехнических параметров ведения горных работ на современных угольных пластах эти две зависимости очень близки по своей форме и можно записать:

$$(P_x - P_3) \sqrt[3]{m_1^2} \approx a(g_{n,max}^* - g_{n,z}^*) f_g^2, \quad (31)$$

где a – константа; f_g – коэффициент крепости потенциально выбросоопасной пачки (совокупности пачек) по М.М. Протодьяконову; $g_{n,max}^*$, $g_{n,z}^*$ – соответственно максимальная по длине скважины и полученная для первого интервала скважины приведенные к ее проектному диаметру начальные скорости газовыделения, л/мин; l_g^* – расстояние до середины интервала, где измерено $g_{n,max}^*$, м.

Приведенные значения начальной скорости газовыделения определяются по следующей формуле [17]:

$$g_{n,i}^* = g_{n,i} \sqrt{\frac{V_n}{V_i}}, \quad (32)$$

где $g_{n,i}$ – измеренные в i -том интервале контрольной скважины значения соответственно начальной скорости газовыделения и выхода бурового штыба, л/мин и л; V_n – выход штыба, соответствующий проектному диаметру скважины, л.

Для измерения показателей $g_{n,i}$ и V_i с целью оценки и контроля по газодинамическим явлениям применяется, как правило, шнековое бурение контрольных скважин диаметром 43 мм интервалами длиной 1 м с измерением в каждом интервале после его перебурирования указанных параметров. Значение V_n для скважин такого стандарта составляет 2 л.

В той же работе доказано, что напряжение τ можно с достаточной для практики точностью заменить на выражение bf_g^3 , где b – постоянный коэффициент.

С учетом изложенного выше неравенство (29) может быть представлено в виде:

$$\frac{am_g(g_{n,max}^*)^2}{2l_g^* b f_g^3}. \quad (33)$$

Или, заменив постоянные a , b и 2 одной постоянной c и проведя сокращения, показатель выбросоопасности для очистных забоев можно выразить следующей формулой:

$$B_o = c \frac{m_g}{f_g} \cdot \frac{(g_{n,max}^*)}{l_g^*}. \quad (34)$$

Структура показателя выбросоопасности обоснована вышеизложенными теоретическими исследованиями. Однако, учитывая использование при его получении приближенных зависимостей, следует значение коэффициента c получить с использованием корреляционного анализа на основе данных шахтных экспериментальных исследований в зонах различной степени опасности по внезапным выбросам.

Исходя из изложенного предлагается следующий подход к оценке выбросоопасности угольного массива. Оценка потенциальной выбросоопасности выявленных по результатам прогноза в оконтуривающих выработках и геофизической доразведки участков пласта производится по показателю \mathcal{E} в соответствии с условием (22). Невыбросоопасные параметры подвигания забоя определяются по показателю R с использованием условия (3). Целесообразна проверка этих параметров по

показателю \mathcal{E}_o с учетом фактической величины зоны разгрузки перед подвиганием забоя согласно условию (23).

Для того, чтобы приблизить полученные результаты к конкретным условиям, выполняется оценка реальной опасности по показателю B_o , который определяется по непосредственно измеренным в забое (в том числе в глубине массива) параметрам. Отношение градиента $\frac{g_{н.з}^{*max}}{l_g^*}$ к параметру $\frac{f_g}{m_g}$ косвенно выражает отношение активной силы к пассивной с учетом реального газового фактора и может применяться для контроля за выбросоопасностью при подвигании очистных забоев на угольных пластах.

Выводы. Для оценки потенциальной выбросоопасности тектонически нарушенных участков угольного пласта целесообразно использовать энергетический критерий выбросоопасности \mathcal{E} , рассчитываемый на основе геологоразведочных данных, дополняемых данными наблюдений в оконтуривающих очистной забой горных выработках.

Расчет степени выбросоопасности конкретного очистного забоя и выбор невыбросоопасных параметров его подвигания может быть произведен по градиентам изменения активной F_a и пассивной F_p сил внезапного выброса угля и газа и показателю R .

Реальное газодинамическое состояние призабойной части пласта может оцениваться по показателю выбросоопасности B_o , основанному на непосредственно измеряемых в забое и газодинамических характеристиках массива.

Библиографический список

1. Методика определения возможности возникновения выбросоопасных ситуаций в очистных забоях и выбора безопасных технологических параметров / В.И. Мурашев, В.Н. Пузырев, В.М. Неборский и др. – Кемерово, 1983. – 7 с. (ВостНИИ).
2. Разработать технологию предотвращения выбросов в очистных забоях шахт России (заключительный): отчет о НИР / ВостНИИ; исп. В. С. Зыков, Г. Н. Фейт, В. В. Иванов и др. – Кемерово, 1995. – 80 с.
3. Зыков В.С., Желтков И.В. Проведение выработок с невыбросоопасными параметрами подвигания забоя // Совершенствование технологических процессов при разработке месторождений полезных ископаемых: сб. науч. тр. / НТЦ «Кузбассуглетехнология». – Кемерово, 2001. - №17. – С. 50-54.
4. Ходот В.В. Внезапные выбросы угля и газа. – М.: Госгортехиздат, 1961. – 363 с.
5. Петросян А.Э., Яновская М.Ф., Иванов Б.М., Крупня В.Г. Исследование процессов возникновения внезапных выбросов угля и газа. – М.: Наука. – 1978. – 110 с.
6. Петухов И.М., Линьков А.М. Механизм развязывания и протекания выбросов угля (породы) и газа // Основы теории внезапных выбросов угля, породы и газа: сб. науч. тр. – М.: Недра, 1978. – С. 62-90.
7. Абрамов Ф.А., Зорин А.Н., Ефремов Э.И. и др. Некоторые аспекты теории выбросов угля, породы и газа: доклад на теоретическом семинаре Центральной комиссии по борьбе с внезапными выбросами угля, породы и газа. – Днепропетровск: СКТБ ИГТМ АН УССР. – 1976. – 68 с.
8. Малышев Ю.Н., Сагалович О.И., Лисуренко А.В. Техногенная геодинамика. Книга 2. Природа и концепция. – М.: Недра. – 1996. – 448 с.
9. Фейт Г.Н. Некоторые закономерности проявления выбросоопасности при разработке угольных пластов на больших глубинах // Деформирование и разрушение материалов с дефектами и динамические явления в горных породах и выработках: тез. докл. – Симферополь, 1990. – С. 201 – 202.
10. Фейт Г.Н., Малинникова О.Н. Расчет изменения потенциальной энергии и прогноз выбросоопасности угольных пластов на больших глубинах // Внезапные выбросы угля и газа, рудничная аэрология: науч. сообщ. / ИГД им. А.А. Скочинского. – Люберцы, 1990. – С. 23 – 28.
11. Руководство по определению степени (категории) выбросоопасности угольных пластов и забоев выработок с учетом глубины и технологии ведения горных работ / Г.Н. Фейт, В.С. Зыков, О.Н. Малинникова и др. – Кемерово, 1999. – 8 с. (ВостНИИ).
12. Исследовать закономерности изменения выбросоопасности угольных пластов в различных горно-геологических условиях в процессе ведения горных работ: отчет о НИР / ИГД им. А.А. Скочинского; исп. Г.Н. Фейт, О.Н. Малинникова, В.С. Зыков и др. – Люберцы, 1994. – 70 с.
13. Фейт Г.Н., Зыков В.С., Желтков И.В. Оценка выбросоопасности участков и забоев на угольных пластах // Безопасность угольных предприятий: сб. науч. тр. – Кемерово, 2000. – С. 50 – 58. (ВостНИИ).
14. Разработать метод и определить выбросоопасность очистных забоев с учетом глубины и технологии ведения горных работ: отчет о НИР / ИГД им. А.А. Скочинского; исп. Г.Н. Фейт, О.Н. Малинникова, В.С. Зыков и др. – Люберцы, 1995. – 30 с.
15. Мурашев В.И. Механизм развязывания внезапных выбросов угля и газа в горных выработках // Основы теории внезапных выбросов угля, породы и газа. – М.: Недра, 1978. –С. 140-161.

16. Зыков В.С. К вопросу об оценке выбросоопасности призабойных зон по газовыделению из шпуров // Предотвращение опасных и вредных явлений в угольных шахтах и на разрезах: сб. науч. тр. / ВостНИИ. - Кемерово, 1989. – С. 82-90.

17. Абрамов Ф.А., Зорин А.Н., Ефремов Э.И. и др. Некоторые аспекты теории выбросов угля, породы и газа: доклад на теоретическом семинаре Центральной комиссии по борьбе с внезапными выбросами угля, породы и газа. – Днепропетровск: СКТЬ ИГТМ АН УССР. – 1976. – 68 с.

17. Временная методика текущего прогноза газодинамической опасности при проведении подготовительных выработок по угольным пластам / В. С. Зыков, В. С. Лудзиш, В. С. Черкасов и др. – Кемерово, 1996. – 16 с. – (ВостНИИ).

УДК 622.882:622.271

МЕХАНОГИДРАВЛИЧЕСКИЙ СПОСОБ РЕКУЛЬТИВАЦИИ ОТКРЫТЫХ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК

к.т.н. Чаплыгин В.В., к.т.н. Сенкус Вал.В., Матвеев А.В., д.т.н. Сенкус В.В.
Сибирский государственный индустриальный университет, г. Новокузнецк, Россия

Аннотация. В статье предлагается проводить рекультивацию нарушенных земель механогидравлическим способом. Механогидравлическая рекультивация нарушенных земель включает подготовку карт для приема пульпы, отстойника для приема воды, подготовку горной массы из внешних и/или внутренних отвалов, пульпоформирование, транспортировку пульпы в карты, намывку пород в картах, очистку воды, подачу воды на пульпоформирование и выполаживание бортов открытой горной выемки, который включает самоходные машины и модульные механизмы и устройства, объединенные в единый технологический процесс с замкнутым циклом водоснабжения и смонтированные на перемещаемых платформах, а также секционные трубопроводы с быстроразъемными соединениями для удобства монтажа и демонтажа оборудования. Процессы добычи угля и рекультивации земель разнесены в пространстве и во времени и позволяют совместить их на одном разрезе.

Ключевые слова: открытые горные работы, рекультивация, механогидравлический способ, пульпа, замкнутый цикл водоснабжения, карта, вода, горная масса.

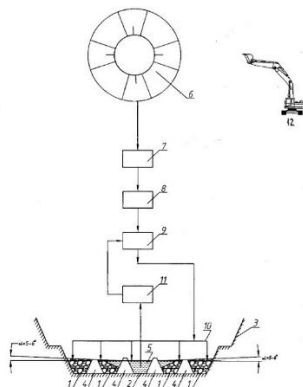
Вопрос необходимости рекультивации земель, нарушенных открытыми горными работами актуальный, поскольку в настоящее время экологическое законодательство, а также нормативная база по проектированию и производству рекультивации нарушенных земель допускает проведение данного вида работ после отработки всех балансовых запасов участка недр. При этом экологические фонды по рекультивации нарушенных земель не являются обязательными для добывающих предприятий, что дает возможность объявить организацию банкротом и не проводить восстановление земель.

В добывающей отрасли страны сложилась ситуация, когда площадь рекультивируемых земель в год в 30-40 раз меньше площади их выбытия, при этом огромные площади уже неработающих карьеров и разрезов остались не рекультивированными должным образом.

В настоящее время есть определенные подвижки в вопросе рекультивации нарушенных земель. Например, в Кузбассе существуют прецеденты выдачи лицензий на право пользования недрами на новые перспективные участки с определенными условиями – разведка и добыча на перспективном участке недр и выполнение ликвидации или рекультивации на уже отработанном в прошлом участке недр. Также, анализируя ситуацию в проектировании стоит отметить, что в последнее время собственники земель, сдающие участки в аренду добывающим предприятиям выдают Технические условия на рекультивацию, предусматривающие засыпку остаточной карьерной выемки, что является очень дорогостоящим мероприятием.

На основе ретроспективного анализа работ [1-4, 6-12] авторами предложены разные варианты рекультивации земель, но учитывая сложность совмещения процессов эксплуатации и восстановления земель традиционным способом с использованием технологической строительной техники и автотранспорта, в настоящей работе предлагается проводить рекультивацию нарушенных территорий запатентованным механогидравлическим способом и комплексом [5, 13], которая включает отсыпку дамб на дне разреза (рис. 1).

Технология рекультивации предусматривает: подготовку карт 1 проводят на дне 2 открытой горной выработки 3 отсыпкой фильтрующих дамб 4, на которых монтируют водосбросы, защищенные от плавающих предметов, при этом дамбы возводят каскадом с уклоном $\alpha=5-6^\circ$ в сторону карты отстойника 5. Карту отстойника 5 для воды располагают в глубокой части открытой горной выработки 3, в которую направляют ливневые, талые и дренажные воды. Подготовка горной массы проводят последовательными операциями: выемкой из отвала 6, отделением негабаритов, их разбивкой и погрузкой 7, дроблением горной массы 8 до размеров, пригодных для гидравлического транспортирования.



1 - карты; 2 - дно открытой горной выработки; 3 - открытая горная выработка; 4 - фильтрующая дамба; 5 - карта отстойника; 6 - отвал; 7 - отделение, разбивка негабаритов и погрузка горной массы; 8 - дробление горной массы; 9 - пульпоформирование в смесителе; 10 - распределенный пульпосброс; 11 - подача воды по трубопроводу; 12 – погрузочная машина

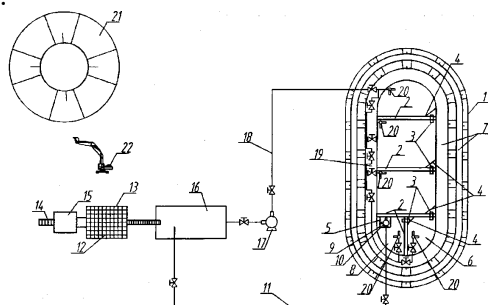
Рис. 1. Технологическая схема механогидравлической рекультивации открытой горной выработки

Погрузочная машина подает отвальную смесь на наклонную защитную решетку. Затем, при необходимости, порода дробится с помощью валковой и щековой дробилок и поступает в смеситель. После смешивания с водой, образованная пульпа углесосом или шламовым насосом подается по пульповоду на распределенный пульпосброс и далее в карты при помощи устройства поворота потока струи. После чего вода дренирует через дамбы карт в низшую точку карьерной выемки, где уже в очищенном виде собирается в зумпфе. Далее с помощью насоса вода из зумпфа вновь подается в смеситель. Таким образом, вода циркулирует по замкнутому контуру.

Производительность такого комплекса может достигать 100 т/ч, что сравнимо с производительностью комплекса «Экскаватор-автосамосвал» при использовании 1 экскаватора с ковшем вместимостью 3-5 м³ на погрузке и 2-х автосамосвалов г/п 55 т с расстоянием транспортирования 1,5-2,0 км.

Подготовку карт проводят самоходными машинами (рис. 2) на дне открытой горной выработки 1 путем отсыпки и уплотнения фильтрующих дамб 2 с монтажом на них водосбросов 3. При этом отстойник для воды делят фильтрующей дамбой с водосбросом, в теле которой оставляют каналы на различных уровнях для перетока воды, на большую карту 6 отстойника, в которую направляют по сточным канавам на уступах 7 открытой горной выработки ливневые, талые и дренажные воды, и малую карту отстойника - зумпф 8, куда размещают на плавающем понтоне 9 шламовый насос 10 для подачи воды на пульпоформирование в смеситель 16 по трубопроводу 11 или закрытый защитной решеткой всас шламowego насоса 10, размещенного на уступе 7 открытой горной выработки; подготовка сыпучей горной массы в едином технологическом процессе разбита на стадии: выемки, отделения негабаритов, их дробления и погрузки горной массы, которые проводят машинами и механизмами. Отделение негабаритов производят при выемке горной массы из отвала ковшем погрузочной машины и на наклонной защитной решетке 12 валковой дробилки 13, которая одновременно производит перепуск кусков горной массы по размерам, пригодным для гидротранспорта, на конвейер 14, дробление зубками валковой дробилки и перепуск кусков слабых горных пород на конвейер 14, отделение и перепуск кусков прочных горных пород зубками, установленными по спиральной линии, в щековую дробилку 15, где производят их дробление до размеров, пригодных для гидротранспорта, и перепуск их на конвейер 14 для доставки на пульпоформирование в смеситель 16, снабженный механическими или гидравлическими устройствами перемешивания. Пульпоформирование осуществляют путем смешивания подготовленной горной массы с водой в соотношении 1:3 в смесителе 16, установленном под углом 5-6 градусов, направленном в сторону

углесоса или шламowego насоса 17, где перемешивание горной массы проводят механически или гидравлически. Напорный гидротранспорт пульпы производят углесосом или шламowym насосом 17 по пульповоду 18, имеющим распределенные по картам пульпосбросы 19 с запорной арматурой и устройства поворота струи потока 20 на 90 градусов, которые монтируют на уступах открытой горной выработки 7 и/или дамбах карт 2, при этом пульпосбросы и водосбросы располагают в диаметрально противоположных углах карт. Намыв пород в картах производят последовательно от дальней к ближней карте отстойника, при этом воду фильтруют через тело дамбы 2, а ее излишек очищают каскадным переливом через водосбросы 3 в соседние карты, большую и малую карты 8 отстойника 5, при этом размеры малой карты 8 регламентируют размерами плавающего понтона или объемом зумпфа, равным 3-5-кратной часовой производительности шламowego насоса подачи воды на пульпоформирование.



- 1 - открытая горная выработка; 2 - фильтрующая дамба; 3 - водосброс; 4 - защитная решетка или перемычка с доступом воды снизу; 5 - отстойник для воды; 6 - большая карта отстойника; 7 - уступ открытой горной выемки; 8 - малая карта отстойника; 9 - понтон; 10 - шламовой насос; 11 - трубопровод; 12 - наклонная защитная решетка; 13 - валковая дробилка; 14 - скребковый конвейер; 15 - щековая дробилка; 16 - смеситель; 17 - углесос или шламовой насос; 18 - пульповод; 19 - распределенный пульпосброс; 20 - устройство поворота потока струи; 21 - отвал; 22 - погрузочная машина

Рис. 2. Комплекс механогидравлической рекультивации открытой горной выработки

Выводы. Эффективность использования механогидравлического способа рекультивации земель, с точки зрения экологичности проекта заключается в возможности проведения горнотехнического этапа рекультивации параллельно с эксплуатацией участка недр. Тем самым сокращается срок восстановления нарушенных земель. Таким образом возвращенные в прежнее состояние земли смогут раньше использоваться по своему исходному назначению.

Для недропользователя, в свою очередь, представленная технология позволит выполнять технические условия на проведение рекультивации в полном объеме и в более ранние сроки, чем при традиционном способе рекультивации, а следовательно, раньше сдать восстановленные земли собственнику и сократить платежи за аренду земли. Кроме того, данная технология не требует строительства и содержания дорог и самих автосамосвалов в отличие от технологии с использованием автомобильного транспорта для доставки отвальной смеси в выработанное пространство, что по грубым подсчетам на 30% экономичнее.

Библиографический список

1. Нормы технологического проектирования угольных шахт (ВНТП 1-92) – М.: Центгипрошахт, 1993. – 45с.
2. Патент РФ №94023111/15. Способ рекультивации нарушенных при добыче угля земель. Авторы: Красавин А.П., Катаева И.В., Васильева С.В. и др. Заявл. 1994.06.15. Оpubл. 1997.02.10.
3. Патент РФ №95113954. Способ рекультивации земель. МПК А01В 79/02 заявит. и авторы: Зарубин С.И., Логинов Л.Ф., Рыжук Н.В. и др. 1995.08.03. Оpubл. 1997.10.10.
4. Патент РФ №96111633/13. Способ восстановления нарушенных земель при открытой разработке месторождений. Авторы: Герасимов В.М., Карасев К.И., Рашкин А.В. Заявл. 1996.06.07. Оpubл. 1998.04.27.
5. Патент РФ № 2569145. Комплекс механогидравлической рекультивации нарушенных земель. МПК E21C 41/32. Патентообл. ФГБОУ ВПО «КемГУ». Авторы: Сенкус Вал.В., Мельник В.В., Стефанюк Б.М. и др. Заявл. 06.08.2014. Оpubл. 20.11.2015. Бюл. № 32.
6. Горлов В.Д. Рекультивация земель на карьерах. - М.: Недра, 1981. - 260 с.
7. Инструкция по рекультивации нарушенных сланцевыми разрезами земель. – М., 1985. - 22 с.
8. Машины для рекультивации нарушенных земель, - М.: Недра, 1981. -350с.

9. Методические указания по проектированию рекультивации нарушенных земель на действующих и проектируемых предприятиях угольной промышленности / ВНИИОСУГОДЬ. - Пермь, 1991. – 290 с.
10. Методические указания по разработке проектов рекультивации нарушенных земель, снятая использования плодородного слоя почв на горнорудных предприятиях Минчермета СССР. – М.: Минчермет - Институт горного дела, 1985. – 56 с.
11. Нурок Г.А. Процессы и технология гидромеханизации открытых горных работ. – М.: Недра, 1979. -549 с.
12. Патент РФ № 2297533. Способ рекультивации открытых горных выработок. Заявит.и авторы: Сенкус Вал.В., Сенкус В.В., Фомичев С.Г., Сенкус Вас.В. Заявл. 26.08.2005. Опубл. 20.04.2007. Бюл. №11.
13. Патент РФ № 2569146. Способ механогидравлической рекультивации нарушенных земель. МПК E21C 41/18. Патентообл. ФГБОУ ВПО «КемГУ». Авторы: Сенкус Вал.В., Сенкус Вас.В., Стефанюк Б.М. и др. Заявл. 06.08.2014. Опубл. 20.11.2015. Бюл. № 32.

УДК.338.45:658.15:622.33.012

СИСТЕМНАЯ КОНЦЕПЦИЯ ПРОМЫШЛЕННОЙ БЕЗОПАСНОСТИ УГОЛЬНЫХ КОМПАНИЙ КЕМЕРОВСКОЙ ОБЛАСТИ

к.э.н. Новоселов С.В.

Кемеровский региональный институт повышения квалификации им. В.П. Романова,
г. Кемерово, Россия

Аннотация. Освещена модель взаимодействия сред в системах промышленной безопасности угольных компаний. Раскрыта модель системы контроля промышленной безопасности угольных компаний. Определены основные принципы эффективного функционирования систем промышленной безопасности угольных компаний.

Ключевые слова: концепция, система промышленной безопасности, система контроля, превентивность, принципы безопасности.

Глобальные проблемы безопасности на всех уровнях их присутствия требуют их системного решения. Аксиоматически, можно утверждать, что в настоящее время системный подход, системный анализ, системные решения являются, наиболее оптимальными, при решении глобальных проблем. Исходя из теории систем (весь мир системен), мы можем концептуально рассматривать промышленную безопасность как сложную иерархическую систему опасных производственных объектов (ОПО), соответственно применяя к ним системный анализ, системные оценки, системные принципы, что раскрывалось в ряде публикаций [1-5].

Начиная с 2000-х годов, Россия ведет целенаправленную политику в аспекте Концепции национальной безопасности, согласно законодательным актам [6-8] и др. Сложность процессов безопасности жизнедеятельности в аспекте безопасности угольных компаний России можно представить моделью по принципу «входы – процесс – выходы» (рис. 1).

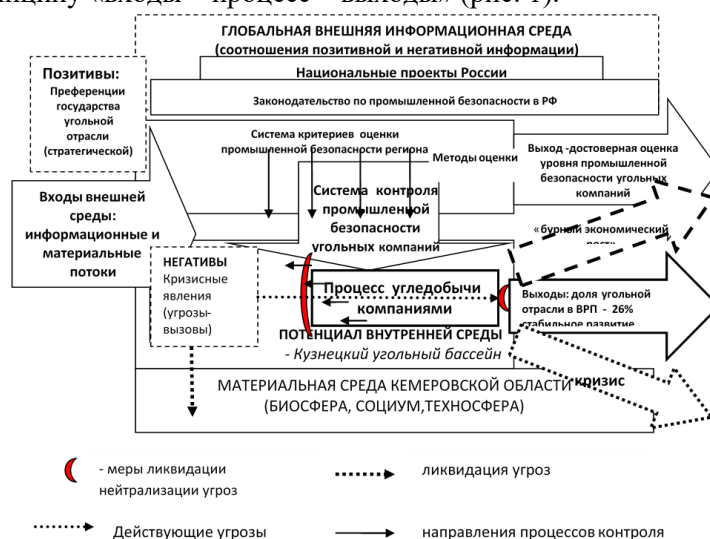


Рис. 1. Модель взаимодействия сред в системах промышленной безопасности угольных компаний Кемеровской области, по принципу «входы – процесс - выходы»

Эффективное функционирование модели (см. рис. 1), основывается на нормативной базе [6-15] и др. В данной модели, одним из важных и сложных элементов является система контроля промышленной безопасности угольных компаний, ввиду присутствия интересов элементов контроля различных уровней. Значимость системы безопасности очевидна, т.к. стабильная и безаварийная работа угольной отрасли обеспечивает рост валового регионального продукта (ВРП), налоговые поступления, устойчивую социальную обстановку в регионе и соответственно стратегическую перспективу развития. Организация эффективной работы контроля безопасности может быть достигнута лишь только при гармонизации взаимодействия всех элементов входящих в систему контроля. Система контроля промышленной безопасности ведущих угольных компаний многоуровневая и имеет превентивную основу, включает в себя основные элементы : система контроля государства , система контроля собственника, и системы непосредственно присутствующие в структуре угольных компаний: система управления промышленной безопасностью (СУПБ), система управления охраной труда(СУОТ), многофункциональные системы безопасности (МФСБ) с единым диспетчерским аналитическим центром (ЕДАЦ) (рис. 2).

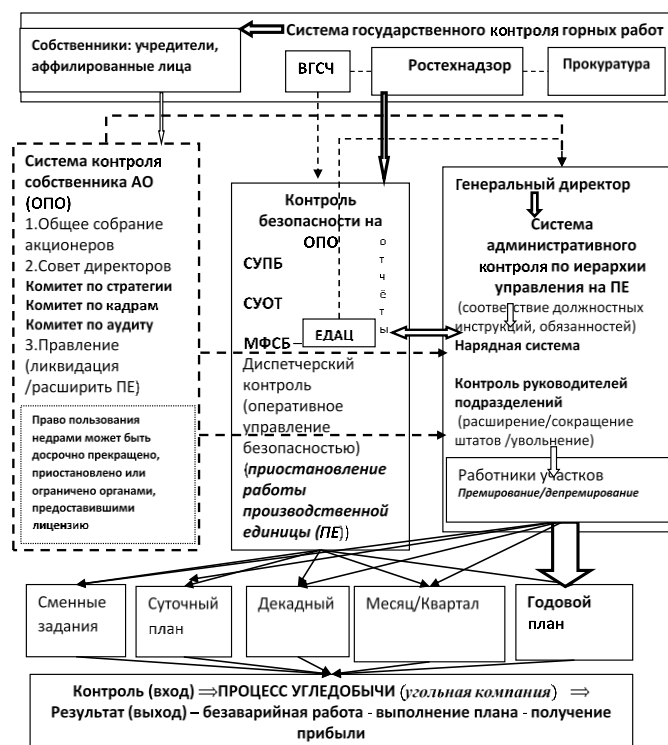


Рис. 2. Модель системы контроля промышленной безопасности угольной компании

Выводы. Для повышения эффективности функционирования систем безопасности угольных компаний предлагается при разработке программ промышленного развития компаний учитывать ряд принципов безопасности:

- превентивная основа мероприятий по промышленной безопасности;
- гармонизация целей на всех уровнях производственного процесса, при приоритете безопасности;
- оптимизация элементов производственных систем по масштабу и структуре;
- принцип непрерывного (онлайн) и дублирующего контроля;
- принцип неотвратимой ответственности за каждый инцидент на производстве.

Библиографический список

1. Харитонов В.Г., Ремезов А.В., Новоселов С.В. Теория и практика формирования и функционирования системы безопасности на шахтах нового поколения (оценка системы безопасности ОАО ш. «Заречная» на период до 2020 года) / В.Г Харитонов., А.В. Ремезов, С.В.Новоселов. – Кемерово: КузГТУ, 2007. – 349 с.
2. Новоселов С.В., Незнанова Е.В. Системная оценка стратегий энергосбережения в организациях бюджетной сферы и ЖКХ (на примере Кемеровской области на период до 2020г.) / С.В. Новоселов, Е.В. Незнанова. – Кемерово: КузГТУ, 2007. – 230 с.

3. Рябков Н.В., Ремезов А.В., Харитонов В.Г., Новоселов С.В. Анализ и прогнозы развития глобальной интеграционной системы – мирового топливно-энергетического комплекса. Роль топливно-энергетического комплекса России в глобальной интеграционной системе мирового ТЭК / Н.В. Рябков, А.В. Ремезов, В.Г. Харитонов, С.В. Новоселов. – Кемерово, 2013. – 492 с.

4. Панихидников С.А., Новоселов С.В. Инновации в обеспечение безопасности жизнедеятельности на угольных шахтах России: монография / С.А. Панихидников, С.В. Новоселов; СПб ГУТ. – СПб., 2017. – 212 с.

5. 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.) / С.В. Новоселов. – Кемерово, 2017. – 194 с.

6. Энергетическая стратегия России на период до 2030 г.: утв. распоряжением Правительства РФ от 13 ноября 2009 г. №1715-р.

7. Доктрина энергетической безопасности РФ: утв. указом Президента РФ от 13 мая 2019 г. № 216.

8. Программа развития угольной промышленности России на период до 2035 года. - № ДК-П9-62

9. О промышленной безопасности опасных производственных объектов: федер. закон от 21 июля 1997 г. №116-ФЗ «в».

10. Правила безопасности в угольных шахтах (с изменениями на 8 августа 2017 года): федер. служба по экологическому, технологическому. и атомному надзору: приказ от 19 ноября 2013 г. № 550.

11. Типовое положение о единой системе управления промышленной безопасностью и охраной труда для организаций по добыче (переработке) угля (горючих сланцев): утв. приказом федер. службы по экологическому, технологическому и атомному надзору: приказ от 30 ноября 2017 г. № 520.

12. ГОСТ Р 55154-2012.Оборудование горно-шахтное. Системы безопасности угольных шахт многофункциональные. Общие технические требования. – введ. приказом Ростехнадзора от 31 октября 2016г. № 450.

13. Методические рекомендации по проверке создания и обеспечения формирования системы управления охраной труда: приказ Роструда от 21 марта 2019 г. № 77.

14. ГОСТ. Системы управления охраной труда. Методы оценки риска для обеспечения безопасности работ.

15. Методические рекомендации по проведению анализа опасностей и оценки риска аварий на угольных шахтах: утв. приказом федер. службы по экологическому, технологическому и атомному надзору от 05.06.2017 г. №192.

УДК 330.620

ФОРМИРОВАНИЕ РЕГИОНАЛЬНОЙ СИСТЕМЫ УПРАВЛЕНИЯ ЭКОЛОГО-ЭКОНОМИЧЕСКОЙ БЕЗОПАСНОСТЬЮ

¹д.т.н. Киселева Т.В., ²к.т.н. Михайлов В.Г., ²Михайлова Я.С.

1 - Сибирский государственный индустриальный университет, г. Новокузнецк, Россия

2 - Кузбасский государственный технический университет имени Т.Ф. Горбачева,
г. Кемерово, Россия

Аннотация. В статье выполнен анализ известных подходов к определению и особенностям оценивания региональной эколого-экономической безопасности (ЭЭБ). Рассмотрена структура управления ЭЭБ промышленного предприятия, функционирующего в условиях техногенно развитого региона и предложен способ достижения требуемого уровня ЭЭБ. Выполненная работа имеет практическое значение для природоохранных структур различного уровня и крупных промышленных предприятий с целью прогнозирования требуемого уровня ЭЭБ.

Ключевые слова: окружающая среда; регион; промышленное предприятие; система управления; эколого-экономическая безопасность; стратегия.

Введение. Обеспечение ЭЭБ региона и его локальных составляющих зависит от особенностей экономического развития, где ключевую роль играют базовые отрасли промышленности [1]. В современных условиях ЭЭБ региона или субъекта Федерации можно определить, как совокупность текущего состояния, условий и факторов, характеризующих устойчивость развития экономики территории, стабильность, эффективность использования природных ресурсов и производственно-экономического потенциала региона или субъекта в целях подъема уровня жизни населения [2]. Эффективность управления ЭЭБ на всех уровнях зависит от множества факторов, среди которых наибольшее значение имеет специфика объектов, оказывающих негативное воздействие на окружающую среду, территориальное размещение предприятий с учетом природной и урбоэкологической

составляющей, весь спектр законов, распоряжений, нормативов и требований, направленных на улучшение экологической ситуации, и наличие тесного и рационального взаимодействия между всеми природоохранными структурами управления, предприятиями реального сектора экономики другими системообразующими участниками. Решения, принимаемые мировым сообществом, отдельными государствами и территориальными объединениями показывают, что ЭЭБ на современном этапе развития общества становится не только важнейшим условием хозяйственной деятельности, но и определяющим принципом хозяйственного механизма реализации интересов всех регионов [2].

Материалы и методы. Объект исследования – региональная ЭЭБ, применительно к территории с повышенной техногенной нагрузкой. Предмет исследования – структурные особенности обеспечения региональной ЭЭБ и способы достижения ее требуемого уровня. Исследование основано на анализе отечественных литературных источников по проблемам обеспечения ЭЭБ. Особое внимание уделено способу достижения заданного уровня ЭЭБ на основе построения ориентированных графов. В работе использованы элементы системного анализа и результаты, полученные специалистами в области управления ЭЭБ.

Результаты и обсуждение. Исследованию проблемы обеспечения ЭЭБ посвящено множество публикаций отечественных и зарубежных ученых. В работе [3] отмечается, какое место занимает ЭЭБ в общей системе глобальной, региональной и локальной экономической безопасности. Булетова Н.Е. определяет ЭЭБ, как совокупность состояний, процессов и действий, способных обеспечить баланс интересов национальной (региональной, местной) экономики и окружающей среды, не приводящих к нарушениям (или угрозам таких нарушений) для природной среды и общества за пределами установленных законодательством норм. Здесь же разработана структура мониторинга ЭЭБ регионов РФ, включающая мониторинг качества жизни, экологического состояния, экономического состояния и государственных финансов [4]. Другое определение ЭЭБ представлено в монографии [5]: состояние защищенности жизненно важных интересов личности, общества, окружающей природной среды региона от угроз, вызванных воздействием жизнедеятельности людей и отраслей экономики на природную среду и, в свою очередь, природной среды на людей и субъекты хозяйствования. Скитер Н.Н. сформулировала следующие уровни ЭЭБ: семьи и личности; микроэкономический; региональный; макроэкономический; мегаэкономический. В этом же исследовании представлены индикаторы ЭЭБ – количественные значения состояния социозкосистемы, определяющие степень ее защищенности от внешних и внутренних угроз, и пороговые величины – предельные значения индикаторов и критериев безопасности, превышение или снижение которых ведет к образованию и распространению негативных, деструктивных процессов в социозкосистеме [2]. В рассмотренной работе [3] сделан важный вывод о том, что на ЭЭБ предприятий влияют расходы на природоохранную деятельность, а трудности прогнозирования и предотвращения объективных угроз ЭЭБ усугубляются синергетическим эффектом различных факторов при огромном количестве их комбинаторных вариаций. Один из вариантов оценивания ЭЭБ и рисков предприятий представлен на основе использования математического аппарата [6, 7] нечеткой логики. Кроме того, проведено зонирование угроз ЭЭБ и разработан метод оценивания эффективности рекомендаций по комплексу необходимых мероприятий для предотвращения ущербов и минимизации потерь [8].

Существует множество и других исследований, посвященных данной проблеме [9-11].

Организационная структура управления ЭЭБ предприятия, представленная на рис. 1, включает три уровня (от верхнего к нижнему):

территориальный орган управления;

low-уровень управления предприятием.

top- и middle-уровень управления предприятием.

Территориальный орган управления (верхний уровень) определяет требования к системе управления эколого-экономической безопасностью на предприятиях (СУЭЭБ) ($П_1, П_2, \dots, П_n$) и контроль за их выполнением. В качестве таких требований выступает обеспеченность предприятий всей необходимой разрешительной экологической документацией (проекты НДВ, НДС, лимитов на размещение отходов, санитарно-защитных зон, перехода на принципы НДТ и другие) и прочие элементы.

Low-уровень управления предприятием ($У_{1,1}; У_{2,1}; \dots, У_{n,1}$) реализует требования экологической безопасности в конкретных производственных цехах, участках и производствах, применительно к действующим технологическим процессам и оборудованию.

Middle-уровень (отделы охраны окружающей среды, производственно-технического контроля и систем менеджмента качества) – ($У_{1,2}; У_{2,2}; \dots, У_{n,2}$) адаптируют требования по обеспечению

экологической безопасности к их реализации в производственных подразделениях предприятия (участки, цехи, производства).

Тор-уровень управления предприятием (Совет директоров, генеральный директор, технический директор или главный инженер) – ($Y_{1,3}; Y_{2,3}; \dots, Y_{n,3}$) формируют стратегические или тактические (годовые) планы управления природоохранной деятельностью в зависимости от вышестоящих ведомственных требований.



Рис. 1. Организационная структура управления ЭЭБ предприятия

Уровень ЭББ интерпретируется как комплексный или интегральный показатель, характеризующий СУЭЭБ, функционирующую на предприятии. Уровень ЭББ определяется на основе вероятности работы предприятий без генерирования экологических аварий (залповые выбросы и сбросы загрязняющих веществ, значительные превышения лимитов образования отходов производства и потребления и другие). Другой вариант – ожидаемый экономический ущерб от экологических аварий на предприятиях, использующих принципы наилучших доступных технологий (НДТ) и являющихся лучшими по критерию ЭЭБ, отнесенный к ожидаемому экономическому ущербу на данном предприятии.

Нормирование уровня ЭЭБ осуществляется различными методами в зависимости от особенностей предприятия:

- отраслевая принадлежность;
- характеристика негативного воздействия на окружающую среду;
- использование принципов НДТ;
- сертификация по стандартам ISO 14001-2015;
- категория опасности по степени опасности производства;
- существующий уровень поддержания ЭЭБ;
- другие.

В связи с тем, что предприятие не может осуществить быстрый переход от низких значений уровня ЭЭБ к соответствующим мировым стандартам, например, НДТ, требуется установление промежуточных значений уровня ЭЭБ в течение определенного периода времени, которые задаются центром управления.

Центр управления обеспечивает постепенный переход предприятий к заданному уровню ЭЭБ, определяя на каждый период значения требуемых показателей (например, нарастающим итогом).

Выбор стратегии повышения уровня ЭЭБ целесообразно рассматривать в виде реализации двух последовательных этапов. Первый этап включает формирование стратегии повышения регионального уровня эколого-экономической безопасности (РУЭЭБ), для определения которого можно использовать два подхода. В соответствии с первым подходом РУЭЭБ оценивается по формуле (1):

$$RES = \sum_{i=1}^n Z_i, \quad (1)$$

где RES – значение уровня ЭЭБ региона; Z_i – нормативный уровень ЭЭБ i -ого предприятия; $i = \overline{1, n}$.

Второй подход предполагает оценивание РУЭЭБ с помощью среднего уровня ЭЭБ.

На втором этапе выбора стратегии повышения РУЭЭБ определяется нормативный уровень ЭЭБ каждого предприятия, исходя из условий (2):

$$\begin{cases} \sum_{i=1}^n Z_i = RES \\ \sum_{i=1}^n EC_{RESi} \rightarrow min \end{cases} \quad (2)$$

где EC_{RES_i} – затраты i -го предприятия на достижение РУЭЭБ.

Условие, когда сумма нормативных уровней ЭЭБ каждого предприятия равняется сумме РУЭЭБ, частично реализовано в зарубежной практике в форме принципа «пузыря» или бабл-принципа. При таком подходе выбросы предприятий, расположенных на определенной площадке, рассматриваются как один источник загрязнения. Предприятия имеют возможность реализовывать «излишки» – разницу между нормативом загрязнения, установленным региональным центром управления природоохранной деятельностью, и фактическим объемом загрязнения тем природопользователям, которые не «укладываются» в установленные для них нормативы загрязнения. В результате предприятия мотивированы к использованию наиболее эффективного очистного оборудования, в том числе, из справочников НДТ, которое дополнительно позволяет получать прибыль за счет реализации «излишков» норматива загрязнения другим предприятиям. Выгода стороны, приобретающей такие «излишки», заключается в выгоде по сравнению с дополнительными штрафами за превышение нормативов загрязнения. Аналогичная идея была частично реализована в межгосударственных взаимодействиях по ограничению выбросов парниковых газов («Киотский протокол», «Парижские соглашения»).

Информация о затратах на достижение значений уровня ЭЭБ должна предоставляться предприятиями как элемент отчетности о состоянии СУЭЭБ на предприятии. В качестве отчетности может использоваться комплексный экологический отчет предприятия, который включает результаты реализации экологической политики, целей и задач в соответствии с системой экологического менеджмента, традиционные формы экологической отчетности (2-ТП (воздух), 2-ТП (водхоз), 2-ТП (отходы), 4-ОС и другие) и другие отчеты о реализации природоохранной деятельности предприятия.

Важной проблемой обеспечения контроля за СУЭЭБ является достоверность отчетных данных предприятий-природопользователей. В данной работе предлагается система штрафования за предоставление недостоверной информации о негативном воздействии на окружающую среду на основании данных, полученных от предприятий и официально уполномоченными природоохранными структурами (центр управления) с учетом класса опасности загрязняющих веществ или отходов производства и потребления.

Обеспечение такой достоверности должно быть реализовано на основе механизма контроля СУЭЭБ на предприятии, который по многим характеристикам соответствует действующему организационно-экономическому механизму управления природоохранной деятельностью, включающему следующие элементы:

- штрафы;
- предписания;
- закрытие предприятий;
- увеличение налоговых отчислений;
- плата за негативное воздействие и другие элементы.

В результате можно сформулировать основные задачи, решение которых позволит повысить РУЭЭБ:

- определение стратегии (вектора развития) повышения РУЭЭБ;
- определение нормативных уровней ЭЭБ для предприятий-природопользователей, расположенных в регионе;
- определение системы санкций, мотивирующих предприятия к предоставлению достоверной информации о состоянии СУЭЭБ.

Задача определения стратегии повышения РУЭЭБ заключается в ее оценке, соответствующей цели создания СУЭЭБ региона в сложившихся социо-эколого-экономических условиях. При этом существующий РУЭБ можно принять равным $RES_0 = 0$, а требуемый (конечный) $RES_{mpeб} = 1$. Промежуточные УЭБ ($RES_1 = 0,25$; $RES_2 = 0,5$; $RES_3 = 0,75$; $RES_4 = 1,0$) задаются с условием того, что каждому из них соответствуют конкретные требования к СУЭЭБ предприятий, например, количественные показатели снижения негативного воздействия на окружающую среду. Если регион ставит задачу обеспечения выхода на требуемый РУЭЭБ ($RES_0 = 1,0$) за Q периодов времени (лет), где Q принимаем равным 4, то региональной стратегией обеспечения требуемого уровня ЭЭБ является вектор $RES = \{RES_1, RES_2, RES_3, RES_4\}$, где RES_j определяет РУЭЭБ, который планируется реализовать к концу j -го периода. Примем условие, что РУЭЭБ, достигнутый на каждом заявленном временном интервале, не уменьшается, т.е. $0 \leq RES_1 \leq RES_2 \leq RES_3 \leq RES_4 = 1$. Затраты на достижение и поддержание в период Q уровня RES_j , если в предыдущем периоде был достигнут уровень

RES_{j-1} можно обозначить как $RES_{j-1,j}^Q$. Данная величина определяется на основе отчетов предприятий, экспертных оценок и другой информации. Требуется решить задачу определения стратегии RES , обеспечивающей к концу расчетного периода $Q = 4$ уровень безопасности $RES_Q = RES_4 = 1,0$ с минимальными затратами.

С целью решения данной задачи требуется построение графа возможных стратегий (рис. 2) [12, 13].

Начальная вершина графа соответствует началу первого периода (года). Слой I показывает возможные варианты стратегии к концу 1-го периода:

- оставление прежнего уровня ЭЭБ ($RES_0 = 0$);
- увеличение уровня ЭЭБ до значения, соответственно, $RES_1 = 0,25$; $RES_1 = 0,5$ или $RES_0 = 0,75$;
- увеличение уровня ЭЭБ до конечного значения $RES_1 = 1,0$.

Слой II и III также показывают аналогичные стратегии, соответственно, к концу 2-го и 3-го периода, а слой IV, отдельно не обозначенный на рис. 2, содержит только конечную вершину со значением $RES_4 = 1,0$ и показывает, что к концу 4-го периода требуется обеспечить заданный уровень ЭЭБ, который был принят равным 1.

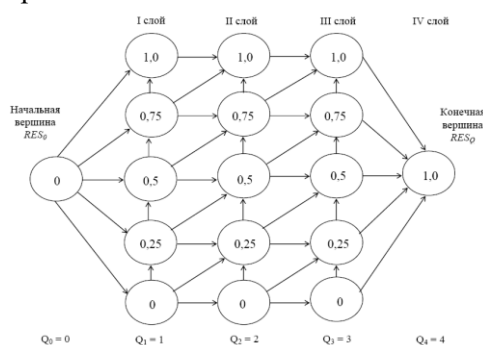


Рис. 2. Граф возможных стратегий повышения уровня ЭЭБ

Путь в графе, соединяющий начальную вершину с конечной, соответствует определенной стратегии повышения уровня ЭЭБ, например, переход на принципы НДТ в соответствии с законодательно установленными сроками.

Для выделения пути графа целесообразно обозначение j -ой вершины i -го слоя через (ij) . В этом случае одним из возможных вариантов реализации стратегии повышения уровня ЭЭБ является «пропорциональное» достижение итогового показателя на каждом временном интервале, когда в 1-ом периоде значение уровня ЭЭБ составляет 0,25; во 2-ом периоде – 0,5; в 3-м периоде – 0,75; достигая заданного уровня в конечной точке $RES_4 = 1,0$. На практике это означает наличие у предприятия ресурсов, необходимых для «поступательного» достижения итогового показателя. На рис. 3 представлен фрагмент графа, отражающий путь реализации такой стратегии.

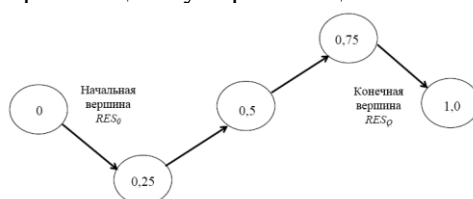


Рис. 3. Фрагмент графа одной из возможных стратегий повышения уровня ЭЭБ, основанной на «пропорциональном» достижении итогового показателя на каждом временном интервале

Фрагмент графа, представленный на рис. 3, обозначается как $[RES_0; (1; 1); (2; 2); (3; 3); RES_4]$.

Из рис. 2 и 3 видно, что с помощью графа потенциальных стратегий возможно решение задачи выбора оптимальной стратегии по различным критериям. В частности, одним из критериев могут быть затраты на создание и поддержание уровня ЭЭБ в подразделениях предприятия, обеспечивающих требуемый уровень ЭЭБ RES_Q (отделы охраны окружающей среды, систем менеджмента качества и другие). В этом случае в качестве длины дуги $[(Q, j-1); (Q + 1, j)]$ принимаются затраты $RES_{j-1,j}^Q$ на создание и поддержание в периоде Q СУЭЭБ, обеспечивающие уровень ЭЭБ, равный RES_j при условии, что в начале периода Q этот уровень был равен RES_{j-1} . Исходя из этого,

длина любого пути, соединяющего начальную вершину с конечной, будет равна затратам на создание и поддержание уровня ЭЭБ при стратегии, соответствующей этому пути. В результате, задача сводится к определению пути минимальной длины в графе возможных стратегий.

На рис. 4 показан пример решения задачи. При этом числа в круглых скобках у дуг равны длинам дуг, а числа в квадратных скобках у вершин равны длине минимального (кратчайшего) пути из начальной вершины в данную вершину.

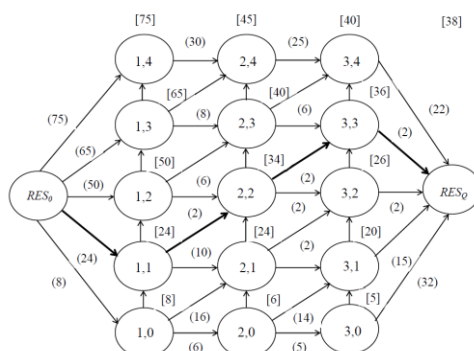


Рис. 4. Пример расчета возможных стратегий на основе графа

Стратегия, представленная на рис. 4 [$RES_0; (1; 1); (2; 2); (3; 3); RES_Q$]), выделена жирными линиями. Суммарные затраты на ее реализацию составляют 38 условных единиц.

На основании проведенных расчетов можно сделать вывод, что при решении задачи минимизации затрат на создание СУЭЭБ за $Q = 4$ года, что обусловлено периодом реализации реформ в национальном экологическом законодательстве, одновременно получено решение задачи для всех $T \leq Q$. Числа, стоящие у вершин (T, A) , где $T = 1, 2, 3, 4$, определяют минимальные затраты на создание требуемого уровня ЭЭБ RES_Q за T периодов. На основании результатов расчета, представленных на рис. 4, видно, что достижение уровня ЭЭБ за 3 периода требует 40 условных единиц, за 2 периода – 45 условных единиц, за 1 период – 75 условных единиц,

Выводы. Проведенное исследование позволяет сделать следующие выводы. Выполнен анализ известных подходов к определению, структуре и особенностям оценивания ЭЭБ для объектов разного уровня. Построена трехуровневая организационная структура управления ЭЭБ предприятия, рассмотрены различные подходы для оценивания РУЭЭБ, построен оргграф возможных стратегий повышения уровня ЭЭБ, а также его фрагмент, характеризующий стратегию повышения уровня ЭЭБ, основанную на «пропорциональном» достижении итогового показателя на каждом временном интервале.

Приведен пример расчета возможных стратегий на основе оргграфа с определением затрат, требуемых для достижения заданного уровня ЭЭБ. Данная работа имеет практическое значение при планировании эффективной природоохранной деятельности.

Библиографический список

1. Махутов Н.А. Безопасность и риски: системные исследования и разработки / Н.А. Махутов. – Новосибирск: Наука, 2017. – 724 с.
2. Скитер Н.Н. Методология анализа эколого-экономической безопасности на уровне региона / Н.Н. Скитер // Управление экономическими системами: электронный научный журнал. – 2013. – № 12 (60). – С. 122.
3. Веретёхин А.В. Внешняя среда как источник угроз эколого-экономической безопасности промышленного предприятия / А.В. Веретёхин // Известия Саратовского университета. Серия: Экономика. Управление. Право. – 2016. – Том 2. – Вып. 1. – С. 73-79.
4. Булетова Н.Е. Концептуальные основы исследования эколого-экономической безопасности и их применение в региональной экономике / Н.Е. Булетова // Национальные интересы: приоритеты и безопасность. – 2012. – № 41 (182). – С. 10-23.
5. Утков М.А. Эколого-экономическая безопасность в системе регионального управления: практико-ориентированная монография / М.А. Утков, П.Ю. Утков. – СПб.: Издательство Санкт-Петербургского университета управления и экономики, 2014. – 116 с.
6. Avdeev V.P., Burkov V.N., Kiseleva T.V. Multivariant active systems. Automation and Remote Control. - 2001. - Vol. 62. - Issue 10. - P. 1645-1650.
7. Агеев И.А. Структурный анализ временных рядов данных / И.А. Агеев, В.Н. Бурков, В.И. Зинченко, Т.В. Киселева // Автоматика и телемеханика. – 2005. – № 6. – С. 161-169.

8. Рогачев, А.Ф. Оценивание эколого-экономической безопасности промышленных предприятий методами нечеткой логики / А.Ф. Рогачев, А.А. Шевченко, В.А. Кузьмин // Труды СПИИРАН. – 2013. – № 7 (30). – С. 77-87.
10. Модель комплексной оценки уровня безопасности / С.А. Баркалов, А.М. Котенко, А.И. Половинкина, А.В. Щепкин // Вестник Воронежского государственного технического университета. – 2005. – Т. 1. – № 7. – С. 28-33.
11. Дружинин П.В. Эколого-экономические модели и прогнозы в системе регионального управления / П.В. Дружинин, Г.Л. Шкиперова // Проблемы прогнозирования. – 2012. – № 1 (130). – С. 88-98.
12. Социально-экономические процессы топливно-сырьевого региона: диверсификация и закономерности / А.В. Новичихин, В.Н. Фрянов, Т.В. Петрова, Л.Д. Павлова // Научные технологии разработки и использования минеральных ресурсов. – 2017. – № 3. – С. 326-330.
13. Бурков В.Н. Экологическая безопасность / В.Н. Бурков, А.В. Щепкин. – М.: ИПУ РАН, 2003. – 92 с.
14. Бурков В.Н. Механизмы управления эколого-экономическими системами / В.Н. Бурков, Д.А. Новиков, А.В. Щепкин. – М.: Издательство физико-математической литературы, 2008. – 244 с.

УДК 005.95:656

УПРАВЛЕНИЕ ПЕРСОНАЛОМ И ОХРАНОЙ ТРУДА В ПРОИЗВОДСТВЕННОЙ СРЕДЕ ПОГРУЗОЧНО-ТРАНСПОРТНОГО ПРЕДПРИЯТИЯ

¹к.т.н. Пристupa Ю.Д., ¹к.т.н. Шишкина С.В., ²д.т.н. Павлова Л.Д., ²д.т.н. Фрянов В.Н.

1 - ООО «Объединенное ПТУ Кузбасса», г. Ленинск-Кузнецкий, Россия

2 – Сибирский государственный индустриальный университет, г. Новокузнецк, Россия

Аннотация. Обоснованы направления повышения уровня охраны труда посредством управления персоналом при подборе кадров, развитии компетентности и сохранении здоровья работников. На примере деятельности погрузочно-транспортного предприятия определена роль человека как гаранта повышения безопасности сложной организационно-производственной системы.

Ключевые слова: персонал, охрана труда, безопасность, компетенции, динамика показателей предприятия, транспортные происшествия, уровень травматизма, здоровье работников.

Введение. В условиях турбулентной экономики, обусловленной периодичностью развития рынков сбыта, влиянием санкций, а также природными и социальными непрогнозируемыми событиями, устойчивость развития сложных организационно-производственных систем обеспечивается внутренними ресурсами, в том числе компетенциями персонала, как гаранта получения при безопасных условиях труда востребованной на рынке продукции [1].

Одним из вариантов сложной организационно-производственной системы является погрузочно-транспортное предприятие, основные логистические функции которого состоят в складировании угольной продукции, поступающей от добывающих и перерабатывающих горных предприятий, погрузке продукции и формировании составов поездов для передачи с путей необщего пользования в транспортную систему Российских железных дорог. Для выполнения указанных основных процессов в погрузочно-транспортном предприятии выполняются вспомогательные процессы и операции, связанные с обеспечением погрузочных работ, перевозкой порожних и гружёных составов, ремонтом путей необщего пользования, машин и оборудования. Выполнение этих процессов осуществляет персонал, от компетентности которого зависит не только количество и качество выполненных работ, но и безопасность работников.

Для сохранения жизни и здоровья людей необходимо неукоснительно соблюдать государственные законодательные и нормативные требования в области обеспечения промышленной безопасности и охраны труда [2, 3], выполнять работу с учетом требований международных стандартов и целей развития предприятия.

При этом возникает комплексная задача обеспечения заданного количества продукции при сохранении жизни и здоровья персонала. Эта задача решается в погрузочно-транспортном предприятии ООО «Объединенное ПТУ Кузбасса» посредством развития персонала по следующим основным направлениям: подбор кадров, создание кадрового резерва, адаптация работников к трудовым коллективам и производству, вовлечённость, мотивация, развитие, информированность, повышения личных и коммуникативных компетенций и др.

Основные результаты решения комплексной задачи обеспечения заданного количества продукции при сохранении жизни и здоровья персонала изложены в настоящей статье.

Методы исследования. Статистический анализ показателей работы погрузочно-транспортного предприятия ООО «Объединенное ПТУ Кузбасса», динамики происшествий и здоровья работников.

Обсуждение результатов исследований. Погрузочно-транспортное предприятие ООО «Объединенное ПТУ Кузбасса» обеспечивает логистические операции по складированию, погрузке, транспортированию и передаче угольной продукции потребителям угольной продукции, производимой Сибирской угольной энергетической компанией (СУЭК).

В соответствии с разработанной концепцией развития персонала выделены следующие принципы: подбор кадров с использованием современных информационных подходов, управление трудовой и производственной дисциплиной в соответствии с стратегией развития предприятия, использование метода Деминга в кадровой политике предприятия, рейтинговый выбор работников на конкурсной основе с учётом личных компетенций, развитие коммуникативных компетенций при выполнении трудовых функций в коллективе, обеспечение максимальной производительности труда при минимизации риска возникновения аварий и происшествий, развитие предприятия при обеспечении безопасного труда [4-6].

Работы по совершенствованию системы управления персоналом и охраной труда в производственной среде погрузочно-транспортного предприятия ООО «Объединенное ПТУ Кузбасса» начаты одновременно с организацией компании СУЭК. Первая проблема, которую необходимо было решать: это нехватка молодых специалистов, способных оперативно решать задачи, связанные с организацией современного производства. Ощущалась разобщённость коллектива.

Для решения этих задач принято и реализовано нестандартное решение: подбор персонала путем собеседования у директора предприятия [6]. В процессе собеседования по форме «вопрос-ответ» формировался ориентир на будущее и доверие между администрацией и принятым работником (рис. 1). По окончании собеседования работник давал устное, осознанное согласие выполнять все требования и нормы компании. Таким образом, формировалась общая оценка кандидата на прием по интеллектуальному и профессиональному уровням. После этого претенденту вручался традиционный пакет документов для оформления на работу.



Рис. 1. Схема подбора персонала первым руководителем

В процессе формирования системы повышения производительности труда при непрерывном производстве по трёхсменному режиму специалисты выявили противоречия между интересами предприятия и персонала. Работники предприятия массово уходили на больничный лист, ощущалось отсутствие на производстве работников по объективным причинам при полностью укомплектованном штате. Создалась диспропорция между личными и коммуникативными компетенциями и предпочтениями работника, то есть в определённой производственно-организационной ситуации работнику выгодно уходить на больничный лист [7, 8]. Для ликвидации сложившейся негативной для предприятия ситуации была разработана схема управления персоналом, согласно которой работнику стало не выгодно уходить на фиктивный больничный лист. Был разработан с привлечением широкого круга общественности проект Положения по работе врачебно-инженерной комиссии. В Положении закреплена позиция социально ориентированной компании, проявляющей заботу о здоровье и благополучии каждого человека, работающего на предприятии.

Врачебно-инженерная комиссия была наделена правом рассмотрения личного участия или неучастия работника в месячном календарном графике производственного процесса и принятия решения по корректировке его показателей по премированию. В решении комиссии учтены два фактора:

- если человек уходит на больничный лист и не может подтвердить по какому заболеванию он проходил лечение, не может рассказать симптомы болезни, рассказать какие медицинские показания предписаны, то, у комиссии складывается впечатление, что этот человек не был болеющим;

- каждый человек, уходящий на больничный лист, меняет свой график выходов, под него меняется график выходов его коллег, когда он выходит на работу под него опять меняется график и один человек таким образом в течение месяца может дважды изменить график выходимости других, четверых–пятерых работников, которые добросовестные, адекватные, трудолюбивые, но вынуждены подчиняться изменившимся условиям, менять свои личные планы, планы воспитания детей и т.д.

Таким образом, принятым Положением о врачебно-инженерной комиссии профсоюзная конференция закрепила право администрации о принятии решений с января 2009 года. Положение вступило в силу, стали выявляться многочисленные факторы недобросовестного получения больничных листов и в течение нескольких лет (рис. 2) очень резко снизился уровень заболеваемости.

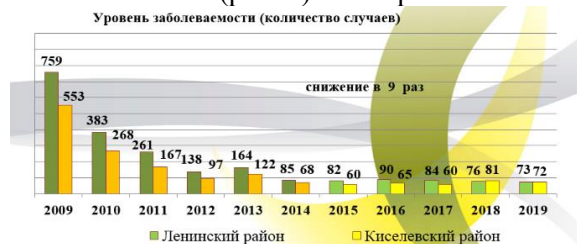


Рис. 2. Динамика снижения уровня заболеваемости персонала за счёт сокращения фиктивных больничных листов

Для совершенствования системы управления персоналом и охраной труда в производственной среде погрузочно-транспортного предприятия разработана кадровая политика по принципу Деминга, которая отражена в виде непрерывного круга взаимоотношений по формированию кадрового резерва, вовлеченности персонала, его мотивации, информированности, развитию, адаптации и подбору (рис. 3).



Рис. 3. Реализация кадровой политики погрузочно-транспортного предприятия по принципу Деминга

В процессе реализации принципа Деминга вместо собеседования на должность с первым руководителем кандидатуру претендента обсуждают специалисты предприятия в четыре этапа: специалистами службы персонала, руководителем структурного подразделения, заместителем генерального директора по общим вопросам, генеральным директором при собеседовании и с получением визитной карточки в случае положительного решения о приёме на работу. На всех этапах применяются современные информационные технологии интеграции сведений о претенденте, в том числе рассматривается траектория его карьерного роста в организационно-производственной системе предприятия.

Обязательным является организация конкурса соискателей на замещение вакантных должностей в количестве 2-4 человек на место.

В качестве научного сопровождения разработанной кадровой политики применяется когнитивное моделирование [9, 10], тестирование по версии Hogan (по уровням компетенции).

Hogan - это международная система, достаточно эффективная и проверенная на многих европейских и азиатских рынках труда. Проведя тестирование всему действующему персоналу, было определено среднее значение по предприятию, достигнут показатель 47 из 100 возможных. Было

принято решение при дальнейшем развитии кадрового проекта, его усовершенствовании взять ориентир на рост компетенции по версии Hogan и принимать на работу наиболее готовых к этому сотрудников.

Таким образом, в условиях ограниченного территориального месторасположения производственного объекта, посредством реализации компетентностного подхода на предприятии течение 6-7 лет достигнут рост компетенции персонала на 21 процентиль. Особое удовлетворение вызывает тот факт, что среди вновь принятых работников уровень компетенции вырос до 66% (рис. 4). Коллектив пополнен более адекватными и грамотными сотрудниками, целенаправленно формируется команда единомышленников, нацеленная на конечный результат.



Рис. 4. Динамика компетенций персонала

Следует отметить, что создание работоспособного коллектива осуществляется при сокращении численности. Это приводит не только к росту производительности труда, но и повышению уровня безопасности работ.

На рис. 5 приведена диаграмма, на которой выделены два периода изменения уровня происшествий. Первый этап (до 2014 г.) характеризуется стохастичностью событий, что свидетельствует о недостаточном уровне управления персоналом и охраной труда в производственной среде погрузочно-транспортного предприятия.

По результатам анализа транспортных происшествий на первом этапе установлено, что причина возникновения одна – пресловутый человеческий фактор [9]. Люди могли позволить себе не выполнение тех или иных должностных обязанностей, что приводило к большим и тяжелым последствиям.

Второй этап (после 2014 г. по настоящее время) подтверждает эффективность внедрения разработанной кадровой политики. Уровень транспортных происшествий неуклонно снижается, уменьшаются последствия их возникновения, а значит, укрепляется весь производственный цикл.



Рис. 5. Динамика транспортных происшествий

Следует отметить, что травматизм после внедрения в производство кадровой политики достиг нулевого уровня.

Разработка и реализация кадровой политики осуществляется в тесном сотрудничестве с общественными организациями, профсоюзным движением, научными и учебными организациями. Положительным фактором наличия человеческого ресурса у погрузочно-транспортного предприятия является участие в производственном процессе студентов на производственных практиках и специалистов после окончания вузов.

Выводы. Развитие персонала сложных организационно-производственных систем рекомендуется осуществлять по следующим основным направлениям: подбор кадров, создание кадрового резерва, адаптация работников к трудовым коллективам и производству, вовлечённость, мотивация, развитие, информированность, повышения личных и коммуникативных компетенций.

Концепцию развития персонала предлагается реализовать посредством выполнения следующих принципов: подбор кадров с использованием современных информационных подходов, управление трудовой и производственной дисциплиной в соответствии с стратегией развития предприятия, использование метода Деминга в кадровой политике предприятия, рейтинговый выбор

работников на конкурсной основе с учётом личных компетенций, развитие коммуникативных компетенций при выполнении трудовых функций в коллективе, обеспечение максимальной производительности труда при минимизации аварий и происшествий.

Для снижения уровня транспортных происшествий рекомендуется устранить негативно влияние человеческого фактора посредством повышения компетенций персонала, реализации кадровой политика по принципу Деминга в виде непрерывного круга взаимоотношений по формированию кадрового резерва, вовлеченности персонала, его мотивации, информированности, развитию, адаптации и подбору.

Библиографический список

1. Новиков Д. А. Теория управления организационными системами / Д. А. Новиков. - М.: МПСИ, 2005. - 584 с.
2. ГОСТ Р 12.0.007-2009. Система управления охраной труда в организации. Общие требования по разработке, применению, оценке и совершенствованию. - М.: Стандартинформ, 2009. - Режим доступа: <http://files.stroyinf.ru/Data1/56/56203/>.
3. Правила технической эксплуатации железных дорог Российской Федерации: Минтранс РФ: приказ № 286 от 21 декабря 2010 г.
4. Cognitive simulation of incident risks in the structure of loading and transport enterprise / S. V. Shishkina, Yu. D. Pristupa, L. D. Pavlova, V. N. Fryanov // IOP Conference Series: Earth and Environmental Science. - 2017. - Vol. 84. - P. 1-7 (012027). - Режим доступа: <http://iopscience.iop.org/issue/1755-1315/84/1>
5. Management mechanisms for development of personnel professional competencies at a loading and haulage company / S V Shishkina, Yu D Pristupa, L D Pavlova, V N Fryanov // IOP Conference Series: Materials Science and Engineering. - 2018. - Vol. 354. - P. 1-6 (012013). - Режим доступа: <http://iopscience.iop.org/article/10.1088/1757-899X/354/1/012013/pdf>
6. The mechanism for assessing the personnel professional competencies at a loading and transport enterprise / S V Shishkina, Yu D Pristupa, L D Pavlova, V N Fryanov // IOP Conference Series: Earth and Environmental Science. - 2018. - Vol. 206. - P. 1-6 (012052). - Режим доступа: <http://iopscience.iop.org/article/10.1088/1755-1315/206/1/012052/pdf>
7. Приступа Ю.Д. Подготовка персонала при реализации комплексного подхода к обеспечению безопасности в Погрузочно-транспортном управлении ОАО «СУЭК-Кузбасс» / Ю.Д. Приступа, С.В. Шишкина, Е.А. Борблик, А.В. Смолин // Уголь. - 2015. - № 11. - С. 54 - 57.
8. Приступа Ю.Д. Снижение риска травмирования в Погрузочно-транспортном управлении ОАО «СУЭК-Кузбасс» на основе прогнозирования браков в работе / Ю.Д. Приступа, С.В. Шишкина, А.В. Смолин, М.Ю. Быткарь // Уголь. - 2014. - №12. - С.50-52.
9. Механизм управления развитием профессиональных компетенций персонала погрузочно-транспортного предприятия / С.В. Шишкина, Ю.Д. Приступа, Л.Д. Павлова, В.Н. Фрянов // Системы автоматизации в образовании, науке и производстве AS'2017 : тр. XI всерос. науч.-практ. конф., 14-16 декабря 2017 г. - Новокузнецк : Издательский центр СибГИУ, 2017. - С. 284 - 290.
10. Ямалов И.У. Моделирование процессов управления и принятия решений в условиях чрезвычайных ситуаций / И.У. Ямалов. - М.: Лаборатория базовых знаний, 2010. - 288 с.

УДК 622.7:622.861

РАЗРАБОТКА И ОБОСНОВАНИЕ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ РЕШЕНИЙ ПО ТРАНСФОРМАЦИИ ОРГАНИЧЕСКОЙ МАССЫ ТОНКОДИСПЕРСНЫХ ОТХОДОВ УГЛЕОБОГАЩЕНИЯ

¹д.т.н. Мурко В.И., ¹д.т.н. Темлянец М.В., ¹Литвинов Ю.А., ²к.т.н. Волков М.А.,
³д.т.н. Баранова М.П.

1 - Сибирский государственный индустриальный университет, г. Новокузнецк, Россия

2 - ООО «Сибниуглеобогащение», г. Прокопьевск, Россия

3 - Сибирский федеральный университет, г. Красноярск, Россия

Аннотация. Для решения проблем использования низкосортных углей и утилизации отходов углеобогащения создана установка по ожижению органической массы. Представлены результаты выполненных исследований и показаны перспективы решения имеющейся проблемы, получены исходные данные для создания пилотного образца технологического комплекса.

Ключевые слова: органоводоугольные суспензии, уголь, ожижение органической массы угля.

В настоящее время использование некондиционных углей и углешламов затруднительно. Например, фильтр-кек с крупностью частиц 0-1000 мкм при содержании класса 0-100 мкм до 90%, влажностью 30-45% и зольностью 23-62% не может быть добавлен к товарному продукту, не используется как самостоятельный продукт и направляется в отвал вместе с крупной породой. В результате существенно загрязняется окружающая среда и теряется значительная доля перерабатываемого угля (до 10-12%). Кроме того, оборотная вода насыщается остаточными флокулянтами, которые нарушают технологический процесс обогащения угля [1-5]. Для решения проблем использования низкосортных углей и утилизации отходов углеобогащения создана установка по ожижению органической массы. В работе представлены результаты выполненных исследований и показаны перспективы решения имеющейся проблемы. Таким образом, целью работы являлось получение исходных данных для создания пилотного образца технологического комплекса.

Характеристика исходного сырья. Для изучения возможности приготовления суспензионного водоугольного топлива на основе тонкодисперсных отходов углеобогащения с ОФ шахт «Комсомолец» и «имени С.М. Кирова» были доставлены пробы фильтр-кека массой по 2000кг каждая. Доставленные пробы были проанализированы в углехимической лаборатории. Качественная характеристика исследуемых проб приведена в табл. 1.

Таблица 1

Характеристика проб

Показатель	ОФ имени С.М.Кирова	
	Проба №3	Проба №4
Влага общая, %	40,3	40,8
Зольность (на сухое состояние топлива), %	32,8	48,4
Выход летучих веществ (на сухое беззольное состояние топлива), %	42,4	41,4
Сера общая (не сухое состояние топлива), %	0,15	0,13
Высшая теплота сгорания (на сухое состояние топлива), МДж	33,08	33,00
Низшая теплота сгорания рабочего топлива, МДж	11,8	8,7
Гранулометрический состав, мм		
0,250 – 3,0:	4,5	6,3
0,071 – 0,250	26,8	17,3
- 0,071	68,7	76,4
Итого	100,0	100,0

Анализ данных таблицы 1 показал, что влажность представленных для проведения исследований проб фильтр-кека была стабильно высокой – $W_t^r = 35,2-40,8\%$. В отличие от влажности, зольность фильтр-кека зависит от качества исходного сырья и изменяется одновременно с ним и может меняться как в узком интервале значений ($A^d = 30,7\%; 26,8\%$), так и в широком диапазоне отклонений - до 15,6% ($A^d = 32,8\%, 48,4\%$) фильтр-кека с ОФ ш. «имени С.М. Кирова». Гранулометрический состав фильтр-кека с ОФ шахты «имени С.М. Кирова» включал классы крупности до 3,0 мм.

Для подтверждения реализуемости предложенного способа деструкции органической массы угля также был использован исходный бурый уголь марки В2 разреза Чулым-Уголь (Красноярский край) с характеристикой: влажность - 44,2%, зольность на сухую массу (A^d) - 11,3%, выход летучих веществ – 44,8%.

Методика исследований по приготовлению суспензионного угольного топлива. Полученный фильтр-кек является фактически полуфабрикатом для получения водоугольных суспензий с характеристиками, позволяющими осуществлять его эффективное транспортирование по трубопроводам.

В процессе исследований из смеси фильтр-кека и водного раствора реагента-пластификатора готовили лабораторные пробы суспензионного угольного топлива. Учитывая исходную крупность фильтр-кека, для приготовления проб ВУТ использовали смесительную либо измельчительную камеру периодического действия универсального вибростенда. Дозирование исходных компонентов осуществляли в ручном режиме.

Пробы ВУТ анализировали на массовую долю твердой фазы, гранулометрический состав и вязкость. Статическую стабильность определяли наличием осадка и водоотделения при хранении пробы в статических условиях. Массовую долю твердой фазы определяли стандартным методом высушивания по ГОСТ 27314-91, гранулометрический состав – путем мокрого отсева на ситах 0,355 мм; 0,250 мм и 0,071 мм согласно ГОСТ 2093-82, зольность – по ГОСТ 11022-95.

Измерения вязкости проводили на ротационном вискозиметре “RHEOTEST” в диапазоне скоростей сдвига от 1,0 до 437,4 с⁻¹ со стандартной системой цилиндров S2. Температура измерений составляла 20±5 °С [5-10].

Далее проводился процесс ожигения органической массы угля в органическом растворителе путем воздействия на исходную смесь (уголь + органический растворитель) экстремальными физическими воздействиями: гидродинамическая кавитация, электромагнитное излучение, ультразвук и др. Процессы необходимы для глубокой переработки угля.

Цель работы - снижение производственных затрат, повышение эффективности процесса деструкции органических соединений угольного сырья и механической надежности применяемого оборудования технологической линии.

Для достижения поставленной цели угольное сырье предварительно подвергали мокрому измельчению до кл.0-1(3)мм с последующей деминерализацией водоугольной суспензии методом масляной грануляции с получением угольного концентрата и водопородной суспензии, при этом экстремальному физическому воздействию подвергают органоугольную суспензию (ОУС), приготовленную на основе полученного угольного концентрата. Кроме того, технологическая линия была дополнительно оборудована блоком масляной грануляции исходного сырья, включающим узлы: предварительного мокрого измельчения до кл. 0-1(3)мм, смешивания полученной водоугольной суспензии с масляным агентом и отделения углемасляного гранулята от минеральных примесей (породы) и воды, установкой получения органоугольной суспензии на основе углемасляного гранулята, узлом отделения породы от воды, возвращаемой в процесс и дополнительным блоком ультразвуковой кавитации.

Предварительная деминерализация исходного угольного сырья обеспечивала эффективное удаление минеральной части угольного сырья с получением деминерализованного угольного концентрата или углемасляного гранулята, направляемого на приготовление органоугольной суспензии, и минерального осадка, который выводится из процесса, что снижает производственные затраты и повышает механическую надежность применяемого оборудования (кавитаторы, насосы и др.).

Причем использование в качестве масляного агента преимущественно исходного органического растворителя приводит к повышению эффективности процесса деструкции органических соединений и снижению производственных издержек.

Возврат воды, полученной при обезвоживании водопородной суспензии, пород, в голову процесса обеспечивает снижение затрат и экологическую чистоту процесса, так как в циркуляционной жидкой фазе может содержаться органический растворитель. В результате снижается его расход и исключается сброс загрязненной воды в наружные отстойники.

На рис. 1 представлена технологическая линия, реализующая предлагаемый способ деструкции органических соединений угольного сырья в органическом растворителе путем использования экстремальных физических воздействий.

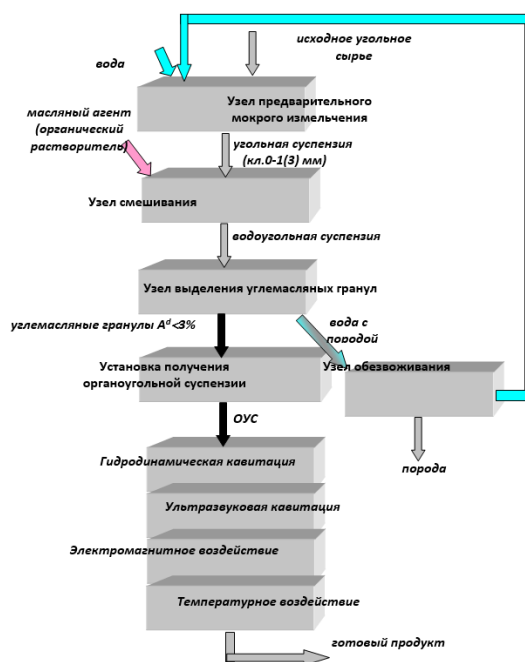


Рис. 1. Деструкция органических соединений угольного сырья в органическом растворителе

Технологическая линия содержит: узел предварительного мокрого измельчения исходного угольного сырья до кл. 0-1(3) мм, узел смешивания водоугольной суспензии с масляным агентом, узел выделения образовавшихся углемастных гранул и отделение водородной суспензии; узел обезвоживания водородной суспензии; установку получения органоугольной суспензии на основе угольного концентрата – уголь масляного гранулята и органического растворителя, в качестве которого преимущественно используют масляный агент грануляции; узел экстремальных физических воздействий, включающий зоны гидродинамической и ультразвуковой кавитации, высокочастотного электромагнитного воздействия и температур.

Способ и технологическая линия для его осуществления работают следующим образом. Исходный уголь подвергается предварительному мокрому измельчению до кл. 0-1(3) мм. Полученная водоугольная суспензия поступает в смеситель, где смешивается с масляным агентом. В результате смешивания за счет закрепления капель масляного агента лиофобной поверхности чистых угольных частиц образуются углемастные гранулы – углемастный гранулят, плотность частиц которых меньше плотности жидкой фазы – воды. В результате частицы углемастного гранулята всплывают на поверхность, а породные частицы, преимущественно лиофильные, оседают на дно емкости (рис. 2). Таким образом осуществляется разделение углемастного гранулята от породы.



Рис. 2. Конус со всплывшим масляным гранулятом

Может также производиться грохочение полученной смеси, и так как образовавшиеся углемастные гранулы больше по размеру породных частиц, последние с водой проходят через сито грохота, а верхний продукт грохочения удаляется с сетки грохота. Водородная суспензия подвергается обезвоживанию, например центробежным способом, и отделенная вода направляется в голову процесса, а порода выводится из процесса.

Полученный углемастный гранулят в виде углемастных гранул с размером до 3-5 мм вместе с органическим растворителем, в качестве которого преимущественно используют масляный агент, направляются на установку приготовления органоугольной суспензии. В качестве основного технологического оборудования для приготовления ОУС используются вибромельницы, барабанные мельницы или высокоинтенсивные смесители-гомогенизаторы. Полученная ОУС насосом подается в узел экстремальных физических воздействий. Для реализации гидродинамической кавитации используют насосы-кавитаторы, частота вращения рабочих(его) колес(а) которых(ого) и количество зазоров соответствует резонансной частоте колебаний молекул деструктурируемого органического соединения. Достижения резонанса частоты определяется опытным путем в процессе пусконаладочных работ при получении максимального выхода легких фракций в готовом продукте. Одновременно или последовательно ОУС подвергается ультразвуковой кавитации при использовании ультразвуковых аппаратов и высокочастотному электромагнитному воздействию путем применения генератора высокочастотных электромагнитных разрядов.

Характеристика полученного гранулята: влажность – 68,0%; зольность (A^d) – 1,8%. Полученный гранулят смешивали с органическим растворителем (мазутом) в соотношении: 60:40 (по массе). Полученная углемастная суспензия накапливалась в емкости и затем последовательно пропусклась через насос-кавитатор типа РПА, ультразвуковой аппарат ИЗАП-1/22-ОП и генератор высокочастотных электромагнитных разрядов. Обработка углемастной суспензии таким образом производилась в течение 20 минут. После указанной обработки полученная жидкость анализировалась на выход жидких фракций. После перегонки проб полученного продукта на аппарате Сокслета общий выход жидких фракций, выкипающих до 350°C, составлял более 90% во всех полученных пробах. Кроме того, в указанных условиях деструкции подверглось более 95% органической части угля. Минеральный остаток составил 1,5%.

Результаты переработки исходного продукта с получением искусственной нефти. Полученный в результате обработки продукт ожижения был дистиллирован при температуре 380°C и

передан в Испытательную лабораторию «Западно-Сибирского Испытательного Центра» (ЗСИЦ) для проведения фракционного анализа. В табл. 2 представлен фракционный анализ продукта ожигения.

Таблица 2

Фракционный состав			
Результат дистилляции продукта ожигения		Результаты анализа	
Наименование	Массовая доля в пробе, %	Наименование	Результат
Нефтепродукты	43,54	НК, °С	104
Твердый остаток (свыше 380°С), в т.ч.:	34,57	170–364, °С	70%
Зола, как часть угля	18,09	Общий отгон	77%
Высококипящие фракции	16,48	Остаток в колбе	21%
Вода	12,44		
Потери в виде газа	9,45		

Таким образом, по результатам анализа ЗСИЦ видно, что часть твердого остатка пробы, полученной в результате дистилляции, является высокотемпературной углеводородной фракцией. Поэтому выход «Высококипящие фракции» можно суммировать с выходом «Нефтепродукты». В табл. 3 представлен результат ожигения исходного продукта, полученного путем смешивания компонентов сырья в указанных выше пропорциях.

Таблица 3

Результат ожигения	
Наименование компонентов сырья в полученном образце	Массовая доля, %
Нефтепродукты, в т.ч.:	61,15
Нефтепродукт, (170-364 °С)	33,53
Нефтепродукт, (свыше 364 °С)	25,63
Нефтепродукт, потерянный в виде газа при проведении анализа ЗСИЦ	2,00
Зола из угля	18,09
Вода	12,44
Потери, газ при перегонке пробы	9,45

Чтобы проверить, действительно ли 61,5% нефтепродуктов получено в результате именно ожигения угля, а не в результате влияния компоненты «Отработанное масло» и передачи части массы угля при его нагреве до 380°С в жидкую фазу, был проведен следующий расчет. Известно [3], что в процессе термического разложения углей происходит потеря массы угля в зависимости от температуры (табл. 4).

Таблица 4

Потеря массы угля для различных интервалов температур		
Интервал температур, °С	Потеря массы, %	Потеря массы на 1°С, %
110–230	13	0,11
230–380	4	0,03
380–485	41	0,39
485–850	42	0,12

На основании результатов табл. 4 были проанализированы полученные результаты фракционного анализа с точки зрения используемых температур. В табл. 5 представлены результаты расчета количества нефтепродуктов, полученных в результате переработки исходной пробы.

Таблица 5

Результаты расчета количества нефтепродуктов после переработки	
Наименование компонента	Массовая доля, %
Нефтепродукты, в т.ч.:	46,15
Нефтепродукт, (170-364 °С) из отработки	13,62
Нефтепродукт, (свыше 364 °С) из отработки	29,96
Нефтепродукт, (170-364 °С) из угольного шлама	2,46
Нефтепродукт, (свыше 364 °С) из угольного шлама	0,11

Сравнивая результаты табл. 4 и 5, получим, что если бы не было ожигения ОМУ исходного продукта, то было бы получено только 46,15% из компонентов сырья.

Результаты опытов подтвердили технологическую реализуемость предложенного способа деструкции органической массы угля в органическом растворителе при минимальном содержании минеральной части в готовом продукте.

Вывод. Таким образом, органическая часть твердой массы приготовленной углемазляной суспензии превратилась в относительно тяжелую органическую жидкость, которая может быть использована в качестве котельного или моторного топлива, а также в качестве исходного сырья для получения различных углеводородных жидкостей.

Благодарности. Исследование выполнено при финансовой поддержке РФФИ в рамках научного проекта №20-43-420016/20.

Библиографический список

1. Murko V.I., Puzryov E.M., Karpenok V.I., Fedyayev V.I., Baranova M.P. The Usage Of Boilers With A Furnace For Burning Enrichment Products And Deballasting Coal / XVIII International Coal Preparation Congress, Saint-Petersburg, Russia. – 2016. – P. 345-350.
2. Murko V.I., Fedyayev V.I., Aynetdinov H.L., Baranova M.P. Environmentally clean technology of fine waste coal utilization / The 17th International Coal Preparation Congress. – Turkey. – 2013. – P. 679-682;
3. Janiszewski J. // Int. J. Solids and Struct. - 2012. - V. 49. - No 7-8. - P. 1001.
4. Alaa M. Musalam and Abdel Fattah A. Qaraman. The thermal behavior of the coal-water fuel (CWF). International Journal of Energy and Environmental Research. – 2016. - Vol. 4. - No. 3. - P. 27-36.
5. Хренкова Т.М. Механохимическая активация углей. - М.: изд. «Недра», 1993. - 176 с.
6. Каирбеков Ж.К., Ешова Ж.Т., Мылтыкбаева Ж.К. Исследование влияния механохимической обработки на процесс гидрогенизации угля // Международный журнал прикладных и фундаментальных исследований. - 2012. - № 8. - С. 45-48.
7. Селиванова Т.В., Итакура Кен-ичи. Структурные изменения углей в процессе их термического разложения // Вестник инженерной школы ДВФУ. - 2012. - №1 (10). - С. 94-97.
8. Vernon L.W. // Fuel. -1980. -V. 59. -P. 102.
9. Deno N.C., Greigger A., Jones A.D., Rakitsky W.G // Fuel. - 1980. - V. 59. -P. 701.
10. Deno N.C., Curry K., Jones A.D., Minard Retaleds, Copper B.R., Petrakins L. Chemistry and Physics of Coal Utilization // Amer. Inst. Phys. - 1980. - P. 154.
11. Kuhlmann E., Boerwinkle E., Orchin M. // Fuel. - 1981. - V. 60. - P. 1002.
12. Авдохин В.М. Обогащение углей / В.М. Авдохин. – М.: Горная книга, 2012. – Т.2. Технологии. – 474 с.
13. Глубокая переработка бурых углей с получением жидких топлив и углеродных материалов / Б.Н. Кузнецов, Т.Г. Шендрик, М.Л. Щипко и др. – Новосибирск: Издательство СО РАН, 2012. – 212 с.
14. Уголь мира. /ред. Л.А. Пучков. – М.: Горная книга, 2013.– Т. 3. Уголь Евразии. - 752 с.
15. Михеев В.А., Ворсина Е.В, Москаленко Т.В. Традиционные методы получения синтетического жидкого топлива из твердых горючих ископаемых // Тенденции развития науки и образования. – 2017. - №33-1. - С. 23-27

УДК 622.271; 622.32

ОРГАНИЗАЦИЯ КОНКУРЕНТОСПОСОБНОГО, РЕСУРСО- И ЭНЕРГОСБЕРЕГАЮЩЕГО ПРОИЗВОДСТВА НА ОСНОВЕ ЭЛЕКТРОТЕРМИЧЕСКОЙ ПЕРЕРАБОТКИ УГОЛЬНОГО И КАРБОНАТНОГО МИНЕРАЛЬНОГО СЫРЬЯ ДЛЯ ПОЛУЧЕНИЯ ПРОДУКЦИИ ТОПЛИВНОГО И НЕТОПЛИВНОГО НАЗНАЧЕНИЯ В ПРИМОРСКОМ КРАЕ И КЕМЕРОВСКОЙ ОБЛАСТИ

¹д.т.н. Жуков А.В., ²к.т.н. Ковалев В.Н.

1 - ООО Научно-производственная компания «Примор-Карбид», г. Владивосток, Россия

2 - ООО Научно-производственное предприятие «Энерготерм-система», г. Истра, Россия

Аннотация. В статье описываются вопросы, связанные с реструктуризацией и диверсификацией горно-химических угледобывающих и энергетических предприятий, решением социально-экономических задач в отдельных регионах, созданием новых высокоэффективных и рентабельных промышленных предприятий на основе применения наукоемких технологий по добыче и комплексной переработке карбонатного и угольного минерального сырья. Современное перерабатывающее производство, основанное на концепции «сырье к процессам», оказалось экологически не состоятельным при нынешних масштабах его развития, по-

добные обстоятельства вызывают необходимость реконструкции и диверсификации производства с соблюдением ресурсо- и энергосбережения, включающего комплексное использование минерального сырья и соблюдение экологических приоритетов.

Ключевые слова: реструктуризация, диверсификация, угольные, карбонатные, минеральные ресурсы, горно-химические, угледобывающие, энергетические предприятия, наукоемкие технологии, ресурсо- и энергосбережение.

В статье приводится обоснование для проведения предпроектных исследований и разработки ТЭО строительства первой очереди горно-химических комплексов с решением следующих задач:

- исследование физико-механических и качественных характеристик минерального сырья;
- разработка технологий физико-химических процессов переработки углекислотного минерального сырья с применением электротермических и плазменных реакторов;
- апробация физико-химической модели технологических процессов с температурой в зоне пиролиза минеральной шихты 1900-2200 °С на уровне полезных моделей и изобретений;
- разработка экономико-математической модели и территориальных инвестиционных программ строительства, модернизации и повышения эффективности ТЭК на основе применения синтетического газообразного и жидкого топлива;
- рассмотрение альтернативных вариантов размещения предприятий вновь проектируемых горно-химических комплексов (ГХК) в Приморском крае и Кемеровской области, определение потребности в минерально-сырьевых, топливно-энергетических ресурсах и условия обеспечения ими; определение производственной мощности первой очереди горно-химических комплексов (Приморский край, г. Спасск-Дальний и Кемеровская область, г. Новокузнецк), проведение маркетинговых исследований и определение номенклатуры и объема выпускаемой продукции [1, 2, 8].

В современный период дальнейшее развитие народнохозяйственного комплекса России связано с освоением новых районов нашей страны, разработкой месторождений карбонатного, угольного и углеводородного минерального сырья с созданием экологически безопасных технологий добычи и переработки минерального сырья, в связи с этим возникает необходимость создания новых конкурентоспособных производств, которые до настоящего времени в ДВФО и России не производятся.

Актуальность данной работы обусловлена тем, что термохимическая переработка карбонатов и углей на вновь создаваемых диверсифицируемых предприятиях Приморского края и Кемеровской области обеспечивает получение ценнейших для промышленности, строительства, сельского и жилищно-коммунального хозяйства, энергетики, материалов, продуктов, альтернативных энергоносителей: диоксида углерода, углекислоты, карбида кальция и ацетилена, регуляторов роста и препаратов защиты растений, синтетического (не нефтяного) газообразного и жидкого топлива, этилена, этанола, метанола и др.

В настоящее время момент создания производства карбида кальция самый благоприятный, т.к. в России сейчас нет производства карбида кальция (год назад остановлено последнее производство – Волгоградский Химпром, производивший 70 тыс. т/год карбида кальция).

Технология получения карбида кальция допускает использование извести или известняка в качестве кальцийсодержащих материалов, кокса или каменного угля в качестве углеродсодержащих материалов. Анализ химического состава углей месторождений Приморского края и Кемеровской области показывает, что, в основном, для производства карбида кальция в наибольшей мере по своим физико-химическим характеристикам удовлетворяют угли каменноугольных месторождений.

В Приморском крае разведан ряд месторождений известняка. В геолфондах бывшего ПГО «Приморгеология» имеются отчеты о геологоразведочных работах, проведенных на Длинногорском месторождении, Высокий Утес, Сухая Скала, Фроловском и др. Минеральное сырье этих месторождений пригодно для производства карбида кальция.

В настоящее время в России НПП «Энерготерм-система» выпускаются комплексы оборудования для производства карбида кальция производительностью 1500; 2500; 6000 тонн в год. Карбид кальция используется для производства ацетилена, который получают на специальных ацетиленовых станциях производительностью от 10 до 80 м³/час. Проекты, выполненные группой компаний «Энерготерм-система» по производству карбида кальция: Бийский карбидный завод; производство карбида кальция в Кашире; цех производства карбида кальция на заводе «Москокс»; проект завода

карбида кальция в Самарканде; производство карбида кальция в Кунграде. Изготавливается и поставляется «под ключ» технологическое оборудование для производства карбида кальция: электропечи плавильные, бункеры, питатели, дозаторы, кубели, тележки, изложницы, транспортеры, оборудование для изготовления барабанов, дробильно-сортировочные комплексы, газоочистное оборудование, шкафы и пульта управления, АСУ ТП.

На первом этапе предпроектных исследований решалась задача расширения спектра получаемых товарных продуктов за счет более глубокой химико-технологической переработки угольного и карбонатного минерального сырья и соблюдения экологических требований по размещению производства.

В традиционных установках для производства карбида кальция окись углерода выбрасывалась в атмосферу, что загрязняло окружающую среду и предъявляло повышенные экологические требования по размещению такого оборудования. В инвестиционном проекте используется установка для утилизации окиси углерода и получения дополнительно углекислоты. По желанию заказчика она может производиться в жидком, газообразном или твердом состоянии («сухой лед») [5-7].

Для решения поставленных задач и разработки технологий концепции экологически безопасных, безотходных технологий комплексной переработки угольного и карбонатного минерального сырья были проведены предпроектные исследования и получен ряд патентов на изобретения [2-4, 6].

Изобретение может быть использовано в химической промышленности. Установка для получения карбида кальция и углекислоты (рис. 1) включает реактор с корпусом в виде герметичной цилиндрической вертикальной емкости, верхний торец которой снабжен соосным с ней загрузочным каналом (3). Донная часть (2) корпуса выполнена конической и снабжена выпускным патрубком (12). Верхний торец загрузочного канала (3) снабжен герметичной крышкой, на которой установлен плазмотрон (18), формирующий плазменный шнур (21), ориентированный вниз в зазор между кромками (22) пересыпных полок (7). Полость загрузочного канала (3) сообщена с источником диоксида углерода (6) и источником сырьевой смеси (4), который сообщен с источником угля (15) и известняка (16). Источник угля (15) посредством дополнительного канала подачи угля (29) сообщен с загрузочным каналом (3). Ниже нижней кромки загрузочного канала (3) соосно с корпусом реактора и вдоль него на разной высоте установлены верхняя (10) и нижняя (11) электромагнитные катушки. Верхняя (10) электромагнитная катушка закреплена на поверхности поворотной платформы (13) и снабжена приводом (14) ее поворота относительно основания (27), а нижняя (11) электромагнитная катушка установлена вблизи донной части (2) корпуса реактора. Пространство верхней части (1) корпуса реактора сообщено газоотводящими каналами (23, 24) с газоразделительным блоком (25), выходы которого газопроводами подачи диоксида углерода и оксида углерода сообщены соответственно с источником диоксида углерода (6) и реактором синтеза углекислоты (26). Изобретение обеспечивает повышение выхода целевого продукта и снижение энергоемкости производства карбида кальция.

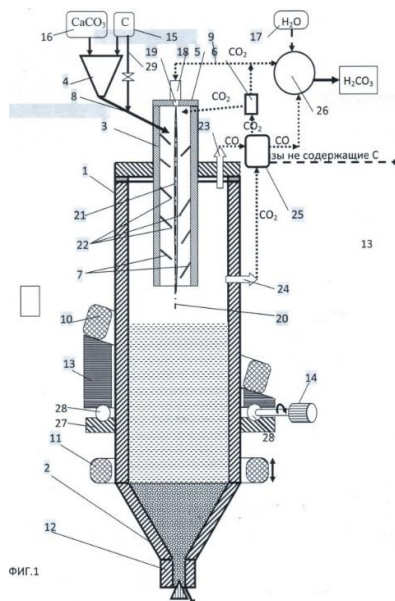


Рис. 1. Схема плазменного реактора для переработки углекарбонатного минерального сырья с получением карбида кальция и углекислоты

Изобретение относится к оборудованию для переработки углекarbonатного минерального сырья и может быть использовано при его глубокой переработке с получением карбида кальция и углекислоты [6].

Поставленная задача решается тем, что способ переработки углекarbonатного минерального сырья, включающий обжиг известняка, с использованием по крайней мере части окиси кальция, полученной при этом, для производства карбида кальция, для чего в условиях подвода тепла, ее вводят в реакцию с дробленным углем, с получением карбида кальция и оксида углерода, который утилизируют, при этом диоксид углерода, как продукт обжига известняка, отбирают и используют для производства углекислоты, для чего его вводят в реакцию с водой, кроме того, по крайней мере, часть карбида кальция вводят в контакт с водой, с получением ацетилена и гашеной извести, отличается тем, что по крайней мере, часть диоксида углерода вводят в контакт с щелочью, в эффективных количествах, с возможностью получения кальцинированной соды или питьевой соды, кроме того, часть диоксида углерода вводят в контакт с аммиаком, в эффективных количествах с возможностью получения карбамида, кроме того, часть карбида кальция и часть карбамида смешивают друг с другом, с получением удобрения Регрост, кроме того, оксид углерода, получаемый при синтезе карбида кальция вводят в контакт с водородом, в условиях подвода тепла, давления и в присутствии эффективных катализаторов, с получением метанола. Азот вводят в контакт с водородом, в условиях подвода тепла, давления и в присутствии эффективных катализаторов, с получением аммиака.

На рис. 2 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 [9].

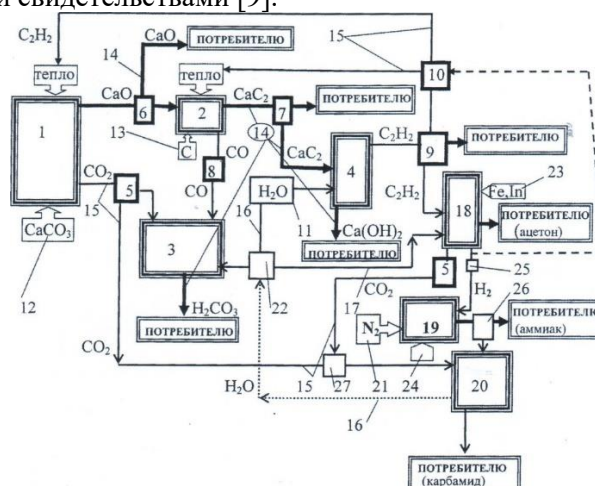


Рис. 2. Физико-технологическая модель установки для переработки угольного и карбонатного минерального сырья

Срок реализации проекта разделяется на два этапа:

- строительство предприятия с двумя подсистемами для производства карбида кальция и углекислоты: 1,5 – 2,0 года, затем следует эксплуатационный период;
- строительство ацетиленовых станций производительностью 40 м³/час для переработки карбида кальция и регуляторы роста растений (РЕГРОСТ).

Показатели эффективности проекта на срок окупаемости: чистый приведенный доход (NPV) 484,0 млн. руб., внутренняя норма доходности (IRR) 39,8%, индекс рентабельности инвестиций (PI) 1,5, срок окупаемости проекта (дисконтированный) (PDP) 3-4 года в зависимости от мест расположения пилотного проекта.

Показатели эффективности проекта на 10 лет: NPV - 4002 млн. руб., IRR - 146,8%, PI - 9,01.

Выводы. В качестве основных продуктов переработки угольного и карбонатного минерального сырья получают карбид кальция, окись кальция, ацетилен, метанол, карбамид, удобрения РЕГРОСТ и ТАКАР; а также дополнительные продукты: углекислоту, питьевую или кальцинированную воду, гашеную известь. В свою очередь, переработка ацетилена позволяет получить: синтетический этилен и этиловый спирт, нафталин, водород: синтетические высыхающие масла (олифа), хлоропреновый каучук. В соответствии с реакцией полимеризации также создаются следующие продукты: этилен, полиэтилен (полимер), пропилен, полипропилен и др.

Библиографический список

1. Жуков А.В., Агошков А.И. Научно-технологическая, экономическая и экологическая роль угольных и карбонатных минеральных ресурсов в стратегическом развитии топливно-энергетического и химического комплекса России и Дальнего Востока // Научные технологии разработки и использования минеральных ресурсов. - 2019. - № 5. - С. 62-66.
2. Жуков А.В., Ковалев В.Н. Укрупненное ТЭО организации конкурентоспособного производства на основе комплексной химической переработки углекислотного минерального сырья для получения продукции топливного и нетопливного назначения. Новые тенденции рационального природопользования. Вторичные ресурсы и проблемы экологии. Т.1 / Под ред. Е.А. Гнездилова, А.В. Жукова. – Владивосток: Изд-во ДВГТУ, 2010. – С. 84-91.
3. Патент на полезную модель № 39598. Установка для переработки углекислотного минерального сырья / Жуков А.В., Ковалев В.Н. - Опубл. 10.03.2004. - Бюл. 22.
4. Патент на изобретение № 2256611. Способ переработки углекислотного минерального сырья / Жуков А.В., Ковалев В.Н. - Опубл. 20.07.05. - Бюл. № 20.
5. Патент РФ 2373178 С2. Способ переработки углекислотного минерального сырья / Жуков А.В., Звонарев М.И., Жукова Ю.А. - Опубл. 20.11.2009. - Бюл. № 32.
6. Патент РФ 2516541 С2. Установка для получения карбида кальция / Жуков А.В., Звонарев М.И., Жукова Ю.А., Хисматуллина А.М. - Опубл. 20.05.2014. - Бюл. № 14.
7. 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 // Научные технологии разработки и использования минеральных ресурсов. - 2018. - № 4. – С. 128-133.
8. Агошков А.И., Касенов К.М., Утепов Е.Б. Развитие угольной промышленности мира и факторы, влияющие на ее эффективность // Международные научные чтения «Приморские Зори – 2017»: сб. науч. трудов, 20-22 апреля 2017 г. – Владивосток: ДВФУ, 2017. – С. 176-179.
9. Патент РФ 2362735 С1. Установка для переработки углекислотного минерального сырья / Жуков А.В., Звонарев М.И., Жукова Ю.А. - Опубл. 27.07.2009. - Бюл. № 21.

УДК 62-61

**ИССЛЕДОВАНИЕ НА МАТЕМАТИЧЕСКИХ МОДЕЛЯХ ЭФФЕКТИВНОСТИ
САВМЕСТНОЙ ПЕРЕРАБОТКИ ПЫЛЕВИДНЫХ УГОЛЬНЫХ И МЕТАЛЛУГИЧЕСКИХ
ОТХОДОВ С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ ПЛАВИЛЬНОГО ГАЗИФИКАТОРА**

д.т.н. Цымбал В.П., д.т.н. Рыбенко И.А., к.т.н. Сеченов П.А., Рыбушкин А. А.

Сибирский государственный индустриальный университет, г. Новокузнецк, Россия

Аннотация: В работе представлены варианты практически безотходных технологий для совместной и раздельной переработки пылевидных металлургических и угольных отходов на основе струйно-эмульсионного плавильного газификатора с получением трех ликвидных продуктов. Приведены результаты математического моделирования, определены технологические режимы и основные конструктивные параметры агрегатов.

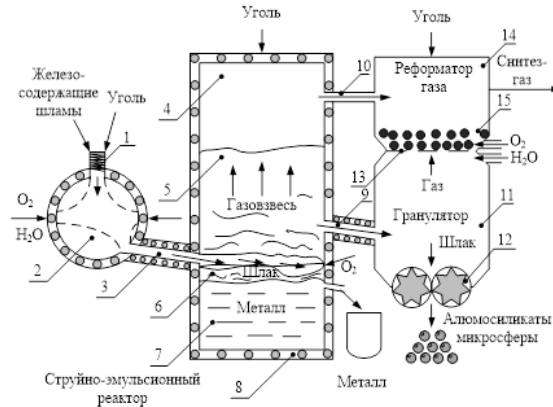
Ключевые слова: струйно-эмульсионный агрегат, плавильный газификатор, технология, пылевидные металлургические отходы, отходы углеобогащения, синтез-газ, микросферы, металл.

Введение. В предыдущих работах [1, 2] были представлены два варианта плавильных газификаторов на основе струйно-эмульсионного металлургического реактора [3], позволяющих наряду с прямым восстановлением оксидов железа получать синтез-газ, а также модифицированный вариант газификатора, предназначенный для переработки отходов обогащения угля без добавки железосодержащих составляющих.

В представленной работе ставится задача математического моделирования нескольких возможных конструкций и технологий совместной, а также раздельной переработки пылевидных железосодержащих и угольных отходов на конкретных примерах проектирования пилотных образцов газификаторов.

Механизм процесса и химические превращения. На рис. 1 представлена схема газификатора на основе струйно-эмульсионного металлургического реактора. Технология процесса, осуществляемого в этом газификаторе, на которую имеется патент, была подробно рассмотрена ранее

[4]. Здесь же мы приводим достаточно наглядную схему этой технологии без подробных пояснений, ограничившись только кратким описанием обозначений.



1 – газо-плотное загрузочное устройство; 2 – реактор-осциллятор; 3 – соединительный канал с газодинамическим самозапиранием; 4 – колонный струйно-эмульсионный реактор; 5 – гравитационный сепаратор металла, шлака и газа; 6 – газодинамическая подушка, разделяющая верхнюю и нижнюю часть колонного реактора; 7 – металл в копильнике; 8 – гарнисажное охлаждение; 9 – соединительный канал; 10 – вспомогательный канал для поддержания уровня газовзвеси выше канала 9; 11 – приемники шлака; 12 – барабанный гранулятор; 13 – решетка; 14 – реформатор газа, 15 – слой коксика или адсорбента
Рис. 1. Безотходный газификатор на основе струйно-эмульсионного реактора

Мы надеемся, что на основе ранее представленного описания [4] и условных обозначений, приведённых на рис. 1, процесс функционирования этой схемы становится достаточно понятным.

На рис. 2 представлена схема химических превращений в отдельных зонах агрегата, ссылаясь на которую, мы на конкретном примере рассмотрим процессы, протекающие в каждой из зон.

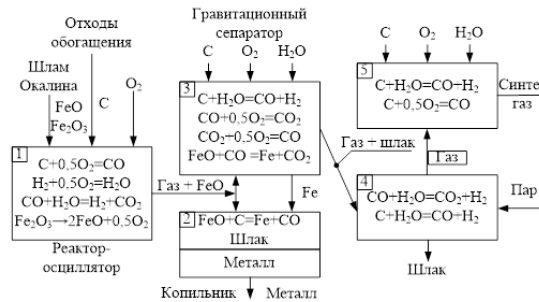


Рис. 2. Схема химических превращений

Сжигание топлива в реакторе-осцилляторе 2 осуществляется с недостатком кислорода до CO , здесь же происходит нагрев и частичное восстановление оксидов, но главная задача, решаемая в этом реакторе – создание газовзвеси. Большая часть восстановительных процессов завершается в колонном реакторе 5 (рис. 1). Восстановленное из оксидов железа опускается по периферии колонного реактора в копильник 7. Здесь же осуществляется частичное дожигание оксида углерода до диоксида. При этом дожигание происходит внутри газошлаковой эмульсии путем подачи кислорода. Общий расход кислорода выбирается в соответствии с тепловым балансом. Для балансирования процесса по температуре изменяется степень дожигания CO путем изменения количества газообразного кислорода или пара. При этом приоритет отдается получению металла и шлака заданного состава. Последовательность и взаимосвязь химических превращений понятна из рис. 2

Математическое моделирование совместной переработки металлургических и угольных отходов. Вариант конкретной реализации процесса рассматривается на примере прямого восстановления железа с одновременным получением синтез-газа в пилотном образце агрегата производительностью по руде 1 кг/с или 3,6 т/час [3, 4]. Технология реализуется в агрегате, представленном на рис. 1.

Математическое моделирование процесса осуществлялось следующим образом.

С помощью инструментальной системы «АвтоАстра» [5, 6] были получены термодинамически приемлемые условия и составы металла, шлака и газа для расхода железной руды 1 кг/с. При

расходе угля 0,674 кг/с и расходе кислорода 0,382 кг/с, получен металл с содержанием углерода 0,52 % и температурой 1873 К, а также отходящий газ в количестве 1,06 кг/с [4], состав которого приведен в табл. 1.

Таблица 1

Химический состав газа

Содержание, %	CO	CO ₂	H ₂	H ₂ O	N ₂	Итого
По массе	92,83	3,21	2,14	1,74	0,02	1,06
По объему	72,78	1,60	23,49	2,13	0,01	1,41

Этот газ в тесном контакте со шлаком (в виде газошлаковой эмульсии) по каналу 9 (рис. 1) поступает в приемник шлака 11, куда навстречу шлаковому потоку подается пар с целью охлаждения и грануляции шлака. При этом одновременно протекают реакции парогазовой коррекции



в результате чего повышается соотношение H_2/CO , а температура газа, поступающего из колонного реактора 5 через канал 9 снижается с 1500°C до 800°C. Таким образом, получается своеобразная химическая регенерация физического тепла отходящих газов. Этот газ через решетку 13 поступает в слой угля (кокса) в камеру 14.

Последующие операции коррекции состава газа осуществляются в камере 14. В этом слое и над ним протекают реакции (1) – (3) в условиях избытка углерода.

В табл. 2 приведены варианты расчеты коррекции газа в результате его взаимодействия с углем и паром.

Таблица 2

Варианты расчета химического состава газа

Управляющие воздействия					Объемный состав газа, %					Отноше- ние CO/H ₂
№	Расход угля, кг/с	Расход пара, кг/с	T, К	Масса газа, кг/с	CH ₄	CO	CO ₂	H ₂	H ₂ O	
1	0,20	0,30	1100	1,53	0,42	60,47	3,18	34,11	1,82	1,77
2	0,25	0,375	1065	1,65	0,62	56,16	5,08	35,27	2,87	1,59
3	0,30	0,45	1042	1,73	0,81	52,32	6,79	36,21	3,87	1,44

Поскольку уголь в слое находится в избытке, то управление осуществляется изменением количества подаваемого пара. Как видно из табл. 2, в третьем варианте коррекции удалось повысить содержание H₂ с 23,49 до 36,21 %, а содержание CO снизить с 72,78 до 52,32 %.

Дальнейшее движение в этом направлении (коррекция за счет угля и пара) становится неэффективным, поскольку, из-за снижения температуры в камере 14 растет содержание CO₂ и H₂O.

Следует отметить, что полученный газ (строка 3 в табл. 2) близок по составу к синтез-газу, получаемому по методу Фишера-Тропша [7] в газогенераторе кипящего слоя Winkler: CO 48,2 %; H₂ 35,2 %; CO₂ 13,8 %; CH₄ 1,8 %; N₂ 0,9 %; а также в газогенераторе Koppers-Totzek, перерабатывающем угольную пыль [8, 9]: CO 57,2 %; H₂ 30,7 %; CO₂ 10,5 %; CH₄ 0,1 %; N₂ 1,2 %; H₂S+COС 0,3 %.

Как видно из сравнения приведенных выше составов сырого синтез-газа с полученным нами выше (строка 3 в табл. 2), по содержанию и отношению CO/H₂ все три газа близки, но полученный нами газ имеет почти в два раза меньшее содержание углекислого газа, что требует значительных меньших затрат на отмывку и повышает выход конечного продукта. Но, самое главное преимущество заключается в том, что в данном случае синтез-газ по существу является побочным продуктом, в то время как в известных технологиях получения моторного топлива из угля до 70 % капитальных затрат относится к получению синтез-газа, а в известных газогенераторах 20 ÷ 25 % топлива затрачивается на поддержание температуры в зоне газификации [7–9]. В рассмотренном же нами примере даже тепловая энергия отходящего газа превращается (регенерируется) с химическую энергию синтез-газа.

Благодаря нижнему подводу рабочей смеси в колонный реактор, в нем поддерживается высокий слой вспененного шлака, внутри которого осуществляется дожигание пылевидного угля до оксида углерода, что создает условия для полного использования энергии исходного топлива. А за счет создания высокой турбулентности в колонном реакторе, соединительном канале 9 и приемнике

шлака 11 газонасыщенная шлаковая пена разбивается на мелкие алюмосиликатные гранулы и микросферы [10], которые являются очень ликвидными на рынке и стоят дороже металла (от 35 до 50 тыс. руб. за тонну). Таким образом, получается практически безотходное производство.

Получающийся газ непосредственно в потоке может сжигаться в поршневой мини-электростанции [11]. Такие электростанции выпускаются серийно [12].

В случае необходимости, этот газ может быть превращен в моторное топливо [13, 14]. Кроме того, в копильнике 7 накапливается некоторое количество металла. Таким образом, загрязняющие природу отходы превращаются в три ценных ликвидных продукта. При сжигании газа в поршневой электростанции создается полностью энергонезависимая схема технологии, в том числе, с получением собственного кислорода и азота [1, 11].

Плавильный газификатор для переработки отходов углеобогащения. Если ставится задача переработки только отходов обогащения угля (без возможности добавки железорудных материалов) возникает проблема поддержания стационарного колебательного режима реактора-осциллятора 2 (рис. 1), так как в газозвеси, выбрасываемой через газодинамически запираемый канал 3, 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 [15, 16] – большое отклонение от термодинамического равновесия и 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. 3 модифицированного варианта правильного газификатора.

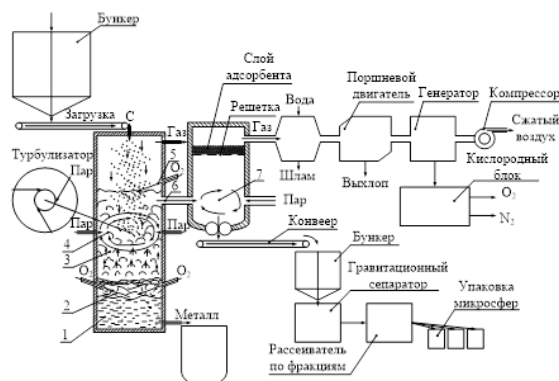
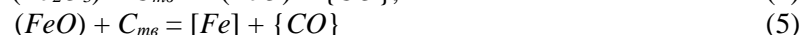
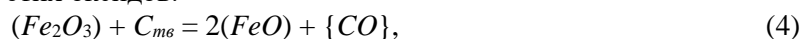


Рис. 3. Плавильный газификатор для переработки отходов обогащения

Механизм процесса в этом 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, вследствие чего над металлом создается зона высоко окисленного шлака 2, так как интенсивно протекают реакции прямого окисления углерода с образованием FeO и Fe_2O_3 . На эту зону сверху падают частицы угля, в результате чего над этой зоной образуется зона 3, где интенсивно протекают реакции восстановления этих оксидов:



и происходит интенсивное выделение оксида углерода. В результате создается 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 (3), что позволяет за счет использования физического тепла системы повысить калорийность товарного газа.

Дожигание мелких частиц углерода в верхней части колонного реактора осуществляется с помощью кислородной фурмы 5. Получающаяся в колонном реакторе газозвесь 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 подается 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 выдается 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 моделирования процессов в плавильном газификаторе отходов обогащения. Для данного варианта технологии с использованием инструментальной системы «Инжиниринг-металлургия» [17] и инструментальной системы «Терра» [5] было проведено математическое моделирование с целью определения оптимальных расходных показателей по кислороду и водяному пару для заданной производительности агрегата 1кг/с (3,6 т/ч) отходов углеобогащения. Состав отходов углеобогащения приведен в табл. 3.

Таблица 3

Состав отходов углеобогащения

Влага	Зола	Органическая часть	Летучие
16,44 %	30,00 %	52,00 %	18,00 %

В результате решения оптимизационной задачи определены расходы кислорода и водяного пара, обеспечивающие сжигание отходов углеобогащения и нагрев продуктов горения до температуры 1500 °С. Расходы составили 0,624 и 0,061 кг/с для кислорода и водяного пара соответственно. Материальный баланс процесса приведен в табл. 4.

Таблица 4

Материальный баланс в основном агрегате

Приход, кг/с		Расход, кг/с	
Отходы углеобогащения	1,00	Газ	1,452
Кислород	0,624	Шлак	0,212
Пар	0,061	Металл	0,022
Итого	1,685	Итого	1,685

Количество восстановленного в основном агрегате железа составило 0,022 кг/с, а выброшенного в шлакоприемник шлака – 0,212 кг/с. Давление в основном агрегате составило 4,3 атм. Расчетный состав шлаковой пены и газа представлен в табл. 5, 6.

Таблица 5

Состав шлаковой пены в основном агрегате

Сстав	SiO ₂	Al ₂ O ₃	FeO	CaO	MgO	P ₂ O ₅	S	Na ₂ O	K ₂ O	Всего
%	59,477	25,699	1,358	2,469	2,469	0,000	3,928	2,132	2,469	100,0
кг/с	0,142	0,061	0,003	0,006	0,006	0,000	0,009	0,005	0,006	0,238

Таблица 6

Состав газовой фазы в основном агрегате

Состав, об. %	CO	CO ₂	N ₂	H ₂	H ₂ O	SO ₂	t, °C
Расчет по балансу	59,55	0,31	0,03	26,47	12,61	0,38	1500
Расчет по «Терре»	55,46	4,60	0,69	30,01	9,22	0,01	1500

Моделирование процессов в приемнике шлака. Образующаяся в основном агрегате газошлаковая эмульсия поступает в приемник шлака, где охлаждается водяным паром до температуры 750 °С. Охлаждение происходит, в том числе, в результате протекания реакций паровой газификации (1), (3). Исследование условий протекания этих реакций было проведено методом термодинамического моделирования с использованием программного комплекса «Терра».

Как видно на рис. 4, наиболее интересная область, в которой возможен выбор оптимальных соотношений концентраций CO, H₂ и CO₂, находится в диапазоне температур 650 ÷ 850 °С. Этот вывод подтверждает также рис. 5, где представлена зависимость концентраций CO и H₂ от температуры.

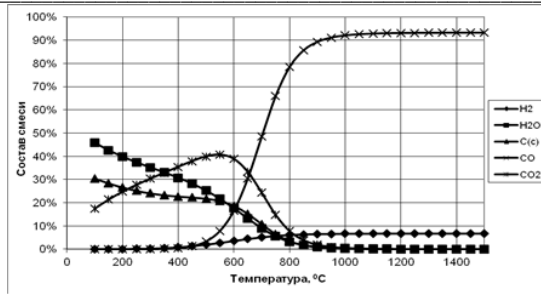


Рис. 4. Зависимость состава газа от температуры в основном агрегате

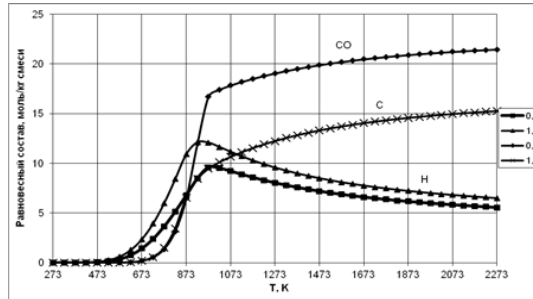


Рис. 5. Зависимость концентраций CO и H_2 от температуры в приемнике шлака

В результате решения задачи оптимизации получены расходы пара и отходов углеобогащения, необходимые для охлаждения газа в шлакоприемнике до $750\text{ }^\circ\text{C}$. Расход пара составил $0,068\text{ кг/с}$, отходов углеобогащения – $0,233\text{ кг/с}$. Состав газовой фазы в шлакоприемнике приведен в табл. 7 (строка 1). В строках 2 и 3 этой таблицы приведены для сопоставления составы газов в ранее упомянутых газификаторах Winkler и Koppers-Totzer [7–9].

Таблица 7

Состав газовой фазы в шлакоприемнике

Состав, об. %	CO	CO_2	N_2	H_2	H_2O	SO_2	Темпер. $^\circ\text{C}$
Расщ по «Терре»	50,32	9,08	34,24	0,64	4,70	0,14	750
Koppers-Totzer	57,2	10,5	30,7	1,2	-	0,3	1500÷1600
Winkler	48,2	13,8	35,2	0,9	-	-	900÷1200

Но еще раз подчеркнем, что в нашем случае кроме газа получится высокопористый товарный шлак и металл.

Процесс газификации с получением высоко кондиционного синтез-газа. В связи с тем, что рассмотренный выше агрегат имеет малый удельный объем, он может быть выполнен в мобильном исполнении и расположен вблизи образования отходов или шахт, где осуществляется извлечение метана из пластов.

В этом случае (рис. 6) появляется возможность довести состав синтез-газа, полученного выше методом парокислородной конверсии (табл. 7 строка 1), до очень высокой кондиции, полностью удовлетворяющей стехиометрическому соотношению. Например, для диметилового эфира (синтетического дизельного топлива) в соответствии с его стехиометрической формулой CH_3-O-CH_3 , оптимальным является соотношение CO/H_2 , равное $2/3$.

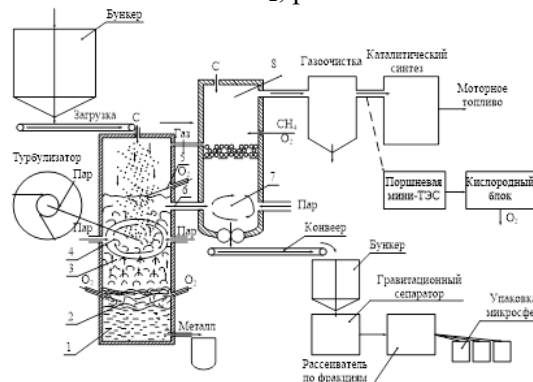


Рис. 6. Газификатор для получения высоко кондиционного о синтез-газа

В табл. 8 приведены результаты коррекции в камере 8 состава газа, взятого из табл. 7, путем кислородной и температурной конверсии метана по реакциям



Сначала коррекция состава газа осуществляется за счет кислородного реформинга метана, подаваемого в камеру 8 по реакции (6). Как видно из табл. 8 (варианты 1 и 2), при этом в образующейся смеси газов растет содержание H_2 с одновременным повышением температуры смеси.

Из второго варианта термодинамического расчета, получен синтез-газ с объемным отношением CO/H_2 близким к 1/1, точнее 45,20/45,80, что уже можно считать хорошим результатом, поскольку получен высококалорийный газ, который может использоваться и как энергетическое топливо, и как сырье для получения синтетического топлива. Однако при таком составе газа синтетическое топливо в агрегате каталитического синтеза будет получено в меньшем количестве и худшего качества (за счет разбавления не прореагировавшими балластными составляющими), чем это возможно в случае соблюдения оптимального стехиометрического соотношения CO/H_2 равного 2/3. Учитывая, что некоторый запас по температуре газа имеется (1055 К), принимается решение достичь конечного этапа коррекции состава газа за счет температурного реформинга метана по реакции (7).

Таблица 8

Коррекция химического состава газа

№	Управляющие воздействия					Объемный состав газа, %						Отношение CO/H_2
	Расход угля, кг/с	Расход пара, кг/с	Расход метана, кг/с	Расход кислорода, кг/с	Т, К	Масса газа, кг/с	CH_4	CO	CO_2	H_2	$\frac{H_2}{O}$	
1	0,3	0,45	0,20	0,20	1050	2,07	1,10	47,08	4,53	42,80	3,55	1,1
2	0,3	0,45	0,25	0,25	1055	2,15	1,15	45,20	4,25	45,80	3,60	1
3	0,3	0,45	0,45	0,25	1010	2,15	2,40	34,00	5,80	51,50	6,22	2/3

Из сравнения вариантов 2 и 3 (табл. 8) видно, что решение задачи достигается за счет увеличения расхода метана на 0,2 кг/с, без увеличения расхода кислорода. При этом получен газ с объемным содержанием CO и H_2 соответственно 34,0 и 51,5 %, что отвечает соотношению CO/H_2 , равному 2/3.

Таким образом, в случае установки плавильного газификатора вблизи от места извлечения метана может быть получен синтез газ с оптимальным соотношением CO и H_2 , что создаст условия для получения высококачественного моторного топлива с высокой экономической эффективностью.

Выводы. Рассмотрены конструкции плавильных газификаторов и технологии переработки пылевидных фракций обогащения угля с добавками и без добавок металлосодержащих отходов. Проведено математическое моделирование трех вариантов технологий, определены оптимальные расходы материалов в основном агрегате и приемнике шлака, обеспечивающие заданные параметры процесса: температуру и состав газовой фазы при условии одновременного получения трех ликвидных продуктов – металла, высокопористого шлака и синтез-газа.

Показано, что путем парокислородной конверсии в приемнике шлака может быть получен, по существу, как побочный продукт, синтез-газ несколько лучшего качества, чем в известных специальных газификаторах, где для получения необходимой температуры приходится дополнительно сжигать 20 ÷ 25 % угля.

Библиографический список

1. Fully environmentally closed technology of gasification dusted fractions of coal concentration with restoration of metals and aluminosilicates 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.
2. Плавильный газификатор для безотходной технологии переработки пылевидных фракций угля и хвостов обогащения / В.П. Цымбал, И.А. Рыбенко, В.И. Кожемяченко [и др.] // Научные технологии разработки и использования минеральных ресурсов. - 2019. - № 5. – С. 478 – 482.
3. Процесс СЭР – металлургический струйно-эмульсионный реактор: монография / В.П. Цымбал, С.П. Мочалов, И.А. Рыбенко [и др.]. – М.: Металлургиздат, 2014. – 488 с.

4. Пат. 2371482 Россия, МПК C21 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.
5. Синярев, Г.Б. Применение ЭВМ для термодинамических расчетов металлургических процессов / Г.Б. Синярев, Н.А. Ватолин, Б.Г. Трусов и [и др.]. – М.: Наука, 1982. – 260 с.
6. Климов В.Ю. Разработка автоматизированной системы расчета и оптимизации технологий процессов получения металлов и сплавов / В.Ю. Климов, С.П. Мочалов, И.А. Рыбенко // Моделирование, программное обеспечение и наукоемкие технологии в металлургии: тр. всерос. науч.-практ. конф. – Новокузнецк: Изд. СибГИУ. – 2001. – с. 435 – 439.
7. Шиллинг Г.Д. Газификация угля / Г.Д. Шиллинг, Б. Бонн, У. Краус: пер. с нем. под ред. С.Р. Исламова. – М.: Недра, 1986. – 175 с.
8. Химические вещества из угля: пер. с нем. / Под ред. Э. Фальбе – М.: Химия, 1980. – 616 с.
9. Альтшулер В.С. Новые процессы газификации твердого топлива / В.С. Альтшулер. – М.: Недра, 1976. – 280 с.
10. 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.
11. Зайченко В.М. Мини-ТЭЦ на базе газопоршневых двигателей / В.М. Зайченко, А.А. Чернявский // Академия энергетики. – 2010. - № 4 (36). – С. 58 – 63.
12. 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.
13. Терентьев Г.А. Моторное топливо из альтернативных сырьевых ресурсов / Г.А. Терентьев, В.М. Тюков, Ф.В. Смаль. – М.: Химия, 1989. – 271 с.
14. Платэ Н. Синтетический бензин / Наука и жизнь. – 2004. - № 11. – С. 66 – 68.
15. Николис Г. Самоорганизация в неравновесных системах / Г. Николис, И. Пригожин. – М.: Мир, 1979. – 512 с.
16. Пригожин И. Порядок из хаоса: Новый диалог человека с природой: пер. с англ. / И. Пригожин, И.М. Стенгерс. – М.: Прогресс, 1986. – 432 с.
17. 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 550.379

**РЕЗУЛЬТАТЫ ЭЛЕКТРОТОМОГРАФИЧЕСКИХ ИЗМЕРЕНИЙ ПО ПРОФИЛЮ
«ROLL ALONG» ВДОЛЬ БОРТА ХВОСТОХРАНИЛИЩА В СОПОСТАВЛЕНИИ
С ГЕОХИМИЧЕСКИМ ОПРОБОВАНИЕМ (Г. САЛАИР, КЕМЕРОВСКАЯ ОБЛАСТЬ)**

к.г.-м.н. Юркевич Н.В., Федорова Т.А., Грахова С.П., Кучер Д.О.

**Институт нефтегазовой геологии и геофизики им. А. А. Трофимука СО РАН, г. Новосибирск,
Россия**

Аннотация. Хвостохранилища отходов горнорудного производства являются источником поступления широкого спектра химических элементов в окружающую среду. Одним из основных механизмов миграции вещества является фильтрация растворов в подземные воды и речную сеть. В данной работе рассмотрены результаты геофизических исследований вдоль борта хвостохранилища горнорудного производства (г. Салаир, Кемеровская область) методом электротомографии. Целью изысканий являлось выявление утечек техногенных вод из гидротехнического сооружения, а также сопоставление геоэлектрических параметров среды с геохимическим опробованием растворов около хвостохранилища. Обнаружено, что направление подземного стока жидкости с хвостохранилища можно проследить с помощью геофизических методов, а также показать точную аномальную зону дренажа на профиле электротомографии.

Ключевые слова: электротомография; подземный сток; утечки; хвостохранилище; геохимическое опробование.

Введение. Стремительный рост потребления природных ресурсов сопровождается не только изменением количественных масштабов антропогенного воздействия, но и появлением новых факторов, влияние которых на природу становится доминирующим. Ежегодно из недр Земли

извлекается огромное количество минерального сырья, что приводит к активному химическому загрязнению компонентов окружающей среды. Возникают техногенные ландшафты в виде полигонов, отвалов, хвостохранилищ, прудков-отстойников [1].

Актуальность исследований хвостохранилищ обусловлена в первую очередь экологическими рисками для окружающей среды. Особенно актуально изучение тех объектов, которые оказались заброшенными после остановки деятельности предприятий, которым они ранее принадлежали, с развалом СССР. По опыту работы нашего коллектива такие объекты существуют в каждом горнорудном районе РФ и Западной Сибири, в частности.

Выделяют три основных механизма загрязнения окружающей среды от хвостохранилищ:

- фильтрация растворов через тело отвалов и загрязнение подземных вод;
- эоловый перенос вещества и запыление [2, 8];
- эманация газов из тела отвала и загрязнение атмосферы.

Одним из подходов к изучению хвостохранилищ, их состава, путей миграции дренажных потоков и эманации газов является применение комплекса геофизических методов в сочетании с геохимическим опробованием. Применение методов электроразведки позволяет относительно экспрессно проводить неинвазивное исследование структуры хвостохранилищ, прогнозировать изменение состава на глубину, оптимизировать систему мониторинга хвостов, сократить число проб для геохимического исследования и оконтурить зоны дренажных потоков [3-7].

Объект и методы исследований. Хвостохранилище расположено близ города Салаир, на юге Салаирского рудного поля. Морфологически объект представляет собой два естественных лога, заполненных отвалами обогатительных фабрик. С 1975 года там складировали отходы не только свинцово-цинковой обогатительной фабрики, но золотоизвлекательной фабрики. Каждый год до 1992 года в хвостохранилище поступало около 1,1 млн. тонн отходов. В последующие годы нестабильная работа Салаирского ГОКа не позволяет достоверно оценивать количество поступающих с фабрики хвостов. Есть данные, что в нём хранится более 30 млн. тонн отходов. К северу от хвостохранилища протекает река Малая Талмовая. При помощи искусственной дамбы сформирован технологический пруд, который выглядит как озеро. Избыток воды после осаждения твердого материала из пульпы отводился в технологический пруд и частично в пруд отстойник через дренажную трубу. В составе поступающего твердого материала основную долю составляют кварц, барит, кальцит, мусковит, полевой шпат, пирит, сфалерит [8].

Непрерывный профиль электротомографии (roll along, 600 м) был выполнен вдоль западного борта хвостохранилища (рис. 1).



Рис.1. Схема расположения профиля электротомографии

Для изучения подповерхностного пространства использовалась многоэлектродная электроразведочная аппаратура «Скала-48» (разработка ИНГГ СО РАН). С помощью установки Шлюмберже с шагом между электродами 5 м были сделаны измерения вдоль профиля длиной 240 метров. Использование схемы продолжающегося профиля (roll-along) позволяет бесконечно удлинять исследуемый участок. Нами был захвачен почти весь западный борт хвостохранилища – 600 м – 5 нагоняющих профилей вдоль борта хвостохранилища. Глубина исследования - 40 м. Инверсия данных проводилась в программе Res2DInv (GeoTomo Corp., Малайзия), итоговая визуализация в Golden Software Surfer.

Также было проведено опробование дренажной воды, воды из дренажного колодца и реки Малая Талмовая (всего в 12 точках). На месте были определены значения pH, окислительно-восстановительного потенциала, удельной электропроводности. Каждая проба делилась на 2 части. Пер-

вая аликвота 50 мл фильтровалась через мембранный фильтр, помещалась в градуированную пробирку и подкислялась перегнанной концентрированной азотной кислотой, транспортировалась в лабораторию для последующего анализа методом ИСП-МС на содержание 63 химических элементов. Другая часть пробы помещалась в пластиковую бутылку ёмкостью 1 л для транспортировки в лабораторию и анализа на содержание анионов (SO_4^{2-} , Cl^- , HCO_3^-) методами титриметрии, колориметрии и потенциометрии.

Результаты исследований. По результатам исследований был получен профиль электротомографии вдоль западного борта хвостохранилища (рис. 2).

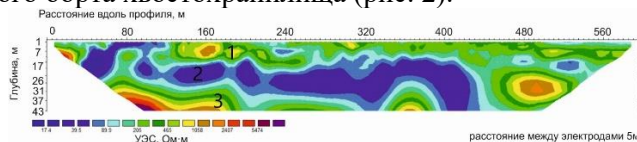


Рис. 2. Профиль электротомографии вдоль западного борта хвостохранилища Салагаевский лог

По электротомографическому разрезу видно, что слои №1 и №3 на рис. 2 с высоким сопротивлением ($>100 \text{ Ом}\cdot\text{м}$) чередуется с низкоомным слоем №2 ($20 \text{ Ом}\cdot\text{м}$), мощностью около 8 м. Можно сказать, что приповерхностные слои являются неким водоупором, а слой с высокой проводимостью (сопротивления $1\text{-}40 \text{ Ом}\cdot\text{м}$, отмечены синим цветом на рис. 2) интерпретируется как возможная зона фильтрации растворов из тела отвала в горизонт подземных вод. Глубина проводящего слоя соответственно меньше (от 1 до 15 м), а в конце профиля низкоомного пласта не наблюдается, так как расположен дальше всего от озера. Предполагается, что этот низкоомный насыщенный слой будет дальше уходить на глубину (более 40 м).

Результаты геохимического анализа позволили выявить некоторые закономерности миграции химических элементов в системе «техногенное озеро – дренаж - р. Малая Талмовая». Техногенные воды характеризуются удельной электропроводностью $1250\text{-}1720 \text{ мкСм}/\text{см}$, значения pH варьируют от 6.56 до 7.66, концентрации сульфат-ионов – от 630 до 830 мг/л. Основной тренд – снижение концентраций сульфат иона и электропроводности, а также незначительное повышение pH от места поступления техногенных вод в озеро к дренажному колодцу. По пути следования дренажа происходит его очистка, то есть снижение минерализации и сульфатности (рис. 3, проиллюстрировано на примере пяти точек в разных частях системы).

В реке Малая Талмовая значение pH равно 7.59, удельная электропроводность – $454 \text{ мкСм}/\text{см}$, что ниже, чем в месте слива, почти в 4 раза, но всё же выше нормального уровня для речных вод. Концентрации сульфат-ионов здесь составляют около 100 мг/л, что в 16 раз ниже, чем в первоначальной точке.

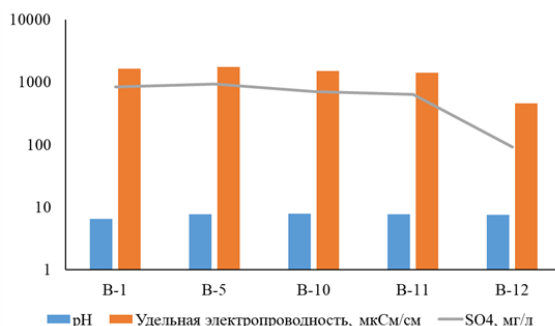


Рис. 3. Изменение значений pH, удельной электропроводности и концентрации сульфат-иона в системе «место поступления техногенных вод в озеро (B-1) – техногенное озеро (B-2) – дренаж (B-3) – дренажный колодец (B-11) – р. Малая Талмовая (B-12)»

По значениям pH, общей минерализации и соотношению основных макрокатионов и макроанионов были рассчитаны формулы Курлова (табл. 1). Их анализ позволяет заключить, что техногенные воды относятся к сульфатному классу (с долей сульфатов до 87 мг-экв.%), магний-кальциевому типу, среди основных катионов присутствуют Zn (до 3 мг-экв.%) и Mn (до 2 мг-экв.%). В речных водах Малой Талмовой и в анионном, и в катионном балансах происходят закономерные перестановки. Преобладающим анионом становится HCO_3^- (65 мг-экв.%), доля сульфат-аниона снижается до 33 мг-экв.%. Тип воды сменяется на магний-кальциевый, среди основных катионов «традиционные» макрокатионы Ca, Mg, K, Na (проба B-12, табл. 1).

Таблица 1.

Формулы Курлова для растворов в системе «место поступления техногенных вод в озеро (В-1) – техногенное озеро (В-2) – дренаж (В-3) – дренажный колодец (В-11) – р. Малая Талмовая (В-12)»

Проба	Формула Курлова
В-1 (слив)	$M_{1.6} \frac{Ca51Mg40Na5Zn3Mn1}{SO_4^2-77HCO_3^-20Cl-4} pH_{6.56}$
В-5 (озеро)	$M_{1.76} \frac{Ca52Mg42Na4Mn2}{SO_4^2-84HCO_3^-15Cl-1} pH_{7.65}$
В-10 (дренаж)	$M_{1.49} \frac{Ca57Mg37Na4Zn2}{SO_4^2-88HCO_3^-10Cl-2} pH_{7.85}$
В-11 (дренажный колодец)	$M_{1.4} \frac{Ca56Mg38Na4Zn2}{SO_4^2-87HCO_3^-11Cl-2} pH_{7.66}$
В-12 (Малая Талмовая)	$M_{0.45} \frac{Ca72Mg17Na9K2}{HCO_3^-65SO_4^2-33Cl-2} pH_{7.59}$

Анализ распределения широкого спектра химических элементов показывает, что в точке В-1, там, где происходит поступление техногенных вод в озеро, наблюдаются самые высокие показатели концентраций хлорид-иона (31 мг/л), Са (319 мг/л), Mg (150 мг/л), Na (36 мг/л), Zn (28 мг/л), Mn (11 мг/л), а также элементов рудной ассоциации Al (24 мкг/л), Ba (33 мкг/л), Cd (170 мкг/л), Co (52 мкг/л), Cu (13 мкг/л), Li (16 мкг/л), Ni (43 мкг/л), в сравнении с концентрациями в других точках. Обращают на себя внимание высокие концентрации Mn и Zn – на уровне основных макро-катионов (Са, Mg, Na).

Кратность превышения концентраций над ПДКв (для водоёмов хозяйственно-бытового водопользования, [10]) наиболее высока для элементов рудной ассоциации: 100-230 Cd, 10-150 – Mn, 5-30 – Zn, 2-3 – Ni. Далее, по ходу следования дренажа в рассматриваемой системе концентрации всех элементов снижаются. Происходит как разбавление природными подземными и атмосферными водами, так и образование естественных геохимических барьеров. Например, коллоидов гидроксидов Al (III) и Mn (IV) с попутной сорбцией и соосаждением других химических элементов из растворов. В реке Малая Талмовая наблюдается самая низкая концентрация большинства элементов. Стоит, однако, отметить, что даже в речных водах, конечной точке миграционного пути, концентрация кадмия, элемента 2-го класса опасности, составляет 1 мкг/л, что равно ПДКв (для водоёмов хозяйственно-бытового водопользования), и указывает на возможную утечку техногенных вод и их попадание в реку.

Сравнение концентраций химических элементов со средними значениями в речных водах [11], позволило выявить ряд гидрохимических аномалий по Pb, Ba, Cd, Co, Cu, Zn, Li, по всему пути следования дренажа. Хотя концентрации от начальной к конечной точкам и снижаются на 2-3 порядка, тем не менее, в речных водах зарегистрирован целый спектр аномалий. Так, в водах реки Малая Талмовая концентрация Cd выше кларковой в 5 раз, Pb и Zn – в 4 раза, Ba и Co – в 2 раза (рис. 4).

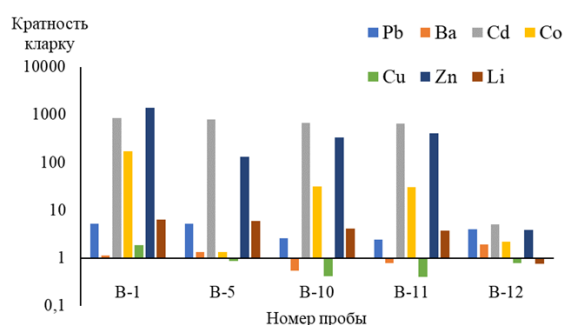


Рис. 4. Превышение концентраций химических элементов над их средними значениями в речных водах [11] в системе «место поступления техногенных вод в озеро (В-1) – техногенное озеро (В-2) – дренаж (В-3) – дренажный колодец (В-11) – р. Малая Талмовая (В-12)»

Выводы. Применение метода электротомографии по профилю roll-along позволило определить вертикальную зональность вещества, слагающего дамбу хвостохранилища. Слои с высоким сопротивлением (водоупор) чередуются с проводящим горизонтом мощностью около 8 м, который

интерпретируется как возможная зона фильтрации растворов из тела отвала в горизонт подземных вод.

Результаты анализа химического состава воды в системе «место поступления техногенных вод в озеро – техногенное озеро – дренаж – дренажный колодец – р. Малая Талмовая (В-12)» позволили сделать вывод о миграции ряда элементов рудной ассоциации за пределы хвостохранилища с водными потоками. В том числе, в реке Малая Талмовая ниже исследуемого объекта обнаружены аномальные концентрации Cd, Zn, Pb, Ba, Co, что связано, по нашему мнению, с утечкой.

В 2020 г. запланировано детальное изучение состава воды в скважинах с питьевой водой вблизи объекта, и почв из огородов на предмет обнаружения тяжёлых металлов. Стоит отметить, что проблема требует дальнейшего исследования как на этом объекте, так и на других подобных гидротехнических сооружениях горно-обогатительных предприятий Сибири. Полученный нами опыт позволяет рекомендовать комплексный геофизико-геохимический подход для исследований «проблемных» хранилищ отходов производства.

Благодарности. Работа выполнена при финансовой поддержке базового проекта НИР № 0266-2019-0008 и проекта РФФИ № 20-05-00336.

Библиографический список

1. Hudson-Edwards, K. A., Jamieson, H. E., & Lottermoser, B. G. Mine wastes: past, present, future // *Elements*. – 2011. - 7(6). - P. 375-380.
2. Nordstrom, D. K., Blowes, D. W., & Ptacek, C. J. Hydrogeochemistry and microbiology of mine drainage: an update // *Applied Geochemistry*. – 2015. – 57. - P. 3-16.
3. Acosta, J. A., Martínez-Pagán, P., Martínez-Martínez, S., Faz, A., Zornoza, R., & Carmona, D. M. Assessment of environmental risk of reclaimed mining ponds using geophysics and geochemical techniques // *Journal of Geochemical Exploration*. – 2014. – 147. - P. 80-90.
4. Yurkevich, N. V., Abrosimova, N. A., Bortnikova, S. B., Karin, Y. G., & Saeva, O. P. Geophysical investigations for evaluation of environmental pollution in a mine tailings area // *Toxicological & Environmental Chemistry*. – 2017. - 99(9-10). - P. 1328-1345.
5. Olenchenko, V. V., Kucher, D. O., Bortnikova, S. B., Gas' kova, O. L., Edelev, A. V., & Gora, M. P. Vertical and lateral spreading of highly mineralized acid drainage solutions (Ur dump, Salair): electrical resistivity tomography and hydrogeochemical data // *Russian Geology and Geophysics*. – 2016. - 57(4). - P. 617-628.
6. Nikonow, W., Rammlmair, D., & Furche, M. A multidisciplinary approach considering geochemical reorganization and internal structure of tailings impoundments for metal exploration // *Applied geochemistry*. – 2019. – 104. - P. 51-59.
7. Eпов, M. I., Yurkevich, N. V., Bortnikova, S. B., Karin, Y. G., & Saeva, O. P. Analysis of mine waste by geochemical and geophysical methods (a case study of the mine tailing dump of the Salair ore-processing plant) // *Russian Geology and Geophysics*. – 2017. - 58(12). - P. 1543-1552.
8. Бортникова, С.Б., Гаськова, О.Л., Айрияц, А.А. Техногенные озера: формирование, развитие и влияние на окружающую среду / Отв. ред. д-р геол.-мин. наук Г.Н. Аношин. – Новосибирск: Изд-во СО РАН, филиал «Гео», 2003. – 120 с.
9. Loke, M. H. (2003). Res2dinv-2D resistivity and IP inversion // *Geotomo Software Malaysia*.
10. Предельно допустимые концентрации (ПДК) химических веществ в воде водных объектов хозяйственно-питьевого и культурно-бытового использования: гигиенические нормативы. ГН 2.1.5.1315-03. - М.: Российский регистр потенциально опасных химических и биологических веществ Министерства здравоохранения Российской Федерации, 2003. - 154 с.
11. Taylor, S.R., and McLennan, S.M. The continental crust: Its composition and evolution // *United States*. – 1985.

УДК 666.7-1

РАЗРАБОТКА МЕТОДА ОЦЕНКИ КРИСТАЛЛИЧЕСКОЙ И АМОРФНОЙ ФАЗ В ПЕРЕХОДНОМ СЛОЕ СТЕКЛОКРИСТАЛЛИЧЕСКОГО КАРКАСА КЕРАМИЧЕСКИХ ОБРАЗЦОВ С ЯЧЕЙСТОЙ СТРУКТУРОЙ

д.т.н. Столбоушкин А.Ю., Шевченко В.В., к.т.н. Фомина О.А.

Сибирский государственный индустриальный университет, г. Новокузнецк, Россия

Аннотация. Приведены результаты исследования вещественного состава и технологических свойств сырьевых материалов для получения строительной керамики ячеистой структуры. Описаны порядок и особенности изготовления многослойных образцов, моделирующих границу раздела фаз ячеистых керамических материалов со стеклокристаллическим каркасом. Рассмотрены этапы построения и определения площади

сложных геометрических фигур рентгеновских дифрактограмм. Дана полуколичественная оценка содержания кристаллической и аморфной фаз в переходном слое стеклокристаллического каркаса керамических образцов с ячеистой структурой.

Ключевые слова: ячеистая керамика, стеклокристаллический каркас, граница раздела фаз керамического матричного композита, кристаллическая фаза, аморфная фаза.

Комплексное освоение недр в XXI веке подразумевает обязательную разработку безотходных, так называемых «зеленых» геотехнологий, которые исключают причинение вреда окружающей природе. Об актуальности экологического аспекта, практически определяющей дорожную карту развития в этом направлении, свидетельствует заседание Государственного совета по вопросу об экологическом развитии Российской Федерации в интересах будущих поколений в декабре 2016 года [1]. Как правило, 50-60 % в составе полезных ископаемых приходится на алюмосиликаты, которые при переработке и обогащении практически превращаются в техногенные отходы. С учетом их химико-минералогической составляющей целесообразна строительно-технологическая утилизация отходов, которая позволит сохранить природные ресурсы, сберечь природу и улучшить экологию на земном шаре [2-5].

Для достижения максимальных эксплуатационных свойств строительных материалов изделий и конструкций из техногенных отходов, отвечающих современным требованиям [6-8], необходимо развивать теорию структурообразования строительных композитов и конструирования оптимальных структур строительных материалов [9]. Главным вектором развития этого направления в керамической технологии стал поиск оптимального соотношения (максимальных значений) количества реагента (техногенных отходов) и качества продукта (керамического материала) [10]. При проведении исследований основная научная идея заключалась в агрегации техногенных алюмосиликатных отходов в ядра с последующим устройством вокруг них связующей оболочки из глины и формировании материала, имеющего матричную структуру. В результате при обжиге и спекании оболочки получается прочный керамический материал, связанный воедино матрицей [11].

Одной из наиболее перспективных разновидностей матричных структур, по мнению авторов, является создание ячеистой стеновой керамики со стеклокристаллическим каркасом, обладающей одновременно высокими прочностными и теплотехническими показателями. Для формирования такой структуры был запатентован способ, включающий измельчение сухого глинистого или кремнистого сырья, последующее активное смешение с увлажненным гранулированным пеностеклом, полусухое прессование, сушку и обжиг изделий (патент на изобретение РФ № 2593832), и получены конструкционно-теплоизоляционные керамические материалы со средней плотностью 900-1200 кг/м³ [12].

Для улучшения теплоэффективных параметров наружных стен при сохранении их прочности очень важно рациональное соотношение между кристаллической и аморфной фазой в межпоровых перегородках ячеистой керамики. С одной стороны, стеклофаза интенсифицирует процессы протекания физико-химических реакций и, в конечном счете, способствует спеканию и повышению прочности материала. С другой стороны, избыточное пиропластичное состояние при обжиге приводит к «оседанию» ячеистой структуры, увеличению средней плотности керамики и снижению общего термического сопротивления ограждающих конструкций.

Цель работы заключалась в разработке методологии оценки изменения баланса между кристаллической и аморфной фазой в переходном слое стеклокристаллического каркаса ячеистой керамики.

Методы исследования. Исследование и характеристика сырьевых материалов проводилась по ГОСТ 21216-2014 «Сырье глинистое. Методы испытаний» и ГОСТ 9169-75 «Сырье глинистое для керамической промышленности. Классификация». Химический состав материалов определялся методом рентгенофлуоресцентного волнодисперсионного анализа (спектрометр Shimadzu XRF-1800), гранулометрический состав – методами ситового анализа и дифракции лазерного излучения суспензий (лазерный анализатор Mastersizer 2000). Исследование структуры керамических образцов проводилось под растровым электронным микроскопом (РЭМ JSM-6460LV). Исследование их фазового состава проводилось на рентгеновском дифрактометре (Shimadzu XRD-6000) с использованием базы данных международной картотеки порошковых рентгенографических стандартов PDF-2 (ICCD). При разработке метода полуколичественной оценки кристаллической и аморфной фаз керамических образцов использовался офисный компьютер с пакетным приложением растровой и векторной графики семейства CorelDRAW версии 14 и старше.

Объекты исследования. В качестве объектов исследований в работе использовались умереннопластичный легкоплавкий суглинок (Новокузнецкое месторождение, Кемеровская обл.), гранулированный пеностеклокристаллический материал из кремнеземистых пород (ГПС) (Потанинское месторождение, Челябинская обл.) [13] и модельные многослойные керамические образцы.

Результаты исследований и их обсуждение. Порядок работ настоящего исследования выполнялся в следующей последовательности:

- исследование вещественного состава и технологическая оценка сырья для получения керамических материалов ячеистой структуры;
- изготовление многослойных керамических образцов, моделирующих границу раздела фаз ячеистой керамики со стеклокристаллическим каркасом;
- разработка метода полуколичественной оценки кристаллической и аморфной фаз в переходном слое стеклокристаллического каркаса керамических образцов;
- анализ полученных результатов.

Характеристика сырьевых материалов. По химическому составу (табл. 1) глинистое сырье и ГПС относятся соответственно к группам полукислого и кислого сырья, с высоким содержанием красящих оксидов.

По гранулометрическому составу суглинок имеет низкое содержание крупнозернистых частиц (зерен размером более 0,5 мм содержится менее 1 %). По содержанию тонкодисперсных фракций (табл. 2) относится к группе низкодисперсного сырья. Непластичная часть суглинка в порядке убывания представлена кварцем, карбонатами, полевыми шпатами, хлоритом и амфиболами.

Таблица 1

Химический состав сырьевых материалов

Сырьевые материалы	Массовое содержание, % (на абсолютно сухое вещество)												
	SiO ₂	Al ₂ O ₃	Fe ₂ O ₃	FeO	CaO	MgO	Na ₂ O	K ₂ O	TiO ₂	S	P ₂ O ₅	MnO	п.п.п.
Суглинок	61,9	14,2	4,21	0,72	4,44	3,38	2,23	1,61	0,85	0,1	0,45	0,4	5,4
ГПС	78,43	7,81	4,45	-	0,22	0,75	6,24	1,65	0,45	-	-	-	-

Таблица 2

Гранулометрический состав сырьевых материалов

Сырьевые материалы	Состав фракций				
	Размер частиц материалов, мкм, и их массовое содержание, %				
Суглинок	-5+0	-10+5	-20+10	-50+20	-100+50
	30	5	5	60	-
ГПС	Частные остатки в % на ситах с размером отверстий, мм				
	2,5	1,25	0,63	0,315	0,14
	0,0	11,5	72,0	14,8	1,6
					дно
					0,1

Для регулировки гранулометрического состава ГПС класса -2,5+0,14 мм использовался ситовый метод. Фазовый состав гранулированного пеностекла по данным рентгеновской дифрактометрии представлен рентгеноаморфной фазой, кварцем и полевыми шпатами преимущественно анортитовой природы.

Оптимальный фракционный состав ГПС, обеспечивающий высокие показатели коэффициента конструктивного качества ячеистой керамики, представлен в табл. 2. В основном это три фракции с размерами гранул: 0,315-0,63 мм – в количестве 12-15 %; 0,63-1,25 мм – 70-75 %; 1,25-2,5 мм – 10-15 %. При изготовлении керамических образцов с ячеистой структурой использовалась двухкомпонентная шихта постоянного состава: 75 % ГПС и 25 % суглинка, при котором средняя плотность и коэффициент теплопроводности материала имеют наименьшие значения (патент на изобретение РФ № 2593832). Технологические параметры и режимы приготовления гранулированной шихты, прессования, сушки и обжига образцов соответствовали значениям, приведенным в работе [12].

Изготовление многослойных керамических образцов. В соответствии с предложенным методом комплексного исследования переходного слоя ядро–оболочка в керамических матричных композитах полусухого прессования [14] была разработана модель переходного слоя на границе раздела фаз ячеистой стеновой керамики. Граница между поровой ячейкой и стенкой керамического материала представляет собой последовательный переход между внутренним слоем оплавленной

поверхности поры, имеющим аморфное строение, и керамическим черепком преимущественно полиминерального состава [12]. Такая система составляет основу пространственного стеклокерамического каркаса ячеистого материала.

По разработанной методике [15] из измельченных до прохождения через сито 0,63 мм порошков суглинка, гранулированного пеностекла и их смесей готовились многослойные образцы. Количество и состав сырьевых компонентов слоев приведены в табл. 3.

Таблица 3

Состав сырьевых компонентов слоев модельного образца

Наименование сырья	Содержание компонента в шихте в %, номер слоя образца				
	1	2	3	4	5
Суглинок	100	75	50	25	-
ГПС	-	25	50	75	100

Для каждого слоя обеспечивалось точное дозирование пресс-порошка по объему. Толщина слоя составляла 7-10 мм. Высушенные сырьевые компоненты тщательно перемешивались и смесь пропускались через сито с ячейкой 0,63 мм. Влажность находилась в интервале 8-12 % по массе. Многослойные образцы прессовались при давлении 15 МПа. Прессование проводилось на гидравлическом прессе с плавным нарастанием давления, режим прессования – двухступенчатый с соотношением предварительного и конечного давлений примерно 1:4. Способ приложения прессового усилия – односторонний. Образцы высушились до постоянной массы в сушильном шкафу при температуре 100-105 °С. Обжиг образцов проводился в муфельной печи по ступенчатому режиму с выдержкой в течении 90 минут при максимальной температуре 850 °С.

Построение и определение площади сложных геометрических фигур рентгеновских дифрактограмм. В соответствии с предложенным методом комплексного исследования переходного слоя ядро–оболочка в керамических матричных композитах [14] дифференцированно был проведен рентгенофазовый анализ изготовленного модельного образца. Для съемки дифрактограмм на рентгеновском дифрактометре использовался классический метод малоуглового рассеивания порошков при постоянной длине волны рентгеновского излучения. Из каждого слоя пятислойного модельного образца выпиливался фрагмент массой не менее требуемой навески согласно документации прибора. Все фрагменты по-отдельности измельчались в агатовой ступке до тонины не менее 1 мкм и поочередно загружались в дифрактометр Shimadzu XRD-6000. Для полуколичественной оценки фаз устанавливались площади дифрактограмм. Порядок работ проводился в несколько этапов.

На первом этапе формируем плоские фигуры дифрактограмм. Для этого полученные экспериментальные кривые импортируем в векторный графический редактор CorelDRAW. Далее исходную дифрактограмму, например 1-го слоя модельного образца (рис. 1а), выделяем при помощи инструмента создания форм (рис. 1б) и соединяем конечные узлы кривой интерактивной кнопкой «Замкнуть кривую», расположенной в горизонтальной строке меню редактора. В результате получаем плоскую фигуру дифрактограммы, имеющую определенную площадь S_d (рис. 1в).

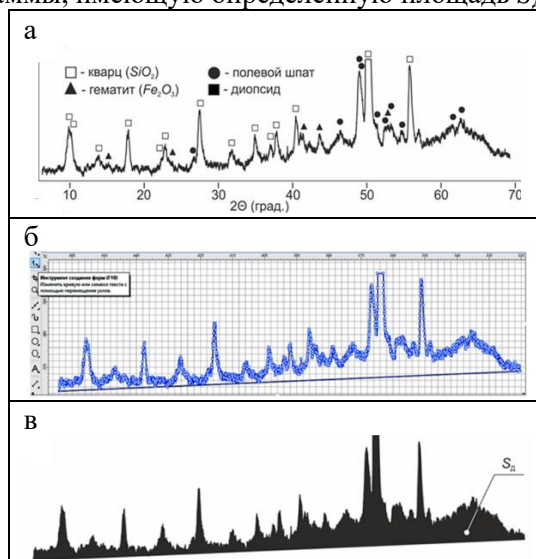


Рис. 1. Формирование фигуры дифрактограммы: а – дифрактограмма 1-го слоя модельного образца; б – формирование дифрактограммы в виде замкнутой кривой; в – плоская фигура дифрактограммы площадью S_d

На втором этапе устанавливаем макрос для вычисления площади векторной фигуры в редакторе CorelDRAW. Для этого скачиваем файл «GetAreaText» с расширением GMS и копируем его в конечную директорию GMS установленного на компьютере программного продукта Corel. В меню «Инструменты» редактора создаем и настраиваем интерактивную кнопку «Площадь фигуры».

На третьем этапе формируем фигуру аморфного гало дифрактограммы. Для этого на полученной плоской фигуре дифрактограммы используя инструмент рисования «Кривая Безье» создаем замкнутую векторную кривую аморфного гало (рис. 2а) и с помощью «Интерактивной заливки» выделяем ее площадь S_A (рис. 2б).

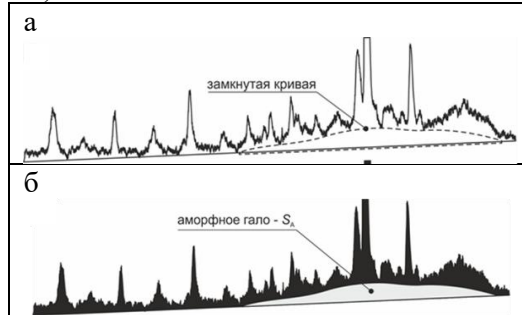
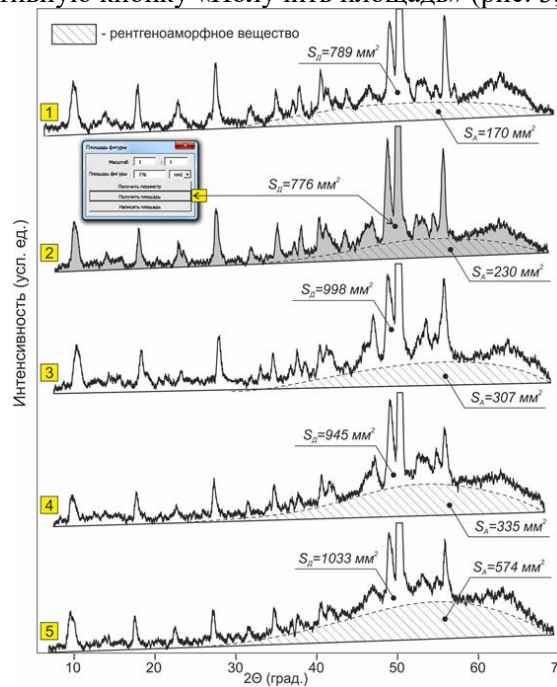


Рис. 2. Формирование фигуры аморфного гало дифрактограммы: а – построение замкнутой кривой на дифрактограмме 1-го слоя модельного образца; б – плоская фигура аморфного гало площадью S_A

На четвертом этапе определяем площади фигур рентгеновских дифрактограмм и аморфной фазы для всех слоев модельного керамического образца. Для этого последовательно выделяем созданные плоские фигуры каждого слоя и при помощи установленного макроса определяем их площадь, нажимая на интерактивную кнопку «Получить площадь» (рис. 3, поз. 2).



1 – зона межячейковой перегородки; 2 – переходная зона со стороны перегородки; 3 – центральная область переходной зоны; 4 – переходная зона со стороны ячейки из пеностеклогранулы; 5 – зона внутренней остеклованной поверхности ячейки

Рис. 3. Определение площади фигур рентгеновских дифрактограмм и аморфной фазы многослойного керамического образца

Расчет и полуколичественная оценка кристаллической и аморфной фаз переходного слоя. Для анализа относительного содержания кристаллической и аморфной фаз в переходном слое на границе раздела фаз керамических матричных композитов проводился расчет площадей кристаллической фазы для каждого слоя по формуле:

$$S_K^i = S_D^i - S_A^i, \quad (1)$$

где: S_K^i – площадь кристаллической фазы i -го слоя; S_D^i – площадь фигуры рентгеновской дифрактограммы i -го слоя; S_A^i – площадь аморфной фазы i -го слоя; i – порядковый номер слоя модельного образца ($i = 1, 2, 3 \dots n$); n – количество слоев модельного образца (см. табл. 3).

Коэффициент, выражающий соотношение между кристаллической и аморфной фазами для каждого слоя модельного образца, K_i определяется по формуле:

$$K_i = \frac{S_K^i}{S_A^i} \quad (2)$$

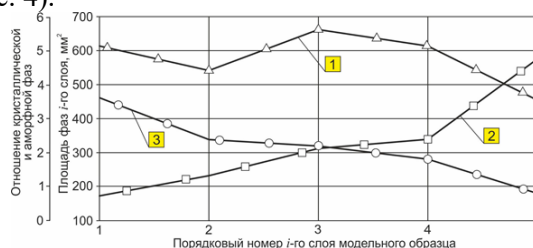
Результаты расчета представлены в табл. 4.

Таблица 4

Относительное содержание кристаллической и аморфной фаз в слоях модельного образца

Наименование расчетного параметра	Порядковый номер слоя модельного образца				
	1	2	3	4	5
S_D^i	789	776	978	945	1033
S_A^i	170	230	307	335	574
S_K^i	619	546	671	610	459
K_i	3,6	2,4	2,2	1,8	0,8

Полуколичественная оценка, часто используемая в различных методах спектрального анализа, менее требовательна к точности результатов (результаты с точностью до множителя от 1/3 до 3 от истинного содержания). Однако она позволяет быстро выявить зависимость количества той или иной фазы при изменении регулируемого параметра в экспериментах. В настоящей работе это наглядно проявляется на примере исследования переходного слоя ячеистой керамики со стеклокристаллическим каркасом (рис. 4).



1 – кристаллическая фаза; 2 – аморфная фаза; 3 – коэффициент отношения фаз

Рис. 4. Полуколичественная оценка содержания кристаллического и аморфного вещества в послойном переходе на границе раздела фаз ячеистой керамики со стеклокристаллическим каркасом

В переходной зоне по направлению к остеклованной поверхности пор керамического композита ячеистой структуры наблюдается трехкратное увеличение количества стеклофазы (рис. 4, поз. 2). Интенсивность кристаллической фазы напротив снижается практически в полтора раза, однако, ее наличие свидетельствует о стеклокристаллической микроструктуре в приповерхностном слое ячейки, что подтверждается исследованиями РЭМ. Коэффициент отношения кристаллической и аморфной фаз послойно снижается практически на порядок (с 3,6 до 0,8) при выходе на внутреннюю оплавленную поверхность ячеек материала (рис. 4, поз. 3).

Выводы. Разработанный метод позволяет проводить полуколичественную оценку содержания кристаллической и аморфной фаз в переходном слое стеклокристаллического каркаса керамических образцов с ячеистой структурой. Методика также была апробирована на других лабораторных модельных образцах со слоями из техногенных отходов и природного сырья. Полученные результаты в совокупности с другими методами комплексного исследования переходного слоя ядро-оболочка керамических матричных композитов способствовали разработке условий, повышающих механическую совместимость матрицы и заполнителя. В настоящее время проводятся исследования по совершенствованию метода.

Благодарности. Результаты исследования получены при поддержке стипендии Президента России, исследовательский проект SP-4752.2018.1.

Библиографический список

1. Заседание Государственного совета по вопросу об экологическом развитии Российской Федерации в интересах будущих поколений. - 2016. - URL: <http://www.kremlin.ru/events/president/news/53602>.

2. Абдрахимов В.З. Экологические, теоретические и практические аспекты использования алюмосодержащих отходов в производстве керамических материалов различного назначения без применения природного традиционного сырья / В.З. Абдрахимов, Г.Р. Хасаев, Е.С. Абдрахимова и др. // Экология и промышленность России. – 2013. – № 5. – С. 28-32.
3. Ледашева Т.Н. Обращение с отходами в проекте мероприятий по охране окружающей природной среды / Т.Н. Ледашева, В.Е. Пинаев // Отходы и ресурсы. – 2016. – Т. 3. – № 3. – С. 3-11.
4. Явруян Х.С. Комплексная переработка угольных отвалов восточного Донбасса для получения строительной керамики / Х.С. Явруян, В.Д. Котляр, Е.С. Гайшун // Научные технологии разработки и использования минеральных ресурсов. – 2019. – № 5. – С. 489-494.
5. 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.
6. Гагарин В.Г. Требования к теплозащите и энергетической эффективности в проекте актуализированного СНиП «Тепловая защита зданий» / В.Г. Гагарин, В.В. Козлов // Жилищное строительство. – 2011. – №8. – С. 2-6.
7. Котляр В.Д. Высокоэффективная стеновая керамика на основе пористо-пустотелого силикатного заполнителя / В.Д. Котляр, Г.А. Козлов, А.В. Котляр // Научное обозрение. – 2014. – №10. – С. 392-395.
8. Гурьева В.А. Пористая керамика на основе легкоплавких глин и шламов / В.А. Гурьева, А.В. Дорошин, К.М. Вдовин, Ю.Е. Андреева // Строительные материалы. – 2017. – № 4. – С. 31-37.
9. Чернышов Е.М. К проблеме развития исследований и разработок в области материаловедения и высоких строительных технологий : основные акценты / Е.М. Чернышов // Достижения и проблемы материаловедения и модернизации строительной индустрии : материалы XV Академических чтений РААСН – Междунар. науч.-техн. конф. / КазГАСУ. – Казань, 2010. – Т. 1. – С. 8-9.
10. Верещагин В.И. Моделирование структуры и оценка прочности строительной керамики из грубозернистых масс / В.И. Верещагин, А.Д. Шильцина, Ю.В. Селиванов // Строительные материалы. – 2007. – № 6. – С. 65-68.
11. Столбоушкин А.Ю. Перспективное направление развития строительных керамических материалов из низкокачественного сырья / А.Ю. Столбоушкин // Строительные материалы. – 2018. – № 4. – С. 24-28.
12. Stolboushkin A.Yu. A Study on Structure and Phase Composition of Cellular Ceramic Materials from Dispersed Silica-rich Rocks [Electronic resource] / A.Yu. Stolboushkin, A.I. Ivanov, O.A. Fomina // Materials Engineering and Technologies for Production and Processing IV: Solid State Phenomena. – Trans Tech Publications, Switzerland, 2018. – Vol. 284. – P. 893-898. – doi: 10.4028/www.scientific.net/SSP.284.893.
13. Никитин А.И. Теплоизоляционные материалы и изделия на основе трепелов Потанинского месторождения / А.И. Никитин, Г.И. Стороженко, Л.К. Казанцева, В.И. Верещагин // Строительные материалы. – 2014. – № 8. – С. 34-37.
14. Столбоушкин А.Ю. Метод комплексного исследования переходного слоя ядро–оболочка в керамических матричных композитах полусухого прессования / А.Ю. Столбоушкин // Строительные материалы. – 2019. – № 9. – С. 28-35.
15. Stolboushkin A.Yu. Phase Composition of the Core–Shell Transition Layer in a Construction Ceramic Matrix Structure Made from Non-Plastic Raw Material with Clay Additives [Electronic resource] / A.Yu. Stolboushkin, V.I. Vereshchagin, O.A. Fomina // Glass and Ceramics. – 2019. -Vol. 76. – P. 16-21. – doi 10.1007/s10717-019-00124-3.

УДК 504.03/.06:622.271.3

ПОЧВЕННО-ЭКОЛОГИЧЕСКОЕ СОСТОЯНИЕ РЕКУЛЬТИВИРОВАННЫХ УЧАСТКОВ С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ ОТХОДОВ УГЛЕОБОГАЩЕНИЯ

¹к.б.н. Семина И.С., ²д.б.н. Андроханов В.А., ²к.б.н. Куляпина Е.Д.

1 - Сибирский государственный индустриальный университет, г. Новокузнецк, Россия

2 - Институт почвоведения и агрохимии СО РАН, г. Новосибирск, Россия

Аннотация. Представлены результаты обследования рекультивированных участков с использованием отходов углеобогащения. Результаты оценки почвенно-экологического состояния показали, что восстановление нарушенных земель на участках рекультивации с формированием подстилающей поверхности из материалов углеобогащения и насыпных корнеобитаемых горизонтов позволяет сформировать на рекультивированной поверхности устойчивый растительный покров и экологически безопасно использовать отходы углеобогащения в целях рекультивации.

Ключевые слова: нарушенные земли, отходы углеобогащения, рекультивация, почвы, технозёмы, почвенно-экологическое состояние.

Введение. Кузбасс является крупнейшим индустриальным центром России. В настоящее время в регионе функционируют 41 шахта, 52 разреза и ежегодно создаются новые предприятия. Объемы добычи угля в России за период с 2000 – 2017 гг. увеличились в 1,6 раза, в Кузбассе в 2,2 раза [1]. В результате деятельности горнодобывающего производства образуются отходы, объемы которых обусловлены масштабами добычи, технологией отработки месторождений и обогащения углей. Объемы отходов также зависят от горно-геологических условий месторождений и качества углей. Вопрос о размещении и переработке отходов, образующихся в угледобывающей отрасли, остается актуальным, поскольку из 7 млрд. т. отходов, ежегодно образующихся в стране 3 млрд. т приходится на вскрышные породы – отходы горнодобывающей отрасли [1].

Отходами горнодобывающего производства считаются все компоненты, не вошедшие в состав товарного угля – это горные породы угленосной толщи, вскрышные породы, включения в углях, угольные и угольно-породные шламы и низкосортные угли. Таким образом, при высоком содержании углистых частиц (более 20 %), углеотходы можно классифицировать как техногенное минеральное сырье, а их скопления – как техногенные месторождения угольного ряда [2, 3].

Состав и свойства отходов углеобогащения обусловлен геохимическим составом углей, свойствами вскрышных и вмещающих пород, особенностями технологии обогащения. Первый вид отходов – это так называемый «кек», во влажном состоянии пастообразная, пластичная масса, при высыхании порошкообразный материал, состоящий в основном из мелких частиц угля и минеральных частиц. Пастообразное, слаботекучее состояние «кека», большое содержание углистых частиц делает этот материал значительно менее плотным, чем каменистые отходы. Плотность «кека» во многом зависит от влажности, степени уплотнения в процессе складирования и от технологии обогащения.

Второй вид отходов, это крупные обломки горных пород от 1 до 30 см в диаметре, также с определенной примесью углистых частиц. Физические свойства отходов углеобогащения обусловлены их агрегатным состоянием.

В современных условиях объемы отходов постоянно возрастают, что приводит к изъятию значительных территорий земельных участков и загрязнению окружающей среды.

В настоящее время накоплен богатый опыт по осуществлению работ, связанных с восстановлением нарушенных земель и растительного покрова на отвалах и хвостохранилищах Урала, Дальнего Востока, Кузбасса, а также за рубежом [4 - 12].

Цель работы: оценка почвенно-экологического состояния рекультивированных участков с использованием отходов углеобогащения.

Экспериментальная часть. Для оценки эффективности использования отходов углеобогащения были проведены почвенно-экологические исследования на рекультивированных участках возрастом 3–7 лет, расположенных в пригороде г. Ленинск-Кузнецкий, Кемеровская область.

В геоморфологическом отношении участки исследования расположены в западной части Кемеровской области, в центре Кузнецкой котловины. В данном геоморфологическом районе выделяется слабо расчленённая аккумулятивно-денудационная равнина. Климат района исследований резко континентальный с продолжительной холодной зимой и коротким жарким летом. Сумма активных температур выше 10°, в среднем составляют 1800°С – 1900°С, в отдельные годы может быть и выше. Район исследований относится к первой гидротермической зоне степного ядра и лесостепи Кузнецкой котловины. Гидроряд – умеренно увлажняемый с засушливостью. Количество осадков за год составляет 300 – 350 мм в год [13].

Рекультивация нарушенных земель выполнялась путем засыпки отработанных карьеров бывшего угольного разреза крупнообломочным материалом отходов углеобогащения, планировки поверхности и отсыпки материалов потенциально плодородных пород (ППП) и плодородного слоя почвы (ПСП) на спланированную поверхность. В результате выполненных работ на рекультивированных участках были сформированы искусственные почвы с отсыпанным корнеобитаемым слоем, которые согласно профилно-генетической классификации почв техногенных ландшафтов относятся к технозёмам гумусогенным (если материал корнеобитаемого слоя отсыпан ПСП) или к технозёмам литогенным (если материал корнеобитаемого слоя отсыпан PPP) [14].

В настоящее время в результате многолетних исследований установлено, что нереккультивированные и рекультивированные почвы техногенных ландшафтов, особенно первые 20 лет саморазвития, чрезвычайно динамичны. Структура почвенного покрова на нарушенных территориях, оцениваемая по соотношению площадей, занимаемых тем или иным типом почв главным

образом эмбриозёмов (на нерекультивированных участках), постоянно изменяется. Поэтому изучение процессов восстановления почвенных свойств на начальных стадиях восстановления нарушенных земель и оценка почвенно-экологического состояния очень важны, это позволяет выявить дальнейшие перспективы восстановления нарушенных участков и разработать мероприятия по повышению эффективности рекультивационных работ. Опыт многолетних исследований и применение такого подхода к оценке почвенно-экологического состояния нарушенных территорий позволил разделить условия почвообразования, складывающиеся на разных участках техногенных ландшафтов и уровень восстановления нарушенных земель, на пять категорий [14 - 16]:

- неудовлетворительные, при которых процессы почвообразования отсутствуют и почвы в течение прагматически приемлемого срока остаются эмбриоземами инициальными;
- удовлетворительные, при которых почвообразовательные процессы идут медленно и в указанное выше время не приводят к образованию эмбриозёмов гумусово-аккумулятивных;
- хорошие, при которых эмбриоземы гумусово-аккумулятивные формируются за период в 20 или несколько более лет;
- очень хорошие, при которых эмбриоземы гумусово-аккумулятивные формируются за 10 – 20 лет;
- отличные, при которых эмбриоземы гумусово-аккумулятивные формируются за период короче 10 лет.

При этом можно считать, что если за 20 лет происходит формирование сложного фитоценоза и формируются развитые гумусово-аккумулятивные эмбриозёмы, то самовосстановление нарушенных земель идет нормальными темпами, и рекультивационные мероприятия можно выполнять по сокращенной схеме, поддерживая, при необходимости, только восстановление растительности и биоразнообразия на нарушенных участках.

Разделение нарушенных земель на данные категории позволяет оценить их состояние и индивидуально для каждого техногенного объекта предложить мероприятия по сокращению негативных последствий от нарушения почв.

В исследованиях агрофизических и агрохимических свойств почв использовались стандартные методы, принятые в почвенно-экологических изысканиях [17, 18].

Для изучения почвенно-экологического состояния участков, рекультивированных с использованием отходов углеобогащения, было проведено полевое почвенное обследование участков с отбором почвенных и породных образцов на рекультивированных участках, отличающихся особенностями формирования корнеобитаемого слоя: смесь шахтных пород без нанесения ППП и ПСП (эмбриозём инициальный на техногенном элювии – точка 1); с нанесением ППП (технозём недифференцированный литогенный – точка 2); с нанесением ПСП на отсыпанную отходами углеобогащения поверхность (технозём недифференцированный гумусогенный – точка 3) (рис. 1); послынное нанесение ППП и ПСП (технозём дифференцированный гумусогенный – точка 4). При этом слой ППП размещается непосредственно на породу и служит своеобразным экраном и переходным горизонтом между ПСП и породой. В качестве контроля был выбран участок с естественной почвой - чернозём выщелоченный (точка 5).



Рис. 1. Точка 3. Технозём недифференцированный гумусогенный. Выровненная поверхность. Посев ковра и люцерны

Для характеристики агрофизических свойств поверхностных слоев почв и субстратов были отобраны образцы почв и пород с поверхности рекультивированных участков.

Для оценки почвенно-экологического состояния изучаемых техногенных ландшафтов использовалась профильно-генетическая классификация почв техногенных ландшафтов.

Результаты и обсуждение. Почвенно-экологическое состояние (ПЭС) исследуемых участков определялось с учетом свойств почв лимитирующих или, наоборот, стимулирующих выполнение ими своих экологических функций и рассчитывалось по формуле (1) [14]:

$$\text{ПЭС (б. б.)} = \text{Б}_п \times \text{К}_с, \quad (1)$$

где $\text{Б}_п$ – балл бонитета ненарушенной почвы участка; $\text{К}_с$ – коэффициент специфичности свойств исследуемых почв по отношению к свойствам зональной ненарушенной, в долях от единицы.

Коэффициент специфичности почвы рассчитывается по основным почвенным показателям. Это содержание физической глины ($\text{К}_с \text{ ф.г.}$), плотность сложения субстрата ($\text{К}_с \text{ п.}$) и содержание гумуса ($\text{К}_с \text{ гум.}$). Численные значения этого коэффициента характеризуют степень отклонения почвенного показателя от контрольного значения в черноземе. Вне зависимости от того ниже или выше рассматриваемый показатель, чем он больше отличается от оптимальных значений контрольного варианта, тем меньше $\text{К}_с$.

В общем виде коэффициент специфичности почв рассчитывается как среднее значение коэффициентов специфичности по конкретным свойствам почв с учетом мощности горизонтов, в которых отбирались образцы.

$$\text{К}_с = \frac{\text{К}_с \text{ ф.г.} + \text{К}_с \text{ гум.} + \text{К}_с \text{ п.}}{3}. \quad (2)$$

Для расчета ПЭС взяты следующие показатели: содержание гумуса – 7,1 %; физической глины – 45 %; плотность сложения – 1,2 г/см³. Полученные результаты приведены в табл. 1.

Таблица 1

Свойства почв участков, определяющие их специфичность по отношению к почвам ненарушенных участков

Тип почв	Горизонт (глубина взятия образца, см)	Содержание		Плотность, г/см ³	рН _{вод}	Кс ф.г.	Кс гум.	Кс п.	Кс	Балл бонитета
		физ. глины, %	гумус, %							
1. Эмбриозем инициальный	D (0-10)	66,29	-	1,56	9,89	0,53	0,00	0,5	0,41	35
2. Технозём литогенный (ППП)	I (0-12)	29,65	1,59	1,38	8,19	0,61	0,11	0,51	0,39	41
	II (12-22)	17,28	2,13	1,42	8,92					
	D (22-30)	29,83	-	2,22	8,19					
3. Технозем гумусогенный недифференцированный (ПСП)	A _d (0-8)	53,56	6,70	1,24	8,06	0,90	0,38	0,60	0,63	63
	A ₁ (8-16)	48,04	5,17	1,28	8,00					
	A ₂ (16-25)	51,39	4,52	1,38	8,22					
	D (25-35)	47,73	-	2,06	9,44					
4. Технозем гумусогенный дифференцированный (ПСП+ППП)	A _d (0-8)	58,33	4,36	1,20	8,43	0,74	0,36	0,73	0,61	61
	A ₁ (8-25)	55,45	4,38	1,34	8,47					
	III (25-35)	54,65	1,87	1,39	8,80					
	D (35-50)	58,27	-	2,03	9,22					
5. Чернозем выщелоченный	A ₁ (6-33)	45,75	7,10	1,18	6,66	0,96	0,74	0,94	0,88	88
	AB (33-44)	50,64	2,05	1,34	7,24					
	B (44-60)	47,20	1,01	1,42	7,03					

Проведенные расчеты показали, что все исследуемые участки можно разделить на четыре группы: отличным ПЭС (балл бонитета более 80) с хорошим (балл бонитета 60 – 80), удовлетворительным (балл бонитета 40 – 60) и с неудовлетворительным (балл бонитета меньше 40) почвенно-экологическим состоянием. К первой группе относится чернозем выщелоченный (контроль) № 5. Во вторую группу входят участки № 3 и 4 с технозёмами гумусогенными, которые характеризуются очень близкими баллами бонитета – 61 – 63, несмотря на то, что они имеют разную мощность отсыпанного корнеобитаемого слоя, представленный чистым ПСП (участок № 3) и ПСП нанесенный на ППП послойно (участок № 4). Вариант с послойным размещением ПСП и ППП, несмотря на большую мощность нанесенного слоя, характеризуется меньшими показателями ПЭС, что обусловлено меньшими показателями содержания гумуса. Эти территории характеризуются достаточно

развитым растительным покровом, но из-за небольшой мощности отсыпанного слоя и неблагоприятных свойств подстилающих пород не дотягивают до более высокой градации ПЭС.

В связи с малым содержанием гумусовых веществ в насыпном горизонте технозёма литогенного (участок № 2) на этом варианте ПЭС характеризуется как удовлетворительное. Поэтому здесь возможно произрастание не требовательных к питательному и водному режиму растений, что существенно понижает эффективность рекультивационных работ.

Самым неблагоприятными свойствами и самым слабым развитием почвообразовательных процессов характеризуются эмбриозёмы инициальные на участке № 1. Здесь практически отсутствует растительность и ПЭС этого участка характеризуется как неудовлетворительное. Необходимо подчеркнуть, что это самый старый участок (7 лет после отсыпки) из всех обследованных вариантов. Поэтому можно предположить, что без проведения рекультивационных работ по улучшению агрофизических и агрохимических свойств субстрата данного участка, его неблагоприятное ПЭС может сохраняться длительное время (десять и более лет).

Выводы. В результате проведенных исследований агрофизических и агрохимических свойств рекультивированных почв установлено, что технозёмы и эмбриозёмы характеризуются повышенной плотностью, что связано с особенностями их формирования и значительным переуплотнением при проведении планировочных работ тяжелой техникой на горнотехническом этапе рекультивации. Проведение биологического этапа рекультивации способствует улучшению агрофизических свойств и через 5 лет показатели в верхних слоях отсыпанного горизонта могут достигать уровня контрольного варианта (1,20 г/см³). Таким образом развитие растительности способствует постепенному улучшению агрофизического состояния корнеобитаемого слоя.

Проведенные исследования показали, что лучшие значения почвенно-экологического состояния рекультивированных участков получены в вариантах с использованием ПСП для формирования корнеобитаемого слоя. В течении 5 лет на таких участках формируется устойчивый растительный покров и фиксируется постепенное восстановление почвенных свойств в поверхностных отсыпанных слоях в направлении к естественным почвам, распространенным на прилегающих территориях. Однако в связи с небольшой мощностью отсыпанного горизонта и малым сроком восстановления новые почвы не достигают уровня естественных. При этом фиксируется негативное воздействие подстилающих пород (повышение рН) на отсыпанный материал ПСП и ППП, особенно в нижних слоях.

Таким образом, проведенные исследования показали возможность использования отходов углеобогащения для рекультивации. Установлено, что отходы могут быть использованы для выравнивания техногенного рельефа и формирования устойчивого основания для размещения субстратов пригодных для биологической рекультивации. Для предотвращения негативного воздействия отходов углеобогащения на корнеобитаемый горизонт, необходимо формировать экранирующий слой, который бы препятствовал поступлению фитотоксичных веществ в корнеобитаемый слой. Для повышения эффективности рекультивационных работ на биологическом этапе необходимо увеличивать мощность отсыпаемого слоя из пригодных для рекультивации субстратов.

Благодарности. Исследования выполнены при финансовой поддержке РФФИ и Кемеровской области в рамках научного проекта № 20-44-420006\20.

Библиографический список

1. Таразанов И.Г. Итоги работы Угольной промышленности России за январь-март 2019 года / И. Г. Таразанов // Уголь. – 2019. – № 6. – С. 67–77.
2. ГОСТ Р 57011-2016 Отходы добычи и обогащения углей. Классификация. – Москва : Изд-во ФГУП «СТАНДАРТИНФОРМ», 2016. – 6 с.
3. Техногенные месторождения угольного ряда / Г.Ю. Коломенский, Л.В. Гипич // Угольная база России. Том VI. Основные закономерности углеобразования и размещения угленосности на территории России. – Москва : ООО «Геоинформмарк», 2004. – С. 519–540.
4. Андроханов В.А. Опыт создания опытно-производственной рекультивации нарушенных земель на разрезе «Заречный» АО «СУЭК-КУЗБАСС» / В.А. Андроханов, А.Т. Лавриненко, И.Н. Госсен, Е.Д. Куляпина // Уголь. – 2019. – № 12 (1125). – С. 60–65.
5. Водолеев А.С. Фитоиндикация рекультивированных территорий шламохранилища АО ЕВРАЗ ЗСМК / А.С. Водолеев, М.А. Захарова, О.С. Андреева // Черная металлургия. Бюллетень научно-технической и экономической информации. – 2019. – Т. 75. – № 6. – С. 748–754.
6. Голубев Д.А. Перспективные технологии рекультивации нарушенных горными работами земель в ДФО / Д.А. Голубев, Л.Т. Крупская // Проблемы недропользования. – 2014. – № 1 (1). – С. 88–94.
7. Манаков Ю. А. Система ООПТ Кемеровской области как фактор смягчения воздействия угледобычи на биоразнообразие / Ю. А. Манаков, О. А. Куприянов // Уголь. – 2019. – № 7 (1120). – С. 89–94.

8. Махонина Г.И. Экологические аспекты почвообразования в техногенных экосистемах Урала / Г.И. Махонина // М-во образования Рос. Федерации, Урал. гос. ун-т им. А. М. Горького. – Екатеринбург, 2003.
9. Чибрик Т.С. Восстановления биоразнообразия на отвалах Черемшанского Никелевого месторождения / Т.С. Чибрик, Н.В. Лукина, Е.И. Филимонова, М.А. Глазырина // Промышленная ботаника. – 2019. – Т. 19. – № 3. – С. 45–48.
10. Zhang M.A., et al. Temporal and spatial change of land use in a large-scale opencast coal mine area: A complex network approach // Land Use Policy. – 2019. - Volume 86. - P. 375–386.
11. Adeli A. et al. Age chronosequence effects on restoration quality of reclaimed coal mine soils in Mississippi Agroecosystems // Soil Science. -2013. - Volume 178. - Issue 7. - P. 335–343.
12. Bradshaw A. Restoration of mined lands – Using natural processes // Ecological engineering. – 1997. - 8(4). - P. 255–269.
13. Хмелев В.А., Танасиенко А.А. Почвенные ресурсы Кемеровской области и основы рационального их использования. – Новосибирск: Изд-во СО РАН, 2013. – 477 с.
14. Курачев В.М. Классификация почв техногенных ландшафтов / В.М. Курачев, В.А. Андроханов // Сибирский экологический журнал. – 2002. – № 3. – С. 255–261.
15. Семина И.С. Рациональное использование литогенных ресурсов рекультивации как основа для экологически безопасного развития техногенных ландшафтов / И.С. Семина // Безопасность труда в промышленности. – 2013. – № 11. – С. 36–38.
16. Семина И.С. Природно-техногенные комплексы Кузбасса: свойства и режимы функционирования / И.С. Семина, И.П. Беланов, А.М. Шипилова, В.А. Андроханов. – Новосибирск : Изд-во СО РАН, 2013. – 396 с.
17. Агрохимические методы исследования почв. – Москва, 1975. – 656 с.
18. Вадюнина А.Ф. Методы исследования физических свойств почв и грунтов / А.Ф. Вадюнина, З.А. Корчагина. – Москва : «Высшая школа», 1973. – 400 с.

УДК 622.85:622.271.45

ПОВЫШЕНИЕ КОНКУРЕНЦИИ ПРОДУКЦИИ УГОЛЬНЫХ РАЗРЕЗОВ НА МИРОВОМ РЫНКЕ ЧЕРЕЗ СОЗДАНИЕ ФЕДЕРАЛЬНОГО ЦЕНТРА МОНИТОРИНГА НАРУШЕННЫХ ЗЕМЕЛЬ

^{1,2}д.т.н. Зеньков И. В.

**1 - Сибирский государственный университет науки и технологий
имени академика М. Ф. Решетнёва, г. Красноярск, Россия**

2 - ИВТ СО РАН, г. Новосибирск, Россия

Аннотация. В статье раскрывается сущность, цель и задачи создания федерального центра по дистанционному мониторингу экологического состояния нарушенных земель, нарушенных в ходе разработки угольных месторождений открытым способом. Информация, вырабатываемая федеральным центром, предназначена угольным разрезам для принятия управленческих решений при реализации природоохранной деятельности, а также для правоохранительных и надзорных органов.

Ключевые слова: открытые горные работы, угольные разрезы, дистанционный мониторинг, дистанционное зондирование Земли, федеральный центра дистанционного мониторинга, природоохранные мероприятия, охрана окружающей среды, восстановление экосистемы.

Экологическая безопасность Российской Федерации является одним из главных направлений обеспечения национальной безопасности страны в долгосрочной перспективе, важнейшей составляющей демографической политики, необходимым условием реализации стратегического национального приоритета – повышение качества жизни российских граждан путем гарантирования высоких экологических стандартов жизнеобеспечения [1]. Самое пристальное внимание в ходе проведения экологической политики, прежде всего, должно быть направлено к промышленным территориям с большой техногенной нагрузкой, и в частности, к угледобывающим регионам [1]. Как известно, к таким территориям относятся регионы с масштабной разработкой открытым способом угольных месторождений (Кузбасс, Красноярский край, Республика Хакасия, Иркутская область и др.), где в границах разрабатываемых месторождений происходит полная трансформация природной экосистемы в горнопромышленные ландшафты [2-6].

На федеральном уровне одной из важнейших задач Правительства РФ является организация мониторинга экологического состояния территорий с горными работами, как элемента экологиче-

ской безопасности и контроль за реализацией мер по ее обеспечению. Органы государственной власти субъектов Российской Федерации во взаимодействии с федеральными органами государственной власти должны с учетом региональных особенностей реализовывать единую государственную экономическую политику в области обеспечения экологической безопасности, способствуют ведению мониторинга состояния промышленной экологии на своих территориях.

В области организации и управления обеспечением экологической безопасности необходимо осуществлять мониторинг, прогнозирование и контроль состояния нарушенных земель, атмосферного воздуха, сформировать государственные информационные ресурсы в сфере обеспечения экологической безопасности. Основные положения Экологической программы РФ должны быть отражены в Государственной автоматизированной системе управления в сфере недропользования. Предлагается выделить в «Программе...» [1] подпрограмму «Экология угледобывающего производства», предполагающую осуществление следующих основных мероприятий:

- создание системы автоматизированного ведения паспортов предприятий, разрабатывающих угольные месторождения открытым способом, на основе результатов дистанционного зондирования Земли (ДЗЗ);

- создание системы оперативного мониторинга комплекса показателей экологии горного производства;

- создание системы анализа угроз и рисков проведения мероприятий природоохранной деятельности по обеспечению экологической безопасности, выработки прогнозов, решений и рекомендаций в сфере управления этой деятельностью;

- обеспечение государственной поддержки дистанционного мониторинга земель, нарушенных в ходе масштабной разработки угольных месторождений.

В связи с большой географической дисперсией объектов открытой угледобычи на территории России оценивать состояние экологии горного производства на территории России предлагается путем создания федерального центра дистанционного мониторинга экологии земель, нарушенных в ходе недропользования, а также качества атмосферного воздуха. Предлагается вменить в обязанности федерального центра выработку информации экологического характера для предприятий недропользования, а также предоставление информации в природоохранные и надзорные органы для принятия ими управленческих решений. Параллельно с этим считаем целесообразным создание филиалов федерального центра в регионах.

При формировании информационной базы по предприятиям угледобычи в каркас информационной системы в обязательном порядке должны быть включены блоки, в которых отражают: результаты работ по горнотехнической рекультивации, проводимой горнодобывающими предприятиями (факт и объем снятия почвенного слоя); результаты работ по биологической рекультивации, наличие или отсутствие процессов самовосстановления растительной экосистемы; эффективность протекания этих процессов и др. Производится дистанционный мониторинг степени влияния загрязнения воздушного бассейна при работе горных и транспортных машин, проведении взрывных работ на загрязнение рекультивированных земель.

Дистанционный мониторинг выполняют в два этапа: на первом (подготовительном) этапе на космоснимках выделяют объекты горнопромышленных ландшафтов (карьеры, породные отвалы, хранилища отходов обогащения угля) для проведения на их поверхности мониторинга с прорисовкой их границ. Определяют площади каждого объекта горнопромышленного ландшафта. На втором этапе по результатам дешифрирования космоснимков определяют классы ландшафта – участки без растительного покрова, техногенные водоемы, вскрытые или отработанные угольные пласты, участки с растительным покровом. Подбирают космоснимки из ретроспективного периода с длиной лага 20-25 лет. Проводят дешифрирование поверхностей исследуемых объектов.

Предлагаемая блок-схема информационных потоков в мониторинге экологического состояния горного производства в угледобывающих регионах с консолидацией информации на федеральном уровне для принятия управленческих решений, представлена на рис. 1.

Созданием федерального центра ДЗЗ решается ряд задач. Главная задача деятельности центра ДЗЗ – всестороннее содействие сохранению и восстановлению биоразнообразия на землях, нарушенных в ходе производства открытых горных работ на угольных месторождениях. Вторая задача – оценка восстановления растительного покрова как за счет производства работ по рекультивации земель, так и за счет действия природных факторов самовосстановления. Результаты оценки передаются угледобывающим предприятиям. Третья задача – контрольная с позиции правоповедения – передача информации в надзорные органы. Четвертая задача – контроль за воздухом и оценка эмиссии загрязняющих веществ в атмосферу, и оценка ее влияния на загрязнение земель. Решение

еще одной задачи направлено на совершенствование доступности системы информационного обеспечения состояния экологии для населения, проживающего в угледобывающих регионах.



Рис. 1. Схема информационных потоков в трехуровневом мониторинге экологии угледобывающего производства с использованием информации дистанционного зондирования

Вышесказанное позволяет выделить основной субъект в мониторинге – угледобывающее предприятие, экологические показатели и характеристики которого, выступят основой для формируемой информационной базы со всесторонним охватом наиболее значимых показателей для внесения предложений, поправок и дополнений в перечень осуществляемых природоохранных мероприятий.

В обрабатываемых информационных потоках и данных формируют таблицы, описывающие многомерные массивы однородных элементов: показатели исследуемых объектов (площадь, наличие или отсутствие почвенного слоя на поверхности объектов и т.п.), фактографические данные (продуктивность травянистого покрова, состояние древостоя и т. п.). На первом этапе работы задачи этого класса предлагаем решать путем создания специальных таблиц в формате .xls, которые заполняются специалистами центра ДЗЗ и пересылаются по электронной почте на сервер угледобывающей кампании (предприятия), где администратор импортирует полученные данные в свою базу. Для исправления ошибок в получаемых данных предусмотрен Web-интерфейс редактирования.

Для удобства пользователя информационной системы, формируемой по результатам ДЗЗ, создана форма «Карточка объекта горнопромышленного ландшафта», отражающая накапливающуюся в базе данных информацию о состоянии формируемой растительной экосистемы на поверхности объектов. В ходе обработки и дешифрирования космоснимков, поступающих из космоса в хранилище информации об экологическом состоянии исследуемых объектов, применяют как стандартные пакеты ПО, так и адаптированное программное обеспечение. В качестве моделей, описывающих результаты природоохранной деятельности угледобывающего предприятия, предлагаем применить рейтинговые (интегральные) оценки. Это открывает возможность для более качественного комплексного анализа, поскольку исследуемые объекты оцениваются с различных сторон. С помощью интегрального показателя вся совокупность экологических показателей разбивается на несколько групп по степени проявления анализируемых свойств. Параллельно проводится ранжирование внутри каждой группы.

В качестве методической основы для построения рейтингов используется метод «эталонного объекта горнопромышленного ландшафта», построенный на практическом применении известного в математической статистике приема, оперирующего формулой среднеквадратического отклонения для определения степени разброса анализируемых величин (количественные и качественные оценки экологических показателей) от некоторого базисного ориентира. Таким образом определяется «расстояние» от каждого объекта в исследуемой совокупности до объекта эталонного. Степень близости каждого отдельного предприятия к эталонному и определяет его место в рейтинге.

Применительно к действующим угледобывающим предприятиям данный подход может быть реализован пошагово, в следующей логической последовательности. В регионе со схожими природно-климатическими характеристиками рассматриваются N объектов, подлежащих рейтинговому ранжированию. После соответствующей идентификации характеристик из всех значений выбирается наилучшее, которое характеризует условно-эталонный объект, где получены наиболее

приемлемые экологические показатели восстановления экосистемы. Исходные показатели для каждого объекта горнопромышленного ландшафта стандартизируются по отношению к условно-эталонному объекту по известным формулам. Далее для каждого объекта, на поверхности которого проводится дистанционный мониторинг, определяется величина среднеквадратического отклонения всех его показателей от условно-эталонных значений, которая и берется в основу формируемой рейтинговой оценки. Таким образом можно делать заключение о необходимости корректировки масштабов природоохранных мероприятий на объектах, экологические показатели которых в значительной степени отличаются в меньшую сторону от аналогичных показателей условно-эталонного объекта.

Использование ГИС-инструментария позволяет осуществлять анализ экологического состояния земель, нарушенных горными работами, и открывает новые возможности построения специализированных тематических карт с нанесением классов ландшафтов, в т. ч. видов растительного покрова, их площадей и границ на исследуемых объектах.

Подготовка к внедрению вышеописанных технологий и принятие квалифицированного решения об инвестициях в мероприятия по охране окружающей среды (ООС) любого горнодобывающего предприятия предполагает наличие:

- четко обозначенных краткосрочных и стратегических целей внедрения инновационных технологий в области ООС;
- персонала, прошедшего подготовку в области ООС;
- детального описания существующих процессов в технологиях проведения мероприятий по ООС и их пересмотра в зависимости от приоритетных целей (известные принципы реинжиниринга бизнес-процессов);
- сравнительного анализа существующего на предприятии положения, связанного с состоянием аппаратного и программного обеспечения, применяющимися протоколами, стандартами и т.п. для определения потребностей в инвестициях в природоохранные мероприятия на перспективу;
- разработки экологических требований к ресурсам проекта (какие материальные и человеческие ресурсы – качество, величина – и в какое время следует эти ресурсы оплачивать);
- возможности и понимание горнодобывающим предприятием своей миссии в области ООС.

Рекультивация земель зачастую является единственным фактором, определяющим восстановление растительной экосистемы на объектах горнопромышленного ландшафта. Поэтому все технологические процессы, начиная от подготовки продуктивной техногенной смеси для ее нанесения на поверхности породных отвалов и хранилищ отходов обогащения угля до выращивания саженцев для их высадки на рекультивируемые поверхности с последующим уходом за ними, являются ключевыми моментами при формировании вклада угледобывающего предприятия в сохранение биоразнообразия на землях, изъятых под нужды недропользования.

В этой ситуации цели и задачи управления природоохранной деятельностью угледобывающего предприятия могут быть достигнуты при использовании информационных технологий. На любом предприятии остро стоит проблема получения информации об адекватности проведенных природоохранных мероприятий, поскольку приоритетной является главная производственная цель – обеспечение максимально возможного объема добычи угля на месторождении. Поэтому, работа федерального центра по мониторингу экологии угледобывающих производств позволит снабдить предприятия информацией о ходе восстановительных процессов, происходящих на рекультивированных объектах в ходе формирования экосистемы.

В конечном итоге использование информационных систем в управлении природоохранной деятельностью в формате угледобывающей промышленности позволит эффективно и оперативно разрабатывать проекты по экологизации нарушенных земель, выполняемых согласно Указу Президента РФ от 19 апреля 2017 г. № 176 [1]. Именно благодаря этим свойствам информационные системы, созданные на основе результатов дистанционного мониторинга, могут выступать в качестве эффективного инструментария оценки экологического состояния, т.е. являться основой для принятия управленческих решений угледобывающими предприятиями в области ООС. С применением информационных систем в экологизации горных производств достигаются значимые конкурентные преимущества.

В условиях реализации угледобывающим предприятием инвестиций в природоохранные мероприятия в распределении финансовых ресурсов высвечиваются два принципиально различающихся временных этапа. На первом этапе возможности информационных технологий должны обеспечить сокращение времени на выработку решения о первоочередности реализации тех или иных природоохранных мероприятий, т.е. на понимание того обстоятельства – на каких предприятиях в

регионе в первую очередь, и с какой эффективностью должны быть реализованы инвестиции в ООС. На втором этапе главная цель природоохранной деятельности меняется, и должна быть направлена на анализ достигнутого – определение результатов реализованных мероприятий по ООС, что может быть эффективно и быстро выполнено с привлечением ресурсов ДЗЗ.

Выводы. Подводя итоги изложенному выше, отметим, что создание федерального центра дистанционного мониторинга в формате России позволит генерировать два вида информации: консультативного характера для угледобывающих предприятий и оценочного характера для природоохранных ведомств. Весьма важным фактором будет являться то обстоятельство, что вся информация, полученная в ходе дистанционного мониторинга, в полном объеме освобождена от субъективистских оценок.

Библиографический список

1. Указ Президента Российской Федерации от 19 апреля 2017 г. № 176 «О Стратегии экологической безопасности Российской Федерации на период до 2025 года».
2. Зеньков И. В., Юронен Ю. П., Барадулин И. М. и др. Дистанционное зондирование в экологии топливно-энергетического комплекса России и стран Азии // Изд-во: Сибирский федеральный ун-т. - Красноярск, 2016. - 308 с.
3. 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.
4. Зеньков И. В., Коростовенко В. В., Миронкин В. А. и др. Топливо-энергетический комплекс России из космоса. Угольные разрезы, тепловые станции, промышленная экология // Изд-во: Сибирский федеральный ун-т. - Красноярск, 2019. - 616 с.
5. <https://www.google.com/earth/>.
6. <https://earthexplorer.usgs.gov/>.

УДК 622.85:622.271.45

КОМПЛЕКСНАЯ МЕХАНИЗАЦИЯ В ТЕХНОЛОГИЯХ РЕКУЛЬТИВАЦИИ ПОРОДНЫХ ОТВАЛОВ УГОЛЬНЫХ РАЗРЕЗОВ НА ТЕРРИТОРИИ КРАЙНЕГО СЕВЕРА

^{1,2}д.т.н. Зеньков И. В.

1 - Сибирский государственный университет науки и технологий
имени академика М. Ф. Решетнёва, г. Красноярск, Россия

2 - ИВТ СО РАН, г. Новосибирск, Россия

Аннотация: В России добыча угля производится открытым способом в ее северных регионах, где в результате ведения горных работ произошли масштабные разрушения природных ландшафтов на площади более 8500 га. По результатам дистанционного зондирования сделан вывод о низких показателях покрытия растительным покровом породных отвалов, отсыпанных при разработке угольных месторождений. Для климатических условий северных территорий с открытой угледобычей предложен комплекс работ по горнотехнической и биологической рекультивации земель.

Ключевые слова: открытые горные работы, угольные месторождения, северные регионы России, технологии рекультивации земель, дистанционное зондирование, дистанционный мониторинг, растительные экосистемы.

С середины XIX в. во всем мире отмечается повышение спроса на все марки основного ископаемого топлива – угля. В России значительный объем добычи угля сконцентрирован в ее азиатской части (за исключением одного угольного разреза в Рязанской области) от Новосибирской области до Чукотки. Промышленное освоение северных регионов связано с разработкой угольных месторождений. Именно здесь восстановление любых видов растительного покрова, нарушенного в ходе горных работ, происходит крайне медленно. Как известно, открытые горные работы в любом формате оказывают существенное влияние на окружающую природную среду в плане негативного воздействия, поэтому, решению проблем экологии в регионах с горнодобывающей направленностью в мировом формате посвящено множество научных работ как российских исследователей, так и зарубежных [1-10].

Вместе с тем, в рекультивации земель до сих пор остаются нерешенными вопросы обоснования комплектации оборудованием технологий рекультивации земель в северных регионах Рос-

сии, в т. ч. земель, нарушенных в ходе открытой добычи угля. Это обстоятельство в увязке с низкими экологическими показателями территорий горнопромышленных ландшафтов послужило основой для обоснования рекомендаций по выполнению работ по рекультивации земель.

За незначительный по времени период разработки (40-50 лет) восьми угольных месторождений и участков угленосных районов на территории Красноярского края, Республики Якутии, Магаданской области площадь нарушенных земель составила более 8500 га. В ходе исследования состояния нарушенных земель с использованием космических технологий дистанционного зондирования Земли (ДЗЗ) установлены площади участков, на которых определены виды растительного покрова: участки с признаками восстановления растительного покрова и четыре вида развитого растительного покрова [11-13]. Информация о площади нарушенных земель и восстановленной растительной экосистемы по классам представлена в табл. 1.

Таблица 1

Экологические показатели карьеров и породных отвалов, сформированных в ходе открытой разработки угольных месторождений на территории северных регионов России

Регион, угольное месторождение, угленосный район	S1, га	Кв
Красноярский край		
- Кайерканское	1432,2	0,019
Республика Якутия		
- Нерюнгринское	3525,1	0,012
- Чульмаканское и Денисовское (показатели объединены)	2137,2	0,029
- Кангаласское	206,8	0,116
Магаданская область		
- Зыряно-Силиянский угленосный район	281,7	0,027
- Верхне-Аркагалинское	1170,5	0,092
- Галимовский угленосный район	207,6	0,165
Общая площадь по классам горнопромышленного ландшафта	8961,1	-

Примечание: S1 – площадь природного ландшафта со 100 %-ным растительным покровом, разрушенного открытыми горными работами; Кв – удельный вес площади участков с растительным покровом в структуре нарушенных земель на породных отвалах

В табл. 1 приведены экологические показатели горнопромышленных ландшафтов: площадь разрушенных природных экосистем и показатель покрытия растительным покровом поверхностей объектов горнопромышленных ландшафтов. Информация в табл. 1 в полной мере отражает современное состояние нарушенных земель при разработке угольных месторождений в Красноярском крае, Республике Якутия (Саха) и Магаданской области. Максимальное значение имеет показатель покрытия растительным покровом на породных отвалах, отсыпанных в ходе добычи угля из пластов Галимовского угленосного района, а самое низкое – на породных отвалах в границах отработанного Нерюнгринского месторождения.

Для обоснования комплекса специальных работ по рекультивации нарушенных земель необходимо провести анализ показателей экологического состояния горнопромышленных ландшафтов с природными ландшафтами путем сравнения степени покрытия растительным покровом поверхностей сравниваемых объектов. Сравнительный анализ трансформации природной экосистемы проведен на основании результатов дистанционного зондирования поверхностей 16 участков природных ландшафтов, находящихся на территориях без нарушений почвенного и растительного покрова в непосредственной близости от разрабатываемых или отработанных угольных месторождений.

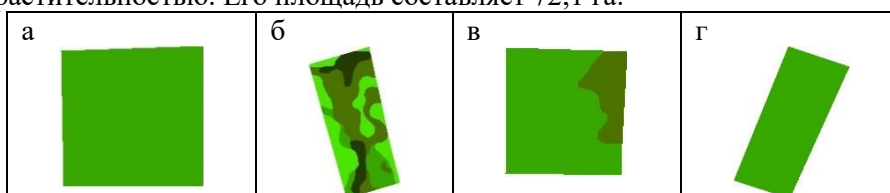
Далее представлена детализация результатов дистанционного зондирования по четырем таким участкам с номерами 1-4, расположенным вблизи горных работ на Кайерканском угольном месторождении. Расположение участков, выбранных для проведения на их поверхности дистанционного мониторинга состояния экосистемы, на местности показано на рис. 1. Все они находятся на расстоянии не более 2 км от границ горных работ.

В ходе работ по дешифрированию космоснимков для определения типов растительности использованы спектральные данные, полученные в ближнем инфракрасном, красном и зеленом диапазонах длин волн, что соответствует комбинации каналов RGB 4 3 2 для Landsat 5 TM и RGB 5 4 3 для Landsat 8 OLI. Выбор этих каналов в Landsat 5 TM и Landsat 8 OLI обоснован значительным отличием в спектральной отражательной способности у разных типов растительности. Результаты дешифрирования поверхностей участков природных ландшафтов № 1-4 по результатам спутниковой съемки, проведенной в июле 2019 г., представлены на рис. 2.



Рис. 1. Фрагмент космоснимка с расположением контрольных участков природного ландшафта, смежного с территорией горных работ на Кайерканском угольном месторождении (июль, 2019 г.)

В контурах участка природного ландшафта № 1 площадью 13,5 га выявлен один класс ландшафта – «участки с травянисто-кустарниковой растительностью». Покрытие участка № 1 этим видом растительного покрова составляет 100 %. Растительный покров в границах участка природного ландшафта № 2 более разнообразный. Здесь на площади 27 га травянистая растительность присутствует на участках общей площадью 8,8 га, а травянисто-кустарниковая растительность – на участках площадью 3,9 га. Более половины площади (суммарно) этого участка покрыто кустарником общей площадью 10,1 га и лиственным древостоем 4,2 га. На участке № 3 на площади 17,5 га сформированы хорошо развитая травянисто-кустарниковая растительность и кустарник на площади 4 га. Участок природного ландшафта № 4 покрыт одним видом растительного покрова – травянисто-кустарниковой растительностью. Его площадь составляет 72,1 га.



– участки без растительного покрова,
 – участки с травянистой растительностью,
 – участки с травянисто-кустарниковой растительностью,
 – участки под кустарниками,
 – участки с лиственным древостоем

Рис. 2. Фрагменты космоснимка с результатами дешифрирования поверхностей участков природных ландшафтов: а – участок № 1; б – участок № 2; в – участок № 3; г – участок № 4

Сравнительный анализ показывает значительное отклонение коэффициента покрытия растительным покровом поверхности горнопромышленного ландшафта, сформированного при работе двух карьеров на Кайерканском угольном месторождении от аналогичных показателей участков № 1-4. Коэффициент покрытия растительным покровом поверхности карьеров и внешних отвалов в 52,6 раза ниже аналогичных показателей участков природного ландшафта.

Сравнительный анализ трансформации природных ландшафтов в ходе добычи угля на других месторождениях из табл. 1 также проведен на основании результатов дистанционного зондирования 12-ти контрольных участков, находящихся в природном состоянии в непосредственной близости от горных работ. Установлено, что коэффициент покрытия растительным покровом поверхности карьеров и внешних отвалов на этих месторождениях значительно ниже в 6-83 раза аналогичных показателей участков природного ландшафта.

По результатам дистанционного зондирования установлено, что природные ландшафты, прилегающие к горным работам, на 100 % покрыты растительным покровом, т. е. участки без растительного покрова на этих территориях полностью отсутствуют. В структуре покрова преобладают

кустарники и деревья лесотундровых (Красноярский край и Магаданская область) и северотаежных (Республика Якутия) сообществ. В остаточных карьерных выемках после вывода из них горных и транспортных машин происходит интенсивное формирование техногенных водоемов. Поэтому рекультивацию земель путем восстановления растительного покрова целесообразно проводить на породных отвалах. Все вышесказанное говорит в пользу выбора направления рекультивации породных отвалов как лесовосстановительное. Последнее в практике восстановления нарушенных земель реализуется путем проведения работ по лесной рекультивации с организацией искусственных лесопосадок.

Поверхностный слой на территории разрушаемых природных ландшафтов представлен следующими почвенными горизонтами: верхняя часть – плодородный слой почвы (ПСП) с изменяющейся мощностью до 0,3 м и высоким содержанием гумуса, а ниже ПСП находятся рыхлые горные породы четвертичного возраста (глины, суглинки, пески, супеси и др.), позиционируемые как потенциально плодородные породы (ППП). Мощность ППП доходит до 0,7 м. Содержание гумуса в ППП в разы меньше чем в ПСП. Вместе с тем информация об изменяющейся мощности ПСП позволяет сделать вывод о включении в его объем ППП при совместном снятии бульдозером на глубину 30 см.

Повышение эффективности восстановления растительного покрова в этих широтах может быть обеспечено преимущественно за счет производства работ по рекультивации земель. В результате рекультивации породных отвалов на них должны быть сформированы три растительных яруса – травянистый, кустарниковый и древостой.

Самыми неприхотливыми деревьями, способным в долгосрочном периоде выдержать жесткость местного климата является лиственница и полярная береза. Главной особенностью этих деревьев является ежегодное сбрасывание листьев-иголок и листьев-пластинок, которые совместно с увядшей травянистой растительностью при совместном действии природных факторов и живых микроорганизмов переходят в состав гуминовых и фульвовых кислот, усваиваемых корневыми системами. Важным условием формирования древостоя является наличие двух видов растительного покрова – хорошо развитого травянистого покрова и кустарников, способствующих увеличению объема питательных веществ, продуцируемых растительной экосистемой на рекультивированном отвале.

К подготовке продуктивной смеси с целью нанесения ее на отвал в условиях северных широт к ней предъявляются повышенные требования с позиции обеспечения высоких темпов прироста (роста) представителей растительного сообщества, формируемого на отвале. Исходя из мощности почвенного слоя в природном состоянии, на поверхность рекультивируемого отвала необходимо нанести продуктивную смесь из ПСП и ППП слоем не менее 0,4 м. Рекультивация породных отвалов должна производиться путем производства работ, выполняемых соответственно на горнотехническом и биологическом этапе.

Исследование природных ландшафтов в северных регионах России, разрушаемых горными работами, показывает, что более чем на 50 % они покрыты древесно-кустарниковой растительностью. Вследствие этого, перед снятием ПСП бульдозером в контурах земель, отчуждаемых под нужды угледобывающих предприятий, кустарники и деревья необходимо срезать харвестерами Komatsu 901 с одновременной частичной разделкой их ствольной части. Корневые системы, оставшиеся в земле, вытаскивают гидравлическим манипулятором ЛТ-72 в паре с бульдозером типа ДЭТ-250 (Т-330), оборудованным навесным рыхлителем. После производства этих работ на поверхности горного отвала остаются стволы спиленных деревьев, обрезанные ветки, вытащенные пни, не являющиеся деловой древесиной. На наш взгляд, эта биомасса после разложения может выступить источником питания высших сосудистых растений при формировании экосистемы на породных отвалах.

Поэтому предлагаем стволы спиленных кустарников и деревьев, остатки крон, вытащенные пни измельчать до фракции щепы размером 10×10 мм. Весь объем биомассы загружают манипулятором ЛТ-72 в приемный бункер передвижного гусеничного измельчителя древесной массы Vermeer HG4000 с дизель-электрическим приводом ходовой части и рабочего оборудования. В его конструкции предусмотрен конвейер, позволяющий веером набрасывать измельченную щепу на поверхность горного отвала, в границах которого будет производиться бульдозером снятие почвенного слоя. Таким образом в продуктивную смесь вносится дополнительная органика, которая при ее разложении в будущем будет являться источником питательных веществ для представителей растительного сообщества, которые будут произрастать на рекультивируемых отвалах.

Далее производят снятие ПСП бульдозером типа ДЭТ-250 (Т-330) в границах карьера и внешних отвалов на глубину до 0,3 м. Изменяющаяся гипсометрия контакта слоя ПСП со слоем ППП при снятии их бульдозером будет выступать фактором снижения содержания гумуса в формируемой продуктивной смеси. Верхний почвенный слой с находящейся на его поверхности древесной щепой складировать бульдозером во временные склады высотой до 3 м и протяженностью, равной длине внешней границы горного отвала. Далее из этих складов гидравлическим экскаватором Komatsu PC-400 продуктивную смесь отгружают в автосамосвалы грузоподъемностью до 40 т, в которых ее транспортируют до мест постоянного ее хранения или на породные отвалы для нанесения на их поверхность. В период перемещения смеси из складов постоянного хранения ее отгружают аналогичными экскаваторами. На отвале продуктивную смесь разравнивают бульдозером ДЭТ-250 (Т-330). Конечным итогом горнотехнического этапа является спланированная поверхность отвала, верхний слой которого отсыпан продуктивной смесью толщиной 0,4 м, состоящей из почвенных слоев (ПСП и ППП) и древесной щепы. Далее следуют работы, входящие в биологический этап рекультивации земель.

Для выращивания саженцев лиственницы и березы необходим участок площадью 1,5-2 га без признаков заболачивания и с отсутствием влияния северных ветров. Согласно рекомендациям, саженцы этих деревьев лучше всего выращивать в торфяных цилиндрах, форму которых держат сетки из синтетических нитей, сплетенные ячейками размером 10×10 мм. Выращивание саженцев в горшках должно повысить эффективность работ по лесной рекультивации и существенно снизить риск гибели саженцев на отвалах после их высадки. Для появления кустарников на рекультивируемых землях необходимо заготовить черешки ивы арктической и багульника, которые имеют высокую приживаемость. На поверхности отвалов считаем целесообразным провести укладку биоматов, изготовленных на том же участке, где производится выращивание саженцев деревьев.

Высадку саженцев лиственницы и березы, черешков кустарников целесообразно производить с конца мая по начало июня. Расстояние между рядами деревьев принимаем 4 м, а расстояние между саженцами в рядах – 3 м. Предлагается проводить чередование рядов лиственницы с березой. После высадки деревьев на отвал в течение 4-5 лет между рядами высаженных деревьев проводят ежегодный посев травосмесей из Овсяницы красной, Тимофеевки луговой, Овсяницы луговой и тростниковой, Ежи сборной, Костреца безостого и т.п. На всей территории отвала вносят увеличенные дозы комплексных удобрений с повышенным содержанием N, P, K. Таким образом в результате производства работ на горнотехническом и биологическом этапах рекультивации земель будет достигнута ее главная цель – на поверхности породных отвалов будет сформирована растительная экосистема из представителей аборигенных видов лесотундровых и северо-таежных лесов.

Выводы. По результатам дистанционного зондирования северных территорий России с производством открытых горных работ на угольных месторождениях сделан вывод о низких показателях покрытия растительным покровом поверхностей горнопромышленных ландшафтов. Для породных отвалов, отсыпанных при разработке угольных месторождений, с учетом их географического расположения в северной части России, предложен комплекс работ по рекультивации земель, производство которых неизменно приведет к ускорению восстановления экологического баланса как на поверхности отвалов, так и на территориях природных ландшафтов, прилегающих к горным работам.

Библиографический список

1. 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.
2. 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.
3. Харионовский А.А., Франк Е.Я. Обоснование горнотехнической рекультивации в целях левосоставления на Крутокачинском щебеночном карьере // Уголь. - 2018. - № 4. - С. 75-77.
4. Харионовский А.А., Франк Е.Я. Обоснование горнотехнической рекультивации по созданию культурного ландшафта в карьере по разработке глиежей // Уголь. 2018. - № 2. - С. 100-102.
5. 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. - С. 289–300.
6. Brian M. Ohsowski, Kari Dunfield, John N. Klironomos, Miranda M. Hart. Plant response to biochar, compost, and mycorrhizal fungal amendments in post-mine sandpits // Restoration Ecology. – 2018. - V. 26. - P. 63-72.

7. Kristen Fernandes, Mieke van der Heyde, Michael Bunce, Kingsley Dixon, Richard J. Harris. DNA metabarcoding - new approach to fauna monitoring in mine site restoration // Restoration Ecology. – 2018. - V. 26. - I. 6. - P. 1098-1107.

8. Jessie Lanterman, Karen Goodell. Bumble bee colony growth and reproduction on reclaimed surface coal mines // Restoration Ecology. – 2018. - V. 26. - P. 183-194.

9. Abdullah M. M., Feagin R. A., Musawi L., Whisenant S., Popescu S. The use of remote sensing to develop a site history for restoration planning in an arid landscape // Restoration Ecology. - 2016. -Vol. 24. - No. 1. - P. 91–99.

10. 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.

11. <https://www.google.com/earth/>.

12. <https://earthexplorer.usgs.gov/>.

13. <http://mining-enc.ru/>.

УДК 622.85:622.271.45

РЕЗУЛЬТАТЫ ДИСТАНЦИОННОГО МОНИТОРИНГА ЭКОЛОГИИ НАРУШЕННЫХ ЗЕМЕЛЬ ПРИ РАЗРАБОТКЕ МЕСТОРОЖДЕНИЙ АНТРАЦИТОВ ГОРЛОВСКОГО УГОЛЬНОГО БАССЕЙНА

^{1,2}д.т.н. Зеньков И. В.

1 - Сибирский государственный университет науки и технологий имени академика М. Ф. Решетнёва, г. Красноярск, Россия

2 - ИВТ СО РАН, г. Новосибирск, Россия

Аннотация. В статье представлены результаты оценки экологического состояния нарушенных земель на месторождениях Горловского угольного бассейна в Новосибирской области. При использовании средств объективного контроля за экологией нарушенных земель установлено отсутствие работ по их рекультивации, и в то же время – экологически приемлемое самовосстановление растительного покрова на территории породного отвала, отсыпаемого более 40 лет.

Ключевые слова: дистанционное зондирование Земли, Новосибирская область, угольные разрезы, породные отвалы, нарушенные земли, растительные экосистемы.

В Российской Федерации на территории Новосибирской области открытым способом разрабатывают запасы высококачественных антрацитов Горловского бассейна. В настоящее время на юго-востоке и востоке области работают два угольных разреза «Кольванский» и «Ургунский», а также разрез «Горловский» в стадии консервации (рис. 1).



Рис. 1. Фрагмент космоснимка Новосибирской области с расположением угольных разрезов, 2018г.

Производственная мощность по добыче угля действующих разрезов составляет 6,5-7,0 млн. т в год. Начиная с середины 1970-х гг., в ходе добычи угля на территории области образовано три горнопромышленных ландшафта в виде карьеров глубиной 180-240 м и внешних породных отвалов. Добыча угля осуществляется более 40 лет, поэтому, на наш взгляд, на объектах горнопромышленного ландшафта необходимо провести оценку экологического состояния нарушенных земель.

Результаты исследования экологического состояния нарушенных земель. Горно-геологическое строение угольных месторождений бассейна обусловило постоянную разноску бортов карьеров в ходе добычи угля и отсыпку вскрышных пород во внешние отвалы. На всех угольных раз-

резах используют экскаваторно-автомобильные комплексы карьерных гидравлических экскаваторов и экскаваторов типа ЭКГ с емкостью ковша в диапазоне 2,0-15 м³ с автосамосвалами грузоподъемностью 30-220 т.

Вопросы, касающиеся восстановления экологического баланса на территориях, нарушенных при ведении открытых горных работ, всегда волнует 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 [1-9]. Но, несмотря на большой объем научных исследований, по-прежнему отсутствуют работы, посвященные оценке экологии земель, нарушенных в ходе добычи угля на месторождениях Горловского бассейна в Новосибирской области.

На момент оценки общая площадь нарушенных земель составляла 2213,9 га. Получить картину экологического состояния территорий с открытыми горными работами позволяет оценка, основанная 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). В ходе обработки космоснимков выполнено их дешифрирование с выделением границ классов ландшафта (рис. 2).

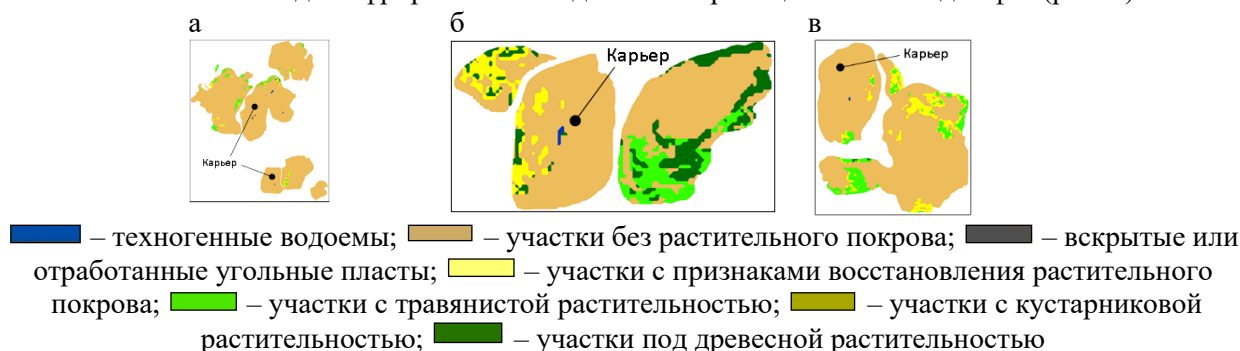


Рис. 2. Фрагменты космоснимков поверхностей исследуемых объектов горнопромышленного ландшафта с результатами дешифрирования (июль, 2018 г.): а – разрез «Колыванский»; б – разрез «Горловский»; в – разрез «Ургунский»

Добыча угля разрезом «Горловский» производилась с середины 1970-х гг. и закончилась в 2012 г. На отвале площадью 133,8 га, отсыпанном восточнее карьера, находятся участки с травянистой растительностью площадью 24,9 га, а также под смешанным лесом площадью 29,4 га, представленным березняком с небольшой примесью сосен. Коэффициент самовосстановления растительного покрова находится на довольно высоком уровне 0,683. В карьере и на отвале, отсыпанном западнее карьера, общей площадью 146 га, по данным ДЗЗ выявлены участки с признаками восстановления растительного покрова и с древесной растительностью на площади 20 и 7,4 га соответственно. На тех участках, где сформирован устойчивый растительный покров горные работы и отсыпка вскрышных пород не производятся более 20 лет.

Небольшие по площади участки, в основном с признаками восстановления растительного покрова и травянистой растительностью, выявлены на породных отвалах и в действующих карьерах. Полное отсутствие растительного покрова в карьерах наблюдается ниже межуступной площадки, разделяющий второй и третий уступы.

В южном секторе Горловского бассейна добыча угля производится разрезом «Ургунский» с начала 1980-х гг. по настоящее время. В верхней части карьера на участках площадью 2,9 га в июле 2018 г. находилась травянистая растительность и на площади 2,4 га просматривались признаки восстановления растительного покрова. На внешнем отвале площадью 269 га все виды растительного покрова находились на площади 61 га, включая 1 га древесной растительности. Коэффициент самовосстановления растительного покрова составил 0,185.

Более молодым разрезом «Колыванский» добыча угля производится с середины 2000-х гг. Горные работы производятся в двух карьерах: в северной части месторождения на площади 425 га и в южной – на площади 99,4 га. При этом вскрышные породы отсыпают в четыре внешних отвала. Общая площадь нарушенных земель составила 1194,1 га. Все виды растительного покрова занимают участки площадью 63 га. В нее входят: участки с признаками восстановления растительного покрова 14,7 га; участки с травянистой, кустарниковой и древесной растительностью находятся со-

ответственно на площади 39,2, 7,9 и 1,2 га. Коэффициент самовосстановления растительного покрова на всех объектах горнопромышленного ландшафта, образованного при работе этого угольного разреза, составил 0,052.

Анализ структуры восстановленной растительной экосистемы на всех объектах горнопромышленного ландшафта, образованного при разработке трех месторождений Горловского угольного бассейна, показал, что все виды растительного покрова занимают 9,51 % от общей площади нарушенных земель. При этом коэффициент самовосстановления растительного покрова по отдельным объектам (11) находится в широком диапазоне от 0,019 на отвале, отсыпанном севернее угольного разреза «Колыванский» до 0,683 на старовозрастном отвале разреза «Горловский».

Выводы. По оценке, проведенной с использованием разновременных ресурсов ДЗЗ, на территории действующих и временно не рабочего карьеров растительный покров присутствует в верхней части бортов, находящихся в нерабочем состоянии. На старовозрастном породном отвале разреза «Горловский» установлен достаточно высокий коэффициент самовосстановления растительного покрова. Этот объект можно считать индикаторным с позиции восстановления экологического баланса на территории земель, нарушенных в ходе производства добычи угля открытым способом. В целом отсутствие работ по рекультивации породных отвалов негативно сказывается на экологическом состоянии нарушенных земель, а также сдвигает равновесие экобаланса в сторону ухудшения его показателей на территории природных ландшафтов, прилегающих к открытым горным работам.

Библиографический список

1. Жарко В.О., Барталев С.А., Егоров В.А. Исследование возможностей оценки запасов древесины в лесах Приморского края по данным спутниковой системы Proba-V // Современные проблемы дистанционного зондирования Земли из космоса. – 2018. - Т. 15. - № 1. - С. 157-168.
2. Плотников Д.Е., Колбудаев П.А., Барталев С.А., Лупян Е.А. Автоматическое распознавание используемых пахотных земель на основе сезонных временных серий восстановленных изображений Landsat // Современные проблемы дистанционного зондирования Земли из космоса. – 2018. - Т. 15. - № 2. - С. 112-127.
3. Крутских Н.В., Кравченко И.Ю. Использование космоснимков Landsat для геоэкологического мониторинга урбанизированных территорий // Современные проблемы дистанционного зондирования Земли из космоса. – 2018. - Т. 15. - № 2. - С. 159-168.
4. Михайленко И.М., Тимошин В.Н., Малыгин В.Д. Принятие решений о дате заготовки кормов на основе данных дистанционного зондирования Земли и подстраиваемых математических моделей // Современные проблемы дистанционного зондирования Земли из космоса. – 2018. - Т. 15. - № 1. - С. 169-182.
5. 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.
6. Meshal M. Abdullah, Rusty A. Feagin, Layla Musawi, Steven Whisenant and Sorin Popescu. The use of remote sensing to develop a site history for restoration planning in an arid landscape // Restoration Ecology. – 2016. - V. 24(1). - P. 91-99.
7. Christa L. Zweig and Susan Newman. Using landscape context to map invasive species with medium-resolution satellite imagery // Restoration Ecology. – 2015. - V. 23(5). - P. 524-530.
8. Stephanie B. Borrelle, Rachel T. Buxton, Holly P. Jones and David R. Towns / A GIS-based decision-making approach for prioritizing seabird management following predator eradication // Restoration Ecology. – 2015. - V. 23(5). - P. 580-587.
9. Susan Cordell, Erin J. Questad, Gregory P. Asner, Kealoha M. Kinney, Jarrod M. Thaxton, Amanda Uowolo, Sam Brooks, Mark W. Chynoweth. Remote sensing for restoration planning: how the big picture can inform stakeholders // Restoration Ecology. – 2017. - V. 25(2). - P. 147-154.

УДК 622.85:622.271.45

ИНФОРМАЦИОННОЕ ОБЕСПЕЧЕНИЕ ОЦЕНКИ ЭКОЛОГИИ НАРУШЕННЫХ ЗЕМЕЛЬ ПРИ РАЗРАБОТКЕ АБАНСКОГО БУРОУГОЛЬНОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ

^{1,2}д.т.н. Зеньков И.В.

1 - Сибирский государственный университет науки и технологий
имени академика М. Ф. Решетнёва, г. Красноярск, Россия

2 - ИВТ СО РАН, г. Новосибирск, Россия

Аннотация. В статье представлены результаты оценки экологического состояния нарушенных земель на Абанском бурoughольном месторождении. При использовании средств объективного контроля за эко-

логией нарушенных земель и в ходе проведения полевых экспедиций, установлены положительные результаты рекультивации породного отвала для использования в сельском хозяйстве и лесной рекультивации с высадкой саженцев сосны, а также отмечены высокоэффективные с позиции экологии процессы самовосстановления всех видов растительного покрова.

Ключевые слова: дистанционное зондирование Земли, угольный разрез «Абанский», породные отвалы, нарушенные земли, растительные экосистемы, лесная рекультивация.

На территории Красноярского края разрез «Абанский» расположен в 208 км в северо-восточном направлении от г. Красноярска и в 3 км на северо-восток от пос. Абан. Разрез с начала 1980-х гг. разрабатывает одноименное месторождение бурых углей марки Б2. Производственная мощность по добыче угля находится на уровне 100 тыс. т. в год. Вместе с тем, независимо от масштаба добычи угля восстановление экологического баланса на территориях, нарушенных открытыми горными работами, всегда волнует 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 [1-9]. Но, несмотря на большой объем научных исследований, по-прежнему отсутствуют работы, посвященные оценке экологии земель, нарушенных в ходе добычи угля на Абанском бурогольном месторождении.

Результаты исследования экологического состояния нарушенных земель. Горно-геологическое строение и географическое расположение Абанского бурогольного месторождения обусловило размещение вскрышных пород в период производства горно-строительных работ южнее вскрываемого участка, а также размещение вскрышных пород в начальный период эксплуатации во внешнем отвале севернее горных работ на расстоянии 1,5-1,7 км. В более поздний период был организован внутренний отвал. Разрабатываемый участок Абанского месторождения вскрыт траншеей внешнего заложения на его южном фланге. По ней осуществляется транспортный доступ на вскрышной уступ, сложенный четвертичными отложениями: супесями, суглинками, песками, глинами и т. п., и на добычные уступы. Угольный пласт с горизонтальными углами залегания мощностью до 18 м разрабатывают двумя уступами. На них установлено два экскаватора Э-2503 (рис. 1 а). С начала 1980-х гг. в ходе добычи угля на территории разрабатываемого участка месторождения образован горнопромышленный ландшафт в виде действующего карьера глубиной до 30 м, двух внешних и одного внутреннего отвала.

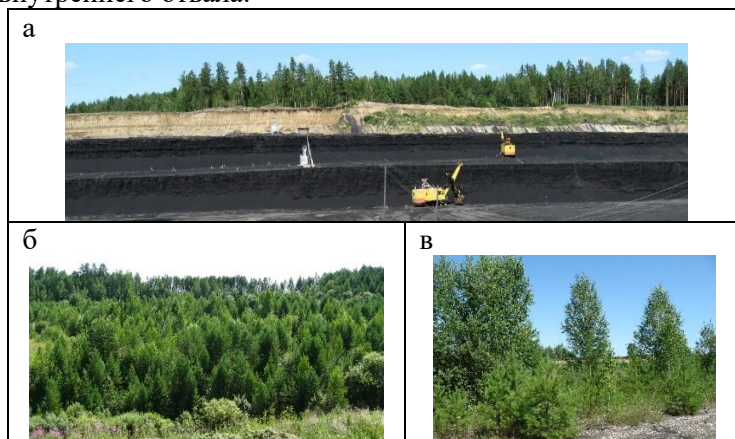


Рис. 1. Фрагменты объектов горнопромышленного ландшафта: а) рабочий борт карьера; б) породный отвал строительного периода и начального периода эксплуатации с хорошо развитым смешанным лесом; в) молодая поросль смешанного леса

Добыча угля на месторождении осуществляется более 30 лет, поэтому, на наш взгляд, на объектах горнопромышленного ландшафта целесообразно провести оценку экологии нарушенных земель.

Результаты исследования экологического состояния нарушенных земель. На момент оценки общая площадь нарушенных земель составляла 54,5 га. Получить полную картину экологического состояния территорий с открытыми горными работами позволяет комплексная оценка, основанная на использовании космических технологий дистанционного зондирования природных экосистем, и результатах полевых экспедиций. Космические снимки исследуемой территории, размещены на официальных сайтах: Global Land Cover Facility (GLCF); United States Geological Survey

(USGS). В ходе обработки космоснимков выполнено их дешифрирование с выделением границ классов горнопромышленного ландшафта (рис. 2).

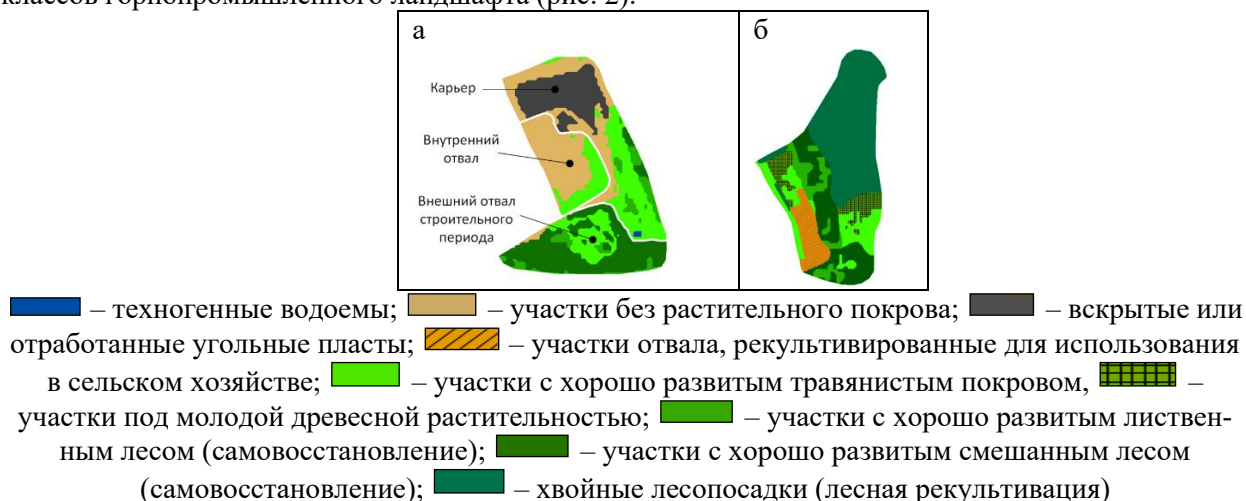


Рис. 2. Фрагменты космоснимков поверхностей исследуемых объектов горнопромышленного ландшафта с результатами дешифрирования (июль, 2018 г.): а – разрез «Абанский» с внешним отвалом строительного периода; б – внешний отвал периода начальной стадии разработки месторождения

Полевые исследования проводились с 2015 по 2018 г. В 2018 г. на территории внешнего отвала площадью 9,9 га, отсыпанного в период строительства въездной и разрезной траншей, хорошо развитый смешанный лес находился на площади 6,9 га в 2018 г. Участки с травянистой растительностью и хорошо развитым лиственным лесом занимали площадь 2,1 и 0,9 га соответственно. Фрагмент смешанного леса на этом отвале представлен на рис. 1 б. Горные работы производятся на участке месторождения площадью 9,3 га. При этом площадь вскрытого и отработанного угольного пласта составляет 4,5 га. По мере отработки угольного пласта разрез перешел на внутреннее отвалообразование. К 2018 г. на поверхности внутреннего отвала площадью 6,6 га появился участок с хорошо развитой травянистой растительностью. Площадь этого участка составила 1,8 га.

Кроме этого, на откосах уступов восточного нерабочего борта и на почве отработанного пласта произрастает хорошо развитая травянистая и древесная растительность общей площадью 5,8 га. Внешний отвал, отсыпанный в начальный период разработки месторождения на площади 22,6 га, с позиции восстановления экологического баланса представляет собой ландшафт, практически не отличимый от природного. На нем проведена лесная рекультивация с высадкой сосен на площади 10 га, которые в настоящее время представляют хорошо развитый древостой. Хорошо развитый лиственный и смешанный лес находятся на площади 1,7 и 4,1 га соответственно. Кустарники с молодыми деревьями занимают площадь 1,8 га (рис. 1 в). Сенокосные угодья занимают площадь 5 га.

Выводы. По оценке, проведенной с использованием разновременных ресурсов ДЗЗ, и основанной на результатах полевых исследований, два внешних породных отвала угольного разреза «Абанский» общей площадью 32,5 га характеризуются 100 %-м восстановлением экологического баланса. Этому способствовали выполненные разрезом работы по лесной рекультивации и рекультивации земель для использования в сельском хозяйстве. Эти объекты можно по праву считать индикаторными с позиции восстановления экологического баланса на территории земель, нарушенных в ходе производства добычи угля открытым способом. В целом коэффициент восстановления растительного покрова на этом разрезе достаточно высокий за счет проведения работ по рекультивации земель и превышения темпов восстановления всех видов растительного покрова над темпами отработки угольного пласта.

Библиографический список

1. Жарко В.О., Барталев С.А., Егоров В.А. Исследование возможностей оценки запасов древесины в лесах Приморского края по данным спутниковой системы Proba-V // Современные проблемы дистанционного зондирования Земли из космоса. - 2018. - Т. 15. - № 1. - С. 157-168.
2. Плотников Д.Е., Колбудаев П.А., Барталев С.А., Лупян Е.А. Автоматическое распознавание используемых пахотных земель на основе сезонных временных серий восстановленных изображений Landsat // Современные проблемы дистанционного зондирования Земли из космоса. - 2018. - Т. 15. - № 2. - С. 112-127.

3. Крутских Н.В., Кравченко И.Ю. Использование космоснимков Landsat для геоэкологического мониторинга урбанизированных территорий // Современные проблемы дистанционного зондирования Земли из космоса. – 2018. - Т. 15. - № 2. - С. 159-168.

4. Михайленко И.М., Тимошин В.Н., Малыгин В.Д. Принятие решений о дате заготовки кормов на основе данных дистанционного зондирования Земли и подстраиваемых математических моделей // Современные проблемы дистанционного зондирования Земли из космоса. – 2018. - Т. 15. - № 1. - С. 169-182.

5. 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.

6. Meshal M. Abdullah, Rusty A. Feagin, Layla Musawi, Steven Whisenant and Sorin Popescu. The use of remote sensing to develop a site history for restoration planning in an arid landscape // Restoration Ecology. – 2016. - V. 24(1). - P. 91-99.

7. Christa L. Zweig and Susan Newman. Using landscape context to map invasive species with medium-resolution satellite imagery // Restoration Ecology. – 2015. - V. 23(5). - P. 524-530.

8. Stephanie B. Borrelle, Rachel T. Buxton, Holly P. Jones and David R. Towns / A GIS-based decision-making approach for prioritizing seabird management following predator eradication // Restoration Ecology. – 2015. - V. 23(5). - P. 580-587.

9. Susan Cordell, Erin J. Questad, Gregory P. Asner, Kealoha M. Kinney, Jarrod M. Thaxton, Amanda Uowolo, Sam Brooks, Mark W. Chynoweth. Remote sensing for restoration planning: how the big picture can inform stakeholders // Restoration Ecology. – 2017. - V. 25(2). - P. 147-154.

УДК 622.85:622.271.45

РЕЗУЛЬТАТЫ ДИСТАНЦИОННОГО МОНИТОРИНГА ЭКОЛОГИИ НАРУШЕННЫХ ЗЕМЕЛЬ НА ВОЛЧАНСКОМ УГОЛЬНОМ МЕСТОРОЖДЕНИИ

^{1,2}д.т.н. Зеньков И. В.

1 - Сибирский государственный университет науки и технологий имени академика М. Ф. Решетнёва, г. Красноярск, Россия

2 - ИВТ СО РАН, г. Новосибирск, Россия

Аннотация. В статье представлены результаты оценки экологического состояния земель, нарушенных при разработке Волчанского угольного месторождения в Свердловской области. В ходе исследований установлено, что экологически приемлемое восстановление растительного покрова на территории породных отвалов произошло частично за счет работ по рекультивации, и, в основном, за счет природных процессов его самовосстановления.

Ключевые слова: Волчанское угольное месторождение, Свердловская область, угольные разрезы, породные отвалы, нарушенные земли, растительные экосистемы дистанционное зондирование Земли.

В Российской Федерации Волчанское бурогольное месторождение угля расположено в Свердловской области на север от областного центра г. Екатеринбурга в 332 км и на юг от г. Волчанска в 2,3 км. Разрез «Волчанский» производственной мощностью не более 0,8 млн т (перед закрытием) прекратил деятельность в 2015 г. из-за невозможности перекрыть затраты на добычу угля доходами от его реализации (рис. 1).



Рис. 1. Фрагмент космоснимка с объектами горнопромышленного ландшафта на Волчанском угольном месторождении, 2018 г.

Начиная с конца 1940-х гг., на этом месторождении образован горнопромышленный ландшафт в виде двух карьеров (1, 5) и четырех внешних породных отвалов (2, 3, 4, 6). Горно-геологическое строение месторождения обусловило разноску бортов карьеров в ходе добычи угля и отсыпку вскрышных пород во внешние отвалы. Добыча угля осуществлялась более 60 лет, поэтому на объектах горнопромышленного ландшафта целесообразно провести оценку экологического состояния нарушенных земель.

Вопросы, касающиеся восстановления экологического баланса на территориях, нарушенных открытыми горными работами, всегда волнуют 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 посвящено множество работ, в т. ч. представленных в [1-9]. Но, несмотря на большой объем научных исследований, по-прежнему отсутствуют работы, посвященные оценке экологии земель, нарушенных в ходе добычи угля на Среднем Урале.

На объектах, включенных в программу наших исследований, в разное время были прекращены открытые горные работы, поэтому на них по-разному сформировалась экосистема – образовались техногенные водоемы, произошло расселение всех ярусов растительного покрова, а также проведен комплекс специальных работ по рекультивации нарушенных земель для их использования в сельском хозяйстве. На момент оценки общая площадь нарушенных земель (объекты с 1 по 6) составляла 2707,5 га.

Получить картину экологического состояния территорий с открытыми горными работами позволяет оценка, основанная на использовании космических технологий дистанционного зондирования Земли (ДЗЗ). Космические снимки исследуемой территории, размещены на официальных сайтах: Global Land Cover Facility (GLCF); United States Geological Survey (USGS). В ходе обработки космоснимков выполнено их дешифрирование с выделением границ классов ландшафта (рис. 2).

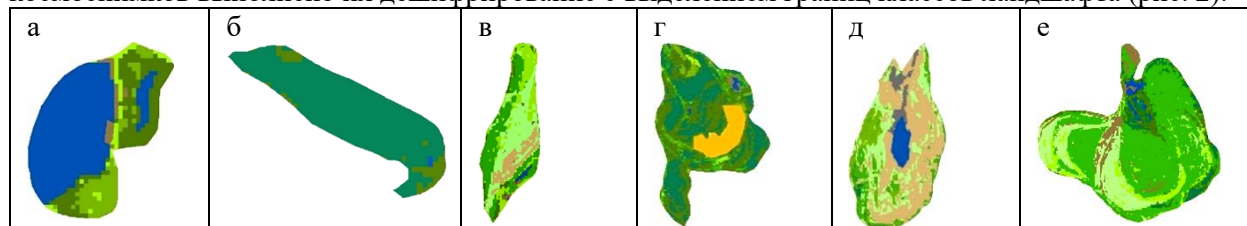


Рис. 2. Фрагменты космоснимка с результатами дешифрирования: а – отработанный карьер в 1970 г. (1); б – внешний отвал (2); в – внешний отвал (3); г – внешний отвал (4); д – угольный разрез «Волчанский» (5); е – внешний отвал (6)

Так, структура устойчивой экосистемы на горнопромышленном ландшафте, образованном в результате отработки в 1970 г. северной мулды Волчанского бурогоугольного месторождения, представляет собой водоем площадью 44,2 га, образовавшийся в результате разгрузки подземных вод в отработанную карьерную выемку площадью 77,6 га (1) и внешний породный отвал (2) площадью 39,2 га со 100 %-м хорошо развитым растительным покровом (в основном хвойный и частично лиственный лес). На нерабочих бортах карьера (1) в результате естественных природных процессов сформирована хорошо развитая древесно-кустарниковая растительность на площади 33,4 га.

К моменту закрытия угольного разреза «Волчанский» в 2015 г. площадь вскрытых или отработанных угольных пластов составляла 30,9 га. На поверхности трех внешних породных отвалов (3, 4, 6) и в отработанной карьерной выемке (5) техногенные водоемы суммарно находятся на площади 59,8 га. На разрозненных участках (в основном в карьере) суммарной площадью 401,1 га полностью отсутствует растительный покров.

Вместе с тем, на породных отвалах проводились специальные работы по подготовке их поверхности к рекультивации земель на площади 72,9 га для дальнейшего использования в сельском хозяйстве. Признаки восстановления растительного покрова прослеживаются на участках суммарной площадью 371 га. Участки с травянистой растительностью и с травянисто-кустарниковой растительностью находятся на площади 125 и 82,3 га. Площадь участков с хорошо развитым хвойным лесом, сформировавшемся в результате работ по лесной рекультивации, составляет 292,7 га. Наше внимание было обращено на большие площади лиственного леса (береза, осина) 346,8 га, появившегося в карьере и на породных отвалах в результате ветрового переноса семян, снабженных крыльчаткой. Большие площади участков под молодым смешанным лесом свидетельствуют о высокой

эффективности природных процессов, протекающих в условиях Среднего Урала. Этот класс растительного покрова имеет самый высокий показатель на уровне 808,2 га.

В целом, коэффициент восстановления природной экосистемы на разрозненных объектах горнопромышленного ландшафта, сформированного при разработке этого месторождения, находится на очень высоком уровне 0,83.

Выводы. В ходе исследований, проведенных с использованием информационных ресурсов ДЗЗ, на территории объектов горнопромышленного ландшафта, сформированного в ходе добычи угля открытым способом на Волчанском месторождении на Среднем Урале, выявлено высокоэффективное восстановление растительной экосистемы. Эти объекты можно считать индикаторными с позиции восстановления экологического баланса на территории земель, нарушенных в ходе производства добычи угля открытым способом. В целом проведение работ по рекультивации породных отвалов позитивно сказалось на их экологическом состоянии, а также способствовало сдвигу равновесия экобаланса в сторону улучшения его показателей на территории природных ландшафтов, прилегающих к открытым горным работам.

Библиографический снимок

1. Зеньков И.В., Нефедов Б.Н., Кирюшина Е.В. и др. Результаты дистанционного мониторинга экологического состояния нарушенных земель разрезом «Коркинский» // Уголь. – 2018. - № 9. - С. 119-121.
2. Жарко В.О., Барталев С.А., Егоров В.А. Исследование возможностей оценки запасов древесины в лесах Приморского края по данным спутниковой системы Proba-V // Современные проблемы дистанционного зондирования Земли из космоса. – 2018. -Т. 15. - № 1. - С. 157-168.
3. Плотников Д.Е., Колбудаев П.А., Барталев С.А., Лупян Е.А. Автоматическое распознавание используемых пахотных земель на основе сезонных временных серий восстановленных изображений Landsat // Современные проблемы дистанционного зондирования Земли из космоса. – 2018. - Т. 15. - № 2. - С. 112-127.
4. Крутских Н.В., Кравченко И.Ю. Использование космоснимков Landsat для геоэкологического мониторинга урбанизированных территорий // Современные проблемы дистанционного зондирования Земли из космоса. – 2018. - Т. 15. - № 2. - С. 159-168.
5. 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.
6. Meshal M. Abdullah, Rusty A. Feagin, Layla Musawi, Steven Whisenant and Sorin Popescu. The use of remote sensing to develop a site history for restoration planning in an arid landscape // Restoration Ecology. – 2016. - V. 24(1). - P. 91-99.
7. Christa L. Zweig and Susan Newman. Using landscape context to map invasive species with medium-resolution satellite imagery // Restoration Ecology. – 2015. - V. 23(5). - P. 524-530.
8. Stephanie B. Borrelle, Rachel T. Buxton, Holly P. Jones and David R. Towns / A GIS-based decision-making approach for prioritizing seabird management following predator eradication // Restoration Ecology. – 2015. - V. 23(5). - P. 580-587.
9. Susan Cordell, Erin J. Questad, Gregory P. Asner, Kealoha M. Kinney, Jarrod M. Thaxton, Amanda Uowolo, Sam Brooks, Mark W. Chynoweth. Remote sensing for restoration planning: how the big picture can inform stakeholders // Restoration Ecology. – 2017. - V. 25(2). - P. 147-154.

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 20.06.2020 г.

Формат бумаги 60x84 1/16. Бумага писчая. Печать офсетная.
Усл.печ.л. 27,46 Уч.-изд. л. 29,08 Тираж 1000 экз. Заказ 117

Сибирский государственный индустриальный
университет 654007, г. Новокузнецк, ул. Кирова, 42.
Издательский центр СибГИУ