

**Министерство науки и высшего образования Российской Федерации**

**Федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение  
высшего образования**

**«Сибирский государственный индустриальный университет»**

**ВК «Кузбасская ярмарка»**

**НАУКОЕМКИЕ ТЕХНОЛОГИИ  
РАЗРАБОТКИ И ИСПОЛЬЗОВАНИЯ  
МИНЕРАЛЬНЫХ РЕСУРСОВ**

**НАУЧНЫЙ ЖУРНАЛ**

**№ 8 - 2022**

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, 2022. - № 8. – 390 с.

Рассмотрены аспекты развития инновационных наукоемких 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, 7-10 июня 2022 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

<b>ГЕОТЕХНОЛОГИИ КОМПЛЕКСНОГО ОСВОЕНИЯ НЕДР .....</b>	<b>11</b>
ПОВЫШЕНИЕ ЭНЕРГОЭФФЕКТИВНОСТИ ПРИ ПРОИЗВОДСТВЕ БУРОВЗРЫВНЫХ РАБОТ ПРИ ОТКРЫТОЙ РАЗРАБОТКЕ МЕСТОРОЖДЕНИЙ.....	13
к.т.н. Жариков С.Н., Кутуев В.А.....	13
Институт горного дела Уральского отделения Российской академии наук, г. Екатеринбург, Россия .....	13
ВЕДЕНИЕ БУРОВЗРЫВНЫХ РАБОТ В СЛОЖНОСТРУКТУРНОМ ГОРНОМ МАССИВЕ УГОЛЬНОГО РАЗРЕЗА .....	21
Князев Д.Ю., Кутуев В.А.....	21
Институт горного дела Уральского отделения Российской академии наук, г. Екатеринбург, Россия .....	21
ЭКСПЕРИМЕНТАЛЬНОЕ ИССЛЕДОВАНИЕ УКРЕПЛЕНИЯ ГОРНОЙ ПОРОДЫ ПОКОМПОНЕНТНОЙ ЗАКАЧКОЙ ДВУХКОМПОНЕНТНОГО ОРГАНОМИНЕРАЛЬНОГО СОСТАВА.....	28
к.т.н. Шилова Т.В., к.т.н. Рыбалкин Л.А., к.ф.-м.н. Сердюков А.С.....	28
Институт горного дела им. Н.А. Чинакала СО РАН, г. Новосибирск, Россия .....	28
ФОРМИРОВАНИЕ ГРУППЫ ПЕРСПЕКТИВНЫХ ТЕХНОЛОГИЙ ДОБЫЧИ УГЛЯ МОЩНЫХ ПОЛОГИХ ПЛАСТОВ .....	31
к.т.н. Анфёров Б.А., к.т.н. Кузнецова Л.В.....	31
Федеральный исследовательский центр угля и углехимии СО РАН, г. Кемерово, Россия .....	31
ОПРЕДЕЛЕНИЕ ФАЗОВОЙ СКОРОСТИ И ЧАСТОТЫ УДАРНОЙ ВОЛНЫ В ШАХТНОЙ ПЕРЕМЫЧКЕ, УСТАНОВЛЕННОЙ В ВЫРАБОТКЕ КРУГЛОГО ПОПЕРЕЧНОГО СЕЧЕНИЯ ..36	
<sup>1</sup> д.т.н. С.В. Черданцев, <sup>2</sup> д.т.н. Н.В. Черданцев, <sup>1</sup> к.т.н. П.А. Шлапаков, <sup>1</sup> к.т.н. С.И. Голоскоков, <sup>1</sup> К.С. Лебедев, <sup>1</sup> А.Ю. Ерастов .....	36
1 – АО «Научный центр ВостНИИ по промышленной и экологической безопасности .....	36
в горной отрасли», г. Кемерово, Россия.....	36
2 –Федеральный исследовательский центр угля и углехимии СО РАН, г. Кемерово, Россия .....	36
ОСОБЕННОСТИ ПРОЯВЛЕНИЯ ПРОЦЕССА СДВИЖЕНИЯ ГОРНЫХ ПОРОД КАЗСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ.....	43
д.т.н. Лобанова Т.В., Лобанов С.А., Трофимова О.Л., Ижболдина С.В.....	43
Сибирский государственный индустриальный университет, г. Новокузнецк, Россия .....	43
РАСПРЕДЕЛЕНИЕ НАПРЯЖЕНИЙ И ДЕФОРМАЦИЙ В УГЛЕПОРОДНОМ МАССИВЕ ПРИ ОТРАБОТКЕ МОЩНЫХ УГОЛЬНЫХ ПЛАСТОВ.....	49
<sup>1</sup> к.т.н. Опрук Г.Ю., <sup>2</sup> к.т.н. Исаченко А.А., <sup>3</sup> к.т.н. Петрова О.А., <sup>1</sup> Варфоломеев Е.Л., <sup>1</sup> Борисов И.Л.....	49
1 - Федеральный исследовательский центр угля и углехимии СО РАН, г. Кемерово, Россия.....	49
2 – Филиал «Шахта «Ерунаковская-VIII» АО ОУК «Южкузбассуголь», г. Новокузнецк, Россия ..49	
3 – Сибирский государственный индустриальный университет, г. Новокузнецк, Россия .....	49
МЕТОДИКА ПРОГНОЗИРОВАНИЯ ПРИРОДНЫХ И ТЕХНОГЕННЫХ СЕЙСМОСОБЫТИЙ ПРИ ПОДЗЕМНОЙ ОТРАБОТКЕ УГОЛЬНЫХ ПЛАСТОВ ЮГА КУЗБАССА .....	55
к.т.н. Исаченко А.А. ....	55
Шахта «Ерунаковская-VIII» АО «ОУК «Южкузбассуголь», г. Новокузнецк, Россия .....	55
ОСНОВЫ КЛАСТЕРИЗАЦИИ УГОЛЬНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ ДЛЯ ТЕХНОЛОГИЧЕСКОЙ ОЦЕНКИ УЧАСТКОВ НЕДР КУЗБАССА.....	60
<sup>1,2</sup> д.т.н. Федорин В.А., <sup>1</sup> Аникин М.В. ....	60
1 - Федеральный исследовательский центр угля и углехимии СО РАН, г. Кемерово, Россия.....	60
2 – Институт горного дела им. Н.А. Чинакала СО РАН, г. Новосибирск, Россия .....	60
ВЛИЯНИЕ СНИЖЕНИЯ ПОТЕРЬ ПРИ РАЗРАБОТКЕ МЕСТОРОЖДЕНИЙ НА ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ ПОКАЗАТЕЛИ УГОЛЬНОГО КОНЦЕНТРАТА, ПОЛУЧАЕМОГО НА ОФ «СЕВЕРНАЯ» .....	66
<sup>1</sup> д.т.н., проф. Удовицкий В.И., <sup>1</sup> Костенюк А.И., <sup>2</sup> Кандинский В.А.....	66
1 – Федеральный исследовательский центр угля и углехимии СО РАН, г. Кемерово, Россия .....	66
2 – Кузбасский государственный технический университет имени Т.Ф. Горбачева, г. Кемерово, Россия .....	66

<b>О ВЛИЯНИИ ЦЕПОЧЕК ДОБАВЛЕННИЙ СТОИМОСТИ НА СТРЕССОУСТОЙЧИВОСТЬ УГОЛЬНОЙ ОТРАСЛИ.....</b>	<b>71</b>
к.э.н. Гоосен Е.В., д.э.н. Никитенко С.М., Киндяков А.А. ....	71
Федеральный исследовательский центр угля и углехимии СО РАН, г. Кемерово, Россия .....	71
<b>ИССЛЕДОВАНИЕ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ АСПЕКТОВ ПРЕДПРИЯТИЙ УГОЛЬНОЙ ПРОМЫШЛЕННОСТИ НА ТЕРРИТОРИИ ВОСТОЧНОЙ ЧАСТИ США С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ ИНФОРМАЦИОННЫХ РЕСУРСОВ СПУТНИКОВОЙ СЪЕМКИ.....</b>	<b>75</b>
<sup>1,2,3</sup> д.т.н. Зеньков И.В. ....	75
1 - Сибирский государственный университет науки и технологий имени академика М.Ф. Решетнёва, г. Красноярск, Россия.....	75
2 - Сибирский федеральный университет, г. Красноярск, Россия.....	75
3- Федеральный исследовательский центр информационных и вычислительных технологий, г. Красноярск, Россия .....	75
<b>ОЦЕНКА ДЕЯТЕЛЬНОСТИ ПРЕДПРИЯТИЙ УГОЛЬНОЙ ПРОМЫШЛЕННОСТИ В ЗАПАДНОМ СЕКТОРЕ США ПО ДАННЫМ ДИСТАНЦИОННОГО ЗОНДИРОВАНИЯ ЗЕМЛИ ИЗ КОСМОСА .....</b>	<b>78</b>
<sup>1,2,3</sup> д.т.н. Зеньков И.В. ....	78
1 - Сибирский государственный университет науки и технологий имени академика М.Ф. Решетнёва, г. Красноярск, Россия.....	78
2 - Сибирский федеральный университет, г. Красноярск, Россия.....	78
3- Федеральный исследовательский центр информационных и вычислительных технологий, г. Красноярск, Россия .....	78
<b>МЕТОДЫ ЧИСЛЕННОГО МОДЕЛИРОВАНИЯ ДЛЯ ОЦЕНКИ ГЕОМЕХАНИЧЕСКОГО СОСТОЯНИЯ УГЛЕПОРОДНОГО МАССИВА ВЫЕМОЧНОГО УЧАСТКА В ЗОНЕ ВЛИЯНИЯ ГЕОЛОГИЧЕСКОГО НАРУШЕНИЯ.....</b>	<b>82</b>
к.т.н. Волошин В.А., Петров В.И., Балачев С.Н. ....	82
Филиал СФ АО «ВНИМИ», г. Прокопьевск, Россия .....	82
<b>ОБОСНОВАНИЕ ПАРАМЕТРОВ ТЕХНОЛОГИИ ОТРАБОТКИ ЗАПАСОВ СБЛИЖЕННЫХ УГОЛЬНЫХ ПЛАСТОВ.....</b>	<b>85</b>
к.т.н. Ванякин О.В. ....	85
ООО «Сибирская каменноугольная компания», г. Новокузнецк, Россия.....	85
<b>ИССЛЕДОВАНИЕ ГЕОМЕХАНИЧЕСКИХ ПРОЦЕССОВ В МАССИВЕ ГОРНЫХ ПОРОД В ОКРЕСТНОСТИ СИСТЕМЫ ВЗАИМОДЕЙСТВУЮЩИХ ОЧИСТНЫХ И ПОДГОТОВИТЕЛЬНЫХ ВЫРАБОТОК .....</b>	<b>90</b>
Никитина А.М. <sup>1</sup> , Борзых Д.М. <sup>1</sup> , Петрова О.А. <sup>1</sup> , Риб С.В. <sup>1</sup> , Ауль В.В. <sup>2</sup> .....	90
1 - Сибирский государственный индустриальный университет, г. Новокузнецк, Россия .....	90
2- ПАО «Распадская», г. Новокузнецк, Россия.....	90
<b>ГЕОМЕХАНИЧЕСКОЕ ОБОСНОВАНИЕ ПАРАМЕТРОВ НАПРЯЖЁННО-ДЕФОРМИРОВАННОГО СОСТОЯНИЯ МАССИВА В ОКРЕСТНОСТИ ПОЛЕВОЙ НАКЛОННОЙ ВЫРАБОТКИ .....</b>	<b>94</b>
<sup>1</sup> Гречишкин П.В., <sup>2</sup> Петрова О.А., <sup>1</sup> Трошков Н.Ю., <sup>3</sup> Горностаев В.С. ....	94
1 – Научно-исследовательский институт горной геомеханики и маркшейдерского дела – межотраслевой научный центр «ВНИМИ», Кемеровский филиал, г. Кемерово, Россия .....	94
2 – Сибирский государственный индустриальный университет, г. Новокузнецк, Россия.....	94
3 – АО «СУЭК-Кузбасс», г. Ленинск-Кузнецкий, Россия.....	94
<b>ГОРНЫЕ МАШИНЫ И ТРАНСПОРТНЫЕ СИСТЕМЫ ДЛЯ ГОРНОДОБЫВАЮЩЕЙ ОТРАСЛИ .....</b>	<b>101</b>
<b>УПРАВЛЕНИЕ ГЕОМЕХАНИЧЕСКИМ СОСТОЯНИЕМ МАССИВА ГОРНЫХ ПОРОД ПРИ ВЫВОДЕ МЕХАНИЗИРОВАННОГО КОМПЛЕКСА ИЗ МОНТАЖНОЙ КАМЕРЫ .....</b>	<b>103</b>
<sup>1</sup> чл.-корр. РАН Клишин В.И., <sup>1</sup> Опрук Г.Ю., <sup>2</sup> Галкин А.В., <sup>3</sup> Буянов К.А. ....	103
1 – Федеральный исследовательский центр угля и углехимии СО РАН, г. Кемерово, Россия .....	103
2 – АО «ТопПром», г. Новокузнецк, Россия .....	103
3 – ООО «Шахта Юбилейная», г. Новокузнецк, Россия .....	103
<b>АНИМАЦИОННАЯ МОДЕЛЬ ТЕХНОЛОГИИ СКОРОСТНОЙ ПРОХОДКИ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК.....</b>	<b>110</b>
<sup>1,2</sup> чл.-корр. РАН Клишин В.И., <sup>1,2</sup> к.т.н. Стародубов А.Н., <sup>1,2</sup> к.т.н. Зиновьев В.В., <sup>2</sup> Тургенев А.Д. ....	110
1 –Федеральный исследовательский центр угля и углехимии СО РАН, г. Кемерово, Россия .....	110



2 – Кузбасский государственный технический университет имени Т. Ф. Горбачева, г. Кемерово, Россия .....	110
ГОРНОЕ МАШИНОСТРОЕНИЕ И ПАТЕНТНАЯ АНАЛИТИКА: НОВЫЕ ВОЗМОЖНОСТИ .....	114
д.э.н. Никитенко С.М., Королев М.К. ....	114
Федеральный исследовательский центр угля и углехимии СО РАН, г. Кемерово, Россия .....	114
АВТОМАТИЗАЦИЯ ПРОЦЕССОВ СБОРА И АНАЛИЗА ДАННЫХ ЛАБОРАТОРНОЙ УСТАНОВКИ ИССЛЕДОВАНИЯ ГЛУБИНЫ ЧУВСТВИТЕЛЬНОСТИ СПЕКТРАЛЬНО-АКУСТИЧЕСКОГО МЕТОДА .....	120
Худоногов Д.Ю., Черкасов П.В., к.т.н. Никитенко М.С. ....	120
Федеральный исследовательский центр угля и углехимии СО РАН, г. Кемерово, Россия .....	120
РАЗРАБОТКА ПОДСИСТЕМЫ ОЦЕНКИ ВЛАЖНОСТИ МОДЕЛИРУЮЩЕЙ СРЕДЫ ЛАБОРАТОРНОЙ УСТАНОВКИ ИССЛЕДОВАНИЯ ГЛУБИНЫ ЧУВСТВИТЕЛЬНОСТИ СПЕКТРАЛЬНО-АКУСТИЧЕСКОГО МЕТОДА .....	125
Кизилов С.А., Баловнев Е.А., к.т.н. Никитенко М.С. ....	125
Федеральный исследовательский центр угля и углехимии СО РАН, г. Кемерово, Россия .....	125
ВЫБОР МОДЕЛИ НЕЙРОННОЙ СЕТИ В ЗАДАЧАХ ПРОГНОЗИРОВАНИЯ ОСТАТОЧНОГО РЕСУРСА ДЛИТЕЛЬНО РАБОТАЮЩИХ ОБЪЕКТОВ .....	131
<sup>1,2</sup> Абабков Н.В., <sup>1,2</sup> Никитенко М.С., <sup>1</sup> Телегуз А.С., <sup>1,2</sup> Пимонов М.В. ....	131
1 – Федеральный исследовательский центр угля и углехимии СО РАН, г. Кемерово, Россия .....	131
2 – Кузбасский государственный технический университет имени Т.Ф. Горбачева, г. Кемерово, Россия .....	131
ОСОБЕННОСТИ ПЕРЕХОДА ОТ ДВУХДИСКОВОГО КОРПУСА РАБОЧЕГО КОЛЕСА ШАХТНОГО ОСЕВОГО ВЕНТИЛЯТОРА К ОДНОДИСКОВОМУ .....	137
к.т.н. Панова Н.В. ....	137
Институт горного дела им. Н.А. Чинакала СО РАН .....	137
г. Новосибирск, Россия .....	137
РЕЗУЛЬТАТЫ АПРОБАЦИИ ИНЕРЦИОННО-УДАРНОГО МЕТОДА РАЗРУШЕНИЯ ГОРНЫХ ПОРОД .....	142
<sup>1,2</sup> к.т.н. Куликова Е.Г., <sup>2</sup> Морозов А.В. ....	142
1 - Новосибирский государственный технический университет, г. Новосибирск, Россия .....	142
2 - Институт горного дела им. Н.А. Чинакала СО РАН, г. Новосибирск, Россия .....	142
ПРИМЕНЕНИЕ ЕДИНОГО КРИТЕРИЯ ДЛЯ ДИАГНОСТИКИ РЕДУКТОРОВ ГОРНЫХ МАШИН .....	147
<sup>1</sup> к.т.н. Герике П.Б., <sup>1</sup> д.т.н. Герике Б.Л., <sup>2</sup> к.т.н. Ещеркин П.В. ....	147
1 - Федеральный исследовательский центр угля и углехимии СО РАН, г. Кемерово, Россия .....	147
2 - Беловский филиал Кузбасского государственного технического университета .....	147
имени Т.Ф. Горбачева, г. Белово, Россия .....	147
АКУСТИКО-ЭМИССИОННЫЙ МОНИТОРИНГ НЕСУЩИХ ЭЛЕМЕНТОВ МЕТАЛЛОКОНСТРУКЦИЙ КАРЬЕРНЫХ АВТОСАМОСВАЛОВ .....	153
Швыдкин С.А., д.т.н. Герике Б.Л. ....	153
Федеральный исследовательский центр угля и углехимии СО РАН, г. Кемерово, Россия .....	153
ИССЛЕДОВАНИЕ РЕЖИМОВ РАБОТЫ ОБОРУДОВАНИЯ МЕХАНИЗИРОВАННОГО КОМПЛЕКСА ДВТ ПРИ ВЫСОКОПРОИЗВОДИТЕЛЬНОЙ ОТРАБОТКЕ ПОЛОГОГО УГОЛЬНОГО ПЛАСТА 50 В УСЛОВИЯХ ШАХТЫ ИМ. В.Д. ЯЛЕВСКОГО .....	157
<sup>1</sup> Разумов Е.А., <sup>2</sup> Венгер В.Г., <sup>1</sup> д.т.н. Калинин С.И. ....	157
1 – Филиал СФ АО «ВНИМИ», Прокопьевск, Россия .....	157
2 – Филиал УФ АО «ВНИМИ», Екатеринбург, Россия .....	157
ОПЫТ ФОРМИРОВАНИЯ ДЕМОНТАЖНОЙ КАМЕРЫ В ОЧИСТНОМ ЗАБОЕ ПО МЕРЕ ПОДВИГАНИЯ МЕХАНИЗИРОВАННОГО КОМПЛЕКСА В СЛОЖНЫХ УСЛОВИЯХ ШАХТ ЮГА КУЗБАССА .....	167
<sup>1</sup> к.т.н. Риб С.В., <sup>2</sup> Полошков С.И., <sup>2</sup> Басов В.В., <sup>1</sup> к.т.н. Волошин В.А., <sup>1</sup> к.т.н. Никитина А.М., <sup>1</sup> Борzych Д.М. ....	167
1 - Сибирский государственный индустриальный университет, г. Новокузнецк, Россия .....	167
2 - АО «Шахта «Большевик», г. Новокузнецк, Россия .....	167
УВЕЛИЧЕНИЕ ЭКСПЛУАТАЦИОННЫХ СВОЙСТВ И ПОВЫШЕНИЕ НАДЕЖНОСТИ ДЕТАЛЕЙ ГОРНОШАХТНОГО ОБОРУДОВАНИЯ, ЭКСПЛУАТИРУЮЩИХСЯ УСЛОВИЯХ	

ИНТЕНСИВНОГО ИЗНОСА, ПУТЕМ ДУГОВОЙ НАПЛАВКИ ПОРОШКОВОЙ ПРОВОЛОКОЙ .....	174
Комаров А.А., д.т.н. Козырев Н.А., Михно А.Р., Киселев П.А., Дробышев В.К. ....	174
Сибирский государственный индустриальный университет, г. Новокузнецк, Россия.....	174
ПРОМЫШЛЕННЫЕ ИССЛЕДОВАНИЯ СВАРОЧНОГО ФЛЮСА, ИЗГОТОВЛЕННОГО ИЗ ШЛАКА СИЛИКОМАНГАНА, ПРИ ПРОВЕДЕНИИ РЕМОНТНО-ВОССТАНОВИТЕЛЬНЫХ РАБОТ ИЗНОШЕННЫХ ДЕТАЛЕЙ ГОРНОЙ ТЕХНИКИ.....	179
Михно А.Р., д.т.н. Козырев Н.А., к.т.н. Усольцев А.А., к.т.н. Шевченко Р.А. ....	179
Сибирский государственный индустриальный университет, г. Новокузнецк, Россия.....	179
ИССЛЕДОВАНИЕ ПОКАЗАТЕЛЕЙ ВЗАИМОДЕЙСТВИЯ УЧАСТНИКОВ ПЕРЕВОЗОЧНОГО ПРОЦЕССА НА ЖЕЛЕЗНОДОРОЖНОМ ТРАНСПОРТЕ .....	182
<sup>1</sup> Жаркова А.А., <sup>2</sup> к.т.н. Псеровская Е.Д. ....	182
1 – Сибирский государственный индустриальный университет, г. Новокузнецк, Россия.....	182
2 – Сибирский государственный университет путей сообщения, г. Новосибирск, Россия .....	182
КОНСТРУКЦИЯ ОДНОВАЛКОВОЙ ДРОБИЛКИ, РАБОТАЮЩЕЙ НА СДВИГ .....	187
д.т.н. Никитин А.Г., Лубин В.А. ....	187
Сибирский государственный индустриальный университет, г. Новокузнецк, Россия.....	187
СПОСОБЫ ИЗГОТОВЛЕНИЯ ПЕЧАТНЫХ ПЛАТ ДЛЯ ОПЫТНЫХ ОБРАЗЦОВ РАДИОЭЛЕКТРОНИКИ В УСЛОВИЯХ ЛАБОРАТОРИИ .....	190
Нарышева М.С., Кизилев С.А. ....	190
Федеральный исследовательский центр угля и углехимии СО РАН, г. Кемерово, Россия .....	190
<b>РОБОТИЗАЦИЯ И АВТОМАТИЗАЦИЯ ПРОЦЕССОВ ГОРНОГО ПРОИЗВОДСТВА.....</b>	<b>197</b>
ПРОГНОЗ ГЕОМЕХАНИЧЕСКИХ ПАРАМЕТРОВ В СТРУКТУРНО НЕОДНОРОДНОМ ГЕОМАССИВЕ ПРИ НЕРАВНОМЕРНОЙ СКОРОСТИ ПОДВИГАНИЯ ОЧИСТНОГО ЗАБОЯ .....	199
д.т.н. Павлова Л.Д., д.т.н. Фрянов В.Н., к.т.н. Петрова О.А.....	199
Сибирский государственный индустриальный университет, Новокузнецк, Россия .....	199
ОБОСНОВАНИЕ ПАРАМЕТРОВ ТЕХНОЛОГИЧЕСКОЙ СХЕМЫ БЕЗЛЮДНОЙ ОТРАБОТКИ УГОЛЬНЫХ ПЛАСТОВ В СЛОЖНЫХ ГОРНО-ГЕОЛОГИЧЕСКИХ УСЛОВИЯХ.....	205
д.т.н. Павлова Л.Д., д.т.н. Фрянов В.Н. ....	205
Сибирский государственный индустриальный университет, г. Новокузнецк, Россия.....	205
МОДЕЛИРОВАНИЕ ЭЛЕКТРОМАГНИТНОГО ПОЛЯ ПОЛУВОЛНОВОГО ДИПОЛЯ НА ПОВЕРХНОСТИ УГОЛЬНОГО ПЛАСТА, ВМЕЩАЮЩЕГО ТРЕЩИНУ ГИДРАВЛИЧЕСКОГО РАЗРЫВА.....	211
<sup>1</sup> к.т.н. Хмелинин А.П., <sup>1</sup> к.т.н. Денисова Е.В., <sup>1</sup> к.т.н. Конурин А.И., <sup>2</sup> Шебалкова Л.В.....	211
1 - Институт горного дела им. Н.А. Чинакала СО РАН, г. Новосибирск, Россия.....	211
2 - Новосибирский государственный технический университет, г. Новосибирск, Россия .....	211
СООТНОШЕНИЯ ПОДОБИЯ ДЛЯ СИСТЕМ АВТОМАТИЧЕСКОГО РЕГУЛИРОВАНИЯ С ОБРАТНОЙ СВЯЗЬЮ .....	217
<sup>1</sup> Г.В. Макаров, <sup>2</sup> К.А. Ивушкин, <sup>1</sup> Л.П. Мышляев .....	217
1 – ООО «Научно-исследовательский центр систем управления», г. Новокузнецк, Россия .....	217
2 – ООО ОК «Сибшахтострой», г. Новокузнецк, Россия .....	217
ИМИТАЦИОННОЕ МОДЕЛИРОВАНИЕ ТИПОВЫХ ПРОЦЕССОВ ОБОГАЩЕНИЯ .....	222
Загидулин И.Р., Саламатин А.С., к.т.н. Ляховец М.В. ....	222
Сибирский государственный индустриальный университет, г. Новокузнецк, Россия.....	222
ИСПОЛЬЗОВАНИЕ ТЕХНОЛОГИЙ УДАЛЕННОГО ДОСТУПА ПРИ РЕШЕНИИ ЗАДАЧ НАЛАДКИ И СОПРОВОЖДЕНИЯ АСУ ТП ОБОГАТИТЕЛЬНЫХ ФАБРИК .....	227
<sup>1</sup> Кулюшин Г.А., <sup>1</sup> к.т.н. Грачев В.В., <sup>1</sup> Коровин Д.Е., <sup>2</sup> Иванов Д.В., <sup>3</sup> Аниканов Д.С.....	227
1 – Сибирский государственный индустриальный университет, г. Новокузнецк, Россия.....	227
2 – Научно-исследовательский центр систем управления, г. Новокузнецк, Россия.....	227
3 – ООО «Сибшахтострой», г. Новокузнецк, Россия.....	227
РАЗРАБОТКА ЛОКАЛЬНОЙ СИСТЕМЫ УПРАВЛЕНИЯ ДЛЯ СТАНЦИИ ЗАТАРИВАНИЯ .	231
<sup>1</sup> Свинцов М.М., <sup>1</sup> Саламатин А.С., <sup>1</sup> Загидулин И.Р., <sup>1</sup> Иванов Д.В., <sup>2</sup> Горб Д.С., <sup>1</sup> к.т.н. Огнев С.П.	231
1 – ООО «Научно-исследовательский центр систем управления», г. Новокузнецк, Россия .....	231
2 – ООО УК «Сибтензоприбор», г. Кемерово, Россия.....	231
ТЕРМОДИНАМИЧЕСКОЕ МОДЕЛИРОВАНИЕ ПРОЦЕССОВ ГОРЕНИЯ ТОПЛИВА .....	234
д.т.н. Рыбенко И.А., к.т.н. Буинцев В.Н., к.т.н. Ермакова Л.А. ....	234

Сибирский государственный индустриальный университет, г. Новокузнецк, Россия .....	234
ИССЛЕДОВАНИЕ РЕАКЦИЙ ГОРЕНИЯ УГОЛЬНОГО ТОПЛИВА С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ КОМПЬЮТЕРНОЙ ПРОГРАММЫ T-ENERGY .....	238
к.т.н. Сеченов П.А., д.т.н. Рыбенко И.А. ....	238
Сибирский государственный индустриальный университет, Новокузнецк, Россия .....	238
ФОРМИРОВАНИЕ ПОРТФЕЛЯ ПРОЕКТОВ, УЧИТЫВАЮЩЕЕ РИСКИ, ИНВЕСТИЦИОННЫЙ, ОПЕРАЦИОННЫЙ БЮДЖЕТЫ И НАЛИЧИЕ МНОГОЦЕЛЕВЫХ ПРОЕКТОВ .....	241
Х.К. Каиркенов <sup>1</sup> , д.т.н. А. В. Зимин <sup>1</sup> , д.т.н. И. В. Буркова <sup>2</sup> , К.В. Сергушин <sup>1</sup> , .....	241
д.т.н. В. В. Зимин <sup>1</sup> .....	241
1 – Сибирский государственный индустриальный университет, г. Новокузнецк, Россия .....	241
2 – Институт проблем управления им. В.А. Трапезникова РАН, г. Москва, Россия .....	241
ОПТИМИЗАЦИЯ ХАРАКТЕРИСТИК ЭЛЕКТРОПРИВОДА ПЕРЕМЕННОГО ТОКА ПОДЪЕМНЫХ УСТАНОВОК .....	248
д.т.н. Островляничик В.Ю., Маршев Д.А., к.т.н. Кубарев В. А., к.т.н. Поползин И.Ю. ....	248
Сибирский государственный индустриальный университет, г. Новокузнецк, Россия .....	248
ИССЛЕДОВАНИЯ АСИНХРОННОГО ЭЛЕКТРОПРИВОДА С ФАЗНЫМ РОТОРОМ ПОДЪЕМНЫХ УСТАНОВОК .....	255
д.т.н. Островляничик В.Ю., к.т.н. Кубарев В.А., к.т.н. Поползин И.Ю., Маршев Д.А. ....	255
Сибирский государственный индустриальный университет, г. Новокузнецк, Россия .....	255
ВЛИЯНИЕ ВОЛНОВЫХ ПРОЦЕССОВ В КАНАТАХ ШАХТНЫХ ПОДЪЕМНЫХ УСТАНОВОК НА ЭЛЕКТРИЧЕСКИЕ ВЕЛИЧИНЫ ЭЛЕКТРОПРИВОДА .....	261
к.т.н. Кипервассер М.В., к. ф-м.н., Хаимзон Б.Б. ....	261
Сибирский государственный индустриальный университет, г. Новокузнецк, Россия .....	261
ПРОБЛЕМЫ ОБЕСПЕЧЕНИЯ ЭЛЕКТРОМАГНИТНОЙ ОБСТАНОВКИ ВТОРИЧНОГО ОБОРУДОВАНИЯ НА ЭЛЕКТРИЧЕСКИХ ПОДСТАНЦИЯХ ДЛЯ ПИТАНИЯ УГОЛЬНЫХ ШАХТ .....	265
Романова В.А., к.т.н. Кузнецова Е.С., Дробышев В.К., Титова Т.К., Полянский К.В. ....	265
Сибирский государственный индустриальный университет, г. Новокузнецк, Россия .....	265
ОСОБЕННОСТИ РАСЧЁТА ТОКОВ ТРЁХФАЗНОГО КОРОТКОГО ЗАМЫКАНИЯ ЗА МОЩНЫМ СИЛОВЫМ ТРАНСФОРМАТОРОМ В СЕТЯХ ЭЛЕКТРОСНАБЖЕНИЯ РАЙОНОВ ВЕДЕНИЯ ГОРНЫХ РАБОТ .....	272
<sup>1</sup> Герасимук А.В., <sup>2</sup> Романова В.А., <sup>2</sup> к.т.н. Кипервассер М.В. ....	272
1 – АО «Сибирский Тяжпромэлектропроект», г. Новокузнецк, Россия .....	272
2 – Сибирский государственный индустриальный университет, г. Новокузнецк, Россия .....	272
РЕЗУЛЬТАТЫ ИССЛЕДОВАНИЯ ДЕЯТЕЛЬНОСТИ ТОПЛИВНО- ЭНЕРГЕТИЧЕСКОГО КОМПЛЕКСА США ПО ДАННЫМ ДИСТАНЦИОННОГО ЗОНДИРОВАНИЯ ЗЕМЛИ ИЗ КОСМОСА .....	277
<sup>1,2,3</sup> д.т.н. Зеньков И.В., <sup>3</sup> Нефедов Б.Н. ....	277
1 - Сибирский государственный университет науки и технологий имени академика М.Ф. Решетнёва, г. Красноярск, Россия .....	277
2 - Сибирский федеральный университет, г. Красноярск, Россия .....	277
3- Федеральный исследовательский центр информационных и вычислительных технологий, г. Красноярск, Россия .....	277
ИССЛЕДОВАНИЕ АВАРИЙНЫХ РЕЖИМОВ В ЭЛЕКТРОСНАБЖЕНИИ УГОЛЬНЫХ ПРЕДПРИЯТИЙ .....	280
Пестрецов А.Е., к.т.н. Кузнецова Е.С., Дурнев А.А., Полосухин А.Е., Арбузов И.С. ....	280
Сибирский государственный индустриальный университет», г. Новокузнецк, Россия .....	280
АНАЛИЗ АВАРИЙНОСТИ СИСТЕМ ВНЕШНЕГО ЭЛЕКТРОСНАБЖЕНИЯ УГОЛЬНЫХ ШАХТ КУЗБАССА .....	284
<sup>1</sup> Ефременко В.М., <sup>1,2</sup> Скребнева Е.В. ....	284
1 – Кузбасский государственный технический университет имени Т.Ф. Горбачева, г. Кемерово, Россия .....	284
2 – ООО «КАТЭН», г. Москва, Россия .....	284
ОПТИМАЛЬНОЕ УПРАВЛЕНИЕ ЭЛЕКТРОПОТРЕБЛЕНИЕМ НА СИСТЕМНОМ УРОВНЕ ОБЪЕКТОВ ЭЛЕКТРОТЕХНИЧЕСКОГО КОМПЛЕКСА И ГОРНЫХ ПРЕДПРИЯТИЙ .....	287
Тимофеев А.С., Чаплыгин В.В., Курдюков М.О., Садов Д.В. ....	287

Сибирский государственный индустриальный университет, г. Новокузнецк, Россия.....	287
<b>ПРОМЫШЛЕННАЯ И ЭКОЛОГИЧЕСКАЯ БЕЗОПАСНОСТЬ ГОРНЫХ ПРЕДПРИЯТИЙ</b>	<b>291</b>
<b>О ПЕРСПЕКТИВАХ И НАПРАВЛЕНИЯХ ЭНЕРГОТЕХНОЛОГИЧЕСКОЙ ПЕРЕРАБОТКИ БУРЫХ УГЛЕЙ КЕМЕРОВСКОЙ ОБЛАСТИ.....</b>	<b>293</b>
д.т.н. Прошунин Ю.Е. ....	293
Сибирский государственный индустриальный университет, г. Новокузнецк, Россия.....	293
<b>О ПЕРСПЕКТИВАХ ИСПОЛЬЗОВАНИЯ ЭНЕРГЕТИЧЕСКОГО ГАЗА ПОДЗЕМНОЙ ГАЗИФИКАЦИИ КАМЕННЫХ И БУРЫХ УГЛЕЙ .....</b>	<b>300</b>
д.т.н. Прошунин Ю.Е. ....	300
Сибирский государственный индустриальный университет, г. Новокузнецк, Россия.....	300
<b>К ВОПРОСУ ПОЛУЧЕНИЯ ВОСТРЕБОВАННОЙ ПРОДУКЦИИ НА ОСНОВЕ БУРОУГОЛЬНОГО ПОЛУКОКСА .....</b>	<b>308</b>
д.т.н. Прошунин Ю.Е. ....	308
Сибирский государственный индустриальный университет, г. Новокузнецк, Россия.....	308
<b>ИССЛЕДОВАНИЯ ГАЗОКИНЕТИЧЕСКИХ СВОЙСТВ ПРИРОДНОГО УГЛЯ.....</b>	<b>314</b>
к.т.н. Козырева Е.Н., к.т.н. Плаксин М.С., Родин Р.И., Альков В.И. ....	314
Федеральный исследовательский центр угля и углехимии СО РАН, г. Кемерово, Россия .....	314
<b>КОМБИНАЦИЯ ПОДСИСТЕМ МНОГОФУНКЦИОНАЛЬНОЙ СИСТЕМЫ БЕЗОПАСНОСТИ ШАХТЫ ДЛЯ КОНТРОЛЯ ДИНАМИЧЕСКИХ ЯВЛЕНИЙ .....</b>	<b>320</b>
д.т.н. Шадрин А.В. ....	320
Федеральный исследовательский центр угля и углехимии СО РАН, г. Кемерово, Россия .....	320
<b>МАТЕМАТИЧЕСКОЕ МОДЕЛИРОВАНИЕ ПАРАМЕТРОВ ХЕМОСОРБЦИИ КИСЛОРОДА ИСКОПАЕМЫМИ УГЛЯМИ .....</b>	<b>325</b>
д.т.н. С.П. Греков, к.т.н. В.П. Орликова.....	325
Государственный научно-исследовательский институт горноспасательного дела, пожарной безопасности и гражданской защиты «Респиратор» г. Донецк, Донецкая народная республика .	325
<b>РАЗРАБОТКА АЛГОРИТМА ПРЕДУПРЕЖДЕНИЯ САМОВОЗГОРАНИЯ УГОЛЬНОГО СКОПЛЕНИЯ НА ВЫЕМОЧНОМ УЧАСТКЕ .....</b>	<b>329</b>
Головченко Е.А., Момот Д.И., Белокобыльский М.А. ....	329
Государственный научно-исследовательский институт горноспасательного дела, пожарной безопасности и гражданской защиты «Респиратор», г. Донецк, Донецкая Народная Республика	329
<b>БАЛЛИСТИКА КАПЕЛЬ МЕЛКОРАСПЫЛЕННОЙ ВОДЫ В ВЕНТИЛЯЦИОННОМ ПОТОКЕ ГОРНОЙ ВЫРАБОТКИ.....</b>	<b>332</b>
д.т.н. Агеев В.Г., Коляда А.Ю. ....	332
Государственный научно-исследовательский институт горноспасательного дела, пожарной безопасности и гражданской защиты «Респиратор», г. Донецк, Донецкая народная республика .	332
<b>ОБЕСПЕЧЕНИЕ БЕЗОПАСНЫХ УСЛОВИЙ ТРУДА РАБОТНИКОВ УГОЛЬНЫХ ПРЕДПРИЯТИЙ ПРИ НЕЗАКОННОЙ ДОБЫЧЕ И ПЕРЕВОЗКЕ УГЛЯ .....</b>	<b>336</b>
<sup>1</sup> д.т.н. Фомин А.И., <sup>2</sup> к.т.н. Бесперстов Д.А., <sup>1</sup> д.т.н. Ли А.А.....	336
1 – АО «НЦ ВостНИИ», г. Кемерово, Россия.....	336
2 – Кемеровский государственный университет, г. Кемерово, Россия .....	336
<b>ОЦЕНКА ГЕОДИНАМИЧЕСКОГО СОСТОЯНИЯ И УДАРООПАСНОСТИ ЖЕЛЕЗОРУДНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ НА ОСНОВЕ КИНЕТИЧЕСКОЙ КОНЦЕПЦИИ РАЗРУШЕНИЯ ГОРНЫХ ПОРОД .....</b>	<b>340</b>
к.т.н. Ли К.Х., д.т.н. Иванов В.В. ....	340
АО «Научный Центр ВостНИИ по промышленной и экологической безопасности в горной отрасли», г. Кемерово, Россия.....	340
<b>РАЗРАБОТКА СИСТЕМЫ ИМИТАЦИОННОГО МОДЕЛИРОВАНИЯ ОЧИСТНЫХ РАБОТ В ДЛИННОМ КОМПЛЕКСНО-МЕХАНИЗИРОВАННОМ ЗАБОЕ ПРИ ПЕРЕХОДЕ РАЗРЫВНОГО НАРУШЕНИЯ .....</b>	<b>352</b>
к.т.н. Говорухин Ю.М., д.т.н. Домрачев А.Н., к.т.н. Криволапов В.Г., д.т.н. Палеев Д.Ю., Поздеева И.М.....	352
ФГКУ «Национальный горноспасательный центр», г. Новокузнецк, Россия.....	352
<b>К ВОПРОСУ ОБ ОЦЕНКЕ АДЕКВАТНОСТИ МОДЕЛИ ШАХТНОЙ ВЕНТИЛЯЦИОННОЙ СЕТИ.....</b>	<b>349</b>

<sup>1</sup> к.т.н. Говорухин Ю.М., <sup>1,2</sup> д.т.н. Домрачев А.Н., <sup>1</sup> к.т.н. Криволапов В.Г., <sup>1,3</sup> д.т.н. Палеев Д.Ю., <sup>1</sup> Поздеева И.М. ....	349
1 – ФГКУ «Национальный горноспасательный центр», г. Новокузнецк, Россия.....	349
2 – Сибирский государственный индустриальный университет, г. Новокузнецк, Россия .....	349
3 – Горный институт УрО РАН, г. Пермь, Россия .....	349
ИНФОРМАЦИОННОЕ ОБЕСПЕЧЕНИЕ МОНИТОРИНГА ПРОИЗВОДСТВА РАБОТ ПО ЛЕСНОЙ РЕКУЛЬТИВАЦИИ НА ТЕРРИТОРИИ КРАСНОЯРСКОГО КРАЯ С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ РЕСУРСОВ СПУТНИКОВОЙ СЪЕМКИ .....	355
<sup>1,2,3</sup> д.т.н. Зеньков И.В.....	355
1 - Сибирский государственный университет науки и технологий имени академика М. Ф. Решетнёва, г. Красноярск, Россия.....	355
2 - Сибирский федеральный университет, г. Красноярск, Россия.....	355
3- Федеральный исследовательский центр информационных и вычислительных технологий, г. Красноярск, Россия .....	355
РЕЗУЛЬТАТЫ КОНТРОЛЯ ВЫПОЛНЕНИЯ РАБОТ ПО ЛЕСНОЙ РЕКУЛЬТИВАЦИИ В ИРКУТСКОЙ ОБЛАСТИ С ПРИВЛЕЧЕНИЕМ РЕСУРСОВ ДИСТАНЦИОННОГО МОНИТОРИНГА ЗЕМЛИ ИЗ КОСМОСА.....	358
<sup>1,2,3</sup> д.т.н. Зеньков И.В.....	358
1 - Сибирский государственный университет науки и технологий имени академика М.Ф. Решетнёва, г. Красноярск, Россия.....	358
2 - Сибирский федеральный университет, г. Красноярск, Россия.....	358
3- Федеральный исследовательский центр информационных и вычислительных технологий, г. Красноярск, Россия .....	358
ГИДРОТЕРМИЧЕСКИЙ РЕЖИМ РЕКУЛЬТИВИРОВАННЫХ ПОЧВ С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ ОТХОДОВ УГЛЕБОГАЩЕНИЯ .....	362
к.б.н. Семина И.С., к.с.н. Шипилова А.М., Турмий Я.А., Рязанова Е.М. ....	362
Сибирский государственный индустриальный университет, г. Новокузнецк, Россия .....	362
ОПРЕДЕЛЕНИЕ ЖИЗНЕПРИГОДНОСТИ ЭМБРИОЗЕМОВ ЗАРАСТАЕМЫХ ХВОСТОХРАНИЛИЩ АБАГУРСКОЙ ОБОГАТИТЕЛЬНОЙ ФАБРИКИ.....	369
<sup>1</sup> Глумова Е.С., <sup>1</sup> Булавина М.С. <sup>2</sup> д.б.н. Андроханов В.А. ....	369
1 – Лицей № 34, г. Новокузнецк, Россия.....	369
2 – Институт почвоведения и агрохимии СО РАН, г. Новосибирск, Россия .....	369
ПОТЕНЦИАЛ ГЕНЕРАЦИИ «ПАРНИКОВЫХ» ГАЗОВ УГОЛЬНОЙ ПРОМЫШЛЕННОСТЬЮ КУЗБАССА .....	376
Дробышев В.К., к.т.н. Стерлигов В.В.....	376
Сибирский государственный индустриальный университет, г. Новокузнецк, Россия .....	376
ПОТЕНЦИАЛ ЭНЕРГОСБЕРЕЖЕНИЯ ЭЛЕКТРОСТАНЦИЙ НА БАЗЕ УГОЛЬНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ. ....	380
Дробышев В.К., к.т.н. Кузнецова Е.С., Романова В.А., Алюханов А.А., Полянский К.В. ....	380
Сибирский государственный индустриальный университет, г. Новокузнецк, Россия .....	380
ПЕРСПЕКТИВЫ РАЗВИТИЯ ТЕХНОЛОГИИ ОТКРЫТОЙ УГЛЕДОБЫЧИ В БУНГУРО- ЧУМЫШСКОМ РАЙОНЕ КУЗБАССА.....	385
Горбунова А.Р., Мишин С.А. ....	385
Сибирский государственный индустриальный университет, г. Новокузнецк, Россия .....	385



# ГЕОТЕХНОЛОГИИ КОМПЛЕКСНОГО ОСВОЕНИЯ НЕДР





## ПОВЫШЕНИЕ ЭНЕРГОЭФФЕКТИВНОСТИ ПРИ ПРОИЗВОДСТВЕ БУРОВЗРЫВНЫХ РАБОТ ПРИ ОТКРЫТОЙ РАЗРАБОТКЕ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

к.т.н. Жариков С.Н., Кутуев В.А.

Институт горного дела Уральского отделения Российской академии наук,  
г. Екатеринбург, Россия

**Аннотация.** Рассмотрены перспективы развития буровзрывных работ в части снижения затрат на взрывчатые материалы. Предложено технологическое решение, которое заключается в применении при уступной взрывной отбойке горной массы горизонтального вруба по подошве уступа. Приведена принципиальная схема бурового станка для горизонтального бурения скважин.

**Ключевые слова:** горный массив, карьер, бурение, скважины, взрывчатые вещества, удельный расход, буровой станок, горизонтальный вруб.

**Введение.** Современный этап развития освоения недр России и стран СНГ требует перехода на новые технологические решения при добыче минерального сырья [1, 2]. Это главным образом продиктовано усложнением горно-геологических условий разработки месторождений, информация о которых нарастает по мере развития горных работ, увеличением негативного влияния взрывных работ на устойчивость бортов карьеров, необходимостью поддержания экономической целесообразности разработки месторождения в новых рыночных условиях хозяйствования.

Буровзрывные работы (БВР) являются первыми в цепи технологических процессов горного производства и в значительной мере определяют себестоимость добычи полезных ископаемых. Затраты на БВР в настоящее время на крупных карьерах достигают 30 % от общих затрат на добычу, и ожидается их увеличение по мере понижения горных работ.

Что касается совершенствования технологии взрывной отбойки на карьерах, то в первую очередь должны быть кардинально снижены главные показатели – удельный расход ВВ и объем бурения взрывных скважин. Способы могут быть различны. В первую очередь, это применение конструкции зарядов, определенных на основе экспрессного изучения физико-механических свойств горных пород выемочных блоков [3-6]; переменная сетка скважин, устанавливаемая непосредственно в процессе обурирования блока; а также может быть изменена технология отбойки выемочных блоков [7, 8], например, с использованием горизонтального бурения [9] (вопрос практически не исследован).

**Теория вопроса.** Долгое время некоторые специалисты полагали, что для повышения качества дробления весьма трудновзрываемых, вязких пород достаточно увеличить удельный расход ВВ. Однако, как показывает практика сужение сетки скважин и увеличение удельного расхода ВВ не приводит к улучшению качества дробления. В результате материальные ресурсы тратятся недостаточно эффективно. В подтверждение этому произведен приближенный расчет действия взрыва на расстоянии от заряда. Для расчета использованы зависимости, указанные в [10, 11].

Давление на стенку скважины:

$$P = \frac{r_{\text{зар}}^2}{2 r_{\text{СКВ}}^2} P_{\text{д}}, \quad (1)$$

где  $r_{\text{зар}}$  – радиус заряда, м;  $r_{\text{СКВ}}$  – радиус скважины, м;  $P_{\text{д}}$  – давление детонационной волны, МПа.

$$P_{\text{д}} = \frac{\rho_{\text{ВВ}} D^2}{4}, \quad (2)$$

где  $\rho_{\text{ВВ}}$  – плотность ВВ, кг/м<sup>3</sup>;  $D$  – скорость детонации, м/с.

Давление в горном массиве от взрыва цилиндрического заряда на расстоянии  $R$ :

$$P_R = P \left( \frac{r_{\text{СКВ}}}{R} \right)^{1,5}. \quad (3)$$

В приведенном расчете диаметр скважины 250 мм. Значение диаметра скважины принято равным значению диаметра заряда. Результаты расчета представлены в табл. 1.

Таблица 1

Давление на расстоянии от взрыва некоторых типов ВВ

Взрывчатое вещество	Скорость детонации, м/с	Плотность заряжания, г/см <sup>3</sup>	Давление на стенке скважины, МПа	Давление от взрыва, МПа									
				Расстояние от заряда, м									
				1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
Гранулотол	5000	1	3125,0	138,11	48,83	26,58	17,26	12,35	9,40	7,46	6,10	5,12	4,37
Граммонит 79/21	3700	0,9	1540,1	68,06	24,06	13,10	8,51	6,09	4,63	3,68	3,01	2,52	2,15
Порэммит 1А	5000	1,2	3750,0	165,73	58,59	31,89	20,72	14,82	11,28	8,95	7,32	6,14	5,24
Нитронит Э-70	4500	1,2	3037,5	134,24	47,46	25,83	16,78	12,01	9,13	7,25	5,93	4,97	4,25
Сибирит	4800	1,25	3600,0	159,10	56,25	30,62	19,89	14,23	10,83	8,59	7,03	5,89	5,03
Гранэммит И-30	5000	1,35	4218,8	186,44	65,92	35,88	23,31	16,68	12,69	10,07	8,24	6,91	5,90
Фортис эдв. 80	5510	1,1	4174,5	184,49	65,23	35,50	23,06	16,50	12,55	9,96	8,15	6,83	5,83
Эмульсолит	5000	1,25	3906,3	172,63	61,04	33,22	21,58	15,44	11,75	9,32	7,63	6,39	5,46
Сларрит	5000	1,25	3906,3	172,63	61,04	33,22	21,58	15,44	11,75	9,32	7,63	6,39	5,46
Эмулогран	4500	1,3	3290,6	145,43	51,42	27,99	18,18	13,01	9,90	7,85	6,43	5,39	4,60
Эмулит ВЭТ 500	4600	1,35	3570,8	157,81	55,79	30,37	19,73	14,11	10,74	8,52	6,97	5,84	4,99

Согласно [11] на расстоянии более 1-2 м от заряда дробление является неуправляемым, а радиус действия заряда по трещинообразованию в условиях крепких пород может быть более значительным. Следовательно, является целесообразным расстояние между скважинами в блоке не уменьшать, а наоборот увеличивать до максимально возможной величины. Как показывают приблизительные расчеты принципиально возможно увеличение расстояния между скважинами в крепких породах до 8-10 метров и более. Однако это возможно только в том случае, если решить вопрос с проработкой линии сопротивления по подошве уступа. На больших расстояниях между скважинами вопрос проработки подошвы является определяющим. В качестве варианта решения данного вопроса может быть использован горизонтальный вруб. Таким образом, подошва может быть проработана без использования вертикальных перебуров. Данный вариант на первый взгляд приведет к увеличению объема бурения, определенным сложностям при формировании зарядов горизонтальной щели, но позволит сократить удельный расход ВВ.

Условия для приблизительного расчета и сравнения вариантов приняты следующие. Горный массив сложен крепкими породами со средним коэффициентом крепости 14. Предел прочности в образце на сжатие принят 140 МПа, на растяжение 14 МПа, плотность пород 3,5 т/м<sup>3</sup>, коэффициент структурного ослабления в массиве 0,1. Параметры выемочного блока: ширина 30 м, длина 120 м. Взрывчатое вещество принято нитронит Э-70 (плотность заряжания 1,2 г/см<sup>3</sup>). Взрывание на подпорную стенку.

Параметры исходной технологии отбойки:

высота уступа – 15 м,

диаметр скважины – 250 мм,

длина скважины – 18 м,

перебур по проекту – 3 м, с учетом осыпания – 4 м,

длина заряда ВВ – 12 м,

сетка скважин 6×5 м,

первый ряд скважин – наклонный,

расстояние между устьями 1 и 2 ряда скважин – 1 м.

Схема расположения зарядов показана на рис. 1.

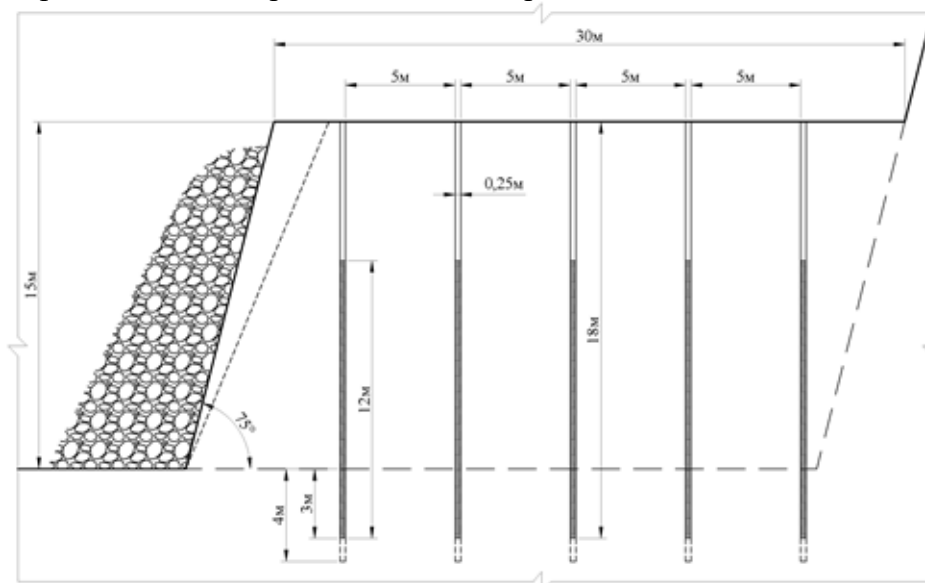


Рис. 1. Схема расположения зарядов при обычной технологии отбойки выемочного блока при взрывании с подпорной стенкой

Согласно исходным данным расчетные показатели БВР представлены в табл. 2.

Таблица 2

Расчетные показатели БВР исходного варианта отбойки

Показатель	Значение
Количество скважин в блоке, шт	100
Количество ВВ в скважине, кг	706,5
Объем блока, м <sup>3</sup>	54000
Количество ВВ на блок, кг	70650
Объем бурения, м	1900
Удельный расход ВВ, кг/м <sup>3</sup>	1,31

Оценку варианта отбойки выемочного блока с применением горизонтального вруба целесообразно начинать с выбора ВВ и конструкции зарядов. В данном случае критерием выступает радиус трещинообразования в горной породе с применением конкретного ВВ. Радиус трещинообразования [4]:

$$R_{тр} = r_{скв} \sqrt[3]{(P/\sigma_{доп})^2}, \quad (4)$$

где  $r_{скв}$  – радиус скважины, м;  $P$  – давление на стенки скважины, МПа;  $\sigma_{доп}$  – допустимая величина напряжений, МПа.

В приближении, в виду сложности определения фактической величины, за допустимую величину напряжений ( $\sigma_{доп}$ ) можно принимать статический предел прочности пород в образце на растяжение ( $\sigma_p$ ) с учетом примерного коэффициента ослабления в массиве, увеличенный на 10 - 30 % [10]. Это на первый взгляд находится в некотором противоречии с общепринятыми принципами определения допустимой величины напряжений, но с ограничением, что данный параметр меньше суммы статических и динамических напряжений с учетом неопределенности структурного ослабления массива и коэффициента динамичности такой подход вполне приемлем. Согласно исходным данным, предел прочности горной породы при растяжении  $\sigma_p = 14$  МПа, коэффициент структурного ослабления пород в

массиве 0,1, следовательно, допустимая величина напряжений принята  $0,13 \sigma_p$  и составляет 1,82 МПа. Давление на стенки скважины определяется по выражениям (1), (2).

Результаты расчета радиуса трещинообразования для разных типов ВВ и конструкций зарядов представлены в табл. 3.

Таблица 3

Радиус трещинообразования при  $\sigma_{доп} = 1,82$  МПа

Взрывчатое вещество	Радиус трещинообразования, м									
	Параметры зарядов $D_{скв}/d_{зар}$									
	90/90	110/90	120/90	160/90	110/110	120/110	160/110	120/120	160/120	160/160
Гранулотол	6,5	6,0	5,9	5,3	7,9	7,7	7,0	8,6	7,8	11,5
Граммонит 79/21	4,0	3,8	3,7	3,3	4,9	4,8	4,3	5,4	4,9	7,2
Порэмит 1А	7,3	6,8	6,6	6,0	8,9	8,7	7,9	9,7	8,8	13,0
Нитронит Э-70	6,3	5,9	5,8	5,2	7,7	7,5	6,8	8,4	7,7	11,3
Сибирит	7,1	6,6	6,4	5,9	8,7	8,4	7,6	9,5	8,6	12,6
Гранэмит И-30	7,9	7,4	7,2	6,5	9,6	9,4	8,5	10,5	9,5	14,0
Фортис эдв. 80	7,8	7,3	7,1	6,5	9,6	9,3	8,4	10,4	9,5	13,9
Эмульсолит	7,5	7,0	6,8	6,2	9,2	8,9	8,1	10,0	9,1	13,3
Сларрит	7,5	7,0	6,8	6,2	9,2	8,9	8,1	10,0	9,1	13,3
Эмулогран	6,7	6,2	6,1	5,5	8,2	7,9	7,2	8,9	8,1	11,9
Эмулит ВЭТ 500	7,1	6,6	6,4	5,8	8,6	8,4	7,6	9,4	8,5	12,5
Гранулит-игданит	2,5	2,4	2,3	2,1	3,1	3,0	2,7	3,4	3,1	4,5

Данные табл. 3 позволяют выбрать тип взрывчатого вещества и наиболее рациональные конструкции зарядов горизонтального вруба. Выбор типа ВВ предполагает обеспечение наименьшей зоны разрушения, поэтому в данном случае радиус трещинообразования должен быть минимальным. Иначе воздействие отрезной щели на нижний горизонт будет сравнимо с действием перебуров. При этом вертикальные скважины можно недобуривать до подошвы, так как в этой области работают заряды вруба.

**Скважины горизонтального вруба.** Согласно данным табл. 3 наименьшие радиусы трещинообразования имеют граммонит 79/21 и гранулит-игданит. При данных типах ВВ величина недобура может составить в среднем 2 - 4 м. Наиболее приемлемым является диаметр заряда 90 мм. Данный диаметр обеспечивает наименьшее трещинообразование. Диаметр скважин тоже целесообразно делать небольшой для исключения осыпания. Таким образом, к дальнейшему расчету приняты следующие соотношения диаметра скважины к диаметру заряда: 90/90; 110/90; 120/90. Расчет давления на расстоянии от взрыва заряда для выбранных типов ВВ произведен по выражению 3. Результаты представлены в табл. 4.

Данные табл. 4 показывают, что для преодоления растягивающих напряжений в массиве, которые по условию составляют 1,4 МПа с учетом коэффициента структурного ослабления 0,1, расстояния между скважинами горизонтального вруба следующие.

С применением граммонита 79/21 расстояния между скважинами при соотношении  $D_{скв}/d_{зар}$ , равного 90/90 составляют 4 м с зарядкой каждой скважины, либо 3 м с зарядкой через одну. То же самое, при других диаметрах скважин.

С применением гранулит-игданита расстояния между скважинами при соотношении  $D_{скв}/d_{зар}$  90/90 – 3 м с зарядкой каждой скважины, либо 2 м с зарядкой через одну. При других диаметрах скважин расстояние 2 м с зарядкой каждой скважины.

Расчет давления от взрыва заряда отрезной щели на расстоянии

Параметры контурного заряда		Давление от взрыва контурного заряда на расстоянии, МПа								
		Взрывчатое вещество гранулит-игданит								
		Расстояние, м								
		1	2	3	4	5	6	7	8	9
D скважины / D заряда, мм	90 / 90	7,39	2,61	1,42	0,92	0,66	0,50	0,40	0,33	0,27
	110 / 90	6,69	2,36	1,29	0,84	0,60	0,46	0,36	0,30	0,25
	120 / 90	6,40	2,26	1,23	0,80	0,57	0,44	0,35	0,28	0,24
Параметры контурного заряда		Давление от взрыва контурного заряда на расстоянии, МПа								
		Взрывчатое вещество граммонит 79/21								
		Расстояние, м								
		1	2	3	4	5	6	7	8	9
D скважины / D заряда, мм	90 / 90	14,70	5,20	2,83	1,84	1,31	1,00	0,79	0,65	0,54
	110 / 90	13,30	4,70	2,56	1,66	1,19	0,90	0,72	0,59	0,49
	120 / 90	12,73	4,50	2,45	1,59	1,14	0,87	0,69	0,56	0,47

Учитывая, что расстояния между скважинами для наибольшей производительности станка должны быть максимально возможными, то наиболее приемлемым типом ВВ для зарядов горизонтального вруба в данном случае является граммонит 79/21. При этом наиболее целесообразными являются диаметры скважин 90 - 120 мм и заряда – 90 мм. В этом случае расстояние между скважинами вруба можно принять 3 м с заряданием через одну.

**Вертикальные скважины при горизонтальном врубе.** Согласно данным табл. 1 давление при взрыве нитронита Э-70 на расстоянии 4 м от заряда превышает предел прочности на растяжение в массиве, который, согласно условию, составляет 14 МПа с учетом коэффициента структурного ослабления 0,1. Таким образом, расстояние между вертикальными скважинами можно принять 8 м. Учитывая геометрию блока, расстояние между рядами вертикальных скважин принято – 7,5 м, между скважинами, в ряду – 8 м. Рациональная величина недобура определяется длиной буровых штанг, свойствами горных пород и свойствами ВВ. В нашем случае для вертикального бурения скважин диаметром 250 мм можно рассмотреть станок типа СБШ-250. Длина штанги обычно составляет 8 м. Двумя штангами данный станок бурит 14 м (из-за особенностей конструкции станка первая штанга бурит на 6 м).

Для дальнейших расчетов диаметр скважины и заряда горизонтального вруба приняты – 90 мм. Величина недобура вертикальных скважин принимается 2 м, длина вертикальных скважин – 13 м, длина заряда – 8 м, забойка – 5 м, недозаряд горизонтальной скважины – 2 м. Расстояние между горизонтальными скважинами – 3 м. Зарядание скважин горизонтального вруба – через одну.

Схема размещения зарядов показана на рис. 2.

Согласно принятым параметрам отбойки выемочного блока с применением горизонтального вруба произведен расчет показателей буровзрывных работ. Результаты представлены в табл. 5.

Для наглядности данные расчетов показателей БВР по рассмотренным вариантам (см. табл. 2, 5) сведены в единую табл. 6.

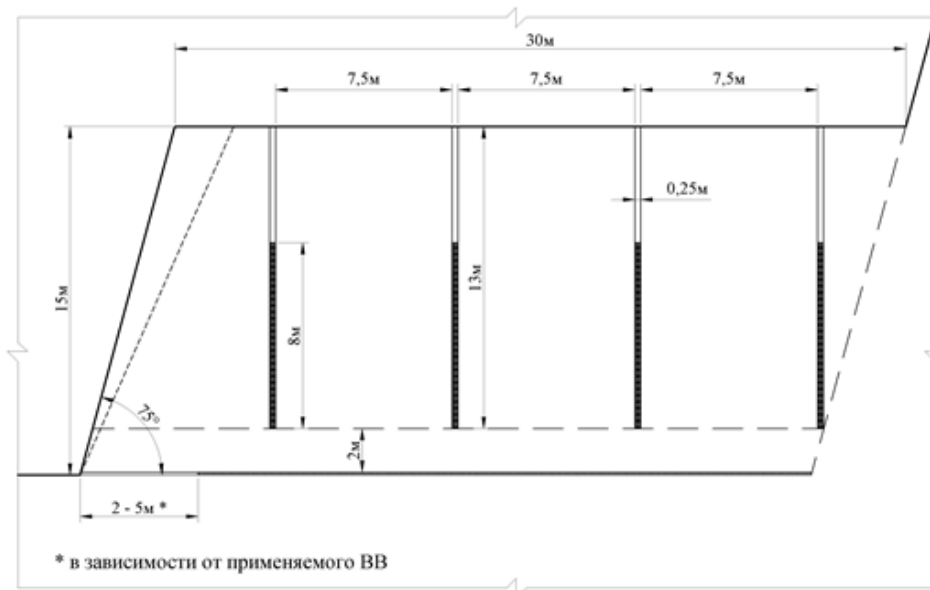


Рис. 2. Схема расположения зарядов при горизонтальном врубе по подошве уступа

Таблица 5

Расчетные показатели БВР для варианта отбойки с горизонтальным врубом

Показатель	Значение
Количество вертикальных скважин в блоке, шт	60
Количество горизонтальных скважин отрезной щели, шт	40
Количество ВВ в вертикальной скважине, кг	471
Количество ВВ в горизонтальной скважине, кг	213,6
Объем блока, м <sup>3</sup>	54000
Количество ВВ на блок, кг	32532
Объем бурения, м	1900
Удельный расход ВВ, кг/м <sup>3</sup>	0,6

Таблица 6

Результаты расчета показателей БВР по двум вариантам технологии отбойки выемочного блока

Показатель	Значение	
	Обычная отбойка	Отбойка с применением горизонтального вруба по подошве уступа
Количество скважин в блоке, шт	100	100
Объем бурения, м	1900	1900
Объем блока, м <sup>3</sup>	54000	54000
Количество ВВ на блок, кг	70650	32532
Удельный расход ВВ, кг/м <sup>3</sup>	1,31	0,6

**Результаты исследования и их обсуждение.** Приближенные расчеты показали, что применение способа отбойки выемочного блока с горизонтальным врубом по подошве уступа может быть достаточно эффективным. Согласно данным табл. 6 проработка подошвы уступа горизонтальным врубом и увеличение расстояний между вертикальными скважинами при практически равном объеме бурения позволяет уменьшить потребление ВВ более чем в 2 раза. Несмотря на то, что представленные расчеты являются приближенными и несколько идеализированными, однако полученные результаты указывают на то, что предлагаемый способ отбойки позволит значительно уменьшить удельный расход ВВ

при взрывном разрушении крепких горных массивов. Поэтому данное направление является актуальным, имеет практическую значимость и требует дополнительных, в том числе экспериментальных исследований.

В настоящее время на крупных карьерах расстояния между скважинами в среднем составляют 5 – 6 метров, а величина перебуров от 2 до 3 м. Расчеты показали, что возможно увеличение расстояния между скважинами в крепких породах до 8 – 10 метров при соответствующем уменьшении удельного расхода ВВ.

Применение горизонтального вруба для взрывного рыхления скальных горных пород на отечественных карьерах, ограничивается возможностями отечественных буровых станков бурения горизонтальных скважин. В настоящее время ряд зарубежных компаний выпускает ударно-вращательные буровые станки, способные бурить горизонтальные скважины [12]. Применение дорогостоящего оборудования зарубежного производства с высокими эксплуатационными издержками для бурения горизонтальных скважин в условиях переходных процессов, связанных с экономическими проблемами предприятий, является нецелесообразным, за исключением случая применения этого способа отбойки с начала отработки месторождения. Поэтому требуется проведение соответствующих научно-исследовательских и конструкторских работ с целью создания отечественного бурового станка, способного бурить горизонтальные скважины, не уступающего современным зарубежным образцам.

Для обеспечения безопасной эксплуатации бурового оборудования при горизонтальном бурении скважин, сформулированы следующие требования (рис. 3):

1. Работа под откосом уступа опасна, ввиду высокой вероятности камнепада. Поэтому станок для горизонтального вруба должен быть на дистанционном управлении, имеющем значительное удаление машиниста-оператора от забоя.

2. Дистанционная система контроля должна подразумевать возможность управления несколькими станками одновременно.

3. Должна быть предусмотрена гидравлическая защитная конструкция от камнепада.

4. Конструкция станка должна предусматривать возможность обсадки скважины и укрепления стенок промывочными смесями.

5. Станок должен иметь не большую массу, позволяющую транспортировать его от откоса трактором в случае отказа дистанционного управления. При этом, сцепка трактора и станка должна осуществляться несколькими тросами, объединенными в систему, откинутыми от станка на расстояние, исключающее отскок падающего камня от защиты в место осуществления сцепки. Целесообразно узел сцепки расположить на колесе, для которого также можно предусмотреть электропривод и дистанционное управление.

6. Для обеспечения конкурентоспособности оборудования габариты защиты и размеры станка должны быть минимальны. В связи с этим целесообразно компрессор и маслостанцию вынести в отдельные мобильные конструкции при соединении со станком рукавами высокого давления, шлангами и другими средствами.

7. Системы управления станком и оборудованием должны включать средства предупредительной сигнализации и другие средства, предупреждающие о нарушениях функционирования, приводящих к возникновению опасных ситуаций.

8. Пульт управления должен обеспечить персоналу возможность контролировать отсутствие иных лиц в опасных зонах. Целесообразно использования видеокамер, либо специальных датчиков. Каждому пуску должен предшествовать предупреждающий сигнал. Также пульт управления должен оборудоваться средствами отображения информации о нарушениях эксплуатации любой части системы, а также средствами аварийной остановки системы или отдельных ее частей.

9. При разработке и изготовлении станка и оборудования необходимо использовать эргономические принципы для снижения влияния дискомфорта, усталости и психологического напряжения персонала до минимально возможного уровня.

10. При разработке и изготовлении станка и оборудования должны учитываться ограничения, накладываемые на действия оператора при использовании средств индивидуальной защиты.

11. Освещение оборудования в темное время суток должно быть достаточным для своевременного предотвращения аварийных ситуаций.

12. Разработка и изготовление бурового оборудования для горизонтального вруба должны соответствовать ТР ТС 010/2011 «О безопасности машин и оборудования».

Приведенные требования не окончательные и нуждаются в доработке по итогам опытно-промышленных испытаний.

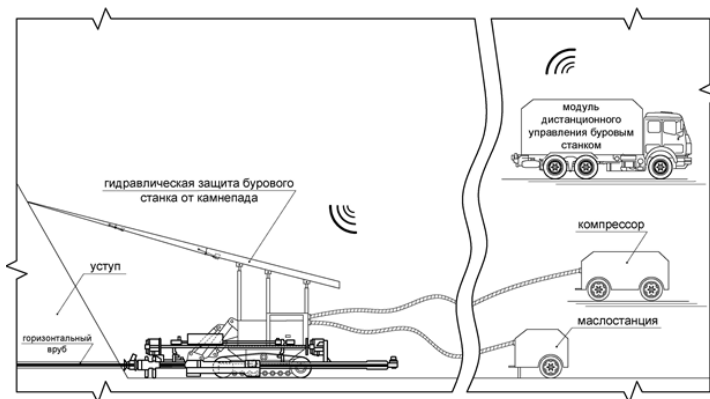


Рис. 3. Эскиз предлагаемого бурового станка для горизонтального бурения скважин

**Выводы.** Предложено перспективное технологическое решение для существенного уменьшения (более чем в 2 раза) удельного расхода взрывчатых веществ при уступной взрывной отбойке на карьерах, подразумевающее горизонтальный отрыв выемочного блока по подошве с одновременным увеличением расстояния (с 5-6 до 8-10 метров) между скважинами выемочного блока.

Применение дорогостоящего оборудования с высокими эксплуатационными издержками для бурения горизонтальных скважин в условиях переходных процессов, связанных с экономическими проблемами предприятия, является нецелесообразным, за исключением случаев применения этого способа отбойки с момента начала разработки месторождения. Поэтому требуется проведение соответствующих научно-исследовательских и конструкторских работ с целью создания отечественного бурового станка, способного бурить горизонтальные скважины, не уступающего современным зарубежным образцам.

Разработаны требования к конструкции и промышленной безопасности применения бурового оборудования для осуществления горизонтального вруба. Данные требования не окончательные и нуждаются в доработке по результатам опытно-промышленных испытаний.

### Список литературы

1. Яковлев В.Л. Переходные процессы в технологии разработки сложноструктурных месторождений полезных ископаемых // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал) – 2015. – S1-1. – С. 65-76.
2. Яковлев В.Л. Исследование переходных процессов - новое направление в развитии методологии комплексного освоения георесурсов. – Екатеринбург: УрО РАН, 2019. – 284с.
3. Воронцов И.В., Маторин А.С., Котяшев А.А., Шеменёв В.Г. Оптимизация параметров буровзрывных работ на открытых разработках ОАО «ГМК «Норильский никель» на основе определения свойств пород в массиве сейсмическим методом // Известия вузов. Горный журнал. – 2008. – № 8. – С. 94-100.
4. Жариков С.Н., Шеменев В.Г., Кутуев В.А. Способы уточнения свойств горных пород при производстве буровзрывных работ // Устойчивое развитие горных территорий. – 2017. – Т. 9. – № 1. – С. 74-80.



5. Дугарцыренов А.В., Рахманов Р.А. Оценка влияния воздушных промежутков на эффективность взрывания скважинных зарядов // Взрывное дело. – 2019. – 122/79. – С. 59-70.
6. Бондаренко И.Ф., Никитин Р.Я., Хон В.И., Ковалевич С.В. К вопросу управления энергией взрыва в массиве горных пород // Недропользование XXI век. – 2018. – 2(71). – С. 62-69.
7. Комащенко В.И., Воробьев Е.Д., Лукьянов В.Г. Разработка технологии взрывных работ, уменьшающее вредное воздействие на окружающую среду // Известия Томского политехнического университета. Инжиниринг георесурсов. – 2017. – Т.328. – №8. – С. 33-40.
8. Воронков Г.Я., Брайцев А.В., Горлов А.Ю. Параметры ресурсосберегающих экологически приемлемых технологий подготовки массивов горных пород к экскавации на открытых работах // Взрывное дело. – 2014. – №111/68. – С. 283-294.
9. Жариков С.Н., Сухов Р.И., Реготунов А.С., Кутуев В.А., Таранжин С.С. О возможной эффективности применения горизонтального вруба при уступной взрывной отбойке на карьерах // Проблемы недропользования. – 2020. – №1. – С. 80-92.
10. Бондаренко И.Ф., Жариков С.Н., Зырянов И.В., Шеменёв В.Г. Буровзрывные работы на кимберлитовых карьерах Якутии // Екатеринбург: ИГД УрО РАН – 2017. – 172 с.
11. Кузнецов В.А. Обоснование технологии буровзрывных работ в карьерах и открытых горно-строительных выработках на основе деформационного зонирования взрывааемых уступов : автореферат дис. ...докт. техн. наук / В.А. Кузнецов; ГОУ ВПО МГГУ. – Москва, 2010. – 43 с.
12. Установки для бурения с поверхности – Epiroc. – URL: <https://www.epiroc.com/ru/ru/products/drill-rigs/surface-drill-rigs?index=0>.

УДК 622.235.535

## ВЕДЕНИЕ БУРОВЗРЫВНЫХ РАБОТ В СЛОЖНОСТРУКТУРНОМ ГОРНОМ МАССИВЕ УГОЛЬНОГО РАЗРЕЗА

Князев Д.Ю., Кутуев В.А.

Институт горного дела Уральского отделения Российской академии наук,  
г. Екатеринбург, Россия

**Аннотация.** Низкая зольность добываемых на Шубаркольском месторождении углей обуславливает повышенный спрос на рынке энергетического сырья среди населения. В данной ситуации возникает потребность разработки параметров буровзрывных работ, позволяющих обеспечить проработку угольного массива и породных прослоев для эффективной экскавации, при этом сохранив необходимое содержание кускового угля для коммунально-бытовых нужд, доля добычи которого составляет лишь 10% от общей массы добытого угля.

**Ключевые слова:** сложноструктурное строение массива, взрывные работы, разрушение горных пород, параметры БВР, сострясательное действие взрыва, камуфлетный заряд, породные прослои.

**Введение.** Шубаркольское месторождение угля расположено в Карагандинской области Республики Казахстан. Ближайшими к месторождению населенными пунктами являются: г. Жезказган – 150 км, пос. Жайрем – 150 км, пос. Баршино – 120 км, г. Караганда – 350 км.

Основной отраслью экономики района месторождения является животноводство. В настоящее время экономическое значение района возрастает за счет эксплуатации Шубаркольского угольного месторождения и отработки карьеров на железомарганцевых месторождениях Тур и Богач.

Рельеф местности, где залегает месторождение представляет собой Казахский мелкосопочник с абсолютными отметками 450-556 м, относительные превышения достигают 10-15 м. Слабо развита гидрографическая сеть района. Западнее месторождения находится пересыхающая река Кызылжар, восточнее – безымянные водотоки, русла которых заполняются водой ливней в период снеготаяния и обильных дождей. Почвы района маломощные суглинисто-песчанистые и суглинисто-щебнистые, малоплодородные и в пониженных участках рельефа засоляются.

Шубаркольское месторождение имеет форму вытянутой чаши - мульды длиной и шириной до десятков километров. Угленосность, приурочена к юрским отложениям. Наибольшие углы падения угленосной толщи на выходах угольных горизонтов составляют от 10-25° до 35-50. Внутренняя часть мульды характеризуется простым строением и пологими углами падения до 3-5°.

Промышленная угленосность месторождения приурочена к нижней части разреза юрских отложений и содержит три угольных горизонта: Верхний, Средний и Нижний. Наибольший интерес представляет Верхний горизонт, принятый для открытой разработки.

Верхний угольный горизонт является наиболее мощным и имеет сравнительно простое строение. По общему строению горизонт делится на два мощных пласта 2В и 1В. Пласт 2В распространен на 60% площади месторождения, сложен 3-7 угольными пачками мощностью 0,2-15,0 м, разделенными породными прослоями 0,10-0,80 м. Рабочая мощность пласта составляет 15-22 м. Пласт 1В сложен 2-10 угольными пачками мощностью 0,15-8,3 м, разделенными прослоями мощностью 0,03-0,40 м. Рабочая мощность пласта составляет 4-9 м.

Породные прослои в основном представлены аргиллитами, алевролитами, реже песчаниками и углистыми аргиллитами.

Средний угольный горизонт является наименее мощным на месторождении. Он представлен 3-7 метровой угольной залежью с изменяющимися мощностью и строением. Рабочая мощность составляет 3,7-4,1 м.

Нижний угольный горизонт представляет собой 25-40 метровую угольную залежь очень сложного строения. Слагающие горизонт пласты преимущественно тонкие, изменчивые по мощности и строению.

Пласт 2В распространен на 60% площади месторождения и является самым мощным в горизонте (до 22 м). Он сложен 3-5 угольными пачками мощностью 0,4-8,0 м, разделенными преимущественно тонкими прослоями аргиллитов и алевролитов (0,03-0,50 м). Особенностью разработки является то, что добывается значительная часть угля, реализуемая населению для коммунально-бытовых нужд. Из верхней части пласта 2В коммунально-бытовой уголь практически не добывается вследствие выветрелости. Из нижней части пласта, где уголь имеет более высокие физико-механические параметры добывается коммунально-бытовой уголь, который составляет около 10% от общей массы добытого угля. Перспективой развития добычи считается увеличение доли угля, реализуемой населению, т.к. этот уголь обладает высоким спросом.

Пласт 1В прослеживается 2,5-3,0 - километровой полосой с юго-запада на северо-восток в центральной части мульды. Мощность пласта 6-9 м и сложен 1-2 пачками угля в западной части месторождения и 2-5-ю в восточной. В южном направлении происходит увеличение количества угольных пачек и наблюдается закономерное уменьшение рабочей мощности пласта. Пласт, отнесен к выдержанным.

Пласты 2В и 1В сложены блестящими и полублестящими литотипами угля, полуматовые, матовые и матовые зольные имеют подчиненное значение.

Блестящие угли однородные с плоскораковистым изломом, иногда имеют столбчатую отдельность. Большинство угольных пластов имеют сложное строение. Разделяющие породные прослои представлены аргиллитами. В разрезе угольных пластов 2В и 1В отмечаются единичные прослои горючих сланцев.

Физико-механические характеристики угля пластов 2В и 1В представлены в табл. 1.

Исходные физико-механические свойства углей

Наименование пород	Предел прочности, МПа		Естественная влажность, W, %	Плотность средняя, $\rho$ , т/м <sup>3</sup>	Сцепление в монолите, С, МПа	Угол внутреннего трения, $\varphi$ , °	Категория пород по трещиноватости	Класс по буримости	Класс по взрываемости	Показатель экскавации пород
	при сжатии	при растяжении								
Уголь пласта 2В	18,8	0,65	7,55	1,5	3,11	27	Средне- и крупноблочная	Легкобуримые	Легко-взрываемые	До 3
Уголь пласта 1В	17,0	0,71	7,81	1,5	3,07	27	Средне- и крупноблочная	Легкобуримые	Легко-взрываемые	До 3

**Технологические вопросы и состояние буровзрывных работ.** Угли Шубаркольского месторождения участков «Центральный» и «Западный» разрабатываются открытым способом. Объем добычи достигает 16 млн. тон угля в год. Согласно [1] неокисленные угли участков «Центральный» и «Западный» относятся к каменным, технологической марки Д (длиннопламенный), подгруппы ДВ (длиннопламенный витринитовый). Неокисленные угли для коммунально-бытовых нужд (КБН) применяются для слоевого сжигания в котельных установках объектов социального назначения (административных зданий, школ, больниц, воинских частей и др.), котельных установках промышленных предприятий и бытовых нужд населения (индивидуальные агрегаты бытового назначения).

Весьма низкая зольность данных углей (от 8 до 12% в зависимости от разрабатываемого пласта) обуславливает повышенный спрос на рынке энергетического сырья среди населения [2]. В связи с чем возрастает необходимость получения именно кускового угля для КБН.

В отгружаемых углях для КБН фактическое содержание мелочи класса 0-6 мм находится в пределах 12,6-13,8 %.

Сложноструктурная неоднородность угленосного массива с наличием множества породных прослоев различной мощности и углом падения и существующая необходимость повышения кусковатости угля для КБН обуславливают селективную отработку угольных блоков [3-5]. В данной ситуации возникает потребность разработки параметров БВР, позволяющих обеспечить проработку угольного массива и породных прослоев для эффективной экскавации, при этом сохранив необходимое содержание кускового угля.

В рамках договора о НИР между ИГД УрО РАН и АО «Шубарколь комир» выполнен аудит параметров и технологии ведения буровзрывных работ, разработана программа проведения экспериментальных взрывов на опытных блоках с вариацией различных параметров в зависимости от структурного строения угольных пластов.

При разработке программы проведения экспериментальных взрывов учитывались результаты исследований и разработки, приведенные в работах [6-12], внесшие значительный вклад в развитие теории и практики ведения буровзрывных работ на угольных разрезах.

Особенностью ведения буровзрывных работ на Центральном и Западном разрезах АО «Шубарколь комир» является производство массовых взрывов ВВ методом «сотрясательных» взрывов, с уменьшенными зарядами [13-16]. Камуфлетно-сотрясательный взрыв – взрыв зарядов ВВ без разрушения поверхностного слоя горных пород, применяемый для разупрочнения основного массива, с целью обеспечения эффективной экскавации.

Применение указанной взрывной технологии выражается в весьма низком удельном расходе ВВ (от 0,01 до 0,08 кг/м<sup>3</sup>).

При ведении взрывных работ применяются два типа ВВ. Для обводненных скважин используется патронированное эмульсионное взрывчатое вещество (далее ЭВВ) Fortel Plus 65 производства компании «Orica», для сухих – Гранулит Д-5, изготавливаемый в смеси-тельно-зарядных машинах производства компании НАО «НИПИГОРМАШ». В качестве промежуточного детонатора используется патронированное ЭВВ Senatel Magnum производства компании «Orica».

Выявленная при аудите БВР нестабильность качества ВВ Гранулит Д5 привела к исключению данного типа ВВ при проведении экспериментальных взрывов, ввиду получения заведомо некорректных результатов. Все экспериментальные взрывы по программе испытаний проводились с применением ЭВВ Fortel Plus.

Наибольшую сложность при разработке междупластьев вызывал переход от одних параметров к другим и эти переходы в значительной мере определяют эффективность разработки. Подходы, разработанные ранее при систематизации факторов, влияющих на переходные процессы в БВР, позволили бы улучшить процесс проектирования взрывов и инновационную направленность внедряемых технических решений аналогично приемам, изложенным в [17].

**Анализ данных.** С учетом геологического строения массива угольного пласта, характеризующегося наличием породных прослоев от 0,5 до 1 м, и особенностями технологии отработки угля, технологическими службами АО «Шубарколь комир» принято решение вести отработку блока селективно – с отдельной разработкой угля и пропластков вмещающих пород. Перед проведением взрывов на экспериментальном блоке с целью корректировки предварительной программы выполнен ряд предварительных взрывов на смежных участках верхней пачки пласта 2В с различными параметрами БВР.

При проведении экспериментальных взрывов на блоке №2 установлено, что на изменение кусковатости угля влияет наличие породных прослоев и месторасположения заряда. На основании чего в рамках ОПИ предложены следующие параметры БВР, представленные в табл. 2. Во всех скважинах экспериментального блока внутрискважинное замедление 500 мс.

Таблица 2

Параметры БВР для проведения экспериментальных взрывов

№ комплекса параметров БВР	Сетка скважин, а × b, м	Глубина скважин, м	Удельный расход ВВ, кг/м <sup>3</sup>	Схема монтажа взрывной сети	Интервалы замедления, мс	Наличие породных прослоев	Примечание
1	4,5х4,5	4,5	0,015	Порядная вдоль кливажа	33 мс	Прослой 0,5 м на глубине 4,5 м	Пробурено до основания прослоя
2	4,5х4,5	5	0,015	Порядная вдоль кливажа	33 мс	Прослой 0,5 м на глубине 4,5 м	Перебур на 0,5 м ниже прослоя
3	4,5х4,5	4	0,015	Порядная вдоль кливажа	33 мс	Прослой 0,5 м на глубине 4,5 м	Недобур 0,5 м до прослоя

Интерпретация данных изменения кусковатости угля при различных параметрах БВР произведена с применением фотограмметрии. Результаты в зависимости от фактора влияния представлены в табл. 3 и 4.

Таблица 3

Показатели кусковатости угля при отработке экспериментального блока с изменением расположения заряда

Особенность расположения заряда	№ комплекса параметров БВР	Класс крупности, мм						Сумма
		>300	150-300	50-150	25-50	6-25	0-6	
в прослое	1	5,4%	18,4%	22,2%	17,6%	14,2%	22,2%	100,0%
ниже прослая	2	3,3%	15,8%	21,8%	17,7%	17,2%	24,2%	100,0%
выше прослая	3	3,4%	13,5%	16,9%	18,8%	19,7%	27,7%	100,0%

Для рассмотрения влияния наличия дополнительного прослая при высоте уступа более 4 м экспериментальный взрыв проводился на блоке с высотой уступа 7,5 м. Два породных прослая мощностью 0,25 м и 0,2 метра находились в основании взрываемого блока с прослойкой угля между ними 0,1 м. Дополнительный породный прослой мощностью 0,4 м размещен на глубине 4,5 м. Блок отработывался селективно: отработывалась верхняя угольная пачка мощностью 4,1 м, далее породный прослой и следующим этапом - нижняя угольная пачка блока мощностью около 2 м, что позволило произвести фиксацию кусковатости в верхней и нижней пачках участка экспериментального блока [18]. Результаты представлены в табл. 4.

Таблица 4

Показатели кусковатости угля при отработке экспериментального блока с изменением фактора расположения заряда

Рассматриваемая пачка	№ комплекса параметров БВР	Класс крупности, мм						Сумма
		>300	150-300	50-150	25-50	6-25	0-6	
Верхняя пачка	4	7,5%	20,0%	22,6%	16,2%	13,9%	19,8%	100,0%
Нижняя пачка		0,4%	4,6%	14,2%	23,6%	26,8%	30,4%	100,0%

**Обсуждение результатов.** На основании данных, представленных в табл. 3 и на первой диаграмме (рис. 1) можно сделать следующие выводы:

- при расположении заряда ВВ ниже прослая при идентичном удельном расходе ВВ (0,02), что и при расположении заряда в прослое, энергии взрыва недостаточно для встряхивания угольного массива, находящегося выше породного прослая, вследствие чего наблюдается переизмельчение угля при его экскавации, также при этом наблюдается чрезмерное дробление угольного массива ниже прослая в непосредственной близости от заряда;

- при расположении заряда ВВ выше породного прослая, зона интенсивного дробления находится непосредственно в разрабатываемом угольном массиве, что приводит к потере кусковатости и недостаточной проработке породного прослая;

- оптимальное расположение заряда в породном прослое позволяет увеличить выход фракций угля более 50 мм до 8% и в достаточной степени проработать более крепкий породный прослой для последующей экскавации.

На основании данных, представленных в табл. 4 и на второй диаграмме (рис. 2) можно сделать следующие выводы:

- в верхней пачке отмечаются повышенные показатели кусковатости угля фракций более 50 мм;

- в верхней пачке показатель кусковатости угля с фракцией >300 мм составляет 7,5%, с фракцией 150-300 м – 20% что является достаточно хорошим показателем для зоны интенсивного структурного ослабления и зоны структурного ослабления;

- повышенный удельный расход ВВ (0,105 кг/м<sup>3</sup>) позволил эффективно проработать верхнюю пачку угля и породный прослой мощностью 0,4 м, что, в свою очередь, привело к чрезмерному дроблению и значительной потере кусковатости угля в нижней пачке.

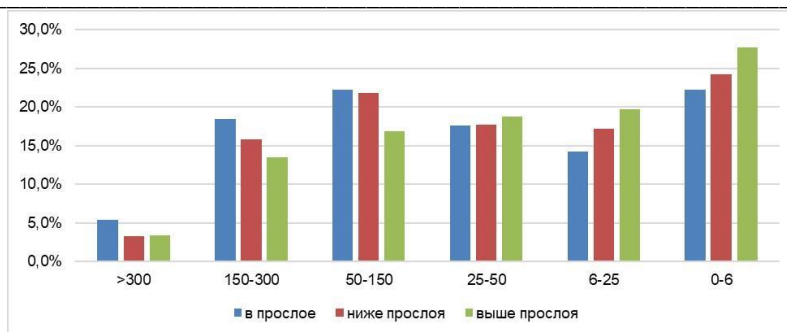


Рис. 1. Изменения кусковатости угля в зависимости от места расположения заряда

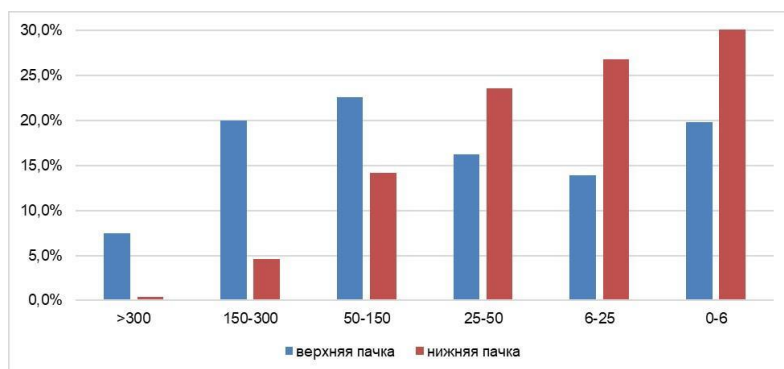


Рис. 2. Изменения кусковатости угля в верхней и нижней пачках угля при наличии дополнительного прослая

**Выводы.** Работа по исследованию ведения буровзрывных работ в сложноструктурном горном массиве угольного разреза позволила выработать ряд подходов к обеспечению требуемой кусковатости за счет своевременных переходов в выемочных блоках от одних параметров БВР к другим. В данном случае технология добычи начала меняться в сторону селективной выемки. Учитывая истощение запасов во времени при добыче, как угля, так и других твердых полезных ископаемых можно предположить, что будущие технологии разработки будут развиваться в направлениях селективности и большей точности реализуемых решений.

Развитие исследований представляется в разработке соответствующей методики проектирования технологических взрывов на разрезах с учетом структурных особенностей для обеспечения требуемой товарной кусковатости угля.

**Благодарности.** Авторы выражают благодарность старшему научному сотруднику Института горного дела УрО РАН Берсеневу Геннадию Порфирьевичу за содействие в проведении исследований.

Исследования выполнены в рамках Государственного задания №075-00412-22 ПР, темы 1 (2022-2024): Методологические основы стратегии комплексного освоения запасов месторождений твердых полезных ископаемых в динамике развития горнотехнических систем (FUWE-2022-0005), рег. №1021062010531-8-1.5.1, а также при дополнительном привлечении хоздоговорных средств.

### Список литературы

1. Национальный стандарт Республики Казахстан «Угли Шубаркольского месторождения. Ч. 1. Технические условия» СТ РК 1526-1-2016 (утв. приказом Председателя Комитета технического регулирования и метрологии Министерства по инвестициям и развитию Республики Казахстан от 26.10.2016 № 270-од). – 56 с.

2. Рыжков К.М., Липатников С.Г., Кудрявцев А.В., Шарко К.С. Необходимость и выбор способов обогащения энергетического угля марки «Д» в условиях ООО «Шахтоуправление «Майское» // Уголь. – 2018. – № 7 (1108). – С. 72-77.

3. Хоютанов Е.А., Батугин С.А., Гаврилов В.Л. Резервы управления природными и технологическими составляющими зольности угля сложноструктурных месторождений // Вестник Забайкальского государственного университета. – 2017. – Т. 23. – № 8. – С. 83-90.
4. Таланин В.В., Бехер В.Г. Обоснование интенсивности отработки маломощных и сложноструктурных угольных пластов крутого падения // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). – 2019. – № 6. – С. 88-96.
5. Попов Д.В. Методика управления качеством товарной продукции угольных разрезов с невыдержанными характеристиками залегания и качества угля (на примере Бейского месторождения каменного угля) // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). – 2020. – № S28. – С. 3-21.
6. Репин Н.Я. Подготовка и экскавация вскрышных пород угольных разрезов. – М.: Недра, 1978. – 256 с.
7. Jeong H., Jeon B., Choi S., Jeon S. Fracturing behavior around a blasthole in a brittle material under blasting loading // International Journal of Impact Engineering. – 2020. – Vol. 140. – 103562.
8. Ольховатенко В.Е. Инженерно-геологические условия разработки открытым способом Алардинского угольного месторождения Кузбасса и оценка устойчивости бортов карьера. – Томск: Изд-во Томского государственного архитектурно-строительного университета, 2015. – 88 с.
9. Guo D., Lv P., Zhao J., Zhang C. Research progress on permeability improvement mechanisms and technologies of coalbed deep-hole cumulative blasting // International Journal of Coal Science and Technology. – 2020. – Vol. 7. – pp. 329-336.
10. Afanasev P., Pasyukov A., Kurta I. Optimal parameters for drilling explosions when developing coal deposits by open-pit method // E3S Web of Conferences. – 2020. – Vol. 164. – 01012.
11. Садовский М. А. Геофизика и физика взрыва: избранные труды / Отв. ред. В.В. Адушкин. – М.: Наука, 2004. – 440 с.
12. Берсенёв Г.П., Шеменёв В.Г., Жариков С.Н. Развитие науки и практики специальных взрывных работ на Урале // Горный журнал. – 2012. – № 1. – С. 25-28.
13. Zharikov S.N., Kutuev V.A. Mining shovel energy efficiency and its relationship with the explosive fracture of rocks // IOP Conference Series: Earth and Environmental Science. – 2019. – Vol. 262. – 012085.
14. Шер Е.Н., Черников А.Г. Расчет параметров радиальной системы трещин, образующейся при взрыве удлиненного заряда в хрупких горных породах // Фундаментальные и прикладные вопросы горных наук. – 2015. – Т. 2. – № 2. – С. 299-303.
15. Yang L., Wang Q., Xu L., Yang R., Chao Y.J. Fracture path of cracks emigrating from two circular holes under blasting load // Theoretical and Applied Fracture Mechanics. – 2020. – Vol. 108. – 102559.
16. Jeong H., Jeon B., Choi S., Jeon S. Fracturing behavior around a blasthole in a brittle material under blasting loading // International Journal of Impact Engineering. – 2020. – Vol. 140. – 103562.
17. Яковлев В.Л. Исследование переходных процессов - новое направление в развитии методологии комплексного освоения георесурсов. – Екатеринбург: УрО РАН, 2019. – 284 с.
18. Берсенев Г.П., Князев Д.Ю. Влияние породных прослоев на технологию отработки сложноструктурных угольных пластов // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). – 2021. – № 5-2. – С. 42-52.

## ЭКСПЕРИМЕНТАЛЬНОЕ ИССЛЕДОВАНИЕ УКРЕПЛЕНИЯ ГОРНОЙ ПОРОДЫ ПОКОМПОНЕНТНОЙ ЗАКАЧКОЙ ДВУХКОМПОНЕНТНОГО ОРГАНОМИНЕРАЛЬНОГО СОСТАВА

к.т.н. Шилова Т.В., к.т.н. Рыбалкин Л.А., к.ф.-м.н. Сердюков А.С.

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

**Аннотация.** Рассмотрен способ укрепления рыхлой породы, включающий последовательное закачивание отдельных компонентов органоминеральной смолы и их вытеснение вглубь породы сжатым газом между этапами нагнетания. Предложенный способ обеспечивает более высокие деформационно-прочностные свойства породы при более низком удельном расходе двухкомпонентной смолы, по сравнению со стандартным методом закачки.

**Ключевые слова:** инъекционное укрепление, двухкомпонентный полимерный состав, органоминеральная смола, горная порода, физико-механические свойства.

В настоящее время способы, применяемые для стабилизации горных пород, включают упрочнение и уплотнение массива нагнетанием полимерных смол. Полимерные смолы применяют также для гидроизоляции горных выработок, укрепления водоносных зон, упрочнения неустойчивых и нарушенных горных пород в обводненных условиях и др. [1-4]. В горном деле и подземном строительстве широко используют двухкомпонентные органоминеральные композиции, которые характеризуются высокими деформационными свойствами и хорошей адгезией к породам [5-7]. Стандартный способ ввода двухкомпонентных полимерных составов заключается в подаче компонентов по отдельным гидравлическим линиям в статический смеситель и непрерывном нагнетании смеси в массив горных пород при помощи инъекционного насоса. Высокая вязкость преполимера и быстрое отверждение композиции снижает глубину проникновения состава в породу, повышает реакционные способности отдельных компонентов и пр. [8].

В экспериментах мы использовали образцы песка и двухкомпонентную органоминеральную смолу, предназначенную для укрепления рыхлых, нарушенных горных пород, заполнения пустот в массиве и пр. Перед началом экспериментов определяли гранулометрический состав, физико-механические свойства песка и отвержденной смолы. Содержание основной фракции размером 0,4 мм составило 82 масс. %. Абсолютная и насыпная плотность песка - 2,64 и 1,5 г/см<sup>3</sup>, соответственно. Органоминеральная смола образуется при смешивании двух компонентов в объемном соотношении 1:1, один из которых (компонент А) состоит из натриевого жидкого стекла, воды, глицерина, катализатора DMDEE, а другой (компонент Б) - из полиизоцианата и дибутилфталата. Для органоминеральной смолы фактор вспенивания составляет 1, среднее значение предела прочности на одноосное сжатие – 31,6 МПа, на растяжение – 4,3 МПа, значение модуля Юнга — 256 МПа. Основные технические характеристики приведены в работе [9] (рис. 1).

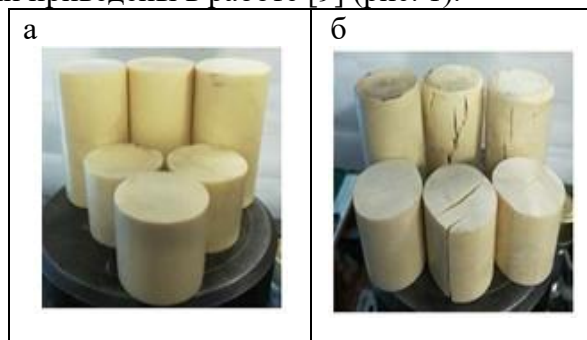


Рис. 1. Фотографии образцов отвержденной двухкомпонентной органоминеральной смолы до (а) и после (б) испытаний на одноосное сжатие [9]



Предлагаемый способ укрепления состоит в последовательном нагнетании компонентов А и Б органоминеральной смолы в образец рыхлой горной породы. Начало полимеризации и полное отверждение смолы происходит в объеме породы.

Эксперименты с образцами мелкозернистого песка включали несколько этапов. На первом этапе подготавливали образец породы объемом  $400-1800\text{см}^3$  и размещали его в испытательной камере лабораторного стенда. На втором этапе водосодержащий компонент А органоминеральной смолы объемом  $100-400\text{см}^3$  равномерно распределяли на поверхности песка, закачивали его посредством осевого поршневого воздействия на торец испытательной камеры стенда (рис. 2). В экспериментах начальный объем каждого компонента смолы был в 4 раза меньше объема породы. Нагнетание состава производили при постепенном ступенчатом повышении давления. Давление на выходе насоса в процессе закачки увеличивали с 0 до 0,5 МПа с шагом 0,05 МПа с выдерживанием в течение 60 секунд на каждом шаге («ступени») (рис. 3). На третьем этапе закаченный компонент А вытесняли вглубь породы сжатым азотом. Давление газа составляло 0,5 МПа, продолжительность обработки газом - 10 минут. Далее аналогичным образом закачивали и вытесняли вглубь породы компонент Б (этапы 4 и 5 на рис. 2). Компоненты А и Б органоминеральной смолы использовали в равных объемах.



Рис. 2. Схема укрепления горной породы способом покомпонентной закачки компонентов А и Б органоминеральной смолы с дополнительной обработкой газом между этапами нагнетания составов: 1 – размещение породы в испытательной камере; 2 - закачка компонента А полимерного состава; 3 – вытеснение закаченного компонента А вглубь породы сжатым азотом; 4 - закачка компонента Б полимерного состава; 5 - вытеснение закаченного компонента Б вглубь породы сжатым азотом

По окончании экспериментов образцы оставляли на 24 часа для полной полимеризации органоминеральной смолы. Затем укрепленную (консолидированную) породу извлекали и оценивали ее объем. Образцы помещали на лабораторные сита, производили рассев, после которого выделяли несвязный материал, гранулометрический состав которого близок к первоначальному фракционному составу рыхлой породы, и определяли его объем. Объем укрепленной породы определяли, как разницу между начальным и оставшимся после нагнетания двухкомпонентной смолы объемом несвязного материала. Из консолидированного песка изготовили образцы диаметром и длиной 3 см для дальнейших деформационно-прочностных испытаний. Предел прочности при одноосном сжатии и модуль упругости определяли по методикам, описанным в нормативных документах ГОСТ 21153.2-84, ГОСТ 28985-91 [10, 11]. Лабораторные исследования деформационно-прочностных свойств выполнены с использованием оборудования ЦКП ИГД СО РАН.

Дополнительно проводили серию экспериментов по укреплению песка нагнетанием готовой смолы. Компоненты А и Б предварительно перемешивали в соотношении 1:1 с использованием вертикально-сверлильного станка с механической мешалкой при вращении 600-800 об/мин в течение 30 секунд (рис. 3). Приготовленный состав равномерно распределялся на поверхности породы. Закачка производилась при давлении 0,5 МПа. В данных экспериментах по нагнетанию готовой смолы использовали такие же объемы песка и компонентов А и Б, как в экспериментах по исследованию покомпонентной закачки.

Выполненные экспериментальные исследования показали, что использование предложенного способа покомпонентной закачки органоминеральной смолы с дополнительной

обработкой газом обеспечивает укрепление мелкозернистого песка объемом 30-40% от начального объема образца. При нагнетании готовой смолы объем укрепленной породы составил 15-20% от начального объема образца.

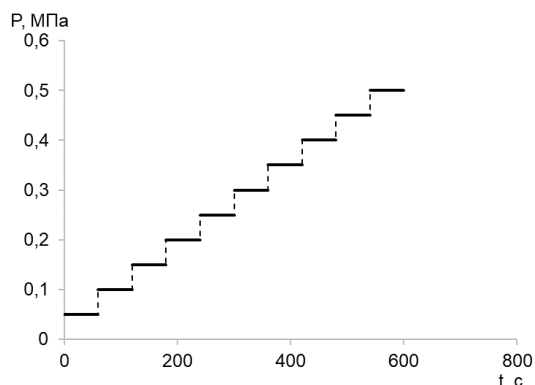


Рис. 3. Изменение давления нагнетания состава (P) со временем (t) в процессе эксперимента по укреплению песка способом покомпонентной закачки органоминеральной смолы

Метод последовательного покомпонентного нагнетания органоминеральной смолы с дополнительной обработкой породы сжатым газом более эффективен и увеличивает пропитку вмещающей рыхлой породы на 15-20 об. %, по сравнению с нагнетанием готовой полимерной композиции. Причиной может быть быстрое увеличение вязкости органоминеральной смолы в процессе полимеризации сразу после смешивания компонентов А и Б, и, в результате снижение пропитки укрепляемой породы полимерным составом.

Эффективность рассматриваемых способов укрепления двухкомпонентной органоминеральной смолой оценивалась по результатам деформационно-прочностных испытаний консолидированного песка. Метод покомпонентной закачки, обеспечивает более высокую прочность укрепляемой породы при более низком удельном расходе полимерного состава. Прочность на одноосное сжатие в среднем в 2,5 раза, модуль деформации в 7 раз выше значений, полученных для образцов песка, укрепленного закачкой готового состава (рис. 4).

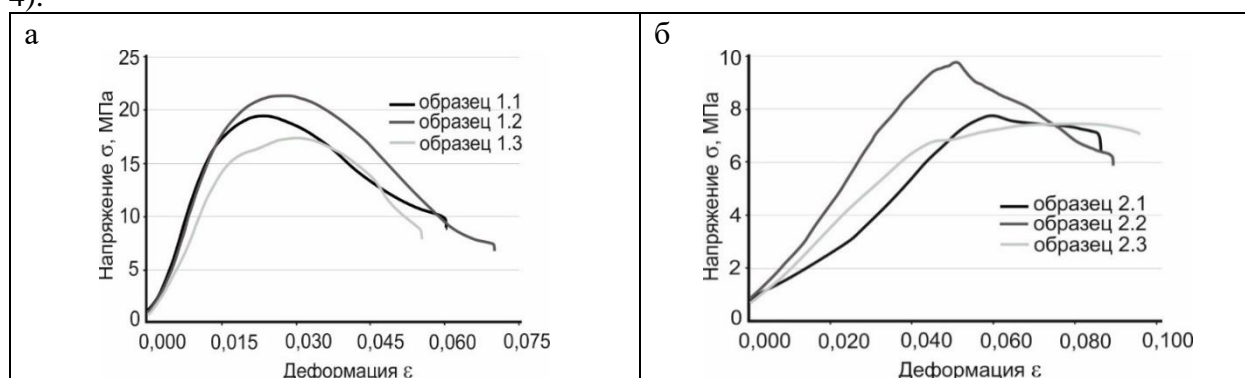


Рис. 4. Результаты тестов на одноосное сжатие образцов песка, укрепленного способом: а – покомпонентного закачивания органоминеральной смолы со ступенчатым повышением давления и дополнительной обработкой породы сжатым азотом между этапами нагнетания отдельных компонентов; б – нагнетания органоминеральной смолы сразу после смешивания компонентов А и Б в объемном соотношении 1:1

**Выводы.** Предложен и исследован способ химического укрепления рыхлых горных пород, включающий последовательное закачивание отдельных компонентов органоминеральной смолы и обработку породы сжатым газом между этапами их нагнетания. Давление закачивания составов постепенно (ступенчато) увеличивают, и выдерживают временной интервал на каждом шаге его повышения.

Экспериментальные исследования показали, что использование способа покомпонентной закачки обеспечивает:

- уменьшение расхода полимера на единицу объема укрепляемой породы. Объем укрепленной породы увеличивается в среднем на 15-20 об. %, по сравнению со стандартным способом закачки двухкомпонентной полимерной смолы;
- более высокие деформационно-прочностные свойства при более низком удельном расходе полимерной смолы. Прочность на одноосное сжатие в среднем в 2,5 раза, модуль деформации в 7 раз выше значений, полученных при стандартном способе закачки предварительно смешанного двухкомпонентного полимерного состава.

**Благодарности.** Исследование выполнено при финансовой поддержке Российского научного фонда и Правительства Новосибирской области в рамках научного проекта № 22-27-20126.

### Список литературы

1. Saleh S. et al. Improving the strength of weak soil using polyurethane grouts: A review // *Construction and Building Materials*. – 2019. – Т. 202. – С. 738-752.
2. Anagnostopoulos C. A. et al. Physical and mechanical properties of chemically grouted sand // *Tunnelling and underground space technology*. – 2011. – Т. 26. – №. 6. – С. 718-724.
3. Trifunović P., Tokalić R., Ganić A. Application of polymer composites for stabilization of degraded rock mass in mining // *Podzemni radovi*. – 2013. – №. 22. – С. 23-31.
4. Ortiz R. C. Mechanical behavior of grouted sands. – 2015.
5. Cornely W. Sealing with Carbotech Fosroc synthetic resins // *Reinforcement, sealing and anchoring of rock massif and building structures*. – 2002. – С. 6-15.
6. Cornely W. Elastified silicate resins and polyurethane foam resins for the stabilisation of strata-a comparison // *Proceedings of the 6th International Seminary Reinforcement and sealing of rock and construction at the beginning of 21st century, Ostrava, February 2001*. – 2001.
7. Soucek K., Scucka L. S. J., Martinec P. Chemical Grouting–Laboratory Study of Chemical Grouts and Geocomposites Properties // *International Conference IACMAG*. – Bombay: Indian Institute of Technology Bombay, 2008. – С. 3567-3574.
8. Сердюков С. В., Шилова Т. В., Дробчик А. Н. Полимерный изоляционный состав для создания противодиффузионных экранов в породном массиве // *Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых*. – 2016. – №. 4. – С. 196-203.
9. Шилова Т. В., Рыбалкин Л.А., Сердюков С. В. Исследование полимерных составов для создания непроницаемых включений в породном массиве // *Фундаментальные и прикладные вопросы горных наук*. – 2021. – №. 1. – С. 291-295.
10. ГОСТ 21153.2–84 Породы горные. Методы определения предела прочности при одноосном сжатии. – М.: Издательство стандартов, 2001. – 7с.
11. ГОСТ 28985–91 Породы горные. Методы определения деформационных характеристик при одноосном сжатии. – М.: ИПК Издательство стандартов, 2004. – 10с.

УДК 622.275

## ФОРМИРОВАНИЕ ГРУППЫ ПЕРСПЕКТИВНЫХ ТЕХНОЛОГИЙ ДОБЫЧИ УГЛЯ МОЩНЫХ ПОЛОГИХ ПЛАСТОВ

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

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

**Аннотация.** Рассмотрены геотехнологии подземной добычи угля из мощных пологих пластов. Сформирована группа перспективных безопасных и эффективных геотехнологий, включающая системы разработки: длинные столбы с обрушением кровли, с выпуском угля вышележащей

толщи, камерно-столбовая отработка, открыто-подземная разработка, под гибким перекрытием при условии создания надежных средств его возведения.

**Ключевые слова:** подземная добыча угля, мощные пологие пласты, перспективные технологии, выпуск угля, подкровельная толща, дезинтеграция массива.

Задача повышения эффективности и безопасности подземной добычи угля всегда была и остается главной, решению которой посвящено большое количество научно-исследовательских работ. В данной работе рассматриваются перспективные технологии подземной добычи угля мощных (более 3,5 м) пологих (угол падения 0-18 градусов) пластов.

При разработке угольных месторождений подземный способ добычи в Мире составляет 35 % из 7,9 млрд.т от общего объема, в основном это пологие пласты [1]. В России его доля в 2021 г. составила 25,8 % – 113 млн.т [2]. Программой развития угольной промышленности России до 2035 г. предусмотрено снижение уровня добычи подземным способом к 2035 г. до 20-17 % [3].

Наибольших успехов к настоящему времени удалось достичь при разработке пологих пластов мощностью до 7 м средствами комплексной механизации в один слой (КМЗ). В России удельный вес объемов добычи угля из КМЗ в общей подземной добыче составляет более 80 % [2]. Остальная добыча осуществляется камерно-столбовой системой отработки (КСО).

При этом добычу угля ведут по системе разработки «Длинные столбы с полным обрушением кровли» (ДСО) и различными направлениями подвигания очистного забоя: по простиранию, падению/восстанию, под углом к линии простирания [4-7]. Данная технология является самой распространенной и эффективной в Мире и России, нагрузка на очистной забой достигает 6-8 тыс.т/сут. [7,8]. В среднем по Кузбассу в 2021 г. добыча очистного забоя составила 5273 т/сут. [2].

Теоретические исследования доказывают, что возможна высокопроизводительная комплексно механизированная выемка угольных пластов подземным способом с нагрузкой на очистной забой до 40-60 тыс. т/сут. [9].

Отработка остальных пластов мощностью более 7,0 м требует деления пласта по мощности на слои. При этом слои могут обрабатываться последовательно, одновременно-последовательно и с оставлением угольной пачки. Оставление угольной пачки обусловлено влиянием горно-геологических условий, ограничивающих применение эффективных средств комплексной механизации при выемке пласта на полную мощность, например, неустойчивые, легко обрушаемые породы кровли; слабые породы почвы пласта и т.п. Естественно, что оставление угольной пачки резко снижает эффективность отработки пласта и ее безопасность, так как в выработанном пространстве уголь оставленной пачки самовозгорается. В связи с этим технологические схемы с оставлением угольной пачки в группу перспективных технологий не включены и в дальнейшем не рассматриваются.

При последовательной отработке слоев в зависимости от физико-технических характеристик угля и вмещающих пород может быть принят нисходящий (с обрушением кровли и разделительным гибким перекрытием, литая твердеющая закладка) или восходящий порядок (гидрозакладка). Перечисленные технологические схемы при опытно-промышленной эксплуатации не доказали своей эффективности и в настоящее время не используются, но при появлении надежных средств возведения на почве слоя гибкого разделительного перекрытия нисходящий порядок отработки слоев вполне может доказать свою эффективность. Кроме того, в настоящее время существуют технологии и средства механизации, позволяющие вести добычу угля без присутствия людей в очистном забое, которые при нисходящем порядке могут обеспечить высокую эффективность и безопасность ведения очистных работ. Поэтому при последовательной отработке слоев в группу перспективных технологий включен только нисходящий порядок.

Нисходящий порядок предусматривает первоочередную отработку верхнего слоя – слоя у кровли пласта с возведением на его почве гибкого разделительного перекрытия (зачастую этот слой называют монтажным) и последующую отработку нижнего слоя под разделительным гибким перекрытием, возможен вариант технологии с выпуском угля межслоевой пачки; при открыто-подземной разработке, например, комплексом глубокой разработки пластов возможен вариант технологии, включающий первоочередную отработку части выемочной камеры в слое у кровли пласта без крепления кровли и возведения гибкого перекрытия и последующую отработку части выемочной камеры у почвы пласта, т.е. без выпуска.

Одновременно-последовательная технологическая схема предусматривает деление пласта по мощности минимум на два слоя – слой у почвы пласта и слой у кровли пласта (возможно также формирование межслоевой пачки). Слои обрабатываются одновременно. Если очистной забой слоя у кровли пласта опережает забой слоя у почвы пласта – порядок отработки слоев нисходящий (сюда относятся все технологические схемы, например, с разделительным гибким перекрытием и выпуском межслоевой толщи). Если очистной забой в слое у почвы пласта опережает забой вышележащей толщи – порядок восходящий (сюда относятся все технологические схемы с выпуском угля массива подкровельной толщи).

В зависимости от применяемых средств комплексной механизации выпуск угля вышележащей (межслоевой или подкровельной) толщи может быть направлен в призабойное (сюда относятся технологические схемы с использованием крепей с управляемым выпуском типа КУВ) [10] или выработанное пространство (механизированный комплекс ZF-8000/22/35 производства КНР) [11]. При выпуске угля подкровельной толщи в выработанное пространство подготовка массива толщи осуществляется по мере подвигания очистного забоя подсечного слоя горным давлением вышележащих пород; при выпуске угля подкровельной толщи в призабойное пространство подготовку выпускаемого массива производят не только по мере подвигания очистного забоя подсечного слоя, но и заблаговременно, например, выбуриванием компенсационных скважин, предварительной дегазацией, гидро-разрывом угольного массива. Это повышает себестоимость добычи угля, безопасность ведения очистных работ и эффективность выпуска. Все вышележащее позволило сформировать группу перспективных технологий добычи угля мощных пологих пластов (рис. 1).

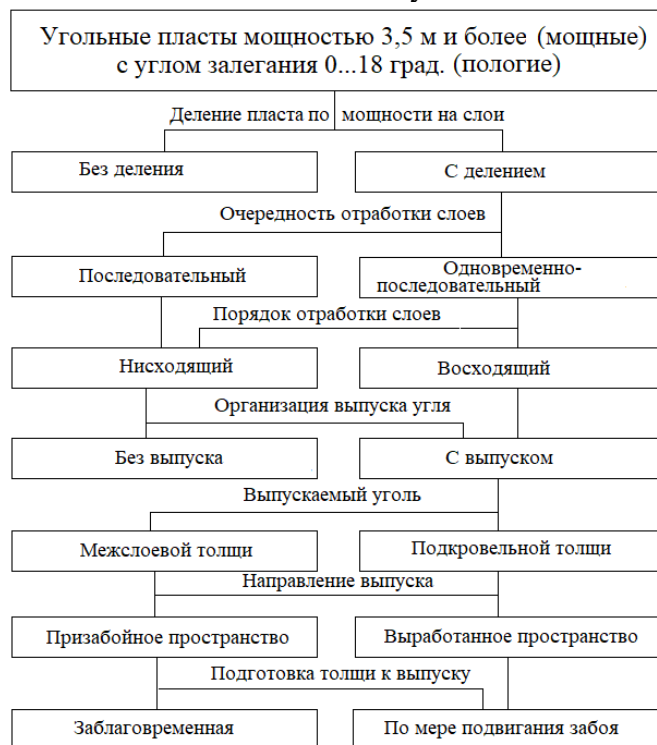
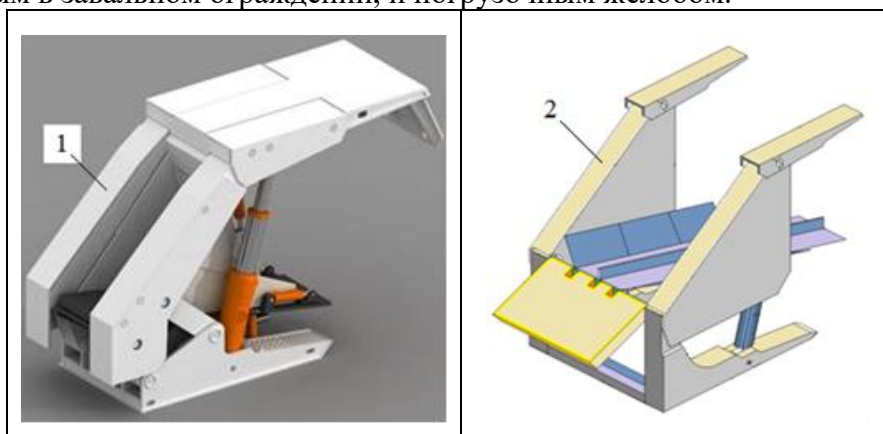


Рис. 1. Группа перспективных технологий добычи угля мощных пологих пластов

Рассмотрим технологическую схему отработки мощного пологого пласта с выпуском угля на забойный конвейер, включающую предварительную дезинтеграцию массива подкровельной толщи, т.е. заблаговременную и по мере подвигания очистного забоя подготовку массива подкровельной толщи к выпуску [12, 13].

Заблаговременно, т. е. до начала добычи угля, в подкровельном массиве проводят работы по дезинтеграции угля и частичной дегазации пласта. Бурение большого числа скважин в подкровельной части пласта обуславливает формирование в нем соответствующего количества свободных полостей, посредством которых происходит частичная дегазация угля, а при разрушении стенок пробуренных скважин – временная разгрузка пласта от горного давления. Это, с одной стороны, позволит повысить безопасность ведения очистных работ, с другой, – эффективность выпуска угля при добыче.

В Институте угля ФИЦ УУХ СО РАН на основе механизированной крепи КУВ разработана конструкция комплектной механизированной крепи (рис. 2), каждый комплект которой содержит внутреннюю 1 и наружную 2 секции, связанные между собой гидравлическими домкратами передвижки. При этом внутренняя секция с трех сторон окружена металлоконструкциями наружной секции и может выйти из этого окружения только в сторону очистного забоя. Обе секции одного комплекта объединены сквозным выпускным окном, выполненным в завальном ограждении, и погрузочным желобом.



1 – внутренняя секция [10]; 2 – наружная секция [13]

Рис. 2. Составляющие комплектной крепи

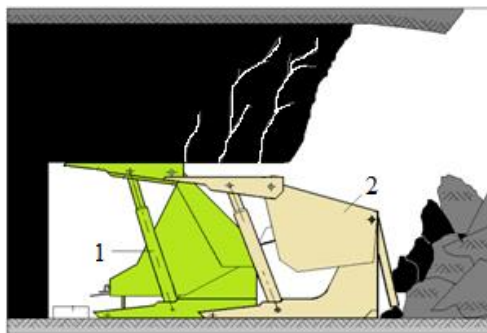
В очистном забое подсечного слоя по всей его длине расставляют комплекты механизированной крепи, ориентируя их погрузочным желобом в сторону очистного забоя, и распирают между почвой и кровлей, в данном случае кровлей подсечного слоя является угольный массив подкровельной толщи. Очистным комбайном, движущимся по раме забойного конвейера, осуществляют отбойку угля в очистном забое подсечного слоя. После снятия угольной стружки и передвижки забойного конвейера вслед передвигают внутренние секции каждого комплекта механизированной крепи, оставляя наружные секции в исходном состоянии. При этом после каждой передвижки внутренних секций, поддерживаемая площадь кровли будет увеличиваться, а распорное усилие, приходящееся на единицу поддерживаемой площади, будет уменьшаться. Вследствие этого между перекрытиями наружной секции появится нависающий край массива подкровельной толщи.

После снятия третьей стружки угля комбайном и передвижки внутренних секций начинают управляемый выпуск угля массива подкровельной толщи. Для этого снимают распорное усилие с гидравлических стоек наружных секций – их перекрытия проседают, а подкровельная толща начинает интенсивно растрескиваться, т.е. саморазрушаться (рис. 3).

При заблаговременной дезинтеграции угля прикровельной части пласта и знакопеременных нагрузках топтания нижней части массива подкровельной толщи секциями механизированной крепи со стороны подсечного слоя по мере подвигания его очистного забоя ожидается формирование интенсивного потока выпускаемого угля. Однако и приемная



способность выпускного окна механизированной крепи будет многократно выше исходного состояния, что позволит повысить эффективность улавливания саморазрушающегося угля подкровельной толщи.



1 – внутренняя секция; 2 – наружная секция

Рис. 3. Схема начала управляемого выпуска угля массива подкровельной толщи

Выпускаемый уголь потоком поступает в выпускное окно и далее на выпускной желоб, объединяющий секции одного комплекта, по которому устремляется к очистному забою подсечного слоя, где установлен забойный конвейер.

После окончания выпуска угля наружные секции передвигают вслед за внутренними, начиная тем самым следующий технологический цикл работы.

По данной технологической схеме (рис. 1) могут отрабатываться мощные пологие угольные пласты с делением пласта по мощности на слои (подсечной слой и массив подкровельной толщи), с одновременно-последовательной отработкой слоев в восходящем порядке (забой слоя у почвы пласта всегда опережает зону выпуска угля подкровельной толщи), с выпуском угля подкровельной толщи в призабойное пространство и подготовкой толщи к выпуску как заблаговременно (часть массива прилегающая к кровле пласта), так и по мере подвигания очистного забоя слоя у почвы пласта (часть массива, прилегающая к рабочему пространству подсечного слоя).

**Выводы.** Наибольших успехов в достижении безопасной и эффективной добычи угля к настоящему времени удалось достичь при разработке мощных (до 7 м) пологих пластов (угол падения 0-18 градусов) средствами комплексной механизации в один слой по системе разработки «Длинные столбы с обрушением». Также в группу перспективных технологий включены физико-технические геотехнологии, апробированные и доказавшие свою эффективность и безопасность ведения очистных работ: с выпуском угля вышележащей толщи, камерно-столбовая отработка, открыто-подземная разработка, под гибким перекрытием при условии создания надежных средств его возведения.

**Благодарности.** Исследование выполнено при финансовой поддержке РФФИ и Кемеровской области-Кузбасса в рамках научного проекта № 20-45-420019. Соглашение №19/2021.

### Список литературы

1. Уголь в Мире // Промышленность и энергетика. Красноярское промышленно-деловое издание от 29.10.2019 г. – URL: <https://dela.ru/articles/246478/>.
2. Петренко И.Е. Итоги работы угольной промышленности России за 2021 год // Уголь. – 2022. – № 3. – С. 9-23.
3. Программа развития угольной промышленности России до 2035 года. Утв. 13.06.2020. № 1582-р. URL: <https://docs.cntd.ru/document/565123539?marker=656010>.
4. Технологические схемы разработки пластов на угольных шахтах: в 2-х ч. / Под ред. В.Е. Зайденварга. – Люберцы: ИГД им. А.А. Скочинского, 1991.
5. Худин Ю.Л. и [др.]. Некоторые результаты применения на шахтах России технологических схем высокопроизводительной отработки угольных пластов // Уголь. – 2004. – № 10. – С. 9-15.

6. Syd, S. Peng. Longwall Mining // West Virginia University. – 2006. – P. 621.
7. Демура В.Н. [и др.] Технологические схемы подготовки и отработки выемочных участков на шахтах ОАО «СУЭК-Кузбасс»: альбом. – М.: Горное дело ООО «Киммерийский центр», 2014. – 256 с.
8. Jerzy Jankowski, Brian Spies Impact of longwall mining on surface water-ground water interaction and changes in chemical composition of creek water : Proceedings of the XXXV IAH Congress: Groundwater and Ecosystems, Lisbon, Portugal, 17-21 September 2007. – URL: [https://www.waternsw.com.au/date/assets/pdf\\_file/0005/56354/10](https://www.waternsw.com.au/date/assets/pdf_file/0005/56354/10).
9. Разумов Е.А. [и др.]. Пути повышения добычи угля из комплексно-механизированных лав с нагрузкой до 40-60 тыс.т/сут. на один очистной забой // Уголь. – 2021. – № 1. – С. 4-10.
10. Клишин В.И., Клишин С.В. Состояние и направление развития технологии разработки мощных угольных пластов механизированными крепями с выпуском // Известия Тульского государственного университета. – 2019. – С. 162-174.
11. 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/>.
12. Анферов Б.А., Кузнецова Л.В. Управление массивом подкровельной толщи его дезинтеграцией при разработке угольного пласта с выпуском на забойный конвейер // Вестник КУЗГТУ. – 2021. – № 4. – С. 77-85
13. Пат. № 2763205 Российской Федерации. Способ разработки мощного пологого пласта с выпуском угля подкровельной толщи и механизированная крепь для его осуществления / Клишин В.И., Анферов Б.А., Кузнецова Л.В.; опубл. 28.12.2021; Бюл. № 1.

УДК 622.272:516.02

## ОПРЕДЕЛЕНИЕ ФАЗОВОЙ СКОРОСТИ И ЧАСТОТЫ УДАРНОЙ ВОЛНЫ В ШАХТНОЙ ПЕРЕМЫЧКЕ, УСТАНОВЛЕННОЙ В ВЫРАБОТКЕ КРУГЛОГО ПОПЕРЕЧНОГО СЕЧЕНИЯ

<sup>1</sup>д.т.н. С.В. Черданцев, <sup>2</sup>д.т.н. Н.В. Черданцев, <sup>1</sup>к.т.н. П.А. Шлапаков,  
<sup>1</sup>к.т.н. С.И. Голоскоков, <sup>1</sup>К.С. Лебедев, <sup>1</sup>А.Ю. Ерастов

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

2 –Федеральный исследовательский центр угля и углекислоты СО РАН, г. Кемерово, Россия

**Аннотация.** В статье предпринята попытка построения пространственной модели расчета шахтной перемычки на базе волновой теории. В частности, сформулирована осесимметричная краевая задача с начальными условиями, в ходе решения которой найдены фазовая скорость и частота ударной волны в бетонной перемычке.

**Ключевые слова:** горные выработки, ударные волны, фазовая скорость, частота колебаний, волновое число, уравнения Бесселя, частотное уравнение.

**Введение.** Разработка угольных месторождений подземным способом, как правило, сопровождается внезапными выбросами угля и газа [1 – 3], очагами самонагрева угля [4], приводящие к возникновению эндогенных пожаров и детонационных процессы в пылегазовоздушных смесях рудничной атмосферы [5].

С целью предотвращения этих негативных явлений, а также для управления системой вентиляции горных выработок на угольных предприятиях предусматривают перемычки, обладающие необходимой прочностью и термостойкостью. В настоящее время, наибольшее распространение получили конструкции безврубных монолитных бетонных перемычек, для возведения которых разработаны технологические схемы [6].



При распространении ударной волны в любом твердом деформируемом теле возникают напряжения, которые могут в несколько раз превышать напряжения от действия обычных статических нагрузок [7]. При этом энергия материалам передается через ударную волну. Поэтому, на наш взгляд, расчет шахтных перемычек требует разработки методов перемычек, основанных на ударно-волновом характере нагружения, обусловленного воздействием ударных волн.

**Основные параметры и соотношения ударно-волнового процесса в цилиндрической перемычке.** Как известно, ударная волна представляет собой процесс распространения в пространстве некоторого возмущения, называемого ударным фронтом, движущегося со сверхзвуковой скоростью [8]. Математически ударный фронт представляется в виде бесконечно тонкого разрыва, в котором происходит скачкообразное увеличение плотности, давления и скорости вещества.

Расчетную модель шахтной перемычки, основанной на ударно-волновом характере нагружения, построим следующим образом. Поскольку перемычка имеет цилиндрическую форму, то положение любой ее точки удобно фиксировать цилиндрическими координатами  $r, \theta, z$ , единичные векторы которых  $\vec{e}_r, \vec{e}_\theta, \vec{e}_z$  образуют правосторонний базис векторов. Причем вектор  $\vec{e}_z$  направлен вдоль образующей цилиндрической поверхности, а векторы  $\vec{e}_r, \vec{e}_\theta$  расположены в поперечном сечении выработки, при этом  $\vec{e}_r$  направлен вдоль радиуса поперечного сечения, а  $\vec{e}_\theta$  перпендикулярен вектору  $\vec{e}_r$ . Тогда вектор перемещения  $\vec{u}$  мы можем разложить по базису единичных векторов

$$\vec{u} = u_r \vec{e}_r + u_\theta \vec{e}_\theta + u_z \vec{e}_z, \quad (1)$$

где  $u_r, u_\theta, u_z$  – составляющие вектора перемещения в цилиндрических координатах.

Пусть к торцу перемычки, находящейся в покое, внезапно прикладывается поверхностная нагрузка, обусловленная ударной волной. В первый момент приложения нагрузки она может быть уравновешена только силами инерции, обусловленными движением точек тела, непосредственно воспринимающих нагрузку. Далее последует процесс передачи движения в глубь перемычки, в результате которого все точки тела придут в движение.

Из сказанного вытекает, что при соприкосновении ударного фронта с перемычкой в ней формируется возмущение в виде некоторого колебания, распространяющегося вдоль перемычки и поэтому волну можно описать в виде произведения двух функций [9]

$$\vec{u} = \vec{A} e^{iqt} \cdot e^{\mp ikz}, \quad (2)$$

первое из которых  $e^{iqt}$  описывает колебательный характер возмущения, а функция  $e^{\mp ikz}$  описывает процесс распространения возмущения вдоль перемычки. В формуле (2) приняты следующие обозначения:  $\vec{A} = \vec{A}(r, \theta)$  – некоторая векторная функция;  $q$  – частота колебаний,  $k$  – волновое число;  $i$  – мнимая единица. Знак «минус» в формуле (2) соответствует распространению возмущения в положительном направлении, а знак «плюс» – в отрицательном. Отметим, что частота колебаний и волновое число связаны с периодом колебаний  $T$  и длиной волны  $\Lambda$  следующими формулами [9]

$$T = \frac{2\pi}{q}; \Lambda = \frac{2\pi}{k}. \quad (3)$$

Учитывая формулу (1) и полагая, что

$$\vec{A} = U \cdot \vec{e}_r + V \cdot \vec{e}_\theta + W \cdot \vec{e}_z,$$

перейдем от векторной функции  $\vec{u}$  в формуле (2) к трем скалярным функциям

$$u_r = U e^{i(qt \mp kz)}; \quad u_\theta = V e^{i(qt \mp kz)}; \quad u_z = W e^{i(qt \mp kz)}, \quad (4)$$

где  $U, V$  и  $W$  – скалярные функции цилиндрических координат  $r$  и  $\theta$ .

В формулах (2) и (4) показатель степени представляет собой фазу колебания частиц

$$\vartheta = qt \mp kz, \quad (5)$$

принадлежащих волне. Если фаза колебаний  $\vartheta = \text{const}$ , то, продифференцировав (5)

$$\frac{\partial (qt \mp kz)}{\partial t} = 0$$

и учитывая, что  $\partial z/\partial t = v_{ph}$ , находим скорость перемещения волны

$$v_{ph} = \pm \frac{q}{k}, \quad (6)$$

которую называют фазовой скоростью. В формуле (6) знак «плюс» означает, что направление скорости совпадает с положительным направлением оси  $z$ .

Как уже было отмечено, ударная волна, распространяющаяся по перемычке, вызывает в ней деформации. Так, произвольное бесконечно малое волокно длиной  $ds$  переместится в новое положение на величину, характеризуемую вектором перемещения  $\vec{u}$ , а ее длину в процессе деформирования  $ds_1$  определим посредством линейного преобразования

$$ds_1 = A ds, \quad (7)$$

где  $A$  представляет собой матрицу преобразования [10]

$$A = \begin{pmatrix} 1 + \frac{\partial u_r}{\partial r} & \frac{1}{r} \frac{\partial u_r}{\partial \theta} - \frac{u_\theta}{r} & \frac{\partial u_r}{\partial z} \\ \frac{\partial u_\theta}{\partial r} & 1 + \frac{1}{r} \frac{\partial u_\theta}{\partial \theta} + \frac{u_r}{r} & \frac{\partial u_\theta}{\partial z} \\ \frac{\partial u_z}{\partial r} & \frac{1}{r} \frac{\partial u_z}{\partial \theta} & 1 + \frac{\partial u_z}{\partial z} \end{pmatrix}, \quad (8)$$

которую разложим на единичную  $E$ , симметричную  $T_\varepsilon$ , антисимметричную  $T_\omega$  матрицы

$$A = E + T_\varepsilon + T_\omega, \quad (9)$$

имеющие вид

$$E = \begin{pmatrix} 1 & 0 & 0 \\ 0 & 1 & 0 \\ 0 & 0 & 1 \end{pmatrix}; T_\varepsilon = \begin{pmatrix} \varepsilon_{rr} & \varepsilon_{r\theta} & \varepsilon_{rz} \\ \varepsilon_{\theta r} & \varepsilon_{\theta\theta} & \varepsilon_{\theta z} \\ \varepsilon_{zr} & \varepsilon_{z\theta} & \varepsilon_{zz} \end{pmatrix}; T_\omega = \begin{pmatrix} 0 & -\omega_z & \omega_\theta \\ \omega_z & 0 & -\omega_r \\ -\omega_\theta & \omega_r & 0 \end{pmatrix}, \quad (10)$$

при этом матрицы  $T_\varepsilon$ ,  $T_\omega$  являются тензорами деформаций и углов поворота.

Сопоставляя формулы (8) – (10), мы можем написать следующие соотношения

$$\varepsilon_{rr} = \frac{\partial u_r}{\partial r}; \frac{1}{r} \frac{\partial u_r}{\partial \theta} - \frac{u_\theta}{r} = \varepsilon_{r\theta} - \omega_z; \frac{\partial u_r}{\partial z} = \varepsilon_{rz} + \omega_\theta; \frac{\partial u_\theta}{\partial r} = \varepsilon_{\theta r} + \omega_z; \varepsilon_{\theta\theta} = \frac{1}{r} \frac{\partial u_\theta}{\partial \theta} + \frac{u_r}{r}; \frac{\partial u_\theta}{\partial z} = \varepsilon_{\theta z} - \omega_r; \frac{\partial u_z}{\partial r} = \varepsilon_{zr} - \omega_\theta; \frac{1}{r} \frac{\partial u_z}{\partial \theta} = \varepsilon_{z\theta} + \omega_r; \varepsilon_{zz} = \frac{\partial u_z}{\partial z}. \quad (11)$$

и поскольку матрица  $T_\varepsilon$  симметричная, то имеют место следующие соотношения

$$\varepsilon_{r\theta} = \varepsilon_{\theta r}; \varepsilon_{rz} = \varepsilon_{zr}; \varepsilon_{\theta z} = \varepsilon_{z\theta}. \quad (12)$$

Чтобы отделить компоненты деформаций от компонентов угла поворота поступим следующим образом. Вначале сложим, а затем вычтем соотношения

$$\frac{1}{r} \frac{\partial u_r}{\partial \theta} - \frac{u_\theta}{r} = \varepsilon_{r\theta} - \omega_z; \frac{\partial u_\theta}{\partial r} = \varepsilon_{\theta r} + \omega_z,$$

принадлежащие формулам (11), в результате чего мы получим

$$2\varepsilon_{r\theta} = \frac{1}{r} \frac{\partial u_r}{\partial \theta} - \frac{u_\theta}{r} + \frac{\partial u_\theta}{\partial r}; 2\omega_z = \frac{\partial u_\theta}{\partial r} + \frac{u_\theta}{r} - \frac{1}{r} \frac{\partial u_r}{\partial \theta}. \quad (13)$$

Аналогичные процедуры с другими формулами (11) дают еще четыре соотношения

$$2\varepsilon_{rz} = \frac{\partial u_r}{\partial z} + \frac{\partial u_z}{\partial r}; 2\omega_\theta = \frac{\partial u_r}{\partial z} - \frac{\partial u_z}{\partial r}; 2\varepsilon_{\theta z} = \frac{\partial u_\theta}{\partial z} + \frac{1}{r} \frac{\partial u_z}{\partial \theta}; 2\omega_r = \frac{1}{r} \frac{\partial u_z}{\partial \theta} - \frac{\partial u_\theta}{\partial z}, \quad (14)$$

с помощью которых установим связь между компонентами деформации и компонентами углов поворота. Для этого вначале рассмотрим первые три формулы (11)

$$\frac{\partial u_r}{\partial r} = \varepsilon_{rr}; \frac{\partial u_r}{\partial \theta} = u_\theta + r(\varepsilon_{r\theta} - \omega_z); \frac{\partial u_r}{\partial z} = \varepsilon_{rz} + \omega_\theta. \quad (15)$$

Первое соотношение (15) продифференцируем по переменной  $\theta$ , а второе по  $r$  и, учитывая независимость порядка дифференцирования [11], придем к равенству

$$\frac{\partial \varepsilon_{rr}}{\partial \theta} - \frac{\partial u_\theta}{\partial r} - (\varepsilon_{r\theta} - \omega_z) - r \frac{\partial \varepsilon_{r\theta}}{\partial r} + r \frac{\partial \omega_z}{\partial r} = 0,$$

учитывая в котором, четвертое соотношение (11), получим связь между производной угла поворота  $\omega_z$  и производными от компонентов деформации

$$\frac{\partial \omega_z}{\partial r} = \frac{\partial \varepsilon_{r\theta}}{\partial r} - \frac{1}{r} \frac{\partial \varepsilon_{rr}}{\partial \theta} + 2 \frac{\varepsilon_{r\theta}}{r}. \quad (16)$$

Аналогично находим еще восемь соотношений

$$\frac{\partial \omega_z}{\partial \theta} = r \frac{\partial \varepsilon_{\theta\theta}}{\partial r} - \frac{\partial \varepsilon_{\theta r}}{\partial \theta} + \varepsilon_{\theta\theta} - \varepsilon_{rr}; \frac{\partial \omega_z}{\partial z} = \frac{\partial \varepsilon_{\theta z}}{\partial r} - \frac{1}{r} \frac{\partial \varepsilon_{rz}}{\partial \theta} + \frac{\varepsilon_{\theta z}}{r}; \frac{\partial \omega_r}{\partial r} = \frac{1}{r} \frac{\partial \varepsilon_{rz}}{\partial \theta} - \frac{\partial \varepsilon_{\theta r}}{\partial z} - \frac{\varepsilon_{\theta z}}{r};$$

$$\begin{aligned} \frac{\partial \omega_r}{\partial \theta} &= \frac{\partial \varepsilon_{\theta z}}{\partial \theta} - r \frac{\partial \varepsilon_{\theta \theta}}{\partial z} + \varepsilon_{rz} + \omega_{\theta}; & \frac{\partial \omega_r}{\partial z} &= \frac{1}{r} \frac{\partial \varepsilon_{zz}}{\partial \theta} - \frac{\partial \varepsilon_{z\theta}}{\partial z}; & \frac{\partial \omega_{\theta}}{\partial r} &= \frac{\partial \varepsilon_{rr}}{\partial z} - \frac{\partial \varepsilon_{rz}}{\partial r}; \\ \frac{\partial \omega_{\theta}}{\partial \theta} &= r \frac{\partial \varepsilon_{\theta r}}{\partial z} - r \frac{\partial \varepsilon_{z\theta}}{\partial r} - \omega_r; & \frac{\partial \omega_{\theta}}{\partial z} &= \frac{\partial \varepsilon_{zr}}{\partial z} - \frac{\partial \varepsilon_{zz}}{\partial r}. \end{aligned} \quad (17)$$

Поскольку колебательные движения частиц перемычки вызывают силы инерции  $\rho \ddot{u}_r, \rho \ddot{u}_{\theta}, \rho \ddot{u}_z$  (точками обозначены производные по времени), то уравнения движения перемычки в цилиндрических координатах  $r, \theta, z$  представляются в виде [10]

$$\begin{aligned} \frac{\partial \sigma_{rr}}{\partial r} + \frac{1}{r} \frac{\partial \sigma_{r\theta}}{\partial \theta} + \frac{\partial \sigma_{rz}}{\partial z} + \frac{\sigma_{rr} - \sigma_{\theta\theta}}{r} - \rho \frac{\partial^2 u_r}{\partial t^2} &= 0; \\ \frac{\partial \sigma_{r\theta}}{\partial r} + \frac{1}{r} \frac{\partial \sigma_{\theta\theta}}{\partial \theta} + \frac{\partial \sigma_{\theta z}}{\partial z} + \frac{2}{r} \sigma_{r\theta} - \rho \frac{\partial^2 u_{\theta}}{\partial t^2} &= 0; \\ \frac{\partial \sigma_{rz}}{\partial r} + \frac{1}{r} \frac{\partial \sigma_{\theta z}}{\partial \theta} + \frac{\partial \sigma_{zz}}{\partial z} + \frac{1}{r} \sigma_{rz} - \rho \frac{\partial^2 u_z}{\partial t^2} &= 0, \end{aligned} \quad (18)$$

где  $\rho$  – плотность материала перемычки, а для касательных напряжений имеют место

$$\sigma_{r\theta} = \sigma_{\theta r}; \quad \sigma_{rz} = \sigma_{zr}; \quad \sigma_{\theta z} = \sigma_{z\theta}. \quad (19)$$

При составлении дифференциальных уравнений предполагается, что геометрия деформированного состояния не отличается от геометрии начального состояния.

Поскольку мы полагаем перемычку упругим телом, то имеют место соотношения закона Гука между напряжениями и деформациями [10]

$$\begin{aligned} \sigma_{rr} &= \lambda \Theta + 2G\varepsilon_{rr}; & \sigma_{\theta\theta} &= \lambda \Theta + 2G\varepsilon_{\theta\theta}; & \sigma_{zz} &= \lambda \Theta + 2G\varepsilon_{zz}; \\ \sigma_{r\theta} &= 2G\varepsilon_{r\theta}; & \sigma_{rz} &= 2G\varepsilon_{rz}; & \sigma_{\theta z} &= 2G\varepsilon_{\theta z}, \end{aligned} \quad (20)$$

где  $\Theta = \varepsilon_{rr} + \varepsilon_{\theta\theta} + \varepsilon_{zz}$  – объемная деформация, а параметры Ламе  $\lambda, G$  связаны с модулем Юнга  $E$  и коэффициентом Пуассона  $\mu$  следующим образом

$$\lambda = \frac{\mu E}{(1+\mu)(1-2\mu)}; \quad G = E/[2(1+\mu)]. \quad (21)$$

Подставив формулы (20) в уравнения (18) и выполнив преобразования, придем к следующей системе уравнений

$$\begin{aligned} \rho \frac{\partial^2 u_r}{\partial t^2} &= (\lambda + 2G) \frac{\partial \Theta}{\partial r} - \frac{2G}{r} \left( r \frac{\partial \varepsilon_{\theta\theta}}{\partial r} - \frac{\partial \varepsilon_{r\theta}}{\partial \theta} + \varepsilon_{\theta\theta} - \varepsilon_{rr} \right) + 2G \left( \frac{\partial \varepsilon_{rz}}{\partial z} - \frac{\partial \varepsilon_{zz}}{\partial r} \right); \\ \rho \frac{\partial^2 u_{\theta}}{\partial t^2} &= (\lambda + 2G) \frac{1}{r} \frac{\partial \Theta}{\partial \theta} + 2G \left( \frac{\partial \varepsilon_{r\theta}}{\partial r} - \frac{1}{r} \frac{\partial \varepsilon_{rr}}{\partial \theta} + \frac{2}{r} \varepsilon_{r\theta} \right) - 2G \left( \frac{1}{r} \frac{\partial \varepsilon_{zz}}{\partial \theta} - \frac{\partial \varepsilon_{\theta z}}{\partial z} \right); \\ \rho \frac{\partial^2 u_z}{\partial t^2} &= (\lambda + 2G) \frac{\partial \Theta}{\partial z} - 2G \left( \frac{\partial \varepsilon_{rr}}{\partial z} - \frac{\partial \varepsilon_{rz}}{\partial r} \right) - \frac{2\mu\omega_{\theta}}{r} + \frac{2G}{r} \left( \frac{\partial \varepsilon_{\theta z}}{\partial \theta} + \varepsilon_{rz} - r \frac{\partial \varepsilon_{\theta\theta}}{\partial z} + \omega_{\theta} \right), \end{aligned}$$

которую с помощью формул (16), (17) приведем к виду

$$\begin{aligned} \rho \frac{\partial^2 u_r}{\partial t^2} &= (\lambda + 2G) \frac{\partial \Theta}{\partial r} - \frac{2G}{r} \frac{\partial \omega_z}{\partial \theta} + 2G \frac{\partial \omega_{\theta}}{\partial z}; \\ \rho \frac{\partial^2 u_{\theta}}{\partial t^2} &= (\lambda + 2G) \frac{1}{r} \frac{\partial \Theta}{\partial \theta} + 2G \frac{\partial \omega_z}{\partial r} - 2G \frac{\partial \omega_r}{\partial z}; \\ \rho \frac{\partial^2 u_z}{\partial t^2} &= (\lambda + 2G) \frac{\partial \Theta}{\partial z} - 2G \frac{\partial \omega_{\theta}}{\partial r} - 2G \frac{\omega_{\theta}}{r} + \frac{2G}{r} \frac{\partial \omega_r}{\partial \theta}. \end{aligned} \quad (22)$$

Учитывая специфику воздействия ударной волны на цилиндрическую перемычку, отметим, что напряженно-деформированное состояние в перемычке будет симметричным относительно ее оси, не зависящим от цилиндрической координаты  $\theta$ .

**Постановка и решение осесимметричной краевой задачи об ударно-волновом процессе в цилиндрической перемычке.** Поскольку компоненты деформации не зависят от координаты  $\theta$ , то каждая частица перемычки будет колебаться в плоскости  $rz$  и поэтому перемещение  $u_{\theta}$ , углы поворота  $\omega_r, \omega_z$  и деформации  $\varepsilon_{r\theta}, \varepsilon_{\theta z}$  равны нулю, в силу чего, система уравнений существенно упрощается и принимает вид

$$\rho \frac{\partial^2 u_r}{\partial t^2} = (\lambda + 2G) \frac{\partial \Theta}{\partial r} + 2G \frac{\partial \omega_{\theta}}{\partial z}; \quad \rho \frac{\partial^2 u_z}{\partial t^2} = (\lambda + 2G) \frac{\partial \Theta}{\partial z} - \frac{2G}{r} \frac{\partial(r\omega_{\theta})}{\partial r}, \quad (23)$$

где объемную деформацию  $\Theta$  следует определять по формуле

$$\Theta = \varepsilon_{rr} + \varepsilon_{\theta\theta} + \varepsilon_{zz} = \frac{\partial u_r}{\partial r} + \frac{u_r}{r} + \frac{\partial u_z}{\partial z}. \quad (24)$$

Для системы уравнений (23) должна быть обязательно поставлена краевая задача с начальными условиями, которые сформулируем исходя из следующих рассуждений.

Граничные условия сформулируем, учитывая, что бетонная перемычка замоноличена в горной выработке и имеет с ее стенками жесткую связь. Поэтому перемещения точек её поверхности отсутствуют, в силу чего граничные условия представляются в виде

$$u_r|_{r=R} = 0, \quad u_z|_{r=R} = 0 \quad (25)$$

при любом значении координаты  $z$  в пределах длины  $L$  перемычки.

Поскольку в начальный момент времени  $t = 0$  давление ударной волны  $p_y$  должно быть уравновешено нормальными напряжениями в торцевом сечении перемычки ( $z = 0$ ), а перемещение  $u_z$  при  $r = R$  равно нулю, то начальные условия представляются в виде

$$\sigma_{zz}|_{t=0, z=0} = ; \quad u_z|_{t=0, z=0, r=R} = 0. \quad (26)$$

Построение решения сформулированной краевой задачи начнем с отыскания производных, входящих в уравнения (23), для чего воспользуемся формулами (4)

$$\begin{aligned} \frac{\partial u_r}{\partial t} &= \frac{\partial [U e^{i(qt-kz)}]}{\partial t} = U e^{i(qt-kz)} \frac{\partial [i(qt-kz)]}{\partial t} = u_r \cdot i \cdot q; \quad \frac{\partial^2 u_r}{\partial t^2} = \frac{\partial}{\partial t} \left( \frac{\partial u_r}{\partial t} \right) = -q^2 u_r; \\ \frac{\partial u_r}{\partial r} &= \frac{\partial [U e^{i(qt-kz)}]}{\partial r} = \frac{\partial U}{\partial r} e^{i(qt-kz)}; \quad \frac{\partial u_r}{\partial z} = \frac{\partial [U e^{i(qt-kz)}]}{\partial z} = U e^{i(qt-kz)} \frac{\partial [i(qt-kz)]}{\partial z} = -u_r \cdot i \cdot k; \\ \frac{\partial u_z}{\partial t} &= u_z \cdot i \cdot q; \quad \frac{\partial^2 u_z}{\partial t^2} = -q^2 u_z; \quad \frac{\partial u_z}{\partial z} = -u_z \cdot i \cdot k; \quad \frac{\partial u_z}{\partial r} = \frac{\partial [W e^{i(qt-kz)}]}{\partial r} = \frac{\partial W}{\partial r} e^{i(qt-kz)}. \end{aligned} \quad (27)$$

Подставляя полученные соотношения (27) во вторую формулу (14), определяем угол  $\omega_\theta$

$$\omega_\theta = \frac{1}{2} \left( \frac{\partial u_r}{\partial z} - \frac{\partial u_z}{\partial r} \right) = -\frac{1}{2} \left[ u_r \cdot i \cdot k + \frac{\partial W}{\partial r} e^{i(qt-kz)} \right], \quad (28)$$

и его производную

$$\frac{\partial \omega_\theta}{\partial z} = -\frac{\partial}{\partial z} \left\{ \frac{1}{2} \left[ u_r \cdot i \cdot k + \frac{\partial W}{\partial r} e^{i(qt-kz)} \right] \right\} = -i \cdot k \cdot \omega_\theta. \quad (29)$$

С учетом формул (27), (29) приведем уравнения (23) к следующей системе

$$-\rho \cdot q^2 u_r = (\lambda + 2G) \frac{\partial \theta}{\partial r} + 2G \cdot (-i \cdot k \cdot \omega_\theta); \quad -\rho \cdot q^2 u_z = (\lambda + 2G) \cdot \frac{\partial \theta}{\partial z} - \frac{2G}{r} \cdot \frac{\partial (r \omega_\theta)}{\partial r}. \quad (30)$$

Поскольку объемная деформация определяется по формуле (24), то производная  $\partial \theta / \partial z$  с учетом формул (27) представляется в виде

$$\frac{\partial \theta}{\partial z} = -i \cdot k \cdot \theta,$$

в силу чего второе уравнение (30) упрощается

$$-\rho \cdot q^2 u_z = (\lambda + 2G)(-i \cdot k \cdot \theta) - \frac{2G}{r} \frac{\partial (r \omega_\theta)}{\partial r},$$

а после дифференцирования по  $z$  приобретает вид

$$-\rho \cdot q^2 \frac{\partial u_z}{\partial z} = -(\lambda + 2G)k^2 \theta + i \cdot k \cdot \frac{2G}{r} \frac{\partial (r \omega_\theta)}{\partial r}. \quad (31)$$

Далее умножим первое уравнение (30) на  $r$  и продифференцируем по  $r$ , а затем разделим на  $r$  и после преобразования получим

$$-\rho \cdot q^2 \frac{1}{r} \frac{\partial (r \cdot u_r)}{\partial r} = (\lambda + 2G) \frac{1}{r} \frac{\partial \theta}{\partial r} + (\lambda + 2G) \frac{\partial^2 \theta}{\partial r^2} - 2G \cdot i \cdot k \frac{1}{r} \frac{\partial r \omega_\theta}{\partial r}. \quad (32)$$

Сложив уравнения (31) и (32), и выполнив преобразования, приходим к уравнению

$$\frac{\partial^2 \theta}{\partial r^2} + \frac{1}{r} \frac{\partial \theta}{\partial r} + \alpha^2 \theta = 0, \quad (33)$$

в котором

$$\alpha^2 = \frac{\rho \cdot q^2}{\lambda + 2G} - k^2. \quad (34)$$

Далее, продифференцируем первое уравнение (30) по  $z$ , а второе – по  $r$

$$\begin{aligned} -\rho \cdot q^2 \frac{\partial u_r}{\partial z} &= (\lambda + 2G) \frac{\partial}{\partial z} \left( \frac{\partial \theta}{\partial r} \right) + 2G \cdot (-i \cdot k) \cdot \frac{\partial \omega_\theta}{\partial z}; \\ -\rho \cdot q^2 \frac{\partial u_z}{\partial r} &= (\lambda + 2G) \cdot \frac{\partial}{\partial r} \left( \frac{\partial \theta}{\partial z} \right) - 2G \frac{\partial}{\partial r} \left( \frac{1}{r} \cdot \frac{\partial (r \omega_\theta)}{\partial r} \right), \end{aligned}$$

а затем вычтем из первого уравнения второе и после преобразований с учетом формул (14) и (29) получим уравнение относительно угла поворота  $\omega_\theta$

$$\frac{\partial^2 \omega_\theta}{\partial r^2} + \frac{1}{r} \frac{\partial \omega_\theta}{\partial r} - \frac{\omega_\theta}{r^2} + \beta^2 \omega_\theta = 0, \quad (35)$$

где

$$\beta^2 = \frac{\rho \cdot q^2}{G} - k^2. \quad (36)$$

Если в уравнении (33) перейти к переменной  $\zeta$ , а в уравнении (35) к переменной  $\eta$ , связанных с координатой  $r$  соотношениями

$$\zeta = \alpha \cdot r, \quad \eta = \beta \cdot r, \quad (37)$$

то эти уравнения приводятся соответственно к уравнениям

$$\frac{\partial^2 \theta(\zeta)}{\partial \zeta^2} + \frac{1}{\zeta} \frac{\partial \theta(\zeta)}{\partial \zeta} + \theta(\zeta) = 0; \quad \frac{\partial^2 \omega_\theta(\eta)}{\partial \eta^2} + \frac{1}{\eta} \frac{\partial \omega_\theta(\eta)}{\partial \eta} + \left(1 - \frac{1}{\eta^2}\right) \omega_\theta(\eta) = 0, \quad (38)$$

являющимися уравнениями Бесселя с индексами соответственно  $\nu = 0$  и  $\nu = 1$ .

Решения уравнений (38) представляются в виде [11]

$$\theta(\zeta) = A_1 J_0(\zeta) + A_2 Y_0(\zeta); \quad \omega_\theta(\eta) = B_1 J_1(\eta) + B_2 Y_1(\eta), \quad (39)$$

где  $J_0(\zeta)$ ,  $Y_0(\zeta)$  – функции Бесселя нулевого порядка соответственно первого и второго рода;  $J_1(\eta)$ ,  $Y_1(\eta)$  – функции Бесселя первого порядка соответственно первого и второго рода;  $A_1$ ,  $A_2$ ,  $B_1$ ,  $B_2$  – произвольные постоянные.

К настоящему времени функции Бесселя хорошо изучены, таблицы их значений имеются в справочниках по математике, а сами функции встроены в современные интегрированные системы вычислительной и символьной математики [12].

Из формул (37) видно, что при  $r \rightarrow 0$  переменные  $\zeta$  и  $\eta$  также стремятся к нулю и поэтому функции Бесселя  $Y_0(\zeta)|_{\zeta \rightarrow 0} \rightarrow -\infty$ ,  $Y_1(\eta)|_{\eta \rightarrow 0} \rightarrow -\infty$ , в силу чего искомые функции  $\theta_k(\zeta)$  и  $\omega_\theta(\eta)$  в точке  $r = 0$  не определены.

Чтобы исключить эту неопределенность положим постоянные интегрирования  $A_2 = 0$ ,  $B_2 = 0$ , в связи с чем, формулы (39) существенно упрощаются и приобретают вид

$$\theta(\zeta) = A_1 J_0(\zeta); \quad \omega_\theta(\eta) = B_1 J_1(\eta). \quad (40)$$

Далее, подставим соотношения (4) в формулы (24), (28) и, выполнив преобразования, получим следующие соотношения

$$\theta = \left(\frac{\partial U}{\partial r} + \frac{1}{r} U - i \cdot k \cdot W\right) e^{i(qt - kz)}; \quad \omega_\theta = \frac{1}{2} \left(-U \cdot i \cdot k - \frac{\partial W}{\partial r}\right) e^{i(qt - kz)}, \quad (41)$$

сопоставляя которые с формулами (40), приходим к системе уравнений

$$\frac{\partial U}{\partial r} + \frac{1}{r} U - i \cdot k \cdot W = A_1 J_0(\zeta); \quad -U \cdot i \cdot k - \frac{\partial W}{\partial r} = 2B_1 J_1(\eta),$$

из которой выразим функции  $U$ ,  $W$  через функции Бесселя в явном виде

$$U = C_1 \frac{\partial [J_0(\zeta)]}{\partial r} + C_2 \cdot k \cdot J_1(\eta); \quad W = C_1 \cdot i \cdot k \cdot J_0(\zeta) + \frac{C_2 \cdot i}{r} \cdot \frac{\partial [r J_1(\eta)]}{\partial r}, \quad (42)$$

где  $C_1$  и  $C_2$  – константы.

Учитывая правила дифференцирования функций Бесселя [11], найдем производные

$$\frac{\partial [J_0(\zeta)]}{\partial r} = -\alpha \cdot J_1(\zeta), \quad \frac{\partial [r J_1(\eta)]}{\partial r} = \eta \cdot J_0(\eta),$$

с учетом которых приведем выражения (42) к виду

$$U = -C_1 J_1(\zeta) \cdot \alpha + C_2 \cdot k \cdot J_1(\eta); \quad W = C_1 \cdot i \cdot k \cdot J_0(\zeta) + \frac{C_2 \cdot i}{r} \cdot \eta \cdot J_0(\eta). \quad (43)$$

В силу формулы (4), граничные условия (25) сначала преобразуем к виду

$$U|_{r=R} = 0; \quad W|_{r=R} = 0,$$

а затем, подставив сюда выражения (43) с учетом формул (37), получим систему алгебраических уравнений

$$\begin{aligned} -C_1 \cdot \alpha \cdot J_1(\alpha R) + C_2 \cdot k \cdot J_1(\beta R) &= 0; \\ C_1 \cdot k \cdot J_0(\alpha R) + C_2 \cdot \beta \cdot J_0(\beta R) &= 0. \end{aligned} \quad (44)$$

Из теоремы Кронекера – Капелли [13] следует, что система (44) имеет нетривиальные решения, если определитель равен нулю

$$\begin{vmatrix} -\alpha \cdot J_1(\alpha R) & k \cdot J_1(\beta R) \\ k \cdot J_0(\alpha R) & \beta \cdot J_0(\beta R) \end{vmatrix} = 0,$$

откуда мы получаем трансцендентное уравнение

$$J_1(\alpha R) \cdot J_0(\beta R) \cdot \alpha \cdot \beta + J_0(\alpha R) \cdot J_1(\beta R) \cdot k^2 = 0,$$

которое, в силу формул (6), (34) и (36), преобразуется к виду

$$J_1(\alpha R) \cdot J_0(\beta R) \cdot \sqrt{\left(\frac{\rho}{\lambda+2G} \cdot v_{ph}^2 - 1\right) \left(\frac{\rho}{G} \cdot v_{ph}^2 - 1\right)} + J_0(\alpha R) \cdot J_1(\beta R) = 0. \quad (45)$$

Поскольку малые звуковые возмущения в сплошной среде распространяются в продольном направлении со скоростью  $v_p$ , а в поперечном со скоростью  $v_s$

$$v_p = \sqrt{\frac{\lambda+2G}{\rho}}; \quad v_s = \sqrt{\frac{G}{\rho}} = \sqrt{\frac{E}{2\rho(1+\mu)}}, \quad (46)$$

то аргументы  $\alpha R$ ,  $\beta R$  преобразуем к более удобному для вычислительных процедур виду

$$\alpha R = \frac{2\pi}{\chi \cdot \delta}; \quad \beta R = \frac{2\pi}{\chi \cdot \delta} \sqrt{\frac{2(1-\mu)}{(1-2\mu)} \cdot \bar{v}_{ph}^2 - 1}, \quad (47)$$

где параметры  $\bar{v}_{ph}$ ,  $\chi$  и  $\delta$  определяются по формулам

$$\bar{v}_{ph} = \frac{v_{ph}}{v_p}; \quad \delta = \frac{L}{R}; \quad \chi = \Lambda/L. \quad (48)$$

В силу сказанного, уравнение (45) приводится к виду

$$J_1(\alpha R) \cdot J_0(\beta R) \cdot \sqrt{(\bar{v}_{ph}^2 - 1) \left(\frac{2(1-\mu)}{(1-2\mu)} \cdot \bar{v}_{ph}^2 - 1\right)} + J_0(\alpha R) \cdot J_1(\beta R) = 0 \quad (49)$$

и представляет собой частотное уравнение, так как, согласно формуле (6), содержит  $q$ .

Поскольку частотное уравнение (49) является трансцендентным, то для определения его корней использовалась программа MathCAD, с помощью которой найдены первые десять корней уравнения (49), представленных в табл. 1, а затем по первой из формул (49) вычислены значения фазовых скоростей ударной волны в перемычке (табл. 1).

Необходимые вычислительные процедуры выполнены при следующих исходных данных: коэффициент Пуассона и модуль Юнга бетона соответственно  $\mu = 0,2$ ;  $E = 2,75 \cdot 10^{10}$  Па; плотность бетона  $\rho = 2,2 \cdot 10^3$  кг/м<sup>3</sup>, параметры  $\delta$ ,  $\chi$  приняты равными  $\delta = 2$ ;  $\chi = 0,5$ . Тогда согласно первой формуле (46) скорость распространения звукового возмущения в продольном направлении составит  $v_p = 3,73 \cdot 10^3$  м/с.

Таблица 1

Значения фазовой скорости и частоты ударной волны в перемычке

<i>i</i>	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
$\bar{v}_{ph}(i)$	1,063	1,168	1,312	1,476	1,605	1,831	1,933	2,153	2,337	2,462
$v_{ph}(i) \cdot 10^{-3}$ , м/с	3,961	4,354	4,889	5,5	5,981	6,824	7,202	8,025	8,71	9,174
$q_i \cdot 10^{-4}$ , с <sup>-1</sup>	1,991	2,189	2,458	2,765	3,006	3,43	3,62	4,034	4,378	4,612

**Выводы.** Сформулирована краевая осесимметричная задача с начальными условиями для системы двух уравнений в частных производных, описывающая ударно-волновой процесс в шахтной перемычке.

Найдены решения краевой задачи, выражающиеся с помощью функций Бесселя. Получено частотное уравнение, корни которого найдены численно с помощью программы MathCAD. Вычислены фазовые скорости и частоты ударной волны в бетонной перемычке.

### Список литературы

1. Зыков В.С. О механизме формирования выбросоопасной ситуации в очистном забое угольной шахты // Маркшейдерский вестник. – 2016. – №5. – С. 44–48.
2. Черданцев С.В., Черданцев Н.В., Ли Хи Ун [и др.]. Определение параметров суфлярных выделений газа из угольного пласта в горные выработки // Вестник Научного центра по безопасности работ в угольной промышленности. – 2017. – № 1. – С. 26–33.
3. Черданцев Н.В. Об одном подходе к расчету выброса угля из газоносного пласта, вмещающего геологические нарушения // Безопасность труда в промышленности. – 2019. – № 8. – С. 13–18.
4. Chanyshev A.I. A method to determine a body's thermal state // Journal of Mining Science. – 2012. – Vol. 48. – Iss. 4. – P. 660–668.

5. Черданцев С.В., Шлапаков П.А., Шлапаков Е.А. [и др.]. Теплофизические и газодинамические условия протекания процессов дефлаграции и детонации в пылегазовоздушных потоках горных выработок вблизи очагов самонагрева // Химическая физика и мезоскопия. – 2019. – Том 21. – № 2. – С. 179–189.
6. Нурғалиев Е.И. Обоснование и разработка технологии изоляции пластовых выработок безврубными монолитными перемышками с одновременным возведением тампонажных завес: автореф. дисс. ... канд. техн. наук. – Кемерово: ФГОУ «Кузбасский государственный технический университет им. Т.Ф. Горбачева», 2021. – 22 с.
7. Kolsky H. Stress waves in solids. – Oxford, 1953. – 192 p.
8. Кобылкин И.Ф., Селиванов В.В., Соловьев В.С., Сысоев Н.Н. Ударные и детонационные волны. Методы исследования. – М.: Физматлит, 2004. – 376 с.
9. Островский Л.А., Потапов А.И. Введение в теорию модулированных волн. – М.: Физматлит, 2003. – 400 с.
10. Колтунов М.А., Васильев Ю.Н., Черных В.А. Упругость и прочность цилиндрических тел. – М.: Высшая школа, 1975. – 526 с.
11. Кошляков Н. С., Глинер Э.Б., Смирнов М.М. Уравнения в частных производных математической физики. – М.: Высш. школа. – 1970. – 712 с.
12. Алексеев Е.Р., Чеснокова О.В. Решение задач вычислительной математики в Mathcad 12, MATLAB 7, Maple 9. – М.: ИТ Пресс, 2006. – 496 с.
13. Ильин В.А., Позняк Э.Г. Линейная алгебра. – М.: Физматлит, 2005. – 280 с.

УДК 622.83

## ОСОБЕННОСТИ ПРОЯВЛЕНИЯ ПРОЦЕССА СДВИЖЕНИЯ ГОРНЫХ ПОРОД КАЗСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ

д.т.н. Лобанова Т.В., Лобанов С.А., Трофимова О.Л., Ижболдина С.В.  
Сибирский государственный индустриальный университет, г. Новокузнецк, Россия

**Аннотация.** Рассмотрены сдвигения земной поверхности Южной зоны участка «Центральные штоки» Казского месторождения. Приведены результаты расчета параметров напряженного состояния массива, которое характеризуется тектоническими коэффициентами действующего в районе месторождения поля напряжений. Выявлены факторы, обуславливающие особенности проявления процесса сдвигения горных пород.

**Ключевые слова:** охраняемые объекты, слепые рудные тела, наблюдательная станция, сдвигение горных пород, тектоническое поле напряжений.

Казское месторождение железной руды открыто в 1930 г. и входит в состав Тельбесской группы железорудных месторождений Горной Шории, располагаясь на её восточном фланге в 120 км к югу от г. Новокузнецка.

Месторождение разрабатывается подземным способом с 1961 г. и состоит из нескольких участков рудных тел, среди которых участок «Леспромхозный» является перспективным для отработки. Участки «Большой медвежий», «Малый медвежий», «Амфитеатр», «Пойменный», «Бегунец», «Юго-западные штоки», «Северо-восточные штоки», образующие верхний структурный этаж, отработаны. Участок «Центральные штоки», на котором выделены Северная и Южная рудные зоны, образует нижний структурный этаж со средней глубиной отработки 600 – 750 м. В настоящее время запасы руды Северной зоны до гор. - 230 м отработаны. Ведется отработка запасов Южной зоны.

При отработке запасов руды Южной зоны до гор. -300 м (лицензионная граница согласно лицензии на пользование недрами) в зону опасных сдвижений под рекомендованными [1] углами сдвигения попадают ручей «Восточный Каз» и одноэтажные деревянные

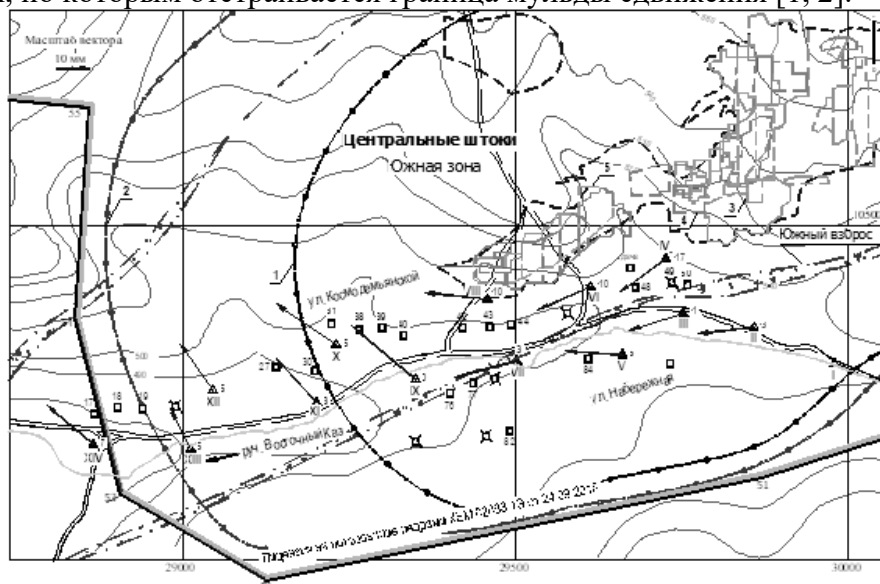
дома. Эти объекты подлежат охране от вредного влияния горных работ. Актуальность оценки опасного влияния горных разработок Южной зоны обусловлена также решением вопросов обеспечения безопасности горных работ при выемке слепых рудных тел и проектирования отработки запасов.

Для определения параметров процессов сдвижения и деформирования земной поверхности в районе охраняемых объектов на земной поверхности Южной зоны в 2015 г. в соответствии с требованиями нормативно-методических документов [2, 3] заложена наблюдательная станция (рис. 1).

При отработке слепых рудных тел Южной зоны, залегающих на глубине более 500 м, не ожидается опасных деформаций земной поверхности [4], поэтому станция состоит из отдельных реперов. Закладка реперов осуществлена на участках возможного максимального развития процесса сдвижения и в районах охраняемых объектов. Наблюдения за сдвижением земной поверхности проводятся методами спутниковой геодезии. Реперы заложены в местах, обеспечивающих их сохранность, технику безопасности и удобство использования при съемке, а GNSS-полигон отвечает требованиям спутниковых наблюдений [3].

Спутниковые наблюдения на каждом репере наблюдательной станции осуществляются относительно двух базовых станций – GNSS-приемников, которые устанавливаются на пункты опорной сети рудника за границами влияния горных разработок Казского месторождения. Одна из базовых станций выбрана в качестве первой условно неподвижной станции, относительно которой осуществляется определение координат остальных пунктов в местной системе координат и вычисление их сдвижений.

В 2015 – 2021 гг. выполнено 22 серии наблюдений за сдвижением земной поверхности Южной зоны. Установлено периодическое развитие оседаний – поднятий и разнонаправленных горизонтальных сдвижений, которые обуславливают, соответственно, проявление прямых – обратных наклонов и деформаций растяжения – сжатия земной поверхности и горных пород. Однако величины сдвижений и деформаций земной поверхности незначительны и существенно меньше критических деформаций наклона и растяжения, равных 0,5 мм/м, по которым отстраивается граница мульды сдвижения [1, 2].



1, 2 – граница потенциальной зоны опасных сдвижений, соответственно, от выработанного пространства и от гор. -300 м; 3, 4, 5 – контур выработанного пространства, соответственно, от гор. -90, -160, -230 м

Рис. 1. План наблюдательной станции (реперы I – XIV) с векторами горизонтальных сдвижений и величинами вертикальных сдвижений

Рассмотрим развитие сдвижений земной поверхности Южной зоны (рис. 2).



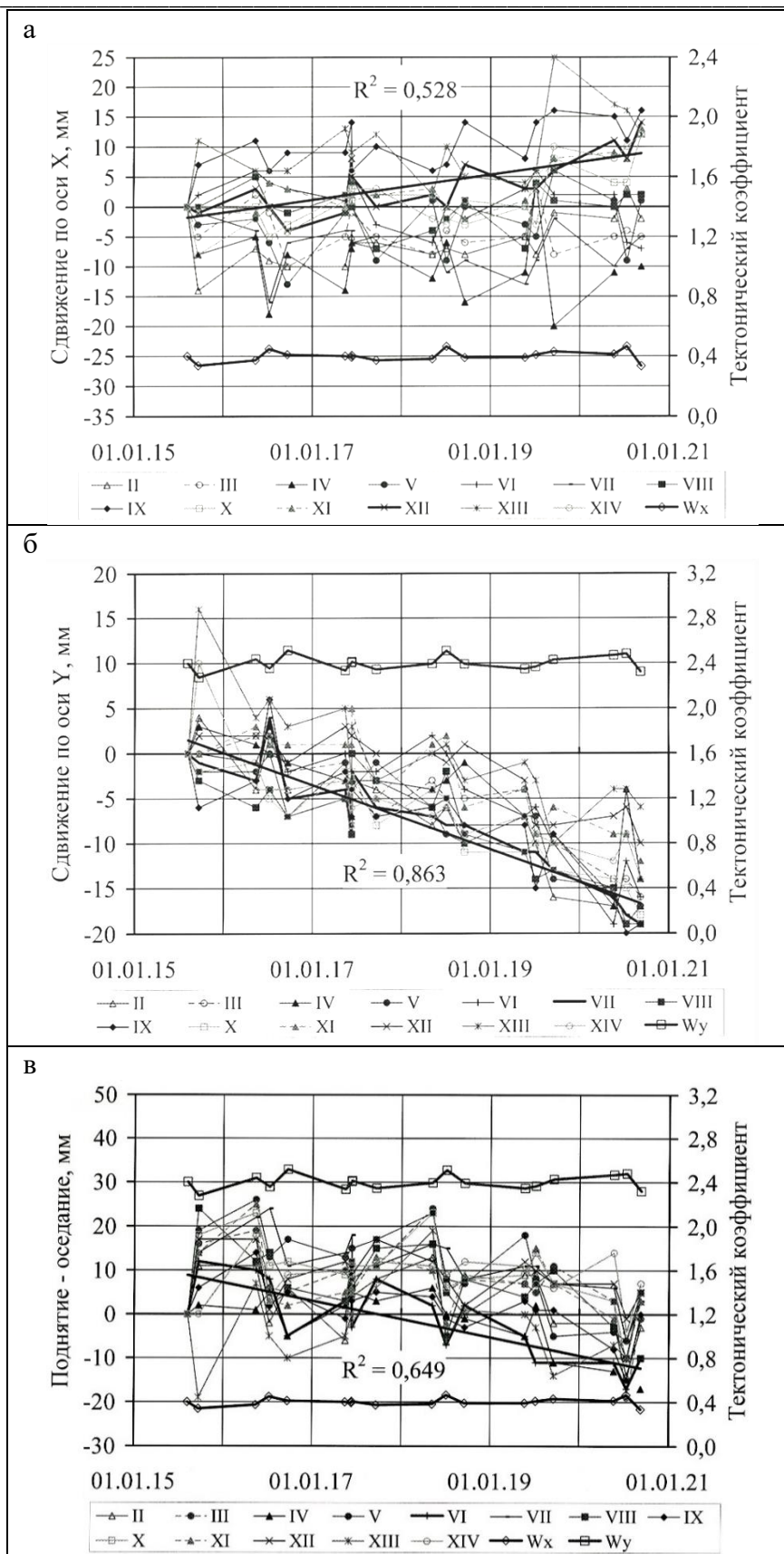


Рис. 2. Изменение во времени сдвижений реперов II – XIV и тектонических коэффициентов поля напряжений: а – вкрест простирания рудных тел; б – по простиранию рудных тел; в – по вертикали

Несмотря на незначительные величины сдвижений, видна тенденция увеличения во времени сдвижений по простиранию рудных тел Южной зоны в направлении координатной оси  $Y$ . В этом направлении, в основном по всем реперам наблюдательной станции, установлена линейная закономерность изменения сдвижений во времени с высокой степенью достоверности 79 – 86 % (рис. 2, а). В то время как в характере сдвижений вкрест простирания рудных тел в направлении оси  $X$  (рис. 2, б) и вертикальных сдвижений (рис. 2, в) не выявлено закономерного их изменения во времени. Только на отдельных реперах установлена линейная зависимость изменения этих составляющих сдвижений, достоверность аппроксимации которых существенно ниже (всего 46 – 65 %), чем по сдвижениям по простиранию рудных тел. Характерно также, что сдвигения по простиранию рудных тел развиваются в направлении от выработанного пространства слепых рудных тел Южной зоны.

Для выявления факторов, обуславливающих такое проявление сдвижений горных пород и земной поверхности Южной зоны, выполним расчет параметров напряженного состояния массива, которое характеризуется тектоническими коэффициентами действующего в районе месторождения поля напряжений.

Расчет напряжений выполним по результатам наблюдений на 14 реперах наблюдательной станции за сдвижением земной поверхности в районе охраняемых объектов Южной зоны (рис. 1) за период наблюдений 2015 – 2020 гг.

При расчете напряжений через горизонтальные и вертикальные сдвигения реперов вычислим тектонические коэффициенты  $w_1$  ( $W_y$ ) и  $w_2$  ( $W_x$ ). Расчет выполним по методике [5, 6], использованной ранее для оценки напряжений Шерегешевского и Таштагольского месторождений. За исходный тектонический коэффициент  $w(0)$  в момент времени  $t = 0$  образования выработанного пространства примем коэффициенты тектонического поля напряжений, установленные исследованиями ВостНИГРИ [7]:  $\sigma_1 = 2,4\sigma_3$ ;  $\sigma_2 = 0,4\sigma_3$ ;  $\sigma_3 = \gamma H$ . Напряжения  $\sigma_1$  и  $\sigma_2$  являются горизонтальными. Азимут действия максимальных напряжений вне зоны влияния горных работ ориентирован по простиранию месторождения.

Рассмотрим выражения для тектонического коэффициента  $w_x$  через горизонтальные и вертикальные сдвигения в точках  $A(x_0, 0)$  и  $B(x_1, 0)$ , соответствующих расположению реперов профильных линий на земной поверхности относительно выработанного пространства по следующей схеме. На рис. 3 приведена плоская область с эллиптическим отверстием, сжимаемая на бесконечности напряжениями  $\sigma_z = -\gamma H$  и  $\sigma_x = -w_x \gamma H$ , которые считаются однородными и отрицательными при сжатии. В качестве глубины действия этих напряжений  $H = (z_1 + a_0) / 2$  рассматривается половина вертикальной координаты центра эллипса,  $\gamma$  – объемный вес пород.

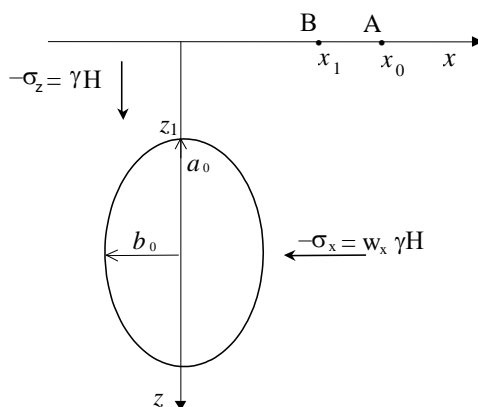


Рис. 3. Постановка задачи

Вертикальные и горизонтальные сдвигения  $V_z(x_0, 0)$ ,  $V_x(x_0, 0)$  в точке  $A(x_0, 0)$  и  $V_z(x_1, 0)$ ,  $V_x(x_1, 0)$  в точке  $B(x_1, 0)$  земной поверхности вычисляются в системе координат рудника по отношению к неподвижному удаленному реперу.

Тектонический коэффициент в момент времени  $t = 0$  образования выработанного пространства считается известным  $w_x(0) = 0,4$ . Затем рассчитывается приращение этого коэффициента в момент времени  $t = 1$  в каждой точке размещения репера с учетом приращений деформаций земной поверхности в этот момент времени. С этой целью сначала рассчитываются приращения деформаций в точке В

$$\Delta\varepsilon_x(1) = \frac{V_x(x_0, 0) - V_x(x_1, 0)}{x_0 - x_1}; \quad \Delta\varepsilon_z(1) = -\frac{V_z(x_1, 0)}{H}. \quad (1)$$

Приращения напряжений  $\sigma_x$ ,  $\sigma_y$  и деформаций  $\varepsilon_x$ ,  $\varepsilon_z$  связаны, согласно закону Гука, модулем Юнга  $E$  и коэффициентом Пуассона  $\nu$

$$\begin{cases} \Delta\varepsilon_x = \frac{1}{E}(\Delta\sigma_x - \nu\Delta\sigma_y); \\ \Delta\varepsilon_z = \frac{1}{E}(-\nu\Delta\sigma_x - \nu\Delta\sigma_y). \end{cases} \quad (2)$$

Вычитая из первого выражения второе, получим выражение для приращения напряжения в точке В через приращения деформаций или сдвигения точек А и В

$$\Delta\sigma_x(1) = \frac{E}{1+\nu}(\Delta\varepsilon_x - \Delta\varepsilon_z) = \frac{E}{1+\nu} \left( \frac{V_x(x_0, 0) - V_x(x_1, 0)}{x_0 - x_1} + \frac{V_z(x_1, 0)}{H} \right). \quad (3)$$

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

$$w_x(1) = w_x(0) + \Delta w_x; \quad \Delta w_x = \frac{\Delta\sigma_x}{-\gamma H}. \quad (4)$$

Таким образом, окончательно получается выражение

$$w_x(1) = w_x(0) + \frac{E}{(1+\nu)\gamma H} \left( \frac{V_x(x_1, 0) - V_x(x_0, 0)}{x_0 - x_1} - \frac{V_z(x_1, 0)}{H} \right). \quad (5)$$

Аналогично рассматривается тектонический коэффициент  $w_y$  через горизонтальные и вертикальные сдвигения в направлении по простиранию рудных тел.

Для расчета используем параметры массива:  $E = 1,62 \times 10^4$  МПа (20 % [8] от модуля в куске),  $\nu = 0,23$ ,  $\gamma = 0,0286$  МПа/м, определенные как средневзвешенные показатели по площади подрабатываемых горных пород и апробированные в геомеханическом обосновании эксплуатации охраняемых объектов при проектировании отработки запасов Южной зоны в лицензионных границах до гор. -300 м [4].

Результаты расчетов показали, что выделяются участки резкого изменения тектонических коэффициентов, которые соответствуют изменению сдвижений, особенно вертикальных. Максимальные напряжения получены на реперах с максимальными поднятиями, а минимальные напряжения соответствуют реперам с максимальными оседаниями (рис. 2, в), что отражает сложившиеся представления о механизме возникновения поднятий в условиях действия горизонтальных тектонических напряжений.

На рис. 2 представлены зависимости изменения во времени тектонических коэффициентов по простиранию  $W_y$  и вкрест простирания  $W_x$  месторождения, построенные по средним значениям этих коэффициентов в соответствующих направлениях.

Изменение тектонических коэффициентов, отражающих напряженное состояние массива горных пород, отличается незначительным отклонением от исходных тектонических коэффициентов 2,4 (до  $\pm 0,12$ ) по простиранию месторождения (в направлении координатной оси  $Y$ ) и 0,4 (до  $\pm 0,7$ ) вкрест простирания (в направлении координатной оси  $X$ ). Заметим, что средние тектонические коэффициенты за период 2015 – 2020 гг. как по простиранию, так и вкрест простирания месторождения равны коэффициентам исходного поля напряжений.

Характер изменения напряженного состояния массива горных пород Южной зоны, в основном, соответствует условиям одновременной разгрузки или пригрузки выработанного пространства. Только в пяти случаях из семнадцати наблюдалось уменьшение напряжений в одном направлении и увеличение в другом, что отражало процессы перераспределения напряжений в районе месторождения.

Отображение графиков тектонических коэффициентов на графиках горизонтальных (рис. 2, а, б) и вертикальных (рис. 2, в) сдвижений реперов показывает, что существенной связи между изменением во времени горизонтальных сдвижений и напряженного состояния массива горных пород не наблюдается. Особенно это заметно на графиках рис. 2, б, где за период 2015 – 2020 гг. при закономерном росте во времени сдвижений по простиранию рудной зоны напряжения в этом направлении практически не изменились.

На рис. 1 показаны векторы горизонтальных сдвижений реперов на земной поверхности Южной зоны, отражающие направление развития сдвижений горных пород в окрестности выработанного пространства за период 2015 – 2020 гг. Преобладающее сдвижение реперов от выработанного пространства в сторону нетронутого массива совпадает с направлением действия максимального напряжения на Казском месторождении. Именно максимальная составляющая тектонического поля напряжений определяет особенности развития процесса сдвижения горных пород Южной зоны при отработке слепых рудных тел, залегающих под мощной (более 500 м) толщей налегающих пород.

**Вывод.** Исследование процесса сдвижения горных пород Южной зоны в районе охраняемых объектов при отработке слепых рудных тел на значительной глубине от земной поверхности показало, что преобладает сдвижение реперов от выработанного пространства в сторону нетронутого массива. Это направление совпадает с направлением действия максимальной составляющей тектонического поля напряжений на Казском месторождении и не зависит от развития очистных работ.

### Список литературы

1. 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.
2. 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.
3. Инструкция по развитию съемочного обоснования и съемке ситуации и рельефа с применением глобальных навигационных спутниковых систем ГЛОНАС и GPS / Под ред. Л.В. Неверова : введ. 01.03.2002; утв. прик. Федеральной службы геодезии и картографии России от 18.01.2002, № 3-пр. – М.: ЦНИИГАиК, 2002. – 69 с.
4. Лобанова Т.В. Геомеханическое обоснование эксплуатации охраняемых объектов на земной поверхности Казского месторождения // Современные тенденции развития науки и технологий: период. науч. сб. / Агентство перспективных научных исследований. – Белгород, 2016. – № 4 – 4. – С. 65 – 71.
5. Лобанова Т.В., Линдин Г.Л., Лобанов С.А. Оценка региональной напряженности Шерегешевского месторождения по величинам сдвижения земной поверхности // Фундаментальные и прикладные вопросы горных наук. – 2014. – № 1. Том 1. – С. 201 – 209.
6. Лобанова Т.В., Линдин Г.Л., Лобанов С.А. Оценка удароопасности месторождения по данным геодинамического полигона и микросейсмического мониторинга // Научно-технические технологии разработки и использования минеральных ресурсов. – 2018. – № 4. – С. 59 – 66.
7. Шрепп Б.В. Управление геомеханическими процессами при разработке мощных удароопасных железорудных месторождений изменением геометрии и формы выработанного пространства : автореф. дис. ... д-ра техн. наук : 05.15.02, 05.15.11 : защищена 15.10.96. – Новосибирск, 1996. – 49 с.
8. Лобанова Т.В. Прогноз горных ударов при отработке месторождений в геодинамически активных зонах (на примере Таштагольского рудника) : автореф. дис. ... канд. техн. наук : 05.15.11 : защищена 16.04.92. – Кемерово, 1992. – 24 с.

**РАСПРЕДЕЛЕНИЕ НАПРЯЖЕНИЙ И ДЕФОРМАЦИЙ В УГЛЕПОРОДНОМ МАССИВЕ ПРИ ОТРАБОТКЕ МОЩНЫХ УГОЛЬНЫХ ПЛАСТОВ****<sup>1</sup>к.т.н. Опрук Г.Ю., <sup>2</sup>к.т.н. Исаченко А.А., <sup>3</sup>к.т.н. Петрова О.А., <sup>1</sup>Варфоломеев Е.Л.,  
<sup>1</sup>Борисов И.Л.****1 - Федеральный исследовательский центр угля и углехимии СО РАН,  
г. Кемерово, Россия****2 – Филиал «Шахта «Ерунаковская-VIII» АО ОУК «Южкузбассуголь»,  
г. Новокузнецк, Россия****3 – Сибирский государственный индустриальный университет,  
г. Новокузнецк, Россия**

**Аннотация.** Приведены результаты численного моделирования напряжённо-деформированного состояния массива горных пород, включающего монтажную камеру, угольный целик, очистной забой и зоны дезинтеграции направленным гидроразрывом.

**Ключевые слова:** дезинтеграции углепородного массива, направленный гидроразрыв, численное моделирование, напряженно-деформированное состояние.

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 [1]. При этой технологии угольный пласт делится на подсечной слой и подкровельную толщу. Подсечной слой обрабатывается комплексом со специальными механизированными крепями, а подкровельная толща разрушается горным давлением и выпускается на конвейер (рис. 1).

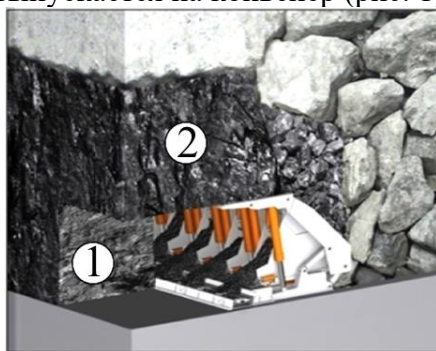


Рис. 1. Секции механизированной крепи с регулируемым выпуском угля подкровельной толщи на забойный конвейер: 1 – подсечной слой; 2 – подкровельная толща

Проведены исследования [2] напряженно-деформированного состояния углепородного массива при выемке угля по вышеописанной технологии. Горно-геологические и горнотехнические условия следующие: глубина залегания пласта 478 м, мощность пласта 9,40 м; предел прочности угля при сжатии 10 МПа; породы кровли представлены алевролитами и песчаниками с пределом прочности при сжатии соответственно 57 и 74 МПа. Высота подсечного слоя 2,40 м. Распор гидростоек секций крепи Р1 и Р2 в разных вариантах моделей изменялся в пределах 2000-8000 кН. В результате исследований установлено, что формируется зависающая консоль угольной пачки мощностью более трёх метров, под влиянием веса которой, впереди очистного забоя и в породах почвы пласта возникают зоны повышенного горного давления. Наибольшая концентрация напряжений выявлена на пересечении нижней границы подкровельной толщи и линии очистного забоя. В почве пласта под лавным конвейером возможно пучение пород почвы и отжим угля в очистном забое. Также установлено, что для подготовки горной массы и обеспечения дозированного выпуска требуется проведение специальных мероприятий по дезинтеграции подкровельной толщи.

Дезинтеграция угольного массива подкровельной толщи может быть осуществлена заблаговременно, т.е. значительно раньше начала отработки выемочного столба, или одновременно с ведением очистных работ.

В результате применения предложенного способа направленного гидроразрыва [3] уголь подкровельной пачки расчленяется на блоки малых размеров. Это приводит к многократному уменьшению площади завесаний в выработанном пространстве, резкому снижению интенсивности и тяжести проявления первичных и вторичных осадков, снижению нагрузок на крепь очистных забоев и разгрузке их краевых частей.

Характерной особенностью технологии направленного гидроразрыва является сложность получения информации о результатах стратификации массива горных пород в виду недоступности к участкам кровли для её визуального осмотра или инструментального определения прочности пород стратифицированной кровли. Эффективность гидроразрыва, как правило, оценивается по косвенным признакам: изменениям деформаций горных пород на контуре выработок, дебиту воды или газов из контрольных скважин, стратификации породной толщи по результатам эндоскопической съёмки, анализу керна, геофизическими методами.

В этой связи эффективны результаты физического и математического моделирования процессов стратификации массива горных. После реализации метода направленного гидроразрыва в горном массиве формируется зона дезинтеграции в виде повышенной трещиноватости, расслоений пород по контактам, природным или техногенным поверхностям ослабления.

При известной форме зоны повышенной дезинтеграции горного массива и параметров трещин можно поэтапно моделировать напряжённо-деформированное состояние массива горных пород, до и после проведения горных выработок и направленного гидроразрыва.

Поэтому необходимо для повышения эффективности стратификации массива горных пород научное обоснование пространственного положения и параметров скважин и поверхностей гидроразрыва. Для решения этой задачи предлагается осуществлять выбор оптимальных параметров скважин и поверхностей гидроразрыва по результатам численного моделирования геомеханических процессов с использованием комплекса проблемно-ориентированных программ [4]. Этот метод обеспечивает решение следующих задач:

- дискретизацию геометрической модели массива горных пород на конечные элементы, размеры модели по простиранию пласта до 3 км, глубина разработки до 1000 м, количество конечных элементов 44000, минимальная площадь конечного элемента 0,15 м<sup>2</sup>;
- расчёт полных векторов упругих смещения и напряжений для нетронутого массива горных пород при следующих граничных условиях: внизу модели вертикальные смещения равны нулю, на боках модели горизонтальные смещения равны нулю, верх модели на земной поверхности свободен от нагрузок;
- расчёт полных векторов упругих смещений и напряжений с учетом пространственного расположения системы горных выработок, угольных целиков и поверхностей гидроразрыва;
- определение по упругим напряжениям и деформациям отношение остаточной прочности пород к исходной по паспорту прочности Кулона-Мора;
- расчёт напряжений, деформации и смещения массива горных пород с учетом влияния горных выработок, угольных целиков, поверхностей гидроразрыва и остаточной прочности угля и пород;
- анализ, обобщение и графическая интерпретация результатов моделирования.

В качестве объекта исследований принята геомеханическая ситуация при въезде очистного механизированного забоя в заранее подготовленную демонтажную камеру. Рассмотрены горно-геологические и горнотехнические условия отработки одного из пластов Ерунаковского месторождения Кузбасса.

Входные данные, используемые для численного моделирования: глубина разработки 292,6 м, мощность пласта 2,8 м, ширина демонтажной камеры 8,5 м, высота демонтажной камеры 3,2 м, ширина целика между демонтажной камерой и очистным забоем 5 м, высота гидроразрыва +10 м над кровлей пласта, диаметр трещины гидроразрыва 40 м, раскрытие трещин гидроразрыва 0,05 м.

Программа исследований включала следующие варианты расположения демонтажной камеры, очистного забоя, сокращаемого угольного целика и поверхностей гидроразрыва:

- нетронутый горный массив вне зоны влияния горных выработок и поверхностей гидроразрыва;
- горный массив в зоне влияния горных выработок при отсутствии поверхностей гидроразрыва;
- горный массив в зоне влияния горных выработок и поверхностей гидроразрыва с расположением последних в трёх плоскостях: параллельно напластованию; трещины, наклоненной в сторону демонтажной камеры; трещины, наклоненной в сторону очистного забоя.

В качестве базового варианта принято положение демонтажной камеры и очистного забоя при ширине сокращаемого угольного целика 5 м до проведения стратификации горных пород (рис. 2).

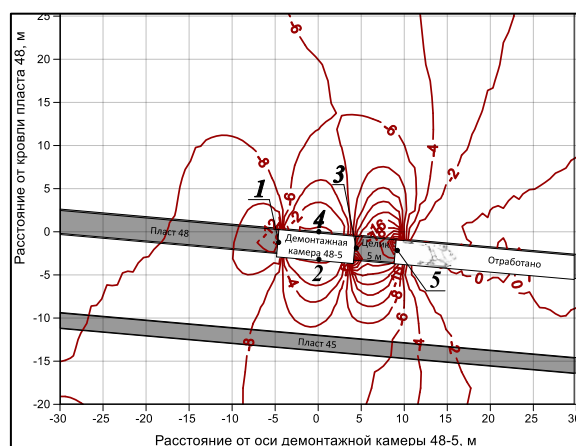


Рис. 2. Изолинии распределения вертикальных напряжений (МПа) в массиве горных пород при совместном влиянии свиты угольных пластов, демонтажной камеры, очистного выработанного пространства

В процессе моделирования проведён расчёт параметров напряжённо-деформированного состояния (НДС) массива горных пород по различным вариантам сочетания расположений выработок и поверхностей гидроразрыва. Учитывая большой объём полученных по всем вариантам результатов исследований НДС массива горных пород, на рисунках обозначены характерные точки 1-5, в которых проведено сравнение геомеханических параметров (табл. 1). Правило знаков: отрицательные напряжения – сжатие, положительные – растяжение; отрицательные смещения – опускание; положительные смещения – подъём, пучение.

Как следует из рис. 2 и табл. 1 (вариант 1), вертикальные напряжения в угольном пласте и вмещающих породах распределены крайне неравномерно. Наиболее опасными являются участки угольного пласта в целике между очистным забоем и демонтажной камерой. Максимальные вертикальные напряжения в краевой части угольного целика достигают 28,5 МПа, что существенно больше предела прочности угля при сжатии, то есть угольный целик будет разрушен. Очевидно, въезд в демонтажную камеру будет осуществляться в аварийном режиме с проведением дополнительных мероприятий по возведению дополнительной крепи и упрочнению пород. Недостаточная устойчивость демонтажной камеры подтверждается величинами вертикальных смещений её кровли.



Параметры напряжённо-деформированного состояния массива горных пород при разных вариантах расположения поверхностей гидроразрыва

Наименование и размерность параметра НДС	Параметры НДС в точках рисунков				
	1 (слева от ДК*)	2 (почва ДК*)	3 (справа от ДК*)	4 (кровля ДК*)	5 (КМЗ*)
Вариант 1: поверхности гидроразрыва отсутствуют					
Вертикальные напряжения, МПа	-14,2	0,2	-18,4	0,5	-28,5
Вертикальные смещения, мм	-30	-10	-70	-80	-75
Отношение остаточной прочности к исходной	0,6	0,65	0,5	0,65	0,55
Вариант 2: поверхность гидроразрыва <b>I-I</b> параллельна пласту					
Вертикальные напряжения, МПа	-1,5	0,2	-8	0,5	-17
Вертикальные смещения, мм	13,0	11,5	0	17,1	10
Отношение остаточной прочности к исходной	0,5	0,71	0,5	0,9	0,5
Вариант 3: поверхность гидроразрыва <b>II-II</b> наклонена в сторону очистного забоя					
Вертикальные напряжения, МПа	-1,5	0,2	-11	0,7	-17
Вертикальные смещения, мм	12,8	11,8	0,1	16,2	10
Отношение остаточной прочности к исходной	0,5	0,72	0,5	0,9	0,5
Вариант 4: поверхность гидроразрыва <b>III-III</b> наклонена в сторону демонтажной камеры					
Вертикальные напряжения, МПа	-1,7	0,3	-11	0,46	-18
Вертикальные смещения, мм	13,9	11,4	1,1	16,5	10
Отношение остаточной прочности к исходной	0,5	0,72	0,5	0,9	0,5

ДК\* – демонтажная камера; КМЗ\* – комплексно-механизированный забой

Учитывая сложную геомеханическую ситуацию, предлагается провести стратификацию пород кровли посредством создания параллельно напластованию трещины гидроразрыва **I-I** на рис. 3. Для создания трещины направленного гидроразрыва рекомендуется использовать оборудование и накопленный производственный опыт, которые изложены в работах [7, 8]. Формирование трещины после направленного гидроразрыва приводит к перераспределению напряжённо-деформированного состояния массива горных пород в окрестности демонтажной камеры и очистного забоя.

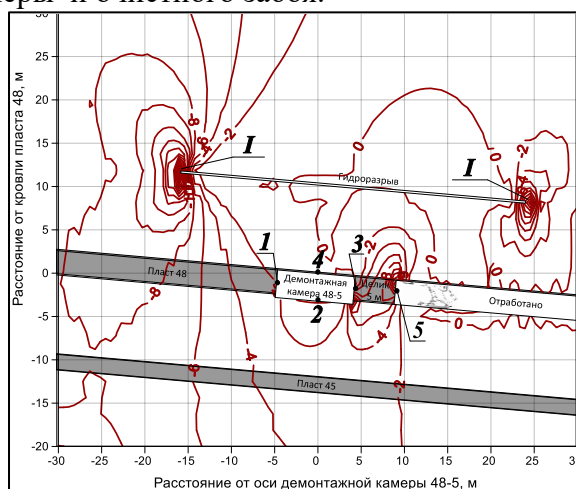


Рис.3. Изолинии распределения вертикальных напряжений (МПа) в массиве горных пород (поверхность гидроразрыва параллельна напластованию)

Трещину следует рассматривать как горную выработку в кровле пласта при его надработке [9-11]. На краевых участках трещины возникает зона опорного горного давления,



где коэффициент концентрации вертикальных напряжений достигает 3,5, а ниже трещины произошла разгрузка пород, что привело к повышению устойчивости пород в окрестности демонтажной камеры. Это подтверждается графиками (рис. 3) и результатами, приведёнными в табл. 1: смещения пород кровли камеры существенно уменьшились, прочность пород кровли увеличилась почти в 1,4 раза; вертикальные напряжения в боках камеры сократились в 2,3-9,0 раз.

Максимальная концентрация вертикальных напряжений сохранилась на контакте кровли пласта и непосредственной кровли пород в очистном забое, однако величины напряжений снизились с 28,5 МПа до 17 МПа, что не исключает вывалы пород и отжим угля в очистном забое. С целью улучшения геомеханической ситуации в очистном забое было предложено наклонить трещину гидроразрыва II-II в сторону очистного забоя (рис. 4).

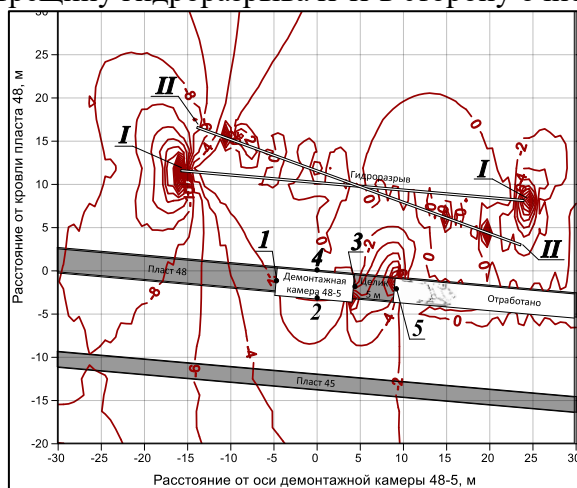


Рис. 4. Изолинии распределения вертикальных напряжений (МПа) в массиве горных пород (поверхности гидроразрыва I-I и II-II)

Однако, влияние наклонной трещины существенно не повлияло на характер распределения напряжённо-деформированного состояния массива горных пород в окрестности очистного забоя.

С целью выявления оптимального положения наклонной трещины гидроразрыва рассмотрен вариант наклона поверхности направленного гидроразрыва в сторону демонтажной камеры, линия III-III на рис. 5.

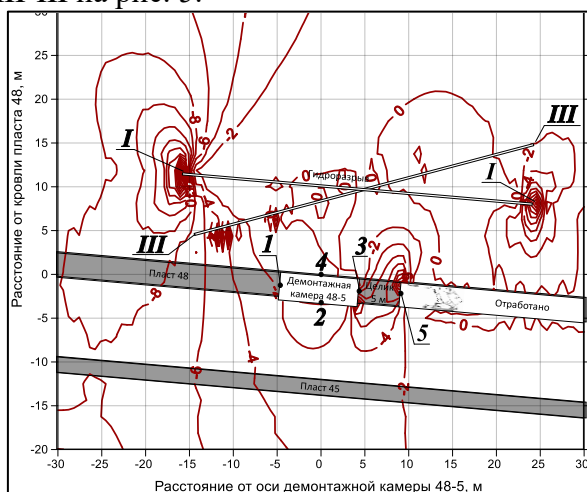


Рис. 5. Изолинии распределения вертикальных напряжений (МПа) в массиве горных пород (поверхностей гидроразрыва I-I и III-III)

В целом геомеханическая ситуация по сравнению с рис. 3 не изменилась, однако над угольным пластом в левом боку демонтажной камеры появилась зона повышенных

напряжений, которые могут привести к динамической форме проявления горного давления в виде горного удара или внезапного выброса. Высокие напряжения в угольном целике между камерой и очистным забоем следует объяснить влиянием нижележащего надрабатываемого угольного пласта, где согласно рис. 2 вертикальные напряжения достигают 18 МПа.

**Вывод.** Формирование трещины после направленного гидроразрыва приводит к перераспределению напряжённо-деформированного состояния массива горных пород в окрестности очистного забоя, что приводит к разгрузке угольного пласта и вмещающих пород. Рациональное положение трещины направленного гидроразрыва – параллельно напластованию на контакте основной и непосредственной кровли, при этом границы трещины должны располагаться на расстоянии в сторону угольного массива более 10 м от левого бока демонтажной камеры и 10-15 м от линии очистного забоя в сторону выработанного пространства. Кроме того, породы кровли пласта, имеющие осадочное происхождение, обладают наименьшей прочностью на разрыв в направлении перпендикулярном напластованию, что способствует увеличению радиуса трещины гидроразрыва и ее распространению строго в заданном направлении.

**Благодарности.** Исследование выполнено при финансовой поддержке РФФИ и Кемеровской области в рамках научного проекта № 20-45-420019. Соглашение №19/2021.

### Список литературы

1. Клишин В.И., Опрук Г.Ю., Варфоломеев Е.Л., Борисов И.Л. Взаимодействие механизированных крепей с межслоевой толщей в системах с выпуском угля // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). – 2018. – №. – №. S48. –С. 87-94.

2. Разработка технологии эффективного освоения угольных месторождений комплексом с роботизированным управляемым выпуском подкровельной толщи: отчёт НИР (промежут.) / ФИЦ УУХ СО РАН. – Кемерово, 2018. – 310 с. – № ГР АААА-А17-117122560002-9.

3. Клишин В.И., Опрук Г.Ю., Варфоломеев Е.Л., Борисов И.Л. Повышение безопасности ведения подземных горных работ при разработке угольных пластов за счет дезинтеграции углепородного массива //Научоемкие технологии разработки и использования минеральных ресурсов. – 2020. – №. 6. – С. 135-138.

4. Свидетельство о регистрации электронного ресурса № 21123. Комплекс проблемно-ориентированных программ для моделирования формирования и распределения опасных зон в газоносном геомассиве / В.Н. Фрянов, О.А. Петрова, Т.В. Петрова. – Дата регистр. 03.08.2015.

5. Яковлев Д.В., Лазаревич Т.И., Поляков А.Н. [и др.]. Методические указания по созданию систем контроля состояния горного массива и прогноза горных ударов как элементов многофункциональной системы безопасности угольных шахт. – СПб.: ВНИМИ. – 2012. – 83 с.

6. Клишин В.И., Зворыгин Л.В., Лебедев А.В., Савченко А.В. Проблемы безопасности и новые технологии подземной разработки угольных месторождений. – Новосибирск: Изд. дом «Новосибирский писатель», 2011. – 524 с.

7. Клишин В.И., Курленя М.В., Писаренко М.В. Совершенствование геотехнологий и способов управления состоянием массива горных пород на основе гидроразрыва // ГИАБ. – 2013. – №6. – С. 23-35.

8. Клишин В.И., Опрук Г.Ю., Телегуз А.С. [и др.]. Опыт применения технологии направленного гидроразрыва пород кровли с целью обеспечения устойчивого состояния сохраняемой выработки в условиях шахты «Есаульская» // Научоемкие технологии разработки и использования минеральных ресурсов. – 2017. – №. 3. – С. 177 – 184.

9. Петухов И.М., Линьков А.А., Сидоров В.С. [и др.]. Расчетные методы в механике горных ударов и выбросов. – М.: Недра, 1992. – 256 с.

10. Курленя М.В. Серяков В.М., Ерёменко А.А. Техногенные геомеханические поля напряжений. – Новосибирск: Наука, 2005. – 264 с.

11. Серяков В.М. Обоснование геомеханических параметров разработки свиты пологих пластов // Научно-технические аспекты технологии разработки и использования минеральных ресурсов. – 2017. – №. 3. – С. 47-51.

УДК 622.831.312:622.333

## МЕТОДИКА ПРОГНОЗИРОВАНИЯ ПРИРОДНЫХ И ТЕХНОГЕННЫХ СЕЙСМОСОБЫТИЙ ПРИ ПОДЗЕМНОЙ ОТРАБОТКЕ УГОЛЬНЫХ ПЛАСТОВ ЮГА КУЗБАССА

к.т.н. Исаченко А.А.

Шахта «Ерунаковская-VIII» АО «ОУК «Южкузбассуголь», г. Новокузнецк, Россия

**Аннотация.** По результатам натурного эксперимента выявлены закономерности пространственного расположения геологических структур разрывного типа в массиве горных пород и морфологического строения рельефа земной поверхности. Подтверждена возможность прогнозирования проявлений сейсмособытий на угледобывающих предприятиях с использованием ретроспективной информации о природных и техногенных землетрясениях и структурных особенностях массива горных пород, а также зависимостей частоты проявления геодинамических событий от особенностей морфоструктурного строения земной поверхности шахтного поля.

**Ключевые слова:** массив горных пород, угольные пласты, сейсмические события, геодинамические структуры, угольная шахта, промышленная безопасность.

**Введение.** На угольных шахтах, даже при отработке одной выемочной единицы, может изменяться частота и энергия фиксируемых геодинамических явлений. Идентификация факторов, оказывающих влияние на изменение геодинамического и сейсмического состояния геомассива и условий проявления таких событий, является актуальной научно-практической задачей. Решение этой задачи возможно на основе методического обеспечения системы прогнозирования риска возникновения геодинамических и сейсмических событий при подземной отработке угольных пластов.

Цель исследований – разработка методики пространственно-временного прогноза проявления сейсмособытий при подготовке и отработке выемочных столбов в условиях угольных шахт для снижения на основе выявленных зависимостей риска возникновения аварий и инцидентов.

Для достижения цели решены следующие задачи:

- разработана структура методики;
- проведён шахтный эксперимент и по результатам анализа пространственно-временной динамики природных и техногенных микросейсмических событий выявлены закономерности возникновения риска аварий и инцидентов;
- разработаны компенсационные мероприятия по профилактике опасных проявлений сейсмической активности.

Методика пространственно-временного прогноза проявления сейсмособытий при подготовке и отработке выемочных столбов в условиях угольных шахт включает следующие элементы и виды работ:

- анализ горно-геологической и горнотехнической документации;
- статистическая обработка материалов исследования;
- проведение натурного эксперимента;
- кластерный анализ результатов натурного эксперимента;

– обоснование технологических решений и мероприятий по безопасному ведению работ.

Предприятия подземной угледобычи располагаются в различных горно-геологических и горнотехнических условиях. Формирование изменения геодинамической и сейсмической обстановки происходит под влиянием комплекса внутренних и внешних факторов [1-4, 12, 13]. Для разработки структуры методики прогноза проявления геодинамических и сейсмических событий в районе угледобычи предлагается рассмотреть схему активизации геодинамических и сейсмических событий.

На рис. 1 представлена схема активизации геодинамической и сейсмической событий в районе ведения горных работ. Результаты анализа условий кластеризации угледобывающей промышленности Кемеровской области – Кузбасса показывают необходимость комплексного подхода при изучении проявлений геодинамических и сейсмических событий и их прогнозирования [5]. Предлагается рассматривать три уровня формирования предпосылок проявления геодинамической и сейсмической активности. Первый уровень – естественный горный массив (ЕГМ), обладающий естественной сейсмичностью (ЕС). Второй уровень – открытые горные работы (ОГР). Третий уровень – подземные горные работы (ПГР).

ЕГМ нарушаемый техногенной деятельностью горнодобывающих предприятий формирует зону ПТС. ПТС изменяет характеристику района исследований, создавая техногенную сейсмичность района ведения работ (ТСР).

ПГР и ОГР обладают собственной техногенной сейсмичностью (ТС), которая формируется при ведении взрывных работ и изменении рельефа земной поверхности. При взаимодействии ЕГМ и ТС вблизи ОГР формируется зона природно-техногенной сейсмичности (ПТС).

Воздействие ТСР угледобывающего кластера на проявления динамических и сейсмических явлений изучено недостаточно. Для изучения проявления динамических и сейсмических явлений ТСР в данной статье предлагается рассмотреть первый уровень структуры его формирования.

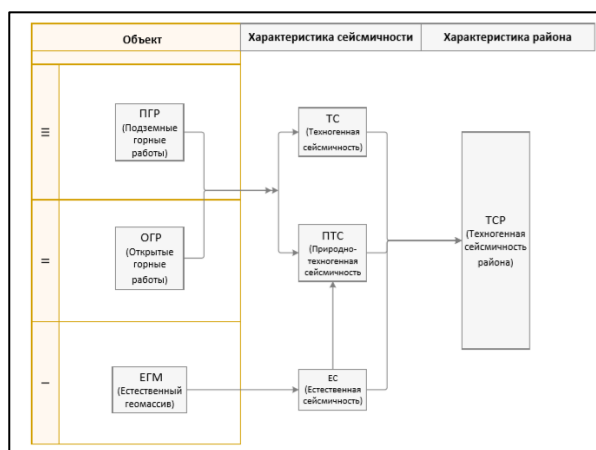


Рис. 1. Схема активизации геодинамической и сейсмической активности района ведения горных работ

ЕГМ района ведения горных работ представляет достаточно изученную геологическую структуру. Основные геологические данные получают на этапе геологоразведочных работ и уточняются при проведении горных выработок. В период проектирования горнодобывающего предприятия проводится геодинамическое районирование горных работ [5]. В разработке методического подхода прогнозирования природных и техногенных сейсмических событий рассматривается реконструкция строения недр по комплексному анализу геоинформационных показателей геологической среды и морфологическим признакам строения земной поверхности геомассива. За период использования единой методики ВНИМИ [5]

изучено строение недр Кузбасса, выявлены и определены особенности ведения горных работ в различных угледобывающих районах.

Особое внимание в предлагаемой схеме (рис. 1) необходимо уделить взаимному влиянию объектов схемы (ПГР, ОГР) в условиях ЕГМ (рис. 2). Взаимное влияние горных работ преимущественно распространено в угледобывающих кластерах Юга Кузбасса.

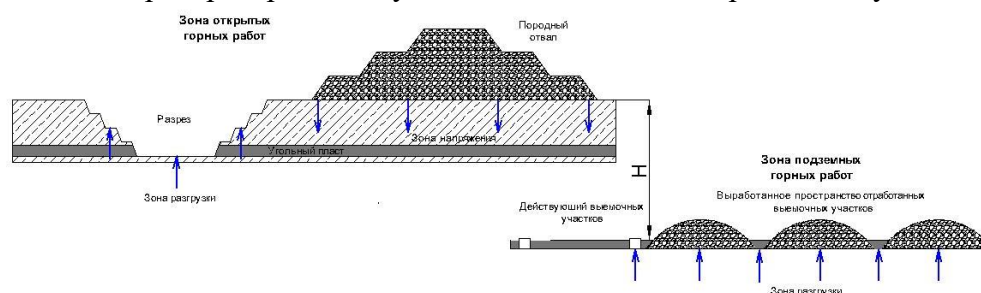


Рис. 2. Схема совместного влияния на массив горных пород открытых и подземных выработок

Изучение строения геомассива, его особенностей, неоднородных структур и их взаимное пространственное расположение является основой для разработки и внедрения безопасных методов ведения работ в сложных геодинамических и сейсмических условиях угледобывающих районов. Сейсмические и динамические явления на территории угледобывающих кластеров характеризуются малой глубиной гипоцентров [5].

Проблема активизации динамических и сейсмических явлений заключается в сложности прогнозирования их проявления. Построение прогноза геодинамических событий на основании каталогов повторяемости сейсмических событий не дает качественных результатов [6-8]. Для прогнозирования проявлений динамических и сейсмических процессов с высокой степенью достоверности необходимо изучить процесс активизации по результатам анализа комплекса горно-геологических и горнотехнических факторов в рамках первого уровня (рис.1).

На некоторых угольных шахтах наблюдается волнообразная частота проявлений динамических явлений, что свидетельствует о наличии геологических и технологических факторов, оказывающих влияние на активизацию данных явлений.

Один из геологических факторов ЕГМ – морфоструктурная изменчивость земной поверхности.

Это свидетельствует не только об изменении глубины ведения работ относительно поверхности, но и о неоднородности геологической структуры толщи массива горных пород. По результатам анализа производственного опыта управления геомеханическими процессами при отработке выемочных участков длиной выемочного столба более одного километра, установлено, что в пределах отработки выемочной единицы характер проявления горного давления зависит от литологии и структуры изменяющейся геологической среды.

Некоторые районы угледобычи Кузбасса (Ерунаковский, Томь-Усинский и др.) располагаются в сложных условиях гористой местности. Резкие перепады высотных отметок поверхности, U образный ландшафт свидетельствует об изменчивости структур. Это подтверждается переменной мощностью пород кровли и шагами их обрушения.

На рис. 3 представлен пример геологического разреза шахты «Распадская-Коксовая» Томь-Усинского района. В целом, исходя из особенностей геологического строения, шахта относится к II группе сложности.

Район ведения горных работ приурочен к западным предгорьям Кузнецкого Алатау и характеризуется относительно высокими абсолютными отметками и сильно расчлененными формами рельефа. Поверхность рассматриваемой территории характеризуется резко расчлененным рельефом: максимальные отметки достигают 541 м (абс.), а самые низкие 430 м (абс.).

Лога представлены мелкими ручьями и заболотными равнинными участками. Поверхность в основном залесена хвойными и лиственными деревьями. Поверхность горными работами не нарушена, в промышленных целях используется для расположения объектов дегазации и технологических дорог.

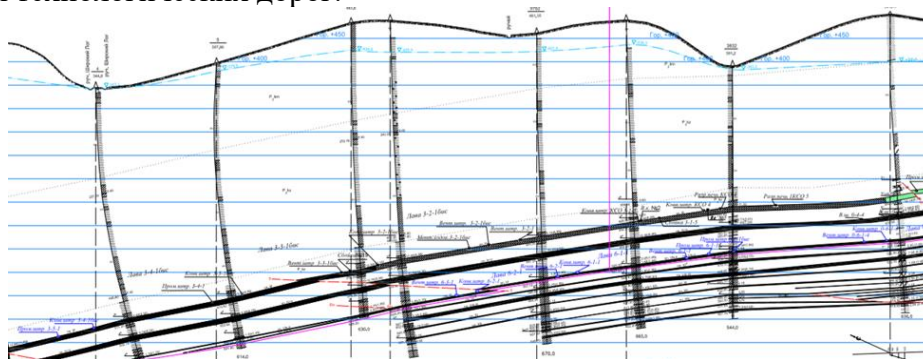


Рис. 3. Геологический разрез углепородной толщи и рельефа земной поверхности шахты «Распадская Коксовая»

Верхняя группа угольных пластов залегает среди мощных слоев песчаников, включающих прослойки и линзы конгломератов и гравелитов; непосредственные кровли и почвы угольных пластов сложены разнозернистыми алевролитами и углистыми аргиллитоподобными породами. Изменения мощности основной кровли пластов (от 2.2 м до 45м) приурочены к характерным морфоструктурам поверхности (лога и возвышенности).

Анализ аналогичных выемочных столбов других шахт (например, Ерунаковского района Кузбасса [9]) при резко расчленённом ландшафте поверхности показывает аналогичные результаты по выявлению зависимостей изменения структур основной кровли относительно высотных отметок поверхности.

При изменении геологического строения основной кровли и морфоструктурных особенностей поверхности шахтного поля частота и энергия фиксируемых геодинамических явлений меняется. Анализ научных исследований сводится в той или иной степени, к вопросу геодинамического районирования поверхности, которое предложено ВНИМИ [5]. При изучении причин активизации сейсмической активности на шахте «Полысаевская» выделены следующие факторы [10-11]:

- увеличение глубины горных работ;
- наличие вблизи участков сейсмической активизации крупных тектонических нарушений;
- близость разрывного тектонического нарушения;
- наличие затопленных выработанных пространств вышележащего пласта;
- наличие мощных слоев крепких песчаников в основной кровле обрабатываемого пласта, способных накапливать упругую энергию;
- наличие участков резкого изменения мощности основной кровли.

Установлена зависимость [10] зоны уменьшения мощности основной кровли пласта Толмачевский, которая практически совпадает с геодинамически активными зонами, выявленными на поверхности в виде логов (рис. 4). На пласте Бреевский выделяется участок № 1 (уменьшения мощности основной кровли с 10 до 4 м); на пласте Толмачевский - участки № 1, 2 и 3 (уменьшения мощности основной кровли с 12-18 до 4-8 м). Именно участки резкого изменения мощности основной кровли, представленной на пласте Толмачевский крепкими песчаниками, являются наиболее опасными по геодинамическим событиям. Песчаники основной кровли склонны к зависаниям. Они влияют на формирование концентраторов механических напряжений с последующим высвобождением накопленной энергии тектонического участка. Геодинамически активные зоны уменьшения мощности песчаника основной кровли совпадают с зонами повышенного горного давления от целиков подработанного вышележащего пласта.



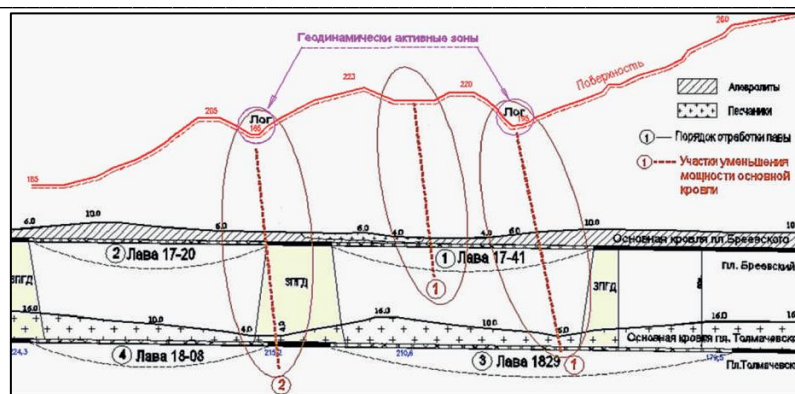


Рис. 4. Вертикальный разрез по створу 2-х очистных забоев (лава 18-08 и 18-29), участков № 1, 2 пласта Толмачевского [10]

Выделенные факторы повышения сейсмической активности в районе шахты Полысаевская полностью подтвердились при ведении горных работ, в т.ч. уменьшении глубины разработки, изменении параметров основной кровли и др.

Зависимости изменений структуры морфологического строения поверхности и характерных геологических особенностей основной кровли при анализе данных шахты Полысаевская и шахт Ерунаковского и Томь-Усинского района Кузбасса аналогичны.

Для прогнозирования геодинамических и сейсмических явлений предлагается выявить характерные изменения ЕГМ с производственным циклом угледобывающих предприятий. Одним из характерных признаков геодинамического изменения ЕГМ при ведении ПГР приняты вариации признаков морфологического состояния поверхности и технологии ведения работ. Для этого производится сбор и анализ данных при отработке экспериментального выемочного участка с фиксацией следующих данных: дата, абсолютные высоты земной поверхности и почвы пласта, мощность пласта, глубина ведения работ, пространственные координаты-положения очистного забоя, отход лавы за сутки, средняя мощность междупластья между отрабатываемым и надрабатываемым пластами, мощность песчаника в кровле (при наличии), расстояние от кровли отрабатываемого пласта до песчаника (при наличии), энергия динамического явления (при наличии).

В качестве объективных результатов изменения интенсивности регистрируемых динамических событий предлагается использовать фиксации системой геомониторинга типа GITS.

Анализ полученных наблюдаемых данных позволит систематизировать информацию зависимости параметров ЕГМ и технологии ПГР. На основании выявленных зависимостей возможно подтверждение предлагаемого методологического подхода к прогнозированию геодинамической и сейсмической активности района ведения горных работ.

Установленный характер изменения геодинамического состояния массива горных работ от глубины ведения горных работ, морфологических структур на поверхности (чередования возвышенностей и низин), геологических структур основной кровли позволит выявить характерные изменения, которые возможно применить при проектировании пространственного положения выемочных участков.

**Вывод.** Таким образом разработана методика пространственно-временного прогноза проявления сейсмособытий при подготовке и отработке выемочных столбов в условиях угольных шахт для обеспечения на основе выявленных зависимостей риска возникновения аварий и инцидентов.

Методика рекомендуется для применения по прогнозированию проявлений геодинамических и сейсмических событий при подземной угледобыче на Юге Кузбасса. Качественная оценка представленной методики возможна после проведения экспериментальных исследований.

**Список литературы**

1. Беседина А.Н., Кабыченко Н.В., Кочарян Г.Г. Особенности сейсмического мониторинга слабых динамических событий в массиве горных пород // ФТПРПИ. – 2013. – №5. – С.20-36.
2. Гзовский М.В. Основы тектонофизики. – М.: Наука, 1975. – 536с.
3. Николаев Н.И. Новейшая тектоника и геодинамика литосферы. – М.: Наука», 1979. – 311с.
4. Хаин В.Е., Ломизе М.Г. Геотектоника с основами геодинамики. – М.: КДУ, 2005. – 560 с.
5. Лазаревич Т.И., Мазикин В.П., Малый И.А. Геодинамическое районирование Южного Кузбасса. – Кемерово: ВНИМИ. Кемеровское представительство, 2006. – 181 с.
6. Уломов В.И., Шумилина Л.С., Акатова К.Н. Электронная база данных о повторяемости сейсмических сотрясений различной интенсивности на территории Северной Евразии. – М.: Институт физики Земли им. О.Ю. Шмидта РАН. – URL: <http://seismos-u.ifz.ru/personal/electr-earth.htm>.
7. Уломов В.И. Глобальная упорядоченность сейсмогеодинамических структур и некоторые аспекты сейсмического районирования и долгосрочного прогноза землетрясений // Сейсмичность и сейсмическое районирование Северной Евразии. – 1993. – Вып. 1. – С. 24–44.
8. Уломов В.И. Моделирование зон возникновения очагов землетрясений на основе решеточной регуляризации // Физика Земли. – 1998. – № 9. – С. 20-38.
9. Ширяев С.Н., Никитина А.М., Дадынский Р.А. Применение современных методов дегазации при отработке пласта 48 в условиях филиала «Шахта «Ерунаковская-VIII» // Вестник Сибирского государственного индустриального университета. – 2018. – №3 (25). – С. 41-47.
10. Ширяев С.Н., Агеев П.Г., Черепов А.А. [и др.]. Обоснование направлений развития способов и средств дегазации угольных шахт // Вестник Сибирского государственного индустриального университета. – 2018. – №3 (25). – С. 28-32.
11. Яковлев Д.В., Лазаревич Т.И., Цирель С.В. Генезис и развитие природно-техногенной сейсмоактивности Кузбасса // Уголь. – 2013. – № 10. – С. 53–59.
12. Панин С.Ф. Особенности проявлений сейсмических активизаций на шахтах Кузбасса и организация сейсмического контроля за состоянием недр // Научно-технические технологии разработки и использования минеральных ресурсов: сб. научных статей. – Новокузнецк: СибГИУ, 2013. – С. 259–263.
13. Арутюнян Е.Г., Ромашин В.В., Огородникова И.В. Актуальные проблемы сейсмической безопасности Кузбасса // ТЭК и ресурсы Кузбасса. – 2007. – №6. – С.43-44.

УДК 622.27

**ОСНОВЫ КЛАСТЕРИЗАЦИИ УГОЛЬНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ  
ДЛЯ ТЕХНОЛОГИЧЕСКОЙ ОЦЕНКИ УЧАСТКОВ НЕДР КУЗБАССА**

<sup>1,2</sup>д.т.н. Федорин В.А., <sup>1</sup>Аникин М.В.

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

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

**Аннотация.** Проведена оценка геологического обеспечения запасами Кузбасса высокоэффективных систем добычи угля, разработана методика выбора геологических участков в пределах, и за границами существующих горных отводов шахт, разрезов и перспективных месторождений с формированием базы данных и программной платформы технологической оценки запасов угля.



**Ключевые слова:** кластеризация, запасы угля, базы данных, программная платформа, геотехнологическая оценка.

В соответствии с программой развития угольной промышленности России до 2035 года (утв. Минэнерго РФ 13 июня 2020 г.) как в новых районах угледобычи, так и в действующих бассейнах будут развиваться угольно-технологические кластеры, позволяющие комплексно использовать возможности угольных месторождений [1].

Стратегия управления инновациями и программа их реализации является необходимыми условиями воспроизводства потенциала угольной отрасли России. Анализ ее геотехнологического состояния осуществляется в контексте развития высоких технологий в смежных способах добычи угля с формированием комбинированных (открыто-подземных) геотехнологий комплексного освоения недр Сибири [2]. 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.

Оперативное формирование в угольной промышленности Кузбасса рентабельных и бездотационных предприятий осуществляется на основе использования модульных горно-технологических структур вскрытия и подготовки шахтных полей [шахта-лава] для применения в практике проектирования освоения недр Кузбасса [3,4].

В Институте угля ФИЦ УУХ СО РАН проведена оценка геологического обеспечения запасами Кузбасса высокоэффективных модульных систем добычи угля, защищенных патентами РФ, наиболее широко применяемых в российской практике угледобычи для подземной и комбинированной добычи угля на пологих пластах с углами падения до 18 градусов.

Разработана методика выбора геологических участков как в пределах, так и за границами существующих горных отводов шахт, разрезов и перспективных месторождений угля. В методику входят критерии оценки по горно-геологическим условиям залегания пластов, качественным характеристикам угля, производственной инфраструктуры района, экологические требования.

Горно-геологические условия. Условия залегания пластов угля являются определяющим фактором возможности получения высоких технико-экономических показателей при их разработке. Рассмотрению подлежат нижеследующие характеристики:

- глубина залегания пласта у выхода под наносы должна быть минимальной, обеспечивающей начальный коэффициент вскрыши до 5 куб.м/т;
- угол падения пласта, при котором с учетом свойств покрывающих пород возможно производить вскрышные работы по наиболее эффективной бестранспортной схеме (менее 18 градусов);
- мощность пласта, обеспечивающая ведение открытых работ, при вышеуказанных коэффициентах вскрыши и ведение подземной разработки серийными механизированными комплексами и проходки горных выработок без присечки породы ( $m > 2$  м);
- запасы угля должны обеспечивать полную окупаемость затрат на создание предприятия, максимальный физический износ и амортизацию основных фондов и стабильное обеспечение потребителя; по нашему мнению, срок деятельности предприятия должен составлять не менее 10 – 15 лет;
- залегание пласта должно соответствовать возможности подготовки выемочных столбов со спокойной гипсометрией, без тектонических разрывов;
- возможность использования дизельного и дизельно-электрического оборудования на начальном этапе освоения участка.

Качественная характеристика угля. Качество угля должно соответствовать рыночной конъюнктуре энергетических и коксующихся марок угля:

– теплотворная способность в зоне окисленного угля на рабочее топливо не менее 6100 ккал/кг;

– пластовая зольность должна соответствовать возможностям эффективного технологического использования угля, желательно без обогащения;

– содержание серы - не более 0.5%;

– содержание фосфора - не более 0.1%.

Производственная инфраструктура района. Сроки создания предприятия и выхода его на проектные показатели находятся в прямой зависимости от состояния инфраструктуры, которая должна обеспечивать:

– наличие шоссейных и гравийных дорог;

– минимальное расстояние от участка до железной дороги;

– минимальное расстояние до высоковольтных электроподстанций и наличие свободных электрических мощностей;

– расселение работающих вблизи предприятия на первом этапе его деятельности.

Экологические требования. Предприятие должно обеспечивать недопущение экологического ущерба окружающей среде, в том числе:

– площадь земли, изымаемой под горные работы минимальная;

– ведения работ за пределами охранной зоны защиты рек;

– очистки карьерных и шахтных вод;

– полной рекультивации и восстановления природного ландшафта;

– соблюдения всех других нормативных требований, предусмотренных законодательством.

Мировая практика угледобычи показывает, что именно небольшие угледобывающие предприятия, работающие в благоприятных горно-геологических условиях способны адаптироваться к изменениям спроса и предложения на угольную продукцию, преодолеть тенденцию роста убыточности угольной отрасли.[5].

На рис. 1 показан фрагмент справочника на участке Глушинского месторождения коксуемых марок угля с углом падения пласта 7-12 градусов и мощностью 4 м.

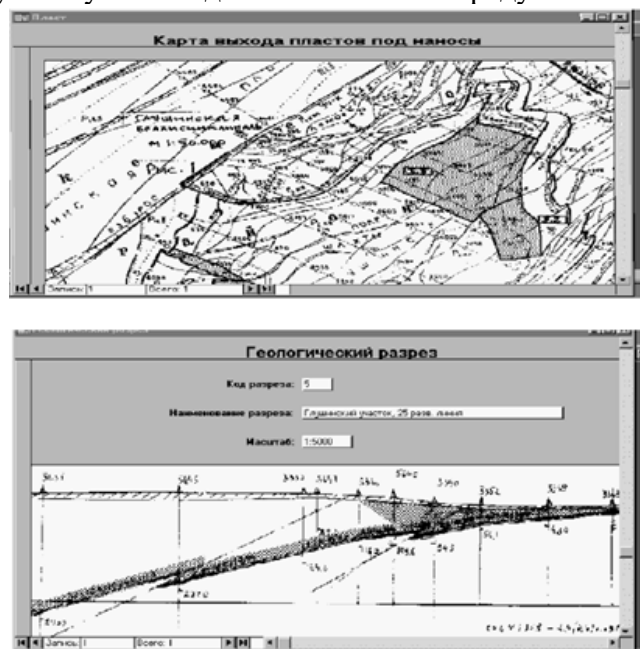


Рис. 1. Фрагмент электронного справочника при разработке угольных месторождений Кузбасса модульными шахтоучастками. (шахта-лава)

Справочник формировался как набор гипертекстовых файлов с соответствующими текстовыми ссылками и указателями на графический материал. Просмотр информации справочника и работа с ним осуществляются с помощью стандартной программы браузера.

В качестве операционной среды используется Windows. Раздел справочника создан стандартным для сервера методом и позволяет генерировать сложные формы запроса к таблицам базы данных справочника.

Электронный справочник предназначен для выбора геологических участков с созданием модульных высокоэффективных предприятий по добыче угля как подземным, так и комбинированным способами. На выходах пластов выделены участки открыто-подземного способа добычи угля. В справочнике приводятся наиболее рациональные способы вскрытия и подготовки угольных пластов, защищенными патентами РФ, с соответствующими технико-экономическими показателями.

Эффективное освоение выбранных участков может производиться по предлагаемым технологическим схемам при ограниченном участии централизованных капвложений путем создания акционерных обществ со смешанной формой финансирования, в том числе федеральной, областной и частной собственности.

Ранее создана электронная справочная система по 150 геологическим участкам (в том числе по 67 участкам коксующихся марок угля) из рассмотренных 500 участков, как составная часть мониторинга разведанных запасов Кузбасса, для применения модульных горнотехнологических структур подземного шахтоучастков и комбинированного способов высокоэффективной добычи угля [6].

Проведенный анализ прогрессивных способов вскрытия и подготовки шахтных полей, а также горно-геологических условий Кузнецкого бассейна показывает, что на многих месторождениях для разработки верхней части запасов угля до глубины 300-400 м целесообразно применять безгоризонтные схемы вскрытия и подготовки. Использование таких схем, прежде всего, обусловлено возросшими возможностями транспортирования полезного ископаемого на базе полной конвейеризации, а также созданием мощных машин для доставки материалов, оборудования и людей по наклонным выработкам.

Создание наиболее эффективной горнотехнологической структуры с ограниченным числом рабочих мест как в шахте, так и на ее поверхности должно идти в направлении максимального ее упрощения, при которой производительность труда рабочего шахты приближается к достигаемой на очистных работах. В горнотехнологических структурах шахт с одним комплексно-механизированным очистным забоем (шахта-лава) все более определенно прослеживается общность конструктивных и параметрических решений, позволяющая унифицировать их, создать модуль горнотехнологической структуры.

Основой такой структуры является выемочный столб, спроектированный с учетом технологических требований к созданию наиболее благоприятных условий функционирования очистного комплексно-механизированного забоя.

Увеличение длины выемочного столба в модульном шахтоучастке до 4-6 км и длины лавы до 400 м возможно при благоприятных горно-геологических условиях с проведением промежуточных диагональных уклонов в длинной выемочной панели, обеспечивающей секционированное проветривание и подготовку фронта очистных работ при нисходящем или восходящем порядке отработки выемочных столбов.

На основании выполненных исследований установлено, что состояние и воспроизводство ресурсной базы в угольной промышленности Кузбасса достаточно надежны, однако для эффективного развития угледобычи и обеспечения конкурентоспособности угля на внутреннем и внешнем рынках в ближайшие годы необходима переоценка сырьевого потенциала действующих шахт и резервных участков для нового шахтного строительства. Существуют проблемы, связанные с территориальным размещением, марочным составом углей и особенно с технологической оценкой отработки мощных пластов угля в Кузбассе при применении новых технологий угледобычи.

Для анализа распределения угольных пластов по геолого-экономическим районам Кузбасса использована электронная база данных д.г.-м.н. Юзвического А.З., в создании которой принимали непосредственное участие сотрудники Института угля ФИЦ УУХ СО РАН) [7].

По качественным характеристикам запасы угля для подземного способа разработки разделяются на 3 группы: высокотехнологичные, технологичные и нетехнологичные (табл. 1). Из общего резерва выделяются, с одной стороны, категории наиболее рентабельных, или технологичных запасов и, с другой – категории нерентабельных, или нетехнологичных, запасов [8].

Повышение планки группы высокотехнологичных запасов по мощности пластов до 7 метров, а в отдельных случаях до 8,4 метра (в один слой) связано с новым очистным обрудованием в длинном забое (Eickhoff SL 1000) с месячной производительностью до 1 млн. т угля.

Таблица 1

Распределение запасов угля для подземного способа разработки

Группа запасов по технологичности разработки	Высокотехнологичные	Технологичные	Нетехнологичные
Угол падения, град	Менее 18	19-35	Более 35
Мощность пластов, м	2,0-7,0	1,2-2,0	Менее 1,2
Разрывная нарушенность, км/км <sup>2</sup>	Менее 2,0	2,0-5,0	Более 5,0
Опасность пласта по внезапным выбросам угля и газа	Неопасный	С прогнозом выбросоопасности	Любая

Приведенный выше качественный анализ запасов угля по технологичности разработки показывает, что технологическая оценка угля, находящегося в недрах, является сложной и многоплановой задачей, требующей нестандартных решений, связанных с методологией оценки месторождений полезных ископаемых. Главными причинами такого состояния являются постоянно меняющаяся экономическая среда и особенности национального недропользования.

Развиваемый методический подход заключается в последовательном формировании моделей объектов горной технологии и их оптимизации на основе технико-экономического анализа связанных с ними технологических процессов. Для реализации инструментов проектирования и планирования горных работ используется модифицированная для угольных месторождений программная платформа системы MineFrame (по Генеральному соглашению с Горным институтом ФИЦ КНЦ РАН) [9,10]. В программной платформе включены этапы обоснования параметров комбинированной (открыто-подземной) геотехнологии освоения недр Кузбасса.

Этап 1. Создание моделей рельефа и производственной инфраструктуры угольного разреза и шахты.

Цифровые модели рельефа и производственной инфраструктуры в границах оперативной деятельности угледобывающих предприятий необходимы не только для пространственной привязки проектируемых объектов, но также очень полезны для реализации на их основе мониторинга технологического и вспомогательного транспорта, а также анализа чрезвычайных ситуаций. Как и модель рельефа, модель объектов инфраструктуры могут быть созданы с необходимой детализацией в зависимости от решаемых с их использованием задач.

Этап 2. Создание геологической и геологоструктурной моделей свиты угольных пластов.

Созданию геологической и геологоструктурной моделей предшествует формирование базы данных геологической разведки. Работа эта, как правило, выполняется геологоразведочными организациями. На основе данных опробования формируется геологическая модель. Её целевое назначение заключается в максимально достоверной передаче геометрии пластовых залежей и пространственного распределения в их границах пластов угля (каркасная модель).

Целевое назначение геологоструктурной модели заключается в предоставлении информации о структуре свиты угольных пластов в удобном для использования виде. В

первую очередь, геоструктурная модель необходима для создания геомеханической модели угольного месторождения, что весьма актуально для открыто-подземного способа разработки угольных пластов.

Этап 3. Выбор конструкции бортов и создание экономически обоснованной модели угольного разреза при переходе с открытого на подземный способ разработки, обоснование параметров комбинированной геотехнологии.

Комбинированный способ разработки приводит к разделению запасов угля на 3 яруса (открытый, открыто-подземный и подземный) со своей специфической технологией горных работ. При этом наличие транспортных подземных коммуникаций одновременно открывает дополнительные возможности для транспортирования угля и горной массы с нижних горизонтов карьера. А все это вместе взятое представляет собой комбинированный способ разработки со сложным для технико-экономической оценки сочетанием открытых и подземных горных выработок

Для нахождения рациональной глубины перехода от открытого на подземный способ разработки формируется экономико-математическая модель, связанная с определенным модельным представлением варианта границ перехода. Переход с открытого на подземный способ отработки предполагает также корректировку конструкции дна угольного разреза для уменьшения потерь прибортовых запасов угля и удержания производительности предприятия при переходе на подземный способ разработки на приемлемом уровне.

**Вывод.** На основании выполненных исследований установлено, что состояние и воспроизводство ресурсной базы в угольной промышленности Кузбасса достаточно надежны, однако для эффективного развития угледобычи и обеспечения конкурентоспособности угля на внутреннем и внешнем рынках в ближайшие годы необходима переоценка сырьевого потенциала действующих шахт и резервных участков для нового шахтного строительства

### Список литературы

1. Программа развития угольной промышленности России до 2035 года : распоряжение Правительства РФ от 13 июня 2020 г., № 1582-р.
2. Федорин В.А., Шахматов В.Я., Опрук Г.Ю., Кузнецова Е.И. Анализ открыто-подземного способа разработки угольных месторождений Кузбасса. // Научно-технические аспекты разработки и использования минеральных ресурсов. – 2021. – № 1. – С. 73-76.
3. Федорин В.А., Ялевский В.Д. Создание модульных геотехнологических структур угольных шахт мирового технико-экономического уровня // Горный информационно-аналитический бюллетень. – № 10. – 2003. – С. 93-97.
4. Ялевский В.Д., Федорин В.А. Модульные горнотехнологические структуры вскрытия и подготовки шахтных полей Кузбасса. (Теория, Опыт, Проекты). – Кемерово: Кузбассвуиздат, 2000. – 224 с.
5. Угли и горючие сланцы: методические рекомендации по технико-экономическому обоснованию кондиций для подсчета запасов месторождений твердых полезных ископаемых от 05.06.2007, № 37-р // Министерство природных ресурсов РФ. – 2007. – 49 с.
6. Федорин В.А., Потапов В.П. Электронный справочник геологических участков для высокоэффективной добычи запасов угля модульными системами разработки в Кузбассе : труды VI междунар. науч.-практ. конф. «Перспективы развития горнодобывающей промышленности». – Новокузнецк: СибГИУ, 1999. – С. 31-36.
7. Юзвицкий А.З., Станкус В.М., Шаклеин С.В. [и др.]. Угольные ресурсы Сибири и их рациональное использование // Минеральные ресурсы России: экономика и управление. – 1999. – № 3. – С. 11-20.
8. Краснянский Г.Л., Зайденварг В.Е., Ковальчук А.Б., Скрыль А.И. Уголь в экономике России / Под общ. ред. Г.Л. Краснянского. – М.: Экономика, 2010. – 383 с.
9. Федорин В.А., Шахматов В.Я., Опрук Г.Ю., Кузнецова Е.И. Анализ открыто-подземного способа разработки угольных месторождений Кузбасса // Научно-технические аспекты разработки и использования минеральных ресурсов. – 2021. – №7. – С. 73-76.

10. Федорин В.А., Татарина О.А. Цифровой метод в задачах оптимизации доступа к геотесурсам : тез. докл. всерос. науч.-техн. конф. «Цифровые технологии в горном деле», 16-18 июня 2021 г. – Апатиты: Изд-во ФИЦ КНЦ РАН, 2021. – С.65-68.

УДК 622.2;622.7

## **ВЛИЯНИЕ СНИЖЕНИЯ ПОТЕРЬ ПРИ РАЗРАБОТКЕ МЕСТОРОЖДЕНИЙ НА ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ ПОКАЗАТЕЛИ УГОЛЬНОГО КОНЦЕНТРАТА, ПОЛУЧАЕМОГО НА ОФ «СЕВЕРНАЯ»**

<sup>1</sup>д.т.н., проф. Удовицкий В.И., <sup>1</sup>Костенюк А.И., <sup>2</sup>Кандинский В.А.

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

**2 – Кузбасский государственный технический университет имени Т.Ф. Горбачева,  
г. Кемерово, Россия**

*Аннотация.* В данной статье методами компьютерного моделирования рассмотрено влияние разубоживания угля при добыче открытым способом на гранулометрический и фракционный составы рядового угля, поступающего на переработку в отсадочную машину Alljig® ОФ «Северная», и, как следствие, влияние на технологические показатели получаемого концентрата планируемой зольности.

*Ключевые слова:* добыча, разубоживание, переработка, выход и зольность концентрата, потери.

Добыча и переработка углей довольно объемные и сложные технологические процессы, которые тесно взаимосвязаны. И порой решение задач, с одной стороны, может привести к появлению проблем в другой.

Открытый или карьерный способ добычи применяется, если угольные пласты залегают неглубоко (до 100 м) и их мощность сравнительно не велика. Сейчас это самый используемый способ добычи в Кузбассе, так как у него есть ряд преимуществ: меньшие удельные капиталовложения на одну тонну добытого угля, более высокая производительность труда, скорость добычи, меньшие расходы строительных материалов, более низкие потери угля при разработке месторождений [1].

Параллельно с этим у данного способа имеются и недостатки. Открытый способ добычи предопределяет несравненно большие потери лучших сельскохозяйственных земель. Кроме того, нарушается режим подземных и поверхностных вод, происходит иссушение земель за счёт формирования депрессионных воронок, более интенсивное загрязнение атмосферы за счёт работы транспортных средств, применения буровзрывных работ [2].

В данной работе рассмотрен валовый способ отработки, при котором упрощается технология выемки полезного ископаемого, снижаются потери. Количество обрушаемой породы, попадающий в пласт, колеблется от 0 до 70 %. В зависимости от количества этой породы меняются гранулометрический и фракционный составы разубоженного рядового угля, усложняются процессы последующей его переработки. Теперь уже увеличиваются потери горючей массы с отделяемой породой на дробильно-сортировочных комплексах, обогатительных установках и фабриках. Ранее было установлено, что при увеличении разубоживания возрастает зольность рядового угля и ухудшаются технологические показатели получаемого концентрата на обогатительных фабриках с тяжелосредними процессами переработки каменных углей [3].

При проведении исследования поставлена задача: методами компьютерного моделирования рассмотреть влияние снижения потерь при валовой выемке пластов на

технологические показатели товарного продукта (концентрата), получаемого на трехпродуктовой отсадочной машине Alljig® обогатительной фабрики «Северная».

В составе технологической схемы переработки неклассифицированного рядового угля на ОФ «Северная» для отделения породы указанная отсадочная машина успешно эксплуатировалась в течение 15 лет. В декабре 2021 г. специалистами обогатительной фабрики «Северная» и ГК ТАЛТЭК в целях технологического обновления предприятия проведена плановая замена отсадочной машины на однотипную компании Aufbereitungstechnik GmbH & Co. KG (г. Дюссельдорф, Германия). Аналогичные отсадочные машины Alljig® установлены также на новой обогатительной фабрике шахты «Увальная» (Кузбасс).

Для решения поставленной задачи разработан проблемно-ориентированный программный комплекс, моделирующий состав угольной шихты требуемой зольности, процессы и технологию переработки неклассифицированного разубоженного угля на отсадочных машинах Alljig® в новых условиях модернизированной технологической схемы ОФ «Северная».

В настоящее время программный комплекс проходит опытную эксплуатацию в лаборатории научных основ технологий обогащения угля Института угля ФИЦ УУХ СО РАН, г. Кемерово. Базовый вариант проблемно-ориентированного программного комплекса разработан на основе [3].

Назначение программного комплекса:

- создание базы данных гранулометрического и фракционного составов одиннадцати угольных шахтопластов, перерабатывающихся в разное время на ОФ «Северная», (в целях соблюдения конфиденциальности наименования пластов в программном комплексе изменены и полученные результаты моделирования процессов и технологий переработки не рекомендуется сравнивать с фактически достигнутыми показателями на фабрике);
- расчет вероятностными методами распределения фракций по крупности и плотности в зависимости от зольности разубоженного угля при валовой выемке (блок-схема подпрограммы представлена на рис. 1);
- компьютерное моделирование процессов и технологии переработки рядового угля на ОФ «Северная» для отделения породы при различных плотностях разделения с учетом нового значения погрешности разделения в отсадочной машине Alljig®.

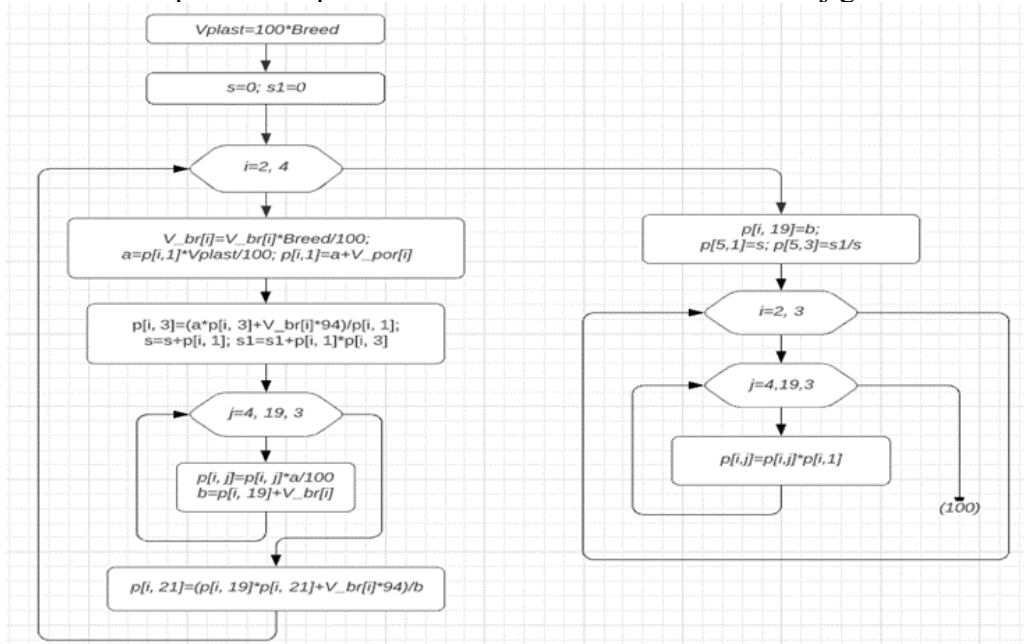


Рис. 1. Блок-схема подпрограммы прогнозирования ситового и фракционного составов разубоженных углей при валовой выемке

**Результаты компьютерного моделирования технологических показателей переработки неразубоженного угля зольностью 20,36 %. Исходными данными для расчета служат хранящиеся в базе данных ситовый и фракционный составы *неразубоженного* угля шахтопласта № 1 зольностью 20,36 % (рис. 2).**

Размер класса, мм	Ситовый состав		Фракционный состав							
	U	Ad	<1.3	1.3-1.4	1.4-1.5	1.5-1.6	1.6-1.8	>1.8	U	Ad
>100	4.3	25.9								
50 - 100	9.2	30.5	0.0	0.0	62.0	6.6	5.8	12.6	1.9	20.9
25 - 50	12.3	25.1	0.4	5.4	66.0	6.9	8.3	14.2	1.1	21.3
13 - 25	18.2	21.4	9.2	5.0	62.4	7.5	8.7	14.4	1.4	24.1
6 - 13	14.1	18.1	5.8	4.8	67.9	7.1	10.1	14.4	1.6	24.4
3 - 6	12.3	16.3	6.8	4.6	68.1	7.0	10.8	14.1	1.8	23.3
2 - 3	2.1	16.0	3.2	3.8	65.5	6.7	16.2	13.3	2.5	23.5
1 - 2	7.0	15.7	0.3	2.9	62.8	6.3	21.2	12.4	3.0	23.4
0.5 - 1	6.0	15.6	0.8	2.2	62.3	6.7	20.5	12.7	3.8	23.4
0.3 - 0.5	3.2	14.3	1.9	1.9	71.7	6.0	12.1	12.5	1.9	23.6
0.15 - 0.3	4.2	14.3	1.9	1.6	65.0	5.4	19.2	10.8	1.4	24.3
0.05-0.15	2.4	16.7	3.1	1.5	68.7	5.5	9.8	10.6	2.5	18.0
0 - 0.05	4.7	22.7								
Итого	100.0	20.4								

Рис. 2. Ситовый и фракционный состав неразубоженного угля шахтопласта № 1 зольностью 20,36 %

После ввода исходных данных программный комплекс рассчитывает количественный состав шихты по машинным классам 25-100, 2-25, 0.15-2 и 0-0.15 мм с учетом дробления и измельчения угля в процессе транспортировки (рис. 3).

Размер класса, мм	Ситовый состав		Фракционный состав							
	U	Ad	<1.3	1.3-1.4	1.4-1.5	1.5-1.6	1.6-1.8	>1.8	U	Ad
25 - 100	22.0	27.3	0.1	5.4	14.1	6.8	1.6	13.7	0.3	21.1
2 - 25	47.7	19.1	3.3	4.8	31.4	7.2	4.8	14.2	0.8	23.9
0.15 - 2	20.9	15.6	0.1	2.0	13.5	6.2	4.0	12.2	0.6	23.5
0 - 0.15	9.4	20.8								
Итого	100.0	20.4								

Рис. 3. Ситовый и фракционный состав машинных классов неразубоженного угля шахтопласта 1 зольностью 20,36 % после дробления и истирания

На рис. 4 показан фрагмент работы программного комплекса, на котором представлены технологические показатели конечных продуктов переработки, полученных из *неразубоженного* угля при плотностях разделения 1.4 и 1.8 г/см<sup>3</sup> после отделения породы в крупных и мелких классах на ОФ «Северная» в отсадочной машине Alljig.

Продукт по схеме	Выход, %	Зольность, %	Производ., т/ч	Вода, м3/ч	Влажность, %
концентрат	65.20	7.64			
пропродукт	15.08	12.81			
порода	10.12	77.39			
жук	7.10	58.39			
слив сгустит.	0.50	60.50			
Итого	100.00	20.36			

Рис. 4. Практический баланс конечных продуктов переработки, получаемых по схеме ОФ «Северная» из неразубоженного угля при плотностях разделения 1.4 и 1.8 г/см<sup>3</sup>

**Результаты компьютерного моделирования показателей переработки *разубоженного* угля до зольности 23,36 %. Последовательность компьютерного моделирования количественного состава угля шахтопласта № 1 при увеличении его зольности на 3 %, т.е. с 20,36 % до 23,36 %:**

- из базы данных загружаются гранулометрический и фракционный составы (рис. 2) зольностью 20,36 %;
- для требуемой зольности 23.36 % *разубоженного* угля рассчитывается подпрограммой (блок-схема представлена на рис. 1) ситовый и фракционный составы *разубоженного* угля при валовой выемке по тринадцати классам: >100, 50-100, 25-50, 13-25, 6-13, 3-6, 2-3, 1-2, 0.5-1, 0.3-0.5, 0.15-0.3 и <0.15 мм (рис. 5);



– далее на компьютере моделируется характеристика шихты по машинным классам 25-100, 2-25, 0.15-2 и 0-0.15 мм с учетом дробления и истирания (рис. 6) и рассчитывается практический баланс конечных продуктов переработки, получаемых по схеме ОФ «Северная» из *разубоженного* угля до зольности 23,36 % при плотностях разделения 1.4 и 1.8 г/см<sup>3</sup>

Размер класса, мм	Ситовый состав		Фракционный состав													
	U	Ad	<1.3	1.3-1.4	1.4-1.5	1.5-1.6	1.6-1.8	>1.8	U	Ad	U	Ad	U	Ad	U	Ad
>100	4.5	31.9														
50 - 100	9.2	33.3	0.0	0.0	59.3	6.6	5.5	12.6	1.8	20.9	0.0	0.0	33.3	85.1		
25 - 50	12.2	27.4	0.4	5.4	63.8	6.9	8.0	14.2	1.1	21.3	1.5	33.9	25.1	84.0		
13 - 25	17.9	23.0	9.0	5.0	61.0	7.5	8.5	14.4	1.4	24.1	1.3	34.1	18.9	84.8		
6 - 13	13.9	20.3	5.6	4.8	65.9	7.1	9.8	14.4	1.6	24.4	1.5	34.3	15.6	83.8		
3 - 6	12.2	18.9	6.6	4.6	65.9	7.0	10.4	14.1	1.7	23.3	1.5	33.9	13.8	82.6		
2 - 3	2.4	29.0	2.7	3.8	54.6	6.7	13.5	13.3	2.1	23.5	1.7	33.7	25.5	88.0		
1 - 2	7.1	20.1	0.3	2.9	59.3	6.3	20.0	12.4	2.8	23.4	2.3	33.5	15.4	81.4		
0.5 - 1	6.0	18.2	0.8	2.2	60.2	6.7	19.8	12.7	3.7	23.4	2.5	34.6	13.0	76.2		
0.3 - 0.5	3.3	19.2	1.8	1.9	67.3	6.0	11.4	12.5	1.8	23.6	1.8	35.3	16.0	79.2		
0.15 - 0.3	4.2	18.1	1.8	1.6	61.9	5.4	18.3	10.8	1.3	24.3	1.3	34.1	15.3	77.9		
0.05 - 0.15	2.4	20.5	2.9	1.5	65.3	5.5	9.3	10.6	2.4	18.0	1.5	30.1	18.6	81.2		
0 - 0.05		4.6	23.9													
Итого	100.0	23.3														

Рис. 5. Ситовый и фракционный состав *разубоженного* угля шахтопласта № 1 до зольности 23,36 %

Размер класса, мм	Ситовый состав		Фракционный состав											
	U	Ad	<1.3	1.3-1.4	1.4-1.5	1.5-1.6	1.6-1.8	>1.8	U	Ad	U	Ad	U	Ad
25 - 100	22.0	30.0	0.0	5.4	13.6	6.8	1.5	13.7	0.3	21.1	0.2	33.9	6.3	84.6
2 - 25	47.6	21.9	3.0	4.8	30.2	7.2	4.6	14.2	0.7	23.9	0.7	34.1	8.3	84.3
0.15 - 2	21.1	19.6	0.0	2.0	12.9	6.2	3.8	12.2	0.5	23.5	0.4	34.2	3.3	78.9
0 - 0.15		9.3	23.2											
Итого	100.0	23.3												

Рис. 6. Ситовый и фракционный состав машинных классов *разубоженного* угля шахтопласта № 1 до зольности 23,36 %

Сравнивая выход и зольность концентрата ( $\gamma_k=65,20\%$ ,  $A_k^d=7,64\%$ ), полученного из *неразубоженного* угля зольностью 20,36 % при плотностях разделения 1.4 и 1.8 г/см<sup>3</sup>(рис. 7), с аналогичными показателями для концентрата ( $\gamma_k=61,46\%$ ,  $A_k^d=7,56\%$ ), выделенного при тех же плотностях разделения из *разубоженного* угля, установлено снижение выхода концентрата на 3,74 %. Зольность концентрата изменилась незначительно: с 7,64 % до 7,56 %.

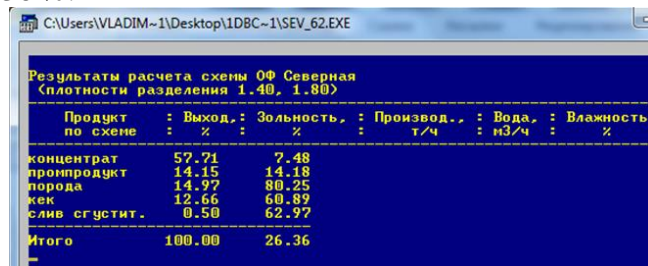
Продукт по схеме	Выход, %	Зольность, %	Производ., т/ч	Вода, м3/ч	Влажность, %
концентрат	61.46	7.56			
процпродукт	14.62	13.47			
шлюха	12.55	79.09			
мек	10.88	59.84			
слив сгустит.	0.50	61.93			
Итого	100.00	23.36			

Рис. 7. Практический баланс конечных продуктов переработки, получаемых по схеме ОФ «Северная» из *разубоженного* угля до зольности 23,36 % при плотностях разделения 1.4 и 1.8 г/см<sup>3</sup>

**Результаты компьютерного моделирования технологических показателей переработки *разубоженного* угля до зольности 26,36 %.** Аналогичный вычислительный эксперимент выполнен при увеличении зольности рядового угля, поступающего на переработку, на 6 %, т.е. с 20,36 % до 26,36 % (плотности разделения прежние: 1,4 и 1.8 г/см<sup>3</sup>). Выход концентрата снизился на 7,49 % с 65,20 % до 57,71 % (рис. 8).

**Результаты компьютерного моделирования технологических показателей переработки *разубоженного* угля при плотностях разделения 1.3, 1.4, 1.5, 1.6 и 1.7 г/см<sup>3</sup>.** Вычислительными экспериментами получены значения выходов концентрата при плотностях разделения, изменяющихся от 1.3 до 1.7 г/см<sup>3</sup> с шагом 0.1 г/см<sup>3</sup>, представленные на

рис. 9 для неразубоженного угля,  $A^d_r=20,36\%$ , а также для *разубоженных* углей зольностью  $A^d_r=23,36\%$  и  $A^d_r=26,36\%$ .



Продукт по схеме	Выход, %	Зольность, %	Производ., т/ч	Вода, м3/ч	Влажность, %
концентрат	57.71	7.48			
промпродукт	14.15	14.18			
порода	14.97	80.25			
жек	12.66	60.89			
слив сгустит.	0.50	62.97			
Итого	100.00	26.36			

Рис. 8. Практический баланс конечных продуктов переработки, получаемых по схеме ОФ «Северная» из разубоженного угля до зольности 26,36 % при плотностях разделения 1.4 и 1.8 г/см<sup>3</sup>

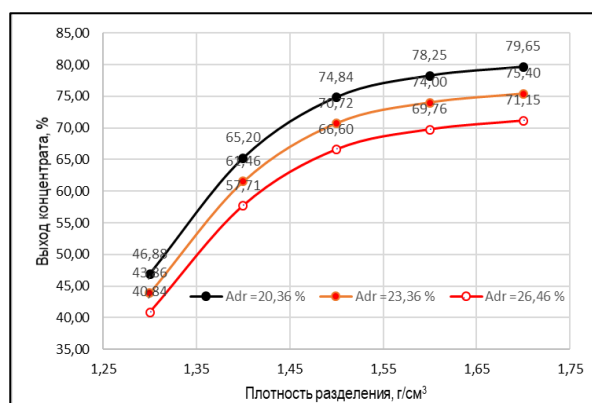


Рис. 9. Влияние разубоживания рядового угля на потери концентрата ОФ «Северная» при различных плотностях разделения в отсадочной машине Alljig

**Выводы.** Опытная эксплуатация проблемно-ориентированного программного комплекса для расчета технологических показателей концентрата, получаемого из рядового угля различной зольности по технологической схеме ОФ «Северная», позволила установить:

- зольность концентрата по плотностям разделения колеблется незначительно, т.к. за критерий оптимальности в проблемно-ориентированном программном комплексе принято условие  $A^d_k < 8\%$ , при котором рассчитывается максимальный выход суммарного концентрата;

- повышение зольности разубоженного рядового угля с 20,36 % до 26,36 %, приводит к снижению выхода концентрата более, чем на 6-8 % (чем выше плотность разделения, тем больше потери). При годовой производительности фабрики 4 млн. т потери составят 240-320 тыс. т/г.

- при совместных технологиях ведения горных работ и переработки рядового угля следует принимать во внимание изменения его зольности, а также учитывать потери как на угледобывающих, так и на перерабатывающих предприятиях.

### Список литературы

1. Сысоев А.А. Обоснование рациональных показателей извлечения разубоженного угля на разрезах: дис. на соискание ученой степени докт. техн. наук. – КузГТУ, Кемерово, 1998.
2. Паначев И.А., Нецветаев А.Г., Цепилов И.И., Удовицкий В.И. Особенности открытой добычи и переработки углей сложноструктурных месторождений Кузбасса. – Кемерово: Кузбассвузиздат, 1997. – 215 с.
3. Удовицкий В.И. Моделирование подготовительных и основных процессов переработки каменных углей. – Кемерово: Кузбассвузиздат, 1998. – 500 с.

## О ВЛИЯНИИ ЦЕПОЧЕК ДОБАВЛЕННОЙ СТОИМОСТИ НА СТРЕССОУСТОЙЧИВОСТЬ УГОЛЬНОЙ ОТРАСЛИ

к.э.н. Гоосен Е.В., д.э.н. Никитенко С.М., Киндяков А.А.

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

**Аннотация.** Статья посвящена одному из ключевых драйверов новой парадигмы развития угольной отрасли - цепочкам создания стоимости высокотехнологичной продукции, а также связи между стрессоустойчивостью отрасли и характером преобладающих цепочек добавленной стоимости.

**Ключевые слова:** цепочки добавленной стоимости, стрессоустойчивость, новые технологии.

**Введение.** Уголь – традиционный энергетический ресурс, который достаточно распространен во многих странах мира и играет значительную роль в мировом энергетическом балансе. Россия является шестой в мире страной по уровню добычи угля. Переход мировой экономики и энергетики на низкоуглеродную траекторию развития резко снижает стрессоустойчивость угольной отрасли – способность быстро реагировать и приспосабливаться к внешним негативным изменениям (краткосрочная перспектива) и находить и реализовывать перспективные направления развития (долгосрочная перспектива). Все это не только негативно влияет на российскую угольную отрасль, но и ведет к значительным социально-экономическим и экологическим рискам, как в целом стране, так и в регионах, специализирующихся на добычи угля.

Одновременно угольная отрасль столкнулась с такими проблемами как нестабильность мировых рынков, крайняя волатильность цен на уголь, формирование «рынка продавца», ориентированного на уголь со строго заданными свойствами. Все это сократило доходы угольных предприятий и сделало угольную отрасль крайне неустойчивой. Особенно остро эти проблемы коснулись стран и регионов, занятых добычей угля.

К социально-экономическим рискам относятся: падение темпов роста экономики, сокращение занятости, снижение доходов населения и бюджета, рост социального неравенства и социальной напряженности. Новые экологические риски, которых не было при эксплуатации угольных предприятий, способны свести на нет выигрыш от сокращения нагрузки на внешнюю среду благодаря закрытию угольных предприятий, среди них наиболее важные: загрязнение подземных водоносных горизонтов и питьевых водозаборов; подтопление территорий, в том числе населенных пунктов; перетоки шахтных вод из затопленных шахт в действующие; неуправляемое выделение газов (метана, углекислого газа).

В этой связи будущее отрасли, по мнению авторов, связано с оптимизацией добычи и переходом от экспорта угля к экологически чистому производству на его основе в угледобывающих регионах продукции с высокой добавленной стоимостью.

**Методы исследования, понятия и определения.** В основе предлагаемого исследования лежит концепт стрессоустойчивости, адаптированный к условиям угольной отрасли. Он предполагает разделение угольной отрасли на отдельные сегменты в зависимости от типа цепочек добавленной стоимости (ЦДС), сложившихся в сегменте. Опираясь на анализ последовательности стадий создания стоимости и характер внутрифирменного и межфирменного взаимодействия в рамках сложившихся цепочек создания стоимости, подход позволяет сравнивать и выявлять конкурентные преимущества очень отличающихся по структуре, источникам прибыли и способам управления компаний, сопоставлять «прошлые», «настоящие», выделять наиболее глубокие изменения (апгрейд ЦДС), происходящие в отдельных компаниях и прогнозировать их «будущее» состояние [3, 5].

Понятие «стрессоустойчивости» в экономические исследования пришло из психологии в начале 1970-х годов в работе К. Холлинга. В научной литературе интерес к стрессоустойчивости всегда возрастал в период резких потрясений: экономических и политических кризисов. Большая часть экономических исследований посвящена пространственной стрессоустойчивости. Изучение стрессоустойчивости компаний и отраслей, в том числе в добывающих, проводилось не много. В последнее время появились исследования, пытающиеся установить связь между стрессоустойчивостью отраслей и характером преобладающих цепочек добавленной стоимости, а также посвященных непосредственно вопросам формирования новых цепочек создания стоимости продукции [1-6], в том числе авторов настоящей статьи [7-11].

Для эмпирического измерения стрессоустойчивости угольных компаний был использован индекс устойчивости, который применяется для измерения стрессоустойчивости региональной экономики. Понимая различия между стрессоустойчивостью отдельных компаний и регионов, мы сочли возможным использования этого показателя, в основу которого положили изменения темпов роста добычи рядового угля. Объектом анализа стали 92 компании, которые действовали в течение всего периода 2011-2020 годов. В качестве источников для написания статьи были использованы IAE, ВР, ЦДУ ТЭК, официальные документы компаний.

**Результаты.** Проведенное авторами исследование позволило выделить в российской угольной отрасли четыре группы компаний с точки зрения стрессоустойчивости. Также в отрасли было выделено четыре типичных модели ЦДС. Их характеристики и связь с уровнем стрессоустойчивости отражены в табл. 1.

Таблица 1

Типичные ЦДС в российской угольной отрасли

Тип цепочки	Способ обеспечения устойчивости	Типичный пример (доля добычи угля в России)	Уровень стрессоустойчивости
1. Открытая короткая ЦДС рыночного типа	Работа на локальный рынок, узкая специализация, экономия на затратах, часто в ущерб безопасности	Небольшие независимые шахты и разрезы (незначительная доля)	1
2. Закрытая разветвлённая ЦДС.	Объединение нескольких небольших шахт и разрезов, вокруг торговой компании (торгового центра)	АО шахта Распадская (1 %);	1-2
3. Закрытая иерархическая цепочка	Производный характер спроса на уголь. Переаспределение доходов в пользу вышестоящих звеньев.	ООО «ЕвразХолдинг» (4%); ПАО «Мечел» (4%)	3-4
4. Закрытая иерархическая цепочка	Контроль всех основных звеньев от добычи до конечного потребления, перераспределение дохода	АС СУЭК (20%); АО УК «Кузбассразрезуголь» (9%)	4

Источник: расчёты авторов

Данные табл. 1 показывают, что наименее устойчивыми оказались ЦДС первого и второго типа, так как они в наибольшей степени подвержены рискам волатильности спроса и цен и не имеют возможности контролировать ЦДС и перераспределять прибыль внутри цепочки. Именно они в наибольшей степени нуждаются в модернизации (апгрейде). Апгрейд ЦДС угольной отрасли направлен на снижение неопределенности спроса и цен, обеспечение стрессоустойчивости компаний за счет повышения гибкости предложения и расширения масштаба производства с помощью включения в ЦДС производства смежных отраслей. Эти явления в наибольшей степени проявляются в компаниях 3 и 4 группы. Однако компании 1 и 2 группы способны остаться на рынке при определенной поддержке с

стороны государства. Важно, чтобы апгрейд учитывал те вызовы, с которыми сегодня сталкиваются компании.

По мнению авторов, к наиболее перспективным направлениям апгрейда ЦДС угольной отрасли являются:

- удлинение ЦДС за счет внедрения чистых технологий использования и переработки угля;
- создание параллельных ЦДС за счет использования отходов;
- формирование разветвлённых ЦДС (превращение ЦДС компании в производственную сеть).

Успешность апгрейда ЦДС во многом определяется возможностью использования современных технологий переработки угля, использования отходов и расширением масштаба производства, выходом на неконкурентные рынки, локализацию новых сегментов ЦДС в принимающих регионах.

Примером первого варианта является внедрение низкорентабельных, гибких и экологически чистых технологий сухого обогащения угля. Также к этому варианту удлинения ЦДС можно отнести внедрение в электрогенерацию сверхкритических паровых установок. Они не только снижают выбросы  $\text{CO}_2$ , но и увеличивают эффективность электростанций – количество выделяемой энергии сгорания-стоимость на одну тонну. В мире уже есть опыт применения таких установок. По данной технологии в ОАЭ запустили первый блок угольной электростанции (Хассиан) стоимостью 3,4 млрд. долларов США, мощность которой к 2023 году вырастет до 2400 Мвт. Не менее важно то, что такой подход не только обеспечивает сохранение угольной отрасли в условиях энергоперехода, но и обеспечивает энергетическую безопасность (стрессоустойчивость региона) за счет дифференциации источников энергии.

Примером второго и третьего варианта апгрейда ЦДС может служить использование технологий низкотемпературного пиролиза. Они позволяют разделить уголь на газовое топливо и углеродный остаток и сокращают выбросы  $\text{CO}_2$  за счет перехода на экологически чистый источник энергии (газовое топливо) и получения карбонизата, позволяющий производить бездымное экологически чистое высококалорийное топливо вместо золошлаков. При такой ЦДС помимо экологических эффектов происходит расширение масштабов деятельности компании (тригенерация – параллельное производство из угля трех полезных продуктов). ЦДС и удлиняется (углубляется переработка угля), и за счет возможности разной комбинации производства этих трех продуктов становится более гибкой, легче приспосабливается к изменению спроса и цен. Не менее важно, что такой тип ЦДС наиболее выгодно размещать непосредственно на принимающих территориях, что способствует преодолению моно отраслевой специализации регионов и повышает их стрессоустойчивость.

Не менее важно, что апгрейд ЦДС за счет формирования новых высокотехнологичных межотраслевых производственных сетей в рамках действующих угольных шахт и разрезов может быть использован для снижения социально-экономических и экологических рисков при закрытии угольных предприятий.

К таким перспективным направлениям апгрейда ЦДС можно отнести использование метанотрофных бактерий для получения белка, который может быть использован как в качестве комбикорма в рыбоводстве, птицеводстве и животноводстве, так и для производства ферментов, липидов, стероидов, антиоксидантов, пигментов, полисахаридов.

Закрытые шахты могут использовать извлеченный метан и как чистый энергетический ресурс. Такое решение позволяет также улучшить уровень безопасности, энергоснабжение района и его экологическое состояние. Уже сейчас существуют способы утилизации метана из неконтролируемых источников, включающие предварительную очистку и выделение метана из метановоздушной смеси, разложение метана на водород и ацетилен. При этом, выделенный водород направляется в водородные топливные элементы, выработанная электроэнергия которых используется для энергообеспечения непосредственно процесса

утилизации метана, а также энергопитания внешних потребителей. Опыт использования таких технологий есть в Австралии, Германии, Бельгии, Польше, Франции и ряде других стран. Эти и другие негативные явления особенно остро проявляются на уровне регионов и их нельзя решить простым сокращением добычи угля.

Другим примером перспективного направления в формировании производственных сетей может стать организация на поверхности ликвидированных шахт карбоновых ферм — лесопарковых территорий, на которых с помощью специальных технологий увеличивается поглощение углекислого газа и производятся углеродные единицы, которые в качестве компенсации выбросов парниковых газов в атмосферу, смогут покупать предприятия, продукция которых не относится к категории «углероднейтральная». Исследования на карбоновых полигонах с различными видами рельефа показали, что один гектар поверхности способен поглотить до 7 тонн углерода.

**Выводы.** Несмотря на формирующуюся в настоящее время парадигму безуглеродной концепции развития энергетики, угольная отрасль может быть сохранена на основе дифференцированного подхода к апгрейду ЦДС на основе внедрения новых гибких технологий и учета специфики отдельных компаний. Важно то, что такие ЦДС могут быть сформированы еще на действующих угледобывающих предприятиях, в дальнейшем же появляется возможность создавать различные производства экологической продукции уже на основе действующих ЦДС.

**Благодарности.** Исследование выполнено за счет гранта Российского научного фонда № 22-28-01803, <https://rscf.ru/project/22-28-01803/>.

#### Список литературы

1. Gereffi G., Fernandez-Stark K. Global Value Chain Analysis: A Primer (Second Edition) // Center on Globalization, Governance & Competitiveness, Duke University. – 2016. – URL: [http://www.cggc.duke.edu/pdfs/Duke\\_CGGC\\_Global\\_Value\\_Chain\\_GVC\\_Analysis\\_Primer\\_2nd\\_Ed\\_2016.pdf](http://www.cggc.duke.edu/pdfs/Duke_CGGC_Global_Value_Chain_GVC_Analysis_Primer_2nd_Ed_2016.pdf).
2. Sturgeon T.J. How Do We Define Value Chains and Production Networks? // IDS Bulletin. – Vol. 32. – № 3. – 2001. – P. 9-18.
3. Park A., Nayyar G., Low P.. Supply Chain Perspectives and Issues: A Literature Review. – WTO, 2013. – 234 p. – URL: [https://www.wto.org/english/res\\_e/booksp\\_e/aid4tradesupply-chain13\\_e.pdf](https://www.wto.org/english/res_e/booksp_e/aid4tradesupply-chain13_e.pdf).
4. Ferrantino J., Emine Elcin Koten. Understanding Supply Chain 4.0 and its potential impact on global value chains Michael. – URL: [https://www.wto.org/english/res\\_e/booksp\\_e/gvc\\_dev\\_report\\_2019\\_e.pdf](https://www.wto.org/english/res_e/booksp_e/gvc_dev_report_2019_e.pdf).
5. Дементьев В.Е., Устюжанина Е.В., Евсюков С.Г.. Цифровая трансформация цепочек создания ценности: «улыбка» может оказаться «хмурой» // Journal of Institutional Studies (Журнал институциональных исследований). – 2018. – Т. 10. – № 4. – С. 58-77. – URL: [http://ecsocman.hse.ru/data/2018/12/29/1251872563/JIS\\_10.4\\_4.pdf](http://ecsocman.hse.ru/data/2018/12/29/1251872563/JIS_10.4_4.pdf).
6. Вдовин А.Н. Формирование цепочек создания стоимости продукции предприятий топливно-энергетического комплекса России // Экономический анализ: теория и практика. – 2011. – № 44. – URL: <https://cyberleninka.ru/article/n/formirovanie-tsepoček-sozdaniya-stoimosti-produktsii-predpriyatij-toplivno-energeticheskogo-kompleksa-rossii>.
7. Никитенко С.М., Гоосен Е.В. Цепочки добавленной стоимости как инструмент развития угольной отрасли // ЭКО. – 2017. – № 9 (519). – С. 104-124.
8. Гоосен Е.В., Никитенко С.М., Филимонова И.В. [и др.]. Новые цепочки поставок в мировом ТЭК: перспективы российских ресурсных регионов // Инновации. – 2019. – № 9 (251). – С. 67-78.
9. Goosen E.V., Kagan E.S., Nikitenko S.M., Pakhomova E.O. Evolution of VAC in the context of coal industry advance in the conditions of digitization in Russia // Eurasian Mining. – 2019. – № 2. – С. 36-40.

10. Никитенко С.М. Технологические инновации: спрос рождает предложение // Инновации. – 2006. – № 4 (91). – С. 3-5.

11. Никитенко С.М., Никифорова Л.Е. Концепция инновационного развития региона на основе методологии проектного управления (на примере Кемеровской области) // Сибирская финансовая школа. – 2011. – № 5 (88). – С. 96-103.

УДК 622.271(73):550.814

**ИССЛЕДОВАНИЕ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ АСПЕКТОВ ПРЕДПРИЯТИЙ  
УГОЛЬНОЙ ПРОМЫШЛЕННОСТИ НА ТЕРРИТОРИИ ВОСТОЧНОЙ ЧАСТИ  
США С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ ИНФОРМАЦИОННЫХ РЕСУРСОВ  
СПУТНИКОВОЙ СЪЕМКИ**

<sup>1,2,3</sup> д.т.н. Зеньков И.В.

**1 - Сибирский государственный университет науки и технологий  
имени академика М.Ф. Решетнёва, г. Красноярск, Россия**

**2 - Сибирский федеральный университет, г. Красноярск, Россия**

**3- Федеральный исследовательский центр информационных и вычислительных  
технологий, г. Красноярск, Россия**

*Аннотация.* В статье представлены результаты исследования состояния горных работ на угольных месторождениях в штатах Иллинойс, Индиана, Огайо, Кентукки, Пенсильвания, Западная Вирджиния, Вирджиния и Алабама на территории США. В ходе дистанционного мониторинга и аналитических расчетов выявлено количество горных и транспортных машин, работающих в угольных карьерах, а также определен годовой объем добычи угля на территории каждого штата. По результатам спутниковой съемки выявлен суммарный производственный потенциал угледобывающих предприятий в каждом штате на исследуемой территории.

*Ключевые слова:* угледобывающие центры США, открытые и подземные горные работы, годовой объем добычи угля, горные и транспортные машины, дистанционное зондирование Земли, дистанционный мониторинг.

**Введение.** Научно-практический интерес с позиции изучения экономической географии и основ мировой экономики представляет исследование производственного потенциала производительных сил горнодобывающих предприятий, производящих отработку угольных месторождений в мировых центрах угледобычи. Национальная экономика США развивается традиционно на использовании электрической энергии, генерируемой тепловыми станциями при сжигании бурого и каменного угля. На территории США выделяется два крупных центра добычи угля – центральные штаты (Вайоминг, Монтана и Северная Дакота) с производством открытых горных работ и штаты в восточном секторе страны (Иллинойс, Индиана, Огайо, Кентукки, Пенсильвания, Западная Вирджиния, Вирджиния и Алабама), где уголь добывают в карьерах и в шахтах. Изучение мировых центров горной промышленности чаще всего осуществляется по весьма противоречивой информации, содержащейся в открытых источниках. Наша научно-практическая школа на очередном этапе исследовала широкий спектр показателей угледобывающего центра в восточном секторе США с использованием космоснимков высокого разрешения, находящихся в свободном доступе. Отметим, что сфера использования технологий дистанционного зондирования Земли из космоса постоянно расширяется, о чем свидетельствуют работы как российских, так и зарубежных исследователей [1-12].

**Исследование состояния горных работ на месторождениях угля в штатах Иллинойс и Индиана.** На территории этих штатов с практически горизонтальным рельефом (высотные отметки находятся в диапазоне 120-160 м над уровнем моря) угольные



месторождения масштабно начали разрабатывать с конца XIX в. Горно-геологическое строение месторождений обусловило применение систем разработки с перевалкой части вскрышных пород драглайнами в выработанное пространство карьера по бестранспортным технологиям. Участки месторождений, горно-геологические показатели которых не отвечают приемлемым уровням рентабельности открытых горных работ, разрабатывают подземным способом при вскрытии угольных пластов штольнями. Практически весь добытый уголь обогащают на обогатительных фабриках [13].

Угольный карьер, отрабатывающий горизонтальный угольный пласт в штате Индиана, представлен на рис. 1 а. Стрелками показано направление подвигания горных работ, линией красного цвета – контур внутренних породных отвалов, на которых проводится рекультивация земель. Все горные породы, в том числе и угольный пласт за исключением верхнего слоя четвертичных отложений, подлежат рыхлению с применением буровзрывного способа. Драглайн на выемке надугольной толщи в южном секторе карьера обведен кольцом. Протяженность горных работ по верхнему уступу составляет 2260 м. Глубина карьера 90-100 м. Участок месторождения вскрыт двумя фланговыми траншеями. Кроме того, въезд карьерных автосамосвалов на почву угольного пласта осуществляется в центральном секторе внутренних отвалов. Два верхних уступа отрабатывают гидравлическими экскаваторами с транспортировкой вскрышных пород на внутренний отвал и размещением в его верхнем ярусе. Толща вскрышных пород, находящаяся над угольным пластом мощностью до 40 м, отрабатывается драглайном с перевалкой в выработанное пространство карьера и укладкой в нижний ярус отвала на место отработанного угольного пласта. Отметим, что данная технология характерна для угольных месторождений с мощностью вскрышных пород более 60 м.



Рис. 1. Угольные разрезы США на снимках из космоса: а – на территории штата Индиана, б – на территории штата Западная Вирджиния

Всего на территории этих штатов уголь добывают в 13 карьерах и на 22 участках месторождений, вскрытых 19 штольнями. Уголь обогащают на 20 обогатительных фабриках. Суммарная протяженность фронта горных работ в карьерах составляет 20290 м. На бурении взрывных скважин работают 23 буровых станка. На экскавации вскрышных пород и угля установлены 55 гидравлических экскаваторов с емкостью ковша 12-20 м<sup>3</sup> и 30 погрузчиков на автомобильном шасси с ковшом емкостью 12-16 м<sup>3</sup>. В комплексе с этой выемочной техникой работают 168 карьерных автосамосвалов грузоподъемностью от 90 до 260 т и 12 шарнирно-сочлененных автосамосвалов с колесной формулой 6×6 грузоподъемностью 40 т. Кроме этого в карьерах и на отвалах работают 90 бульдозеров и 14 скреперов, в каждом из которых два прицепных ковша емкостью 20 м<sup>3</sup>. Последние задействованы на вскрышных работах. Драглайны (4 ед.) с емкостью ковша 40 м<sup>3</sup> и длиной стрелы 85 м работают в карьерах с протяженностью фронта горных работ более 2000 м [13].

По результатам аналитических расчетов суммарный ежегодный объем добычи угля в этих штатах (Иллинойс 35 млн. т, Индиана 45 млн. т) составляет 80 млн. т.

По данным дистанционного мониторинга установлены особенности рельефа земной поверхности других штатов, влияющие на системы и технологии разработки угольных месторождений [13].



В западном секторе штата Кентукки работают 4 угольных разреза на равнинной поверхности. Поэтому на них горные работы производят по аналогии с угольными разрезами штата Иллинойс и Индиана. Территория всех остальных штатов характеризуется расчлененным рельефом горной системы Аппалачи. Для угольных разрезов характерным является наличие нескольких добычных участков (рис. 1 б). На рисунке кольцами желтого цвета обведены участки горных работ, на которых производятся вскрышные и добычные работы. Практически сразу же на месте отработанного угольного пласта отсыпают локальные породные отвалы с расстоянием транспортировки до них не больше 600 м. Это способствует сокращению количества карьерных автосамосвалов, работающих в экскаваторно-автомобильных комплексах. Кольцами красного цвета обведены породные отвалы.

Всего на исследуемой территории работает 172 карьера с общей протяженностью фронта горных работ 85900 м. Добычу угля подземным способом обеспечивают 134 штольни, вскрывающие разрозненные участки угольных месторождений. Добытый уголь обогащают на 126 обогатительных фабриках, используя «мокрый способ». В карьерах на бурении взрывных скважин работают 257 буровых станков. Основной выемочной машиной является гидравлический экскаватор (289 ед.) с емкостью ковша от 12 до 26 м<sup>3</sup>. На вскрышных работах работают 14 драглайнов с емкостью ковша 30-50 м<sup>3</sup> с длиной стрелы от 70 до 90 м. На выемке рыхлых вскрышных пород и транспортировке их на отвалы используют прицепные скреперы с объемом двух ковшей 40 м<sup>3</sup>. На выемке угля задействовано 6 фрезерных комбайнов. На погрузочных работах как в границах карьеров, так и за их пределами используют 276 фронтальных погрузчиков на автомобильном шасси с емкостью ковша 15-18 м<sup>3</sup>. Горную массу транспортируют в основном в карьерных автосамосвалах (852 ед.) грузоподъемностью от 75 до 320 т. В карьерной логистике также задействованы шарнирно-сочлененные автосамосвалы (159 ед.) повышенной проходимости грузоподъемностью до 40 т. На вскрышных и вспомогательных работах используют мощные бульдозеры *Caterpillar D11T* со сферическими отвалами в количестве 474 ед. [13].

Комплексная оценка производственного потенциала угледобывающей отрасли, основанная на информационных ресурсах дистанционного зондирования Земли, и результатах аналитических расчетов позволила определить суммарный годовой объем добычи угля на исследуемой территории восьми штатов США на уровне 365 млн. т.

**Выводы.** Таким образом, в восточном секторе США (штаты Иллинойс, Индиана, Огайо, Кентукки, Пенсильвания, Западная Вирджиния, Вирджиния и Алабама) в работе находятся 185 карьеров и 153 шахты по добыче угля.

Общий объем добычи угля, который равен суммарному производственному потенциалу всех угледобывающих предприятий (338 ед.), по нашей оценке, составляет 445 млн. т. По данным дистанционного мониторинга установлен стабильно понижающийся тренд в объемах добычи угля. Объем пустых горных пород, перерабатываемых в ходе открытой и подземной добычи угля, составляет не менее 1,5 млрд. т. Максимальная концентрация угледобывающих предприятий наблюдается в штате Западная Вирджиния, на долю которых приходится 40 % объема угля, добываемого на исследуемой территории.

### Список литературы

1. Озарян Ю.А. Оценка естественного восстановления биоты в зоне воздействия горнодобывающих предприятий Хабаровского края по данным спутникового мониторинга // Горный журнал. – 2018. – № 10. – С. 84–88.
2. Legostaeva Y.B., Ksenofontova M.I., Popov V.F. Geocologic situation at site of drainage brine utilization during development of primary deposits in Yakutia // Eurasian Mining. – 2019. – № 1. – P. 43-48.
3. Кучейко А.А., Иванов А.Ю., Григорьев Н.С., Ушков Д.А., Терлеева Н.В. Канализационные выбросы в прибрежной зоне Черного моря: наблюдение и дистанционный контроль из космоса // Экология и промышленность России. – 2019. – № 12. – С. 54-60.

4. Иванов А.Ю., Матросова Е.Р. Техногенная грифонная активность в северо-западной части Черного моря по данным съемок из космоса // Экология и промышленность России. – 2019. – № 8. – С. 57-63.
5. Миклашевич Т.С., Барталев С.А., Плотников Д.Е. Интерполяционный алгоритм восстановления длинных временных рядов данных спутниковых наблюдений растительного покрова // Современные проблемы дистанционного зондирования Земли из космоса. – 2019. – Т. 16. – № 6. – С. 143-154.
6. Adam Belmonte, Temuulen Sankey, Joel A. Biederman, John Bradford, Scott J. Goetz, Thomas Kolb, Travis Woolley. UAV-derived estimates of forest structure to inform ponderosa pine forest restoration // Remote Sensing in Ecology and Conservation. – 2020. – V.6. – I. 2. – PP. 181-197.
7. Zachary J. Ruff, Damon B. Lesmeister, Leila S. Duchac, Bharath K. Padmaraju, Christopher M. Sullivan. Automated identification of avian vocalizations with deep convolutional neural networks // Remote Sensing in Ecology and Conservation. – 2020. – V.6. – I. 1. – PP. 79-92.
8. Anne Mouget, Chloe Goulon, Thomas Axenrot, Helge Balk, Anne Lebourges-Dhaussy, Malgorzata Godlewska, Jean Guillard. Including 38 kHz in the standardization protocol for hydroacoustic fish surveys in temperate lakes // Remote Sensing in Ecology and Conservation. – 2019. – V. 5. – I.4. – PP. 332-345.
9. Sidney A. Gauthreaux Jr, Ann-Marie Shapiro, Dave Mayer, Barry L. Clark, Edwin E. Hericks. Detecting bird movements with L-band avian radar and S-band dual-polarization Doppler weather radar // Remote Sensing in Ecology and Conservation. – 2019. – V.5. – I. 3. – PP. 237-246.
10. Lisa M. Wedding, Stacy Jorgensen, Christopher A. Lepczyk, Alan M. Friedlander. Remote sensing of three-dimensional coral reef structure enhances predictive modeling of fish assemblages // Remote Sensing in Ecology and Conservation. – 2019. – V. 5. – I. 2. – PP. 150-159.
11. Carmen Chilson, Katherine Avery, Amy McGovern, Eli Bridge, Daniel Sheldon, Jeffrey Kelly. Automated detection of bird roosts using NEXRAD radar data and Convolutional Neural Networks // Remote Sensing in Ecology and Conservation. – 2019. – V.5. – I. 1. – PP. 20-32.
12. Phillip M. Stepanian, Djordje Mirkovic, Phillip B. Chilson. A polarimetric Doppler radar time-series simulator for biological applications // Remote Sensing in Ecology and Conservation. – 2018. – V.4. – I. 4. – PP. 285-302.
13. <https://www.google.com/earth/> .

УДК 622.271(73):550.814

## **ОЦЕНКА ДЕЯТЕЛЬНОСТИ ПРЕДПРИЯТИЙ УГОЛЬНОЙ ПРОМЫШЛЕННОСТИ В ЗАПАДНОМ СЕКТОРЕ США ПО ДАННЫМ ДИСТАНЦИОННОГО ЗОНДИРОВАНИЯ ЗЕМЛИ ИЗ КОСМОСА**

<sup>1,2,3</sup> д.т.н. Зеньков И.В.

**1 - Сибирский государственный университет науки и технологий  
имени академика М.Ф. Решетнёва, г. Красноярск, Россия**

**2 - Сибирский федеральный университет, г. Красноярск, Россия**

**3- Федеральный исследовательский центр информационных и вычислительных  
технологий, г. Красноярск, Россия**

*Аннотация.* В статье представлены результаты исследования состояния открытых горных работ на угольных месторождениях в штатах Вайоминг, Колорадо и Нью-Мексико на территории Скалистых гор в США. В ходе дистанционного мониторинга и аналитических расчетов выявлено количество горных и транспортных машин, работающих в угольных карьерах, а также определен годовой объем добычи угля на территории каждого штата. По результатам спутниковой съемки и

аналитических расчетов выявлен суммарный (75 млн. т угля в год) производственный потенциал угледобывающих предприятий.

**Ключевые слова:** Соединенные штаты Америки, Скалистые горы, открытые горные работы, производственный потенциал, горные и транспортные машины, дистанционное зондирование Земли, дистанционный мониторинг.

**Введение.** К настоящему времени в США значительная доля электрической энергии вырабатывается при сжигании бурого и каменного угля на тепловых станциях. По нашей оценке на территории США выделяются четыре центра добычи угля: центральные штаты (Вайоминг, Монтана и Северная Дакота) с производством открытых горных работ; штаты в восточном секторе страны (Иллинойс, Индиана, Огайо, Кентукки, Пенсильвания, Западная Вирджиния, Вирджиния и Алабама), где уголь добывают в карьерах и в шахтах; штат Техас (добыча угля открытым способом); штаты Вайоминг (юго-западный сектор), Колорадо и Нью-Мексико (территория Скалистых гор). В открытых источниках, присутствующих в глобальной сети, размещено множество противоречивой информации о мировой горнодобывающей промышленности. По нашему мнению, максимально объективными и достоверными источниками являются ресурсы дистанционного зондирования Земли. Наша научно-практическая школа на очередном этапе исследовала широкий спектр показателей угледобывающего центра на территории Скалистых гор в западном секторе США с использованием космических снимков высокого разрешения, находящихся в свободном доступе. Отметим, что во второй половине XX в. на территории Кордильер и Скалистых гор началось бурное развитие горнодобывающей промышленности, автоматически требующее увеличения объемов выработки электрической энергии. Наиболее приемлемой стратегией явилось строительство угольных карьеров и тепловых станций. Наши исследования объектов открытой угледобычи проведены в секторе, ограниченном многоугольником с вершинами в точках с координатами 41°50'58.35"С, 110°42'12.05"З; 41°52'22.86"С, 108°34'58.52"З; 40°12'25.01"С, 107°53'57.47"З; 40°26'43.64"С, 107°29'12.47"З; 36°34'11.72"С, 108°35'39.48"З; 35°25'14.71"С, 107°48'38.57"З [8].

Отметим, что сфера использования технологий дистанционного зондирования Земли из космоса постоянно расширяется, о чем свидетельствуют работы частично представленные в [1-7].

**Технологии открытой разработки угольных месторождений и организация горных работ.** Горно-геологическое строение разрабатываемых угольных месторождений имеет схожие характеристики: залегание угольных пластов горизонтальное или слабо пологое. Месторождения находятся в межгорных впадинах с горизонтальным или пологим рельефом. Мощность пластов варьирует в широком диапазоне от 10 до 20 м. Надугольная толща горных пород состоит из двух слоев: первый от земной поверхности – слой рыхлых горных пород четвертичного возраста мощностью до 30 м разрабатывается погрузчиками на автомобильном шасси и самоходными скреперами. Второй от поверхности слой крепких песчаников, расположенный между угольным пластом и породами четвертичного возраста, мощностью 40-50 м разрабатывают драглайнами с перевалкой в выработанное пространство карьеров. Экскавация песчаников производится после рыхления буровзрывным способом.

Основной объем вскрышных пород размещают драглайнами на место отработанного угольного пласта. В период горно-строительных работ вскрышные породы размещают во внешних отвалах. На выемке угольных пластов используют в основном мехлопаты, гидравлические экскаваторы или погрузчики на автомобильном шасси. Добытый уголь вывозят на поверхностные склады. Далее его транспортируют до тепловых станций в углевозах, магистральных автомобильных полуприцепах грузоподъемностью 40 т или в железнодорожных вагонах.

**Исследование состояния открытых горных работ на месторождениях угля в юго-западном секторе штата Вайоминг.** На территории этого штата уголь добывают в его юго-западном секторе в одной из межгорных впадин. Длинная ось этого межгорного понижения протяженностью 55 км имеет в плане форму запятой. Ширина впадины колеблется от 3 до 4 км. Преобладающие высотные отметки находятся в диапазоне 2080-2150 м над уровнем моря. В этой местности угольные месторождения масштабно начали разрабатывать с начала 1970-х гг. [8].

Уголь добывают в 13 карьерах с общей протяженностью фронта горных работ 30685 м. Карьерные поля отрабатывают блоками протяженностью по верхнему уступу от 400 до 1900 м. Более половины блоков находятся в нерабочем затопленном состоянии. На бурении взрывных скважин задействовано восемь буровых станков (аналоги российских СБШ-250). Бурение взрывных скважин производят по диагональной сетке с размерами 9×10 м. На вскрышных работах установлено 4 драглайна с длиной стрелы 100 м и объемом ковша 90 м<sup>3</sup>. Также на выемке вскрышных пород работает 8 самоходных скреперов с емкостью ковша 18 м<sup>3</sup>. В составе экскаваторно-автомобильных комплексов работают одна мехлопата с емкостью ковша 18 м<sup>3</sup>, четыре гидравлических экскаватора типа «обратная лопата» с емкостью ковша 12 м<sup>3</sup>, один гидравлический экскаватор типа «прямая лопата» с емкостью ковша 16 м<sup>3</sup>, девять погрузчиков на автомобильном шасси с емкостью ковша 12 м<sup>3</sup>. На вскрышных и вспомогательных работах используют мощные бульдозеры *Caterpillar D11T* в количестве 23 ед. Вывозку горной массы из забоев осуществляют 32 автосамосвала грузоподъемностью 120-180 т. Дальность транспортировки вскрышных пород не более 2 км, расстояние транспортировки угля находится в более широком диапазоне от 1 до 11 км. По нашим расчетам суммарный объем горной массы составляет 220 млн. т в год. В этом объеме годовая добыча угля находится на уровне 30 млн. т.

**Исследование состояния открытых горных работ на месторождениях угля в штате Колорадо.** На территории штата уголь добывают в его северо-западном секторе в межгорье на двух разрозненных участках с горизонтальным рельефом. Преобладающие высотные отметки находятся в диапазоне 2220-2400 м над уровнем моря. В этой местности угольные месторождения масштабно начали разрабатывать также с начала 1970-х гг. [8]. В двух карьерах в разработке находятся два угольных пласта.

Уголь добывают в 3 карьерах с общей протяженностью фронта горных работ 4400 м. На бурении взрывных скважин задействовано шесть буровых станков (аналоги российских СБШ-250). Бурение взрывных скважин производят по диагональной сетке с размерами 5×5,5 м (угольный пласт) и 7,5×7,5 м (вскрышные породы). На вскрышных работах установлено 3 драглайна с длиной стрелы 100 м и объемом ковша 90 м<sup>3</sup>. Также на выемке вскрышных пород работает 4 самоходных скрепера с емкостью ковша 18 м<sup>3</sup>. В составе экскаваторно-автомобильных комплексов работают одна мехлопата с емкостью ковша 20 м<sup>3</sup>, три гидравлических экскаватора типа «обратная лопата» с емкостью ковша 10 м<sup>3</sup>, один гидравлический экскаватор типа «прямая лопата» с емкостью ковша 20 м<sup>3</sup>, семь погрузчиков на автомобильном шасси с емкостью ковша 12 м<sup>3</sup>. На вскрышных и вспомогательных работах используют мощные бульдозеры *Caterpillar D11T* в количестве 11 ед. Вывозку горной массы из забоев осуществляют 20 автосамосвалов грузоподъемностью 220 т. На вывозке угля из расходных поверхностных складов до тепловых станций используют 10 углевозов с донной разгрузкой грузоподъемностью 180 т. Дальность транспортировки вскрышных пород не более 1 км, расстояние транспортировки угля находится в диапазоне от 5 до 7,5 км. По нашим расчетам суммарный объем горной массы составляет 180 млн. т в год. В этом объеме годовая добыча угля находится на уровне 20 млн. т.

**Исследование состояния открытых горных работ на месторождениях угля в юго-западном секторе штата Нью-Мексико.** На территории этого штата уголь добывают в его северо-западном секторе в двух межгорных впадинах, в одной из которых высотные отметки находятся в диапазоне 1650-1680 м, а в другой – в диапазоне 2120-2160 м над

уровнем моря. В этой местности угольные месторождения масштабно начали разрабатывать в одной из впадин с начала 1970-х гг., а в другой с середины 1980-х гг. [8].

Уголь добывают в 5 карьерах с общей протяженностью фронта горных работ 12680 м. Карьерные поля отрабатывают в основном блоками протяженностью по верхнему уступу от 550 до 1560 м. Половина блоков находятся в нерабочем затопленном состоянии. На бурении взрывных скважин задействовано шесть буровых станков (аналоги российских СБШ-250). Бурение взрывных скважин производят по диагональной сетке с размерами 8×9 м. На вскрышных работах установлено 3 драглайна с длиной стрелы 100 м и объемом ковша 90 м<sup>3</sup>. Также на выемке вскрышных пород работает 4 самоходных скрепера с емкостью ковша 18 м<sup>3</sup>. В составе экскаваторно-автомобильных комплексов работают три мехлопаты с емкостью ковша 24 м<sup>3</sup>, восемь погрузчиков на автомобильном шасси с емкостью ковша 12 м<sup>3</sup>. Выемку нижних пачек угля производят двумя фрезерными комбайнами. На вскрышных и вспомогательных работах используют мощные бульдозеры *Caterpillar D11T* в количестве 12 ед. Вывозку горной массы из забоев осуществляют 16 автосамосвалов грузоподъемностью 220 т, а угля – в углевозах с донной разгрузкой (14 ед.). Дальность транспортировки вскрышных пород не более 1 км, а расстояние транспортировки угля находится в более широком диапазоне от 3 до 6,5 км. По нашим расчетам суммарный объем горной массы, перерабатываемой в карьерах, составляет 185 млн. т в год. В этом объеме годовая добыча угля находится на уровне 25 млн. т.

**Оценка производственного потенциала добычи угля на территории США в Скалистых горах.** Всего на исследуемой территории работает 21 карьер с общей протяженностью фронта горных работ 47765 м. Отметим, что здесь добычу угля производят также подземным способом при вскрытии пластов штольнями. Всего в подземной разработке по данным спутниковой съемки находится 16 разрозненных участков угольных месторождений.

В карьерах на бурении скважин работают 20 буровых станков. На вскрышных работах установлены 10 драглайнов с емкостью ковша 90 м<sup>3</sup> и длиной стрелы 100 м. На выемке горных пород используют мехлопаты (5 ед.) с емкостью ковша до 24 м<sup>3</sup> и гидравлические экскаваторы в количестве 9 ед. На выемке рыхлых вскрышных пород и транспортировке их на отвалы используют 16 самоходных скреперов с объемом ковша 18 м<sup>3</sup>. На выемке угля задействовано два фрезерных комбайна. На погрузочных работах используют 24 фронтальных погрузчика на автомобильном шасси с емкостью ковша 12 м<sup>3</sup>. Горную массу (вскрыша + уголь) транспортируют в основном в карьерных автосамосвалах (68 ед.) грузоподъемностью от 120 до 220 т. На вывозке угля также используют углевозы с донной разгрузкой в количестве 24 ед. На вскрышных и вспомогательных работах используют мощные бульдозеры *Caterpillar D11T* в количестве 46 ед. [8].

**Вывод.** Комплексная оценка производственного потенциала угледобывающей отрасли, основанная на информационных ресурсах дистанционного зондирования Земли, и результатах аналитических расчетов позволила определить суммарный годовой объем добычи угля на исследуемой территории трех штатов США на уровне 75 млн. т. При этом необходимый объем вскрышных пород должен выполняться на уровне не менее 510 млн. т.

#### Список литературы

1. Adam Belmonte, Temuulen Sankey, Joel A. Biederman, John Bradford, Scott J. Goetz, Thomas Kolb, Travis Woolley. UAV-derived estimates of forest structure to inform ponderosa pine forest restoration // *Remote Sensing in Ecology and Conservation*. – 2020. – V.6. – I. 2. – PP. 181-197.
2. Zachary J. Ruff, Damon B. Lesmeister, Leila S. Duchac, Bharath K. Padmaraju, Christopher M. Sullivan. Automated identification of avian vocalizations with deep convolutional neural networks // *Remote Sensing in Ecology and Conservation*. – 2020. – V.6. – I. 1. – PP. 79-92.

3. Anne Mouget, Chloé Goulon, Thomas Axenrot, Helge Balk, Anne Lebourges-Dhaussy, Malgorzata Godlewska, Jean Guillard. Including 38 kHz in the standardization protocol for hydroacoustic fish surveys in temperate lakes // Remote Sensing in Ecology and Conservation. – 2019. – V. 5. – I. 4. – PP. 332-345.

4. Sidney A. Gauthreaux Jr, Ann-Marie Shapiro, Dave Mayer, Barry L. Clark, Edwin E. Herricks. Detecting bird movements with L-band avian radar and S-band dual-polarization Doppler weather radar // Remote Sensing in Ecology and Conservation. – 2019. – V. 5. – I. 3. – PP. 237-246.

5. Lisa M. Wedding, Stacy Jorgensen, Christopher A. Lepczyk, Alan M. Friedlander. Remote sensing of three-dimensional coral reef structure enhances predictive modeling of fish assemblages // Remote Sensing in Ecology and Conservation. – 2019. – V. 5. – I. 2. – PP. 150-159.

6. Phillip M. Stepanian, Djordje Mirkovic, Phillip B. Chilson. A polarimetric Doppler radar time-series simulator for biological applications // Remote Sensing in Ecology and Conservation. – 2018. – V. 4. – I. 4. – PP. 285-302.

7. Alexej P. K. Sirén, Marcelo Somos-Valenzuela, Catherine Callahan, Jillian R. Kilborn, Timothy Duclos, Cassie Tragert, Toni Lyn Morelli. Looking beyond wildlife: using remote cameras to evaluate accuracy of gridded snow data // Remote Sensing in Ecology and Conservation. – 2018. – V. 4. – I. 4. – PP. 375-386.

8. <https://www.google.com.earth> .

УДК 539.3

**МЕТОДЫ ЧИСЛЕННОГО МОДЕЛИРОВАНИЯ ДЛЯ ОЦЕНКИ  
ГЕОМЕХАНИЧЕСКОГО СОСТОЯНИЯ УГЛЕПОРОДНОГО МАССИВА  
ВЫЕМОЧНОГО УЧАСТКА В ЗОНЕ ВЛИЯНИЯ  
ГЕОЛОГИЧЕСКОГО НАРУШЕНИЯ**

**к.т.н. Волошин В.А., Петров В.И., Балачев С.Н.  
Филиал СФ АО «ВНИМИ», г. Прокопьевск, Россия**

*Аннотация.* Предложены методы численного моделирования для прогнозирования состояния углепородного массива при работе очистного забоя в условиях влияния геологического разрывного нарушения при отработке свиты сближенных пластов.

*Ключевые слова:* численное моделирование, метод конечных элементов, напряженно-деформированное состояние, массив горных пород, угольный пласт, геологическое нарушение.

Снижение интенсивности угледобычи в зонах геологических нарушений, вызванных повышением горного давления и деформацией вмещающих пород приводит к росту производственных затрат на поддержание выработок [1].

Для создания оптимальных технологических схем выемки угля в зонах геологических нарушений необходимо разработать методы и средства прогнозирования параметров напряженно-деформированного состояния (далее НДС) массива горных пород. Методами математического моделирования геомеханических процессов в углепородном массиве производится расчет с численной реализацией в виде комплекса проблемно-ориентированных программ для обоснования параметров систем разработки с длинными забоями [2].

Отработка свиты сближенных угольных пластов подземным способом может проводиться в восходящем или нисходящем порядках, при этом возникает актуальная научно-практическая задача определения напряженно-деформированного состояния геомассива в окрестности взаимовлияющих горных выработок на сближенных пластах [2]. Для решение этой задачи в статье предложено выявление закономерностей нелинейного деформирования пород при отработке свиты сближенных угольных пластов с обоснованием

оптимального порядка отработки угольных пластов и рациональное пространственно-временное положение горных выработок вне и в зоне влияния очистных работ [2-4].

Корректное задание граничных условий для задачи расчета НДС составляет большую проблему. Для отдельного блока горного массива граничные условия зависят от общей тектонической обстановки в литосферной плите, поэтому в настоящее время в основном используют модельное задание граничных условий, которое формулируется на основе обобщения экспериментальных данных в виде задания тектонических горизонтальных напряжений, линейно изменяющихся по глубине горного массива.

В настоящей статье изложены результаты работ по разработке алгоритма численного решения 3D-задач расчета НДС в горных породах с учетом деформаций ползучести, а также по разработке собственного программного обеспечения, предназначенного для численного моделирования НДС в горных породах [5].

Для проведения вычислительных экспериментов приняты горно-геологические и горнотехнические условия пластов 30 и 29а шахты «Большевик» в Кузбассе.

В соответствии с планом развития горных работ на пласте 29а отрабатывался выемочный участок 29–59. Движение очистного забоя, оборудованного механизированным комплексом, осуществляется от монтажной камеры к центру шахтного поля.

На вышележащем пласте 30 ранее отработаны выемочные участки в соответствии с планом развития горных работ, выработанное пространство погашено и затоплено водой.

Для исследования геомеханических процессов НДС массива предлагается использовать комплексный метод, сущность которого состоит в построении математической модели, позволяющей определить состояние угленосного массива в окрестности выемочного участка на различных этапах ведения очистных работ в лаве 29-59.

В современной геомеханике развивается несколько различных подходов к моделированию структурно-неоднородных геоматериалов. Разрабатываются упругопластические модели с внутренними переменными, позволяющие описывать блочно-зеренное строение пластических сред и геоматериалов. В рамках этого направления разработаны определяющие соотношения и проведено моделирование запредельных режимов деформирования массива с учетом динамических скачков разупрочнения. Развивается подход к построению структурно-неоднородных моделей нелокального типа [6, 7]. Разработаны оригинальная математическая модель и разностная схема для расчета НДС твердых тел с учетом структурных параметров. Последние вводятся для описания локальной неаффинности деформаций – локальных изгибов. Такие модели приспособлены для описания поведения геоматериалов с высоким уровнем концентрации напряжений [8]. В настоящей работе проведено численное моделирование напряженно деформированного состояния массива горных пород в окрестности выемочного участка на основе модели со структурным параметром [9].

Работа выполнялась по разработанному специалистами ВНИМИ алгоритму. Алгоритм численного моделирования и комплекс объектно-ориентированных программ разработан в СФ АО «ВНИМИ».

На первом этапе по представленным исходным данным плана развития горных работ задавались координаты контура выемочного участка 29-59 и близлежащих выработок.

На втором этапе формировались расчетные блоки с представлением в 3D модели с дроблением на конечные элементы каждого слоя выбранного массива (до  $10^6$  элементов), рис. 1.

Третий этап работы заключался в присвоении физических свойств каждому конечному элементу с формированием входящих файлов для расчета НДС. Результаты расчета собирались в универсальный стандартный файл для перевода в графический редактор 3D модели (рис. 2).

На четвертом этапе работы для корректировки параметров математической модели прогноза работы очистного забоя по результатам оперативного шахтного мониторинга осуществляется настройка входных параметров, используются результаты натурных наблюдений по наблюдательным станциям, обследованию трещиноватости массива



видеоэндоскопом, геофизические исследования в выработках комплексом «ANGEL-M», с функцией АЭШ.

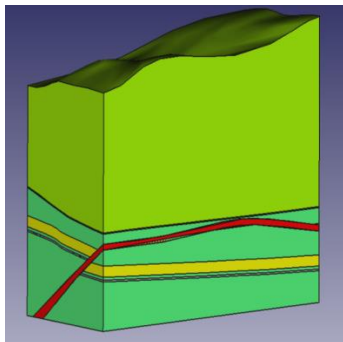


Рис. 1. Компьютерная 3D-модель исследуемой части горного массива выемочного участка 29-59 в зоне геологического нарушения

По результатам шахтных исследований и математического моделирования принимаются решения по выбору режимов управления горным давлением посредством варьирования скорости подвигания КМЗ, ширины одновременно вынимаемой полосы угля в очистном забое, типов и конструкций крепи в передовой выработке, специальных мероприятий по предотвращению аварийных ситуаций и перекрепке выработок на вероятных аварийных участках.

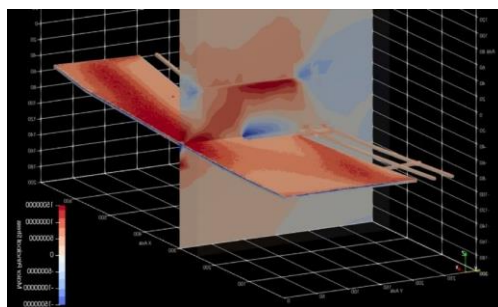


Рис. 2. Состояние НДС при отработке выемочного участка

В процессе реализации разработанной методики на пятом этапе прогнозируется вероятность образования обрушений пород кровли в КМЗ и передовой выработке. При подтверждении указанных признаков в процессе мониторинга с использованием результатов имитационного моделирования заблаговременно разрабатываются и реализуются специальные мероприятия по профилактике аварийных ситуаций.

**Вывод.** Разработанный специалистами СФ АО «ВНИМИ» алгоритм и программное обеспечение для численного моделирования НДС углепородного массива угольных шахт показали себя эффективными и могут быть рекомендованы для исследования НДС горных пород угольных шахт Кузбасса.

### Список литературы

1. Артемьев В.Б., Коршунов Г.И., Логинов А.К. [и др.]. Охрана подготовительных горных выработок целиками на угольных шахтах / Под ред. Ю.В. Шувалова. – М.: Изд-во «Горное дело» ООО «Киммерийский центр», 2011. – 204 с.
2. Димитриенко Ю.И., Губарева Е.А., Юрин Ю.В. Конечно-элементное моделирование процессов термоползучести на основе методов Рунге – Кутты // Наука и образование. – 2015. – № 3. – URL: <http://technomag.bmstu.ru/doc/759406.html>.
3. Риб С.В., Волошин В.А., Исаченко А.А. Прогнозирование пучения горных пород в окрестности подготовительных выработок при отработке весьма сближенных угольных пластов // Научно-технические разработки и использования минеральных ресурсов: сб. науч. статей, 2015. – С. 129–132.



4. Трофимов В.А., Филиппов Ю.А. Влияние изменения напряженного состояния пород кровли угольного пласта при развитии очистных работ на газовый режим залежи // ФТПРПИ. – 2019. – № 5. – С. 33-44.

5. Kosykh V.P., Lyakhov A. Effect of Multiple Weak Impacts on Evolution of Stresses and Strains in Geomaterials // Trigger Effects in Geosystems: Springer Proceedings in Earth and Environmental Sciences. – Springer Nature Switzerland AG, 2019. – P. 95-103.

6. Лавриков С.В., Ревуженко А.Ф. Математическое моделирование неустойчивого режима деформирования породного массива с учетом внутренних самоуравновешенных напряжений // ФТПРПИ. – 2020. – № 6. – С. 12-29.

7. Говорухин Ю.М., Фрянов В.Н., Палеев Д.Ю. Численное моделирование взаимодействующих геомеханических и аэродинамических процессов на выемочном участке // Известия Тульского государственного университета. Науки о Земле. – 2019. – Вып. 2. – С. 288-299.

8. Димитриенко Ю.И., Губарева Е.А., Юрин Ю.В. Асимптотическая теория термоползучести многослойных тонких пластин // Математическое моделирование и численные методы. – 2014. – № 4. – С. 18–36.

9. Lavrikov S.V., Revuzhenko A.F. Mathematical modeling of deformation of self-stress rock mass surrounding a tunnel // Desiderata Geotechnica: Springer Conference Series. – Springer Nature Switzerland AG, 2019. – P. 79-85.

УДК 622.267:322.333

## ОБОСНОВАНИЕ ПАРАМЕТРОВ ТЕХНОЛОГИИ ОТРАБОТКИ ЗАПАСОВ СБЛИЖЕННЫХ УГОЛЬНЫХ ПЛАСТОВ

к.т.н. Ванякин О.В.

ООО «Сибирская каменноугольная компания», г. Новокузнецк, Россия

**Аннотация.** В статье изложены сведения о результатах натурных исследований отработки выемочных участков в зонах повышенного горного давления от межштрековых целиков в условиях сближенных пологих угольных пластов длинными комплексно-механизированными очистными забоями. Представлен детальный анализ проблемы поддержания участковых выработок в зонах повышенного горного давления. Приведены сведения о шахтных наблюдениях.

**Ключевые слова:** зоны повышенного горного давления, показатели работы забоев, подземная разработка, длинный очистной забой, выемочные выработки, целики, свиты угольных пластов.

В настоящее время широкое распространение как в России, так и за рубежом получила технология подземной отработки пологих угольных пластов высокопроизводительными комплексно-механизированными длинными очистными забоями с оставлением между выемочными участками неизвлекаемых межштрековых целиков. При отработке свит пластов это приводит к формированию зон повышенного горного давления (ПГД) на сближенных пластах, что делает неизбежным практически для всех шахт отработку части запасов в указанных зонах. Даже при реализации структуры «шахта-лава», когда угледобыча обеспечивается работой одного очистного забоя, при переходе горных работ на соседние пласты возникает необходимость ведения работ в зонах ПГД. Как показывает опыт отработки свит пологих угольных пластов на шахтах Кузбасса, ведение горных работ в зонах ПГД существенно осложняется повышенными нагрузками на крепь очистных забоев и выемочных выработок, сопровождается повышенным газовыделением на выемочных участках. В ряде случаев это приводило и приводит к формированию вывалов пород в очистных забоях, разрушению выемочных выработок и необходимости проведения дополнительной (третьей) выработки за пределами зон ПГД, снижению нагрузок на очистные забои, что

влечет за собой ущерб от простоев очистного забоя, который может иметь значения в широких пределах: от сотен тысяч до десятков миллионов рублей.

Следует отметить, что ряд шахт Кузбасса ведет отработку свит пластов в условиях их взаимного влияния, а сама подготовка таких пластов к выемке характеризуется разнообразием применяемых вариантов взаимного расположения выработок по пластам. Таким образом, задача выбора и обоснования схем подготовки свит угольных пластов к отработке, обеспечивающих наибольшую эффективность работы длинных очистных забоев, на сегодняшний день остается актуальной.

Решению задач обеспечения эффективной разработки свит пластов посвящены работы многих ученых. На основе результатов исследований разработаны отраслевые нормативные документы, регламентирующие вопросы построения зон ПГД, определения параметров паспорта крепления выработок, порядок ведения горных работ в опасных зонах. В то же время четких рекомендаций о взаимном расположении очистных и участков подготовительных выработок относительно зон ПГД на сближенных пластах, оценки влияния параметров технологических схем на эффективность отработки пластов в зонах ПГД на сегодняшний день не представлено.

Эффективность работы длинных очистных забоев при подземной разработке угольных пластов определяется целым рядом горно-геологических и горнотехнических факторов, что обуславливает широкий диапазон изменения технико-экономических показателей работы лав в пределах шахтного поля или даже по мере отработки запасов одного выемочного столба.

В соответствии с источником «Указания по управлению горным давлением ...» [1] выделяются три зоны: зона повышенной опасности (ЗПО), опасная зона (ОЗ), прогнозная зона (ПЗ). Следует отметить, что давность разработки документа «Указания по управлению горным давлением ...» [1] и произошедший с момента его введения в действие значительный прогресс техники и технологии очистной выемки – совершенствование конструкций, существенное повышение надежности и улучшение характеристик забойного оборудования (в том числе параметров механизированной крепи) и, как следствие, многократное повышение интенсивности отработки запасов с использованием комплексно механизированных очистных забоев, приведшее, в конечном итоге, к изменению интенсивности и параметров протекания геомеханических процессов, обуславливают необходимость проведения исследований, направленных на уточнение положений рассматриваемого документа с целью его использования для обеспечения эффективности и безопасности очистных работ в зонах ПГД.

Ранее были проведены комплексные исследования, методы которых заключались в том, что для решения поставленных задач был использован комплексный метод, включающий обобщение и анализ теории и практики отработки свит пластов длинными столбами, были проведены натурные исследования влияния параметров технологических схем на эффективность отработки пластов в зонах ПГД, проведены экспериментально-аналитические исследования влияния зон ПГД на состояние выемочных выработок и кровли в лавах при различных параметрах технологических схем, а также была проведена компьютерная обработка данных [2].

На рис. 1 приведен план горных работ по пласту «Поленовский» шахты им. С.М. Кирова АО «СУЭК-Кузбасс» с изображением зоны ПГД от отработанного ранее вышележащего пласта Болдыревский.

На шахте в период с 2011 по 2015 гг. были проведены натурные наблюдения за состоянием выработок. Как видно, участок исследований включал четыре выемочных столба по пласту «Поленовский» которые отрабатывались в условиях влияния зон ПГД от целиков, оставленных на ранее отработанном пласте «Болдыревский». При этом, в зоны ПГД попадали как выемочные выработки, так и очистные забои. В первых трех случаях выемочные выработки попадали в зону ПГД, а в 4 нет.

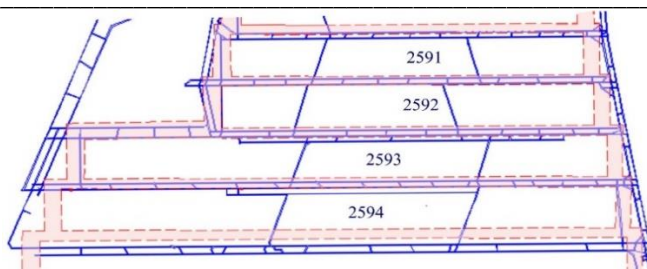
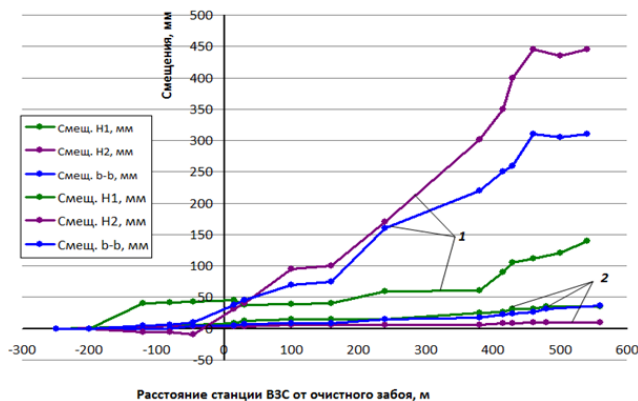


Рис. 1. План горных работ по пласту «Поленовский» с изображением зоны ПГД

На рис. 2 представлены результаты наблюдений на замерной станции, расположенной на расстоянии 742 м от монтажной камеры. Смещения в выработках вне зоны влияния зоны ПГД приведены на графике 1, в зоне влияния – на графике 2.



Н<sub>2</sub> – пучение почвы выработки; b-b – конвергенция боков выработки; 1 – в зоне ПГД; 2 – вне зоны ПГД

Рис. 2. Результаты инструментальных наблюдений за смещениями в выработках

В результате шахтных инструментальных наблюдений выявлено:

- при отработке выемочного столба 2593 наблюдались процессы пучения почвы, а также повышенное горное давление на расстоянии 50-100 м от сопряжений очистного забоя с выемочными выработками - конвейерной печью 2593 и вентиляционной печью 2593;

- по мере подвигания очистного забоя 2593, с отставанием 150-250 м при ширине целика 25 м развивался процесс пучения почвы в вентиляционной печи 2594, сопровождающийся увеличением конвергенции «кровля-почва» и «бок-бок», что в дальнейшем привело в непригодное для эксплуатации состояние вентиляционную печь 2594 и потребовало проведения вентиляционной печи 2594бис для подготовки к отработке выемочного столба 2594;

- деформация анкерной крепи, разрушение кровли и боков вентиляционной печи 2593бис на значительных участках выработки;

- разрушение боков на отдельных участках в вентиляционной печи 2594 на глубину до 1,5-2,0 м;

- зоны повышенных расслоений пород кровли и угля характеризуются снижением прочностных свойств угля и вмещающих пород в процессе эксплуатации выработок;

- образование и реализация свода естественного обрушения в этих зонах превышает глубину анкерования и достигает 3,5-4,0 м.

- затраты на проведение дополнительной выработки в условиях шахты «им. С.М. Кирова» превышают 30 млн руб, а потери запасов в целике у дополнительной выработки составляют при ширине целика 20-25 м порядка 100 тыс. тонн.

Для уточнения формы и размеров зон ПГД, а также действующих в этих зонах напряжений была произведена оценка НДС массива методом конечных элементов с использованием программы Ansys. Решалась упругая задача. Фрагмент результатов расчетов представлен на рис. 3.

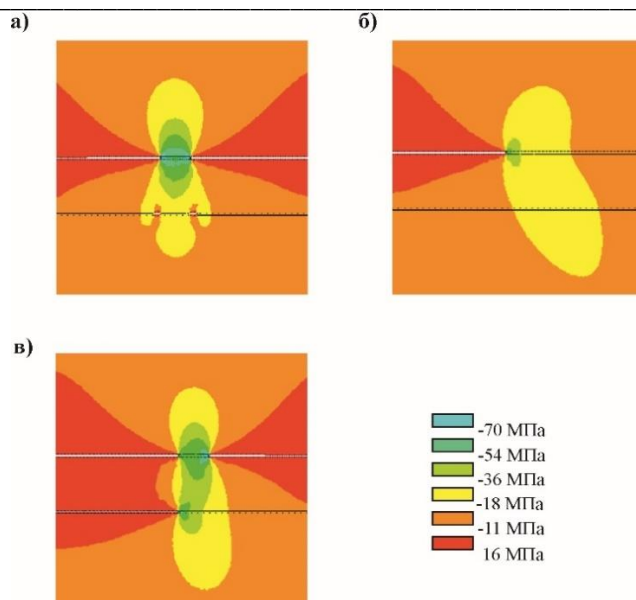


Рис. 3. Фрагмент результатов расчетов, выполненных методом конечных элементов

На рис. 4 приведена зависимость уровня смещений в горной выработке от ее расположения в пределах зоны ПГД у межстолбовых целиков. Для обоснования места заложения выработок были рассчитаны значения смещений пород в горных выработках в зонах ПГД для условий шахты «им. С.М. Кирова» и построены графики влияния места заложения выработок на уровень прогнозных смещений пород. Как видно из рисунка, даже вне зоны влияния очистных работ имеется область, незначительно превышающая по ширине размеры целика, в пределах которой уровень смещений превышает допустимый для применения анкерной крепи (300 мм).

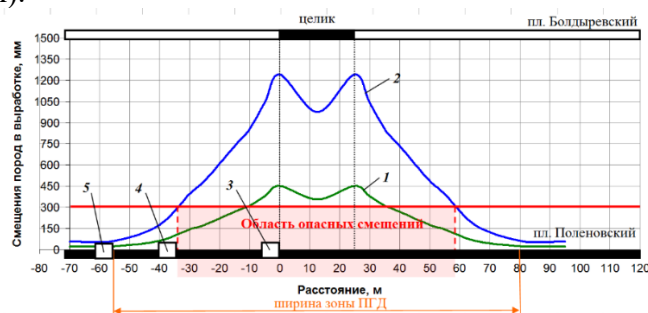


Рис. 4. Зависимость уровня смещений в горной выработке от ее расположения в пределах зоны ПГД

В зоне влияния очистных работ смещения в выработке, охраняемой целиком угля шириной 25 м, существенно возрастают (график 2). Общая протяженность зоны проявлений ПГД в таком случае составляет 135 м, а протяженность области опасных смещений - 95 м. Для обеспечения эксплуатационного состояния выемочных выработок, закрепленных анкерной крепью, в зонах ПГД от целиков следует их располагать за пределами зоны опасных смещений, то есть на расстоянии от проекции краевой части целика не менее 35 м.

При расположении выработки в зоне опасных смещений у краевой части целика произойдет разрушение выработки вместе с анкерной крепью, при расположении выработки на расстоянии 35 м – необходимо применять двухуровневую схему крепи, при расположении выработки на расстоянии 55 м возможно применение только крепи первого уровня. Данные выводы подтверждены результатами шахтных исследований.

Основные научные и практические результаты выполненных исследований:

1. В связи с повсеместным применением на шахтах РФ систем разработки длинными столбами с оставлением между выемочными участками неизвлекаемых ленточных целиков

ведение горных работ в зонах ПГД является реальностью или неизбежной перспективой для большинства шахт, отрабатывающих сближенные пологие пласты.

2. Отработка выемочных столбов в зонах ПГД для шахт ОАО «СУЭК-Кузбасс» сопровождается в ряде случаев разрушением выемочных выработок, снижением нагрузок на очистные забои, длительными простоями современного очистного оборудования, увеличением потерь угля в целиках.

3. В условиях шахты «им. С.М. Кирова» ОАО «СУЭК-Кузбасс» эксплуатационное состояние выемочных выработок, закрепленных анкерной крепью, в зонах ПГД обеспечивается при их расположении со смещением относительно проекции краевой части межстолбового целика по надрабатываемому пласту на величину не менее 35 м.

4. Основным типом крепи выемочных выработок при интенсивной отработке пологих пластов длинными забоями на шахтах Кузбасса является анкерная крепь, в том числе двухуровневая для поддержания выработок в сложных условиях.

5. Шахтные наблюдения за работой лав по сближенным пластам как в опасной зоне, так и в зоне повышенной опасности, показывают, что негативное влияние зон ПГД на работу очистных забоев может быть полностью нейтрализовано при корректном выборе механизированной крепи и схемы передвижки секций.

6. Переход очистных забоев, оборудованных механизированными комплексами, через геологоразведочные скважины на шахтах ОАО «СУЭК-Кузбасс» сопровождается снижением нагрузок на забои в среднем на 20-30% и соответствующим снижением скорости подвигания забоев, что может привести к вывалообразованию в лавах как на локальных участках, так и на участках большой протяженности.

7. Наиболее высокие технико-экономические показатели отработки выемочных участков длинными столбами с оставлением межстолбовых угольных целиков достигаются при комплексном учете при планировании развития горных работ влияния на выемочные выработки зон ПГД от сближенных пластов, места расположения геологоразведочных скважин и потерь полезного ископаемого в межстолбовых угольных целиках.

8. Реализация разработанных рекомендаций позволяет обеспечить устойчивое эксплуатационное состояние поддерживаемых выработок при сохранении высоких нагрузок на очистные забои, а также получить экономический эффект от снижения затрат на поддержание выработок и проведение дополнительных выемочных выработок до 150 млн. руб. на выемочный столб.

**Вывод.** Поскольку множество шахт в России на сегодняшний день осуществляют отработку свит пластов, все большее количество шахт переходит на структуру «шахта-лава», задача обоснования параметров технологии отработки запасов сближенных угольных пластов, является актуальной.

### Список литературы

1. Указания по управлению горным давлением в очистных забоях под (над) целиками и краевыми частями при разработке свиты угольных пластов мощностью до 3,5 м с углом падения до 35°. – Л., 1984. – 62 с.

2. Ванякин О.В. Обоснование параметров технологических схем отработки сближенных пологих угольных пластов: дис. ... канд. тех. наук: 25.00.22: защищена 08.07.16: утв. 02.11.16. – М., 2016. – 139 с.

3. Казанин О.И., Ермаков А.Ю., Ванякин О.В. Оценка влияния зон повышенного горного давления на эффективность отработки угольных пластов на шахте им. Кирова ОАО «СУЭК-Кузбасс // ГИАБ. – 2014. – № 4. – С. 18-22.

4. Казанин О.И., Сидоренко А.А., Ермаков А.Ю., Ванякин О.В. Обоснование параметров подготовки выемочных участков при отработке свит пластов длинными забоями // ГИАБ. Отдельная статья (специальный выпуск). – 2014. – № 10. – 12 с.

## ИССЛЕДОВАНИЕ ГЕОМЕХАНИЧЕСКИХ ПРОЦЕССОВ В МАССИВЕ ГОРНЫХ ПОРОД В ОКРЕСТНОСТИ СИСТЕМЫ ВЗАИМОДЕЙСТВУЮЩИХ ОЧИСТНЫХ И ПОДГОТОВИТЕЛЬНЫХ ВЫРАБОТОК

Никитина А.М.<sup>1</sup>, Борзых Д.М.<sup>1</sup>, Петрова О.А.<sup>1</sup>, Риб С.В.<sup>1</sup>, Ауль В.В.<sup>2</sup>

1 - Сибирский государственный индустриальный университет,

г. Новокузнецк, Россия

2- ПАО «Распадская», г. Новокузнецк, Россия

**Аннотация.** Приведены результаты исследования геомеханических процессов в массиве горных пород в условиях ПАО «Распадская». Изучены закономерности распределения геомеханических параметров при отсутствии влияния сейсмической волны и после её прохождения в окрестности системы взаимодействующих очистных и подготовительных выработок пласта 6-6а. Приведена оценка влияния микроземлетрясений на устойчивость подготовительных выработок в зонах влияния отработанных выемочных столбов.

**Ключевые слова:** микросейсмические события, устойчивость подготовительных выработок, микрзоны разрушения, геомеханические процессы.

По результатам геодинамического районирования и фундаментальных неотектонических исследований [1, 2] геодинамической ситуации Южного Кузбасса выявлены закономерности динамики неотектонических и тектонических блоков массива горных пород. Использование этих закономерностей позволяет прогнозировать микросейсмические события в виде землетрясений до 4 баллов, горных ударов и других геодинамических явлений. К одной из причин возникновения этих явлений можно отнести активизацию природных сил и дополнительных техногенных напряжений, которые возникают при отработке месторождений открытым и подземным способами.

Подобная геомеханическая ситуация является типичной для Томусинского района. Это подтверждается результатами мониторинга [3]. На рис. 1 представлена карта эпицентров землетрясений [3], из которой следует, что шахта ПАО «Распадская» расположена в активной сейсмической зоне.

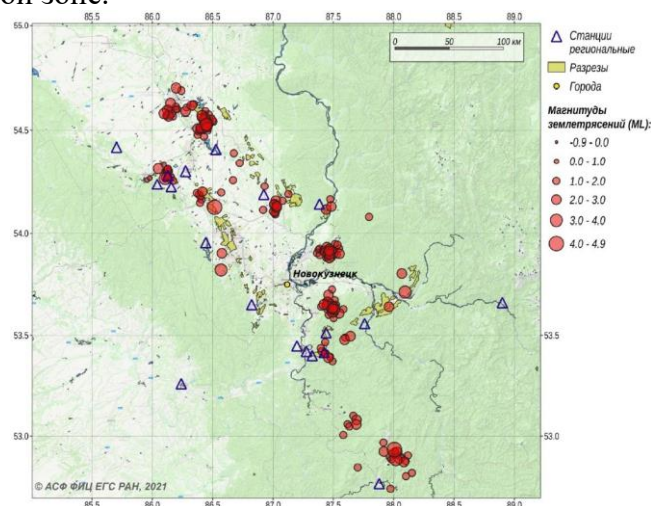


Рис. 1. Карта эпицентров землетрясений в Кемеровской области в IV квартале 2020 г. [3]

В сложившихся условиях многие недропользователи, в целях повышения уровня безопасности ведения горных работ [4-6], начинают проявлять интерес к программным комплексам, которые позволяли бы оперативно оценить текущую и прогнозную геомеханическую ситуацию [7]. Для решения конкретных задач горного производства используют



горно-геологические информационные системы (ГГИС), которые формируют цифровое пространство предприятия и являются основой для прикладных решений.

В настоящей статье в качестве примера оценки последствий микроземлетрясений на устойчивость подготовительных выработок в зонах влияния отработанных выемочных столбов 4-6-33, 4-6-35 и 4-6-37 пласта 6-ба шахты ПАО «Распадская» в качестве инструмента для расчета напряженно-деформированного состояния (НДС) углепородного массива выбран комплекс программ [8, 9]. Массив горных пород рассматривался в двух вариантов: при отсутствии влияния сейсмической волны и после её прохождения.

На первом этапе исследования изучались закономерности распределения геомеханических параметров в окрестности вентиляционного штрека 4-6-37 при следующем состоянии горных выработок: выемочный столб 4-6-33 отработан, вентиляционный штрек 4-6-35 пройден и находится в зоне влияния опорного горного давления, конвейерный штрек 4-6-35 и вентиляционный штрек 4-6-37 пройдены и расположены вне зоны влияния опорного давления выемочного столба 4-6-35. Ширина целика между этими штреками принята равной 32,5 м, рис. 2.

На рис. 3 показаны графики изменения отношения остаточной прочности угля и пород к исходной при отсутствии сейсмических событий и при сейсмическом воздействии продольной волны в окрестности вентиляционного штрека 4-6-37 до отработки выемочного столба 4-6-35.

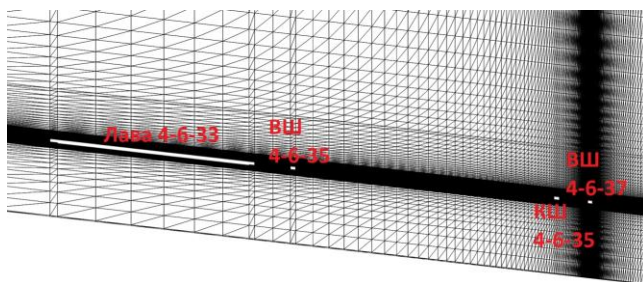


Рис. 2. Расчетная схема в окрестности пласта 6-ба до отработки выемочного столба 4-6-35

Согласно графикам рис. 3 при сейсмическом воздействии на массив под влиянием периодических напряжений и деформаций в окрестности штрека возникают микрзоны разрушения угля и пород, локальные концентраторы напряжений, которые приводят к частичному разрушению угля в краевых участках пласта и вмещающих пласт породах.

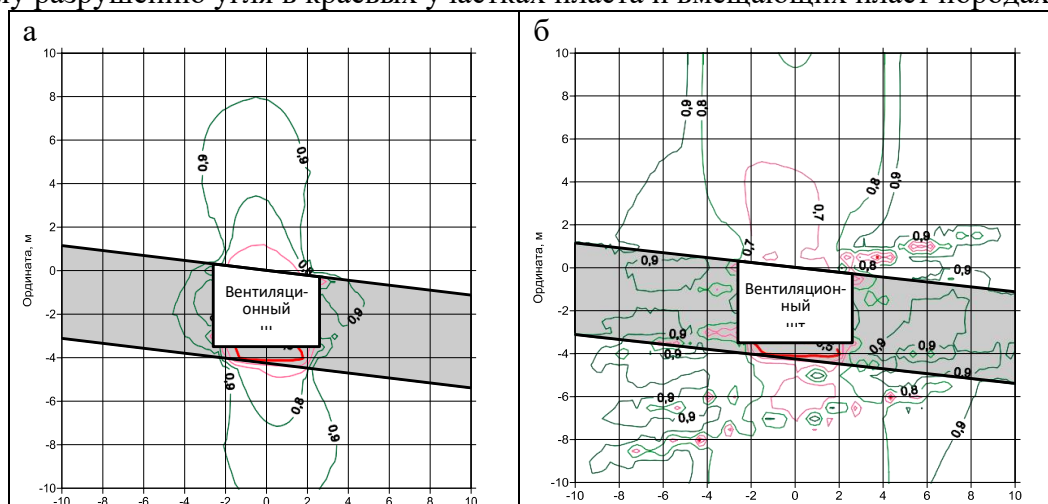


Рис. 3. Графики изменения отношения остаточной прочности угля и пород: а – при отсутствии сейсмических событий; б – при сейсмическом воздействии поперечной волны

После отработки запасов угля в выемочном столбе 4-6-35 (рис. 4) геомеханическая ситуация в окрестности вентиляционного штрека 4-6-37 и в угольном целике между этим

штреком 4-6-35 и погашенным конвейерным штреком существенно ухудшилась. На рис. 5 показаны изолинии распределения отношения остаточной прочности к исходной после отработки выемочного столба 4-6-35 в двух вариантах: при отсутствии сейсмических событий (а), и при сейсмическом воздействии поперечной волны (б).

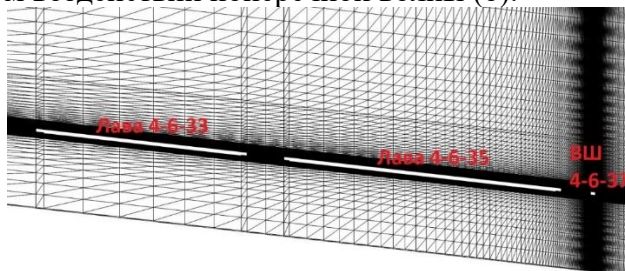


Рис. 4 Расчетная схема в окрестности пласта 6-6а после отработки выемочного столба 4-6-35

Из сравнения характера и величин распределения отношения остаточной прочности угля и пород к исходной следует (рис. 3а и рис. 5а), что после отработки выемочного столба 4-6-35 форма и размеры зоны разрушения угольного пласта и пород кровли резко изменились: в боках штрека появились зоны блочного предразрушения угля глубиной до 4 м и разрушения глубиной до 2 м. Данные параметры массива рекомендуется учесть при разработке мероприятий усиления крепи в зоне опорного давления от лавы 4-6-37. При воздействии сейсмической волны пределы зон предразрушения и разрушения угля и пород после отработки выемочного столба 4-6-35 расширились (рис. 3б и 5б). В почве пласта появились зоны разрушения, что может повлиять на вероятность к пучению пород в штреке при прохождении сейсмической волны.

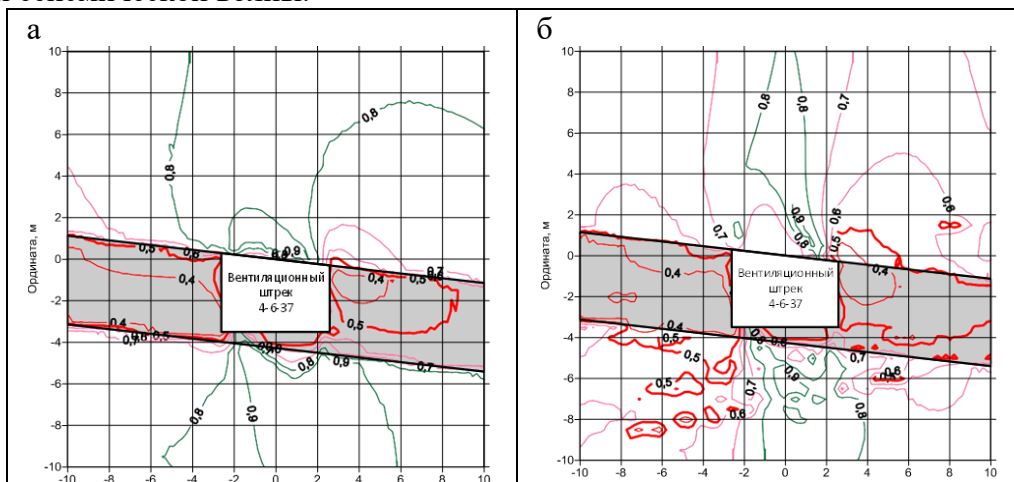


Рис. 5. Графики изменения отношения остаточной прочности угля и пород в окрестности вентиляционного штрека 4-6-37 после отработки выемочного столба 4-6-35: а – при отсутствии сейсмических событий; б – при сейсмическом воздействии поперечной волны

Негативное влияние на устойчивость угольного целика между вентиляционным штреком 4-6-37 и погашенным конвейерным штреком 4-6-35 после отработки выемочного столба 4-6-35 проявилось в виде разрушения угля почти по всей ширине целика (рис. 6а). Прохождение сейсмической волны еще более ухудшило геомеханическую ситуацию (рис. 6б), кроме разрушения угля в целике произошло снижение прочности пород кровли и почвы пласта. Из графиков следует, что наиболее геомеханически активным, потенциально опасным для персонала и горных выработок являются участки от середины лавы 4-6-35 до вентиляционного штрека 4-6-37, а также участок длиной до 120 м от сопряжения лавы 4-6-35 с вентиляционным штреком в сторону демонтажной камеры.



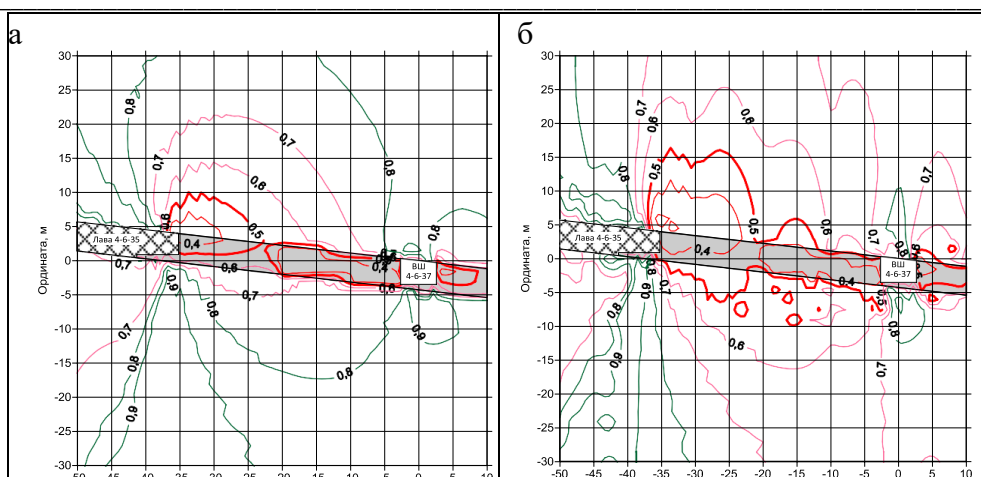


Рис. 6. Графики изменения отношения остаточной прочности угля и пород в угольном целике между вентиляционным штреком 4-6-37 и погашенным конвейерным штреком 4-6-35 после отработки выемочного столба 4-6-35: а – при отсутствии сейсмических событий; б – при сейсмическом воздействии поперечной волны

**Вывод.** Таким образом, исходя из результатов исследования геомеханических процессов в массиве горных пород в окрестности системы взаимодействующих очистных и подготовительных выработок пласта б-ба представляется возможным использовать предложенный подход для оценки последствий микроземлетрясений на устойчивость подготовительных выработок в зонах влияния отработанных выемочных столбов и уточнения параметров крепления подземных горных выработок.

### Список литературы

1. Лазаревич Т.И. [и др.]. Геодинамическое районирование Южного Кузбасса: монография. – Кемерово: «Редакционно-издательская фирма «Весть», 2006. – 184 с.
2. Черкас О.В. Морфоструктурное районирование Кузнецкой впадины как основа при создании прикладных карт: дисс. канд. техн. наук: спец. 25.00.25. – Новосибирск: 2015. – 120 с.
3. Сопровождение сейсмической станции АО «ОУК Южкузбассуголь»: отчёт о НИОКР. III, IV кварталы (промежут.) / Алтае-Саянский филиал ФИЦ ЕСГ РАН; рук. А.А. Еманов. – Новосибирск, 2020. – 188 с.
4. Федеральные нормы и правила в области промышленной безопасности «Правила безопасности в угольных шахтах»: утв. приказом Федеральной службы по экологическому, технологическому и атомному надзору от 08.12.2020 № 507; зарегистрирован 18.12.2020 № 61587.
5. Общие правила промышленной безопасности для организаций, осуществляющих деятельность в области промышленной безопасности опасных производственных объектов, ПБ 03-517-02: постановление Горгортехнадзора России от 18.10.2002 г., №61-А, зарег. в Минюсте РФ 28.11.2002 г., №3968.
6. Федеральные нормы и правила в области промышленной безопасности «Инструкция по прогнозу динамических явлений и мониторингу массива горных пород при отработке угольных месторождений». Серия 05. Выпуск 49. — М.: ЗАО «Научно-технический центр исследований проблем промышленной безопасности», 2020. — 148 с.
7. Никитина А.М., Борзых Д.М., Риб С.В., Лесных А.С. Численное исследование напряженно-деформированного состояния приконтурного массива в окрестности проводимой горной выработки // Научные технологии разработки и использования минеральных ресурсов. – 2021. – № 7. – С. 119-123.
8. Риб С.В., Фрянов В.Н. Разработка комплекса проблемно-ориентированных программ для численного моделирования напряжённо-деформированного состояния

неоднородных угольных целиков // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2015. – №3. – С. 367–372.

9. Свидетельство о регистрации электронного ресурса № 21123. Комплекс проблемно-ориентированных программ для моделирования формирования и распределения опасных зон в газоносном геомассиве / В.Н. Фрянов, О.А. Петрова, Т.В. Петрова // ИНИПИ РАО ОФЭРНиО. – Дата регистр. 03.08.2015.

УДК 622.831

## **ГЕОМЕХАНИЧЕСКОЕ ОБОСНОВАНИЕ ПАРАМЕТРОВ НАПРЯЖЁННО-ДЕФОРМИРОВАННОГО СОСТОЯНИЯ МАССИВА В ОКРЕСТНОСТИ ПОЛЕВОЙ НАКЛОННОЙ ВЫРАБОТКИ**

**<sup>1</sup>Гречишкин П.В., <sup>2</sup>Петрова О.А., <sup>1</sup>Трошков Н.Ю., <sup>3</sup>Горностаев В.С.**

**1 – Научно-исследовательский институт горной геомеханики и маркшейдерского дела – межотраслевой научный центр «ВНИМИ», Кемеровский филиал, г. Кемерово, Россия**

**2 – Сибирский государственный индустриальный университет, г. Новокузнецк, Россия**

**3 – АО «СУЭК-Кузбасс», г. Ленинск-Кузнецкий, Россия**

***Аннотация.*** В статье изложена методика решения геомеханических и технологических задач горного производства с использованием современных информационных геопространственных систем угольной шахты. Реализация методики показана на примере прогноза параметров напряжённно-деформированного состояния наклонного вентиляционного квершлага на одной из шахт Кузбасса.

***Ключевые слова:*** шахта, подземная выработка, свита угольных пластов, механические напряжения, прочность пород, смещения пород.

**Введение.** В условиях действующих угольных шахт возникают горнотехнические ситуации, устранение которых возможно посредством решения локальных геомеханических и геотехнологических задач. Для решения этих задач предлагается использование базы данных горно-геологических информационных систем (ГГИС), которые включают цифровые модели земной поверхности, геологического массива, топологии горных выработок и другие информационные ресурсы угольной шахты [1, 2]. В настоящее время ГГИС горнодобывающих предприятий являются ресурсными моделями и обеспечивают сокращение потерь времени на подготовку и передачу информации, прямой доступ специалистов к визуальной информации, оперативное принятие решений для снижения риска возникновения аварий и инцидентов.

Однако, область применения ГГИС расширяется как основы для решения локальных прикладных геомеханических и геотехнологических задач горного производства. Такими уникальными задачами, решение которых не обеспечивается действующими нормативными и методическими документами с достаточной для горных предприятий надёжностью, являются:

– напряжённно-деформированное состояние (НДС) массива горных в окрестности сопряжений и пересечений горных выработок, при движении очистных и подготовительных забоев с переменной скоростью, в случае отработки весьма сближенных пластов с переменной мощностью пород между ними и др.;

– прогноз рисков возникновения опасных производственных ситуаций в зонах влияния геологических нарушений, локальных коллекторов десорбированного метана,

влияния природных и техногенных микроразрывов, взаимного влияния открытых и подземных процессов и выработок и пр.

Указанные факторы и события следует рассматривать как предвестники опасных производственных ситуаций. Для решения указанных локальных задач и снижения рисков возникновения аварий и инцидентов требуется создание методов и инструментов, обеспечивающих оперативный прогноз последствий сочетаний факторов-предвестников. На современном этапе развития информационных технологий в качестве инструментов прогноза опасных явлений с целью оперативного принятия профилактических решений широко применяются специализированные программные комплексы, позволяющие моделировать НДС геомассива: Ansys, Code, Aster, Abaqus и др. [2, 3].

Однако, в виду многообразия горно-геологических условий, технологий ведения горных работ, изменчивости структуры угольных пластов и вмещающих его пород возникло новое направление моделирования НДС посредством создания блочных моделей массива горных пород в пределах горного отвода шахты [3]. В качестве таких блоков на угольной шахте предлагается рассматривать сопряжения очистных забоев и подготовительных выработок, пересечения очистным забоем передовых выработок или геологических нарушений, угольные целики с включениями сбоек или разгрузочных скважин, монтажные и демонтажные камеры в выемочном столбе и др.

Для прогноза НДС в окрестности указанных локальных участков, с учётом их уникальности, требуется адаптация существующих или разработка новых программных комплексов. В настоящей статье рассмотрены результаты использования комплекса программ [4] для расчёта НДС и оценки устойчивости горных пород в окрестности отдельных блоков шахтного поля.

В качестве блока принята система наклонных стволов, подготовительных выработок, очистных выработок и наклонного вентиляционного квершлага, на рис. 1 показан двойной пунктирной линией. Выработки блока расположены в трёх угольных пластах 1, 2,3, залегающих в свите. Решена задача расчёта параметров НДС в окрестности наклонного вентиляционного квершлага, пройденного из путевого штрека 3-1 верхнего пласта 3 до пересечения с магистральным штреком нижнего пласта 1. На втором этапе, используя метод локальных вырезов [5-7], смещения вершин конечных элементов на границах блока присваиваются по результатам решений пространственной задачи.

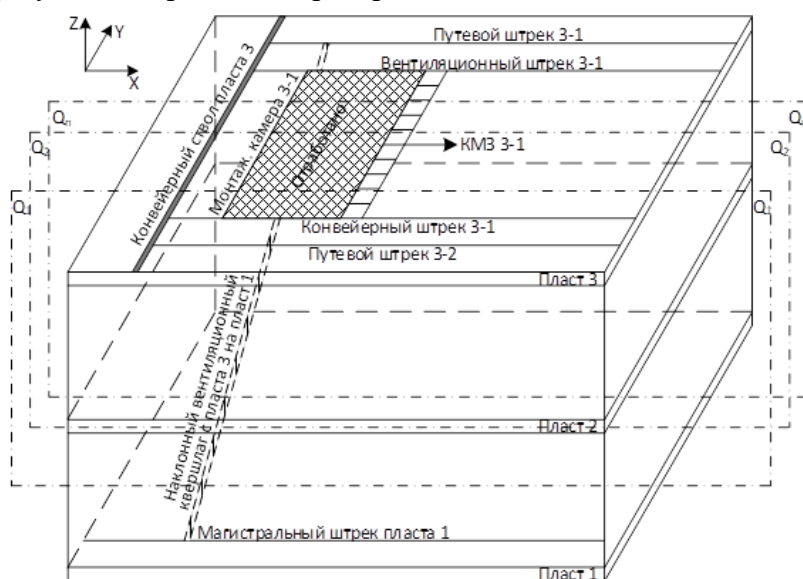


Рис. 1. Схема расположения выработок блока угольной шахты

В массиве горных пород на экспериментальном участке залегают три угольных пласта, параметры которых представлены в табл. 1.

Параметры угольных пластов

Пласт	Мощность пласта, м	Глубина залегания пласта, м	Мощность боковых пород, м			
			непосредственной кровли	основной кровли	непосредственной почвы	основной почвы
3	4,0	396	13,5	21,7	9,2	5,2
2	3,9	436	2,4	30,3	2,3	15,8
1	3,9	468	10,0	15,8	1,2	11,0

Предел прочности угля в пластах при сжатии  $\sigma_{сж}=8,5$  МПа. Породы кровли и почвы представлены переслаиванием алевролита мелкозернистого ( $\sigma_{сж}=30$  МПа) или крупнозернистого ( $\sigma_{сж}=40$  МПа) и песчаника ( $\sigma_{сж}=56$  МПа). Между пластами 3 и 2 мощность пород  $h_{3-2}=38$  м, а между нижними пластами 2 и 1 мощность пород  $h_{2-1}=34$  м.

**Результаты исследований напряжённо-деформированного состояния массива в окрестности наклонного вентиляционного квершлага.** Наклонный вентиляционный квершлаг пересекает углепородную толщу, включающую угольные пласты и породные слои с разными физико-механическими свойствами, поэтому возникает первая задача: выявить смещения контура выработки для выбора типа и конструкции крепи на разных участках квершлага.

Глубина расположения квершлага изменяется от 396 до 468 м, поэтому второй задачей является выявление смещений контура выработки при разной глубине. Третья задача состоит в определении оптимального положения квершлага относительно монтажной камеры выемочного столба пласта 3, так как расположение квершлага в зоне опорного горного давления между монтажной камерой и конвейерным стволом пласта 3 приведёт к росту затрат на его поддержание, а расположение квершлага в зоне разгрузки под очистным выработанным пространством потребует увеличения ширины угольных целиков на нижних пластах 2 и 1.

На первом этапе решается трехмерная, а потом двумерная задача распределения параметров НДС в вертикальных сечениях  $Q_1, Q_2, Q_3, \dots, Q_n$ , перпендикулярных линии очистного забоя (рис. 1), где  $n$  - количество вертикальных сечений.

Исходными данными для численного моделирования в соответствии с общей концепцией ГГИС [2-4] приняты прочностные и геометрические параметры породных слоёв и угольных пластов. Для проведения вычислительного эксперимента выделено 100 литологических разностей моделируемого участка массива горных пород. Для повышения точности моделирования в пределах угольных пластов и подземных выработок минимальная толщина отдельных угольных пачек и породных прослоев уменьшена до 0,1 м.

Проведена оцифровка контуров подземных выработок с использованием пространственной системы координат (рис. 1). Начало абсциссы прямоугольных координат по простиранию пласта  $X=0$  принято на левой границе очистного выработанного пространства выемочного столба пласта 3 (монтажная камера), а начало вертикальной оси  $Z$  расположено на кровле нижнего пласта 1. Размеры конечно элементной модели по простиранию пластов приняты 600 м, а по высоте 570 м, размеры конечного элемента от 0,1 м<sup>2</sup> в окрестности выработок до 500 м<sup>2</sup> на периферии модели. На рис. 2 приведён фрагмент распределения вертикальных напряжений в окрестности выработок по верхнему пласту 3 и нижнему пласту 1.

По результатам моделирования в каждом из сечений  $Q_i$  построены изолинии распределения вертикальных  $\sigma_v$  и горизонтальных  $\sigma_r$  напряжений (МПа) в массиве горных пород,  $\sigma_v < 0$  – сжатие,  $\sigma_r < 0$  – сжатие; вертикальных  $\eta$  и горизонтальных  $\xi$  смещений,  $\eta < 0$  – оседания (мм),  $\xi > 0$  при сдвигении точки в положительном направлении оси  $X$ ; а также отношения остаточной  $\sigma_{сжост}$  прочности пород при сжатии к исходной  $\sigma_{сж}$  прочности  $R = \sigma_{сжост} / \sigma_{сж}$ .

Рассмотрены варианты варьирования положения вертикальных сечений  $Q_i$ , длины очистного выработанного пространства и расположения оси наклонного вентиляционного

квершлага относительно оси монтажной камеры. Учитывая большой объём полученных результатов, детальный их анализ проведён для одного варианта: при пересечении вентиляционным квершлагом пласта 2.

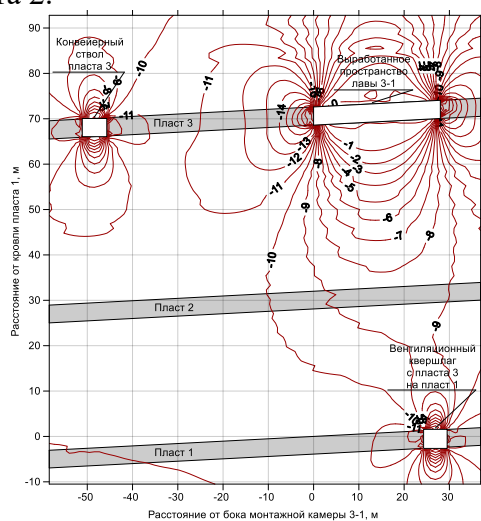


Рис. 2. Фрагмент модели распределения вертикальных напряжений (МПа) в окрестности выработок по верхнему пласту 3 и нижнему пласту 1

На рис. 3 показано распределение вертикальных и горизонтальных напряжений в окрестности наклонного вентиляционного квершлага в вертикальной плоскости при пересечении квершлагом пласта 2, а на рис. 4 – вертикальные и горизонтальные смещения. Длина очистного выработанного пространства по простиранию пластов 50 м. Горизонтальное расстояние от оси монтажной камеры на пласте 3 до оси наклонного квершлага 20 м.

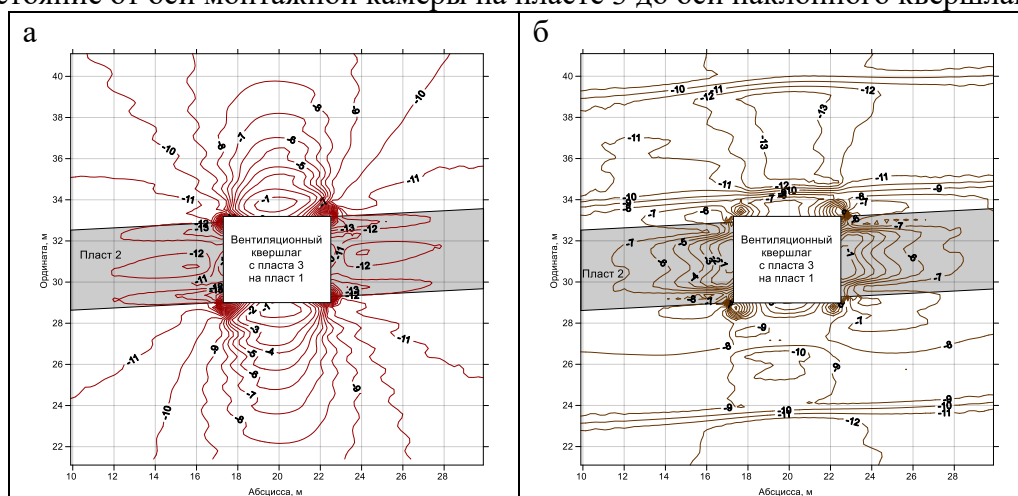


Рис. 3. Изолинии распределения вертикальных (а) и горизонтальных (б) напряжений (МПа) в окрестности наклонного вентиляционного квершлага в вертикальной плоскости при пересечении квершлагом пласта 2

Согласно графикам рис. 3 и 4 при залегании пласта 2 на глубине  $H=420$  м вертикальные напряжения в нетронутом массиве должны быть  $\sigma_v = \gamma H = 10,05$  МПа, где  $\gamma$  – средняя плотность горных пород принята  $2500 \text{ кг/м}^3$ . Расчётные максимальные величины вертикальных напряжений в боках выработки  $\sigma_v = 13$  МПа (рис. 3а), то есть коэффициент концентрации вертикальных напряжений равен 1,24. Соответственно в кровле и почве квершлага произошла разгрузка массива горных пород. Горизонтальные напряжения (рис. 3б) в нетронутом массиве должны быть  $\sigma_r = 6,5$  МПа. В боках квершлага сжимающие горизонтальные напряжения изменяются от 1 до 7 МПа. В кровле выработки горизонтальные напряжения почти в 2 раза больше напряжений в нетронутом массиве, что необходимо учитывать при выборе параметров крепи.

Вертикальные смещений в кровле и почве выработки знакопеременные (рис. 4а). Ожидаемая конвергенция кровли почвы может достичь 291 мм, а боков 201 мм (рис. 4б).

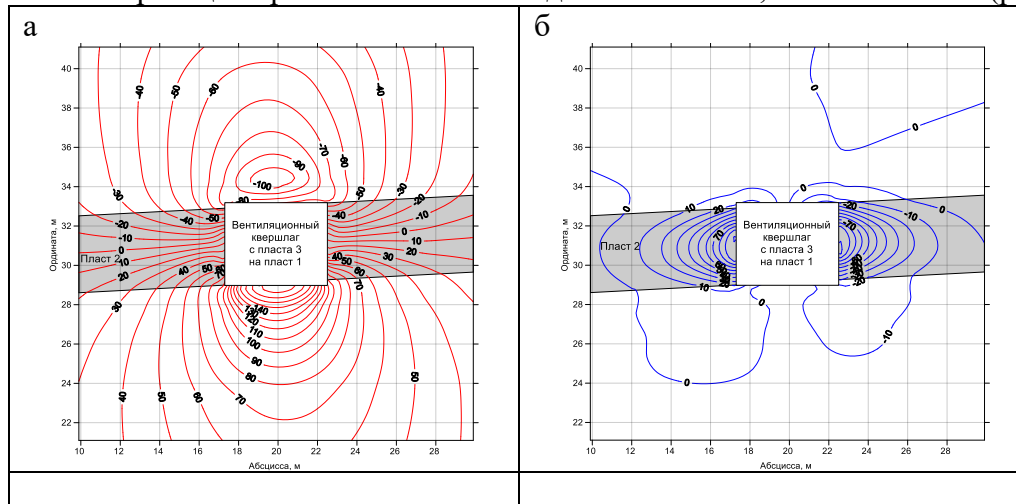


Рис. 4. Изолинии распределение вертикальных (а) и горизонтальных (б) смещений пород (мм) в окрестности наклонного вентиляционного квершлага в вертикальной плоскости при пересечении квершлагом пласта 2

Аналогичный анализ параметров НДС проведён и для других вариантов. Результаты такого анализа представлены в табл. 2.

Таблица 2

Параметры НДС в окрестности поперечного сечения наклонного вентиляционного квершлага

Номер и характеристика варианта*	Максимальный коэффициент концентрации вертикальных напряжений в боках квершлага	Конвергенция, мм:		Высота зоны трещин, м:	
		кровля-почва	бок-бок	кровля	почва
1. $h_3=38; L_{KM3}=5$	1,10	283	197	1,2	2,0
2. $h_3=38; L_{KM3}=10$	1,10	242	193	1,1	2,0
3. $h_3=38; L_{KM3}=20$	0,92	170	190	0,9	2,0
4. $h_3=38; L_{KM3}=30$ (обрушение непосредственной кровли пласта 3)	1,10	279	199	1,2	2,0
5. $h_3=38; L_{KM3}=40$	1,19	291	201	1,2	2,0
6. $h_3=38; L_{KM3}=51,9$ (обрушение основной кровли пласта 3)	1,19	332	203	1,3	2,0
7. $h_3=69; L_{KM3}=20$	1,16	249	211	0,7	0,9
8. $h_3=41; L_{KM3}=20$	1,09	282	120	4,0	0,3
9. $h_3=23; L_{KM3}=20$	0,95	50	114	0,0	0,0
10. $h_3=15; L_{KM3}=20$	0,87	10	119	0,0	0,0
11. $h_3=13; L_{KM3}=20$ (в ЗПГД от выемочного столба 3-1)	1,94	278	44	1,6	3,9
12. $h_3=6,5; L_{KM3}=20$ (в ЗПГД от выемочного столба 3-1, поворот квершлага)	2,36	357	29	1,1	1,3
13. $h_3=69; L_{KM3}=20$ (в ЗПГД от выемочного столба 3-1, сопряжение с водоотливом пласта 1)	1,79	579	251	больше 10	больше 10

\*  $h_3$  – вертикальное расстояние от пласта 3 до квершлага, м;  $L_{KM3}$  – длина очистного выработанного пространства верхнего пласта 3, м

При подходе очистного забоя к проекции оси квершлага на расстояние меньше 10 м увеличивается конвергенция его кровли-почвы, а на расстоянии 20 м происходят разгрузка массива горных пород в окрестности квершлага и уменьшение в 1,4 раза конвергенции кровли-почвы. На расстоянии 15-20 м от пласта 3 происходит снижение вертикальных напряжений в 1,3 раза в массиве горных пород в окрестности надрабатываемой выработки – квершлага. При расположении участков квершлага в зоне повышенного горного давления, возникающей под влиянием веса подработанных в выемочном столбе 3-1 зависающих пород над краевыми участками пласта 3, происходит увеличение конвергенции и коэффициента концентрации вертикальных напряжений почти в 2 раза.

**Выводы.** Доказана принципиальная возможность решения конкретных прикладных задач горного производства с использованием базы данных горно-геологических информационных систем (ГГИС). Установлено, что при наработке длинным очистным забоем полевой наклонной выработки (наклонного квершлага), пересекающей свиту угольных пластов, происходит существенное изменение параметров напряжённо-деформированного состояния массива в окрестности данной выработки.

#### Список литературы

1. Рубан А.Д., Артемьев В.Б., Забурдяев В.С. [и др.]. Подготовка и разработка высокогазоносных угольных пластов. – М.: Горная книга, 2010. – 500 с.
2. Михалевич Д.С., Исаченко А.О., Жуков Г.П., Ишбулатова Л.Р. ГИС-технологии при недропользовании. – М.: Горное дело, Киммерийский центр, 2016. – 280 с.
3. Курцев Б.В., Федотов Г.С. Геомеханическое сопровождение горных работ с использованием ГГИС Micromine // Горный журнал. - 2022. -№ 1. - С. 90-91.
4. Свидетельство о регистрации электронного ресурса № 21123. Комплекс проблемно-ориентированных программ для моделирования формирования и распределения опасных зон в газоносном геомассиве / В.Н. Фрянов, О.А. Петрова, Т.В. Петрова // ИНИПИ РАО ОФЭРНиО. – Дата регистр. 03.08.2015.
5. Оден Д. Конечные элементы в нелинейной механике сплошных сред. – М.: Мир, 1976. – 464 с.
6. Сегерлинд Л. Применение метода конечных элементов. – М.: Мир, 1979. – 392 с.
7. Фадеев А. Б. Метод конечных элементов в геомеханике. – М.: Недра, 1987. – 221с.





# **ГОРНЫЕ МАШИНЫ И ТРАНСПОРТНЫЕ СИСТЕМЫ ДЛЯ ГОРНОДОБЫВАЮЩЕЙ ОТРАСЛИ**



## УПРАВЛЕНИЕ ГЕОМЕХАНИЧЕСКИМ СОСТОЯНИЕМ МАССИВА ГОРНЫХ ПОРОД ПРИ ВЫВОДЕ МЕХАНИЗИРОВАННОГО КОМПЛЕКСА ИЗ МОНТАЖНОЙ КАМЕРЫ

<sup>1</sup>чл.-корр. РАН Клишин В.И., <sup>1</sup>Опрук Г.Ю., <sup>2</sup>Галкин А.В., <sup>3</sup>Буянов К.А.

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

2 – АО «ТопПром», г Новокузнецк, Россия

3 – ООО «Шахта Юбилейная», г Новокузнецк, Россия

**Аннотация.** Приведен опыт применения технологии направленного гидроразрыва (НГР) пород кровли при выводе механизированного комплекса из монтажной камеры в условиях труднообрушаемой кровли. Разработана схема разупрочнения кровли для горно-геологических условий шахты Юбилейная с учетом угла наклона угольного пласта. Представлено описание технологических процессов при выполнении мероприятий по НГР, а также перечень применяемого общего и специализированного оборудования. Приведены результаты видеоэндоскопического мониторинга скважин до и после гидроразрыва. Показаны основные параметры и результаты работ по НГР в монтажной камере 16-24. На основании проведенных мероприятий сделан вывод по оценке эффективности проведенных работ.

**Ключевые слова:** направленный гидроразрыв, труднообрушаемая кровля, инициирующая щель, герметизатор, щелеобразователь, видеоэндоскопический мониторинг.

**Введение.** Проблема повышения безопасности высокопроизводительных очистных забоев в условиях работы с труднообрушаемыми кровлями свидетельствует о связи развития горных работ с управлением геомеханическим состоянием углепородного массива. Таким образом, хорошо показавшие себя в прошлом способы, методические подходы борьбы с динамическими явлениями в ряде случаев, неспособны обеспечить безопасность ведения горных работ [1, 2]. Институтом угля ФИЦ УУХ СО РАН совместно с технической службой шахты продолжены опытно-промышленные испытания технологии НГР. На базе директивных материалов [3-5] и накопленного производственного опыта внедрения работ по НГР кровли [6], разработаны рекомендации по разупрочнению кровли над монтажной камерой 16-24 шахты Юбилейная.

Пласт 16 в стратиграфическом разрезе угленосной толщи залегает в 35-45м ниже пласта 17 и расположен в середине ускатской свиты ильинской подсерии. Ниже пласта 16 в 50 м залегает пласт 15. Пласт 17 – забалансовый по мощности, горные работы по пласту ранее не велись (рис. 1, 2).

Мощность пласта 16 колеблется в пределах 1,51-1,76 м, при нормальной мощности 1,40-1,72 м. Пласт 16 простого и сложного строения. В верхней и нижней частях пласта встречаются прослой мелкозернистого алевролита невыдержанные по мощности (от 0,01 до 0,05 м) и площади.

Гипсометрия пласта слабоволнистая. Угол падения пласта по забою лавы 8-22°, по выемочному столбу 0-16°.

Ложная кровля мощностью до 0,50 м, присутствует на отдельных участках, сложена мелкозернистым алевролитом, слабоуглистым, с прослоями и линзами угля и углистого аргиллита, крепость  $f = 1,5-2,5$ . Высыпается вслед за выемкой угля.

Непосредственная кровля пласта 16 сложена алевролитом мелкозернистым ( $f = 3-6$ ) и алевролитом крупнозернистым ( $f = 5-9$ ). Мощность непосредственной кровли, согласно геологическому отчету, в месте проведения работ, достигает 6,8 м. Кровля от средней устойчивости до неустойчивой.

Основная кровля пласта 16 сложена алевролитом крупнозернистым ( $f = 5-9$ ) и песчаником мелкозернистым ( $f = 7-15$ ). Мощность основной кровли, согласно геологическому

отчету, в месте проведения работ, достигает 13,2 м. Тип пород по обрушаемости - преимущественно среднеобрушаемые.

Почва пласта 16 сложена алевролитом мелкозернистым ( $f=3-6$ ), алевролитом крупнозернистым ( $f=5-9$ ) и песчаником мелкозернистым ( $f=7-15$ ). Почва не склонна к пучению. Скважиной 1261 в почве пласта 16 на расстоянии 1,7 м вскрыт пласт угля мощностью 0,20 м. Распространение пласта незначительное, так как в других скважинах его нет.

Природная газоносность от 20,4-22,6 м<sup>3</sup>/т с. б. м. Глубина ведения работ по лаве 16-24 от 470 до 620 м.

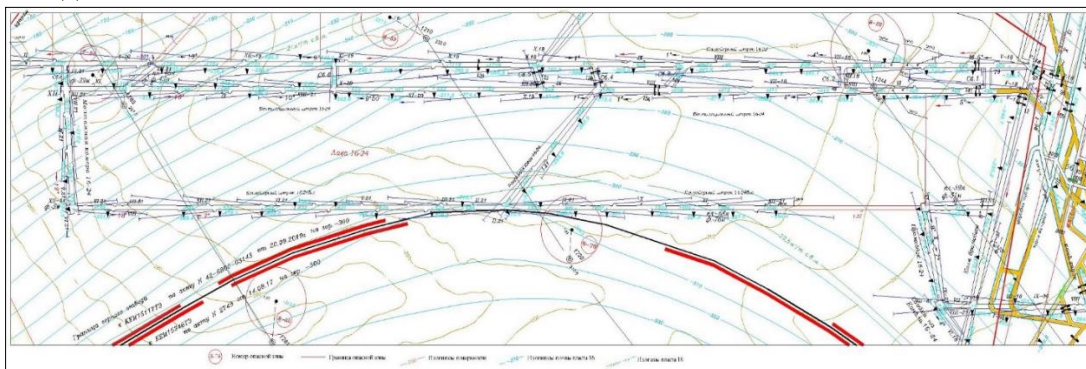


Рис. 1. Выкопировка из плана горных работ лава 16-24

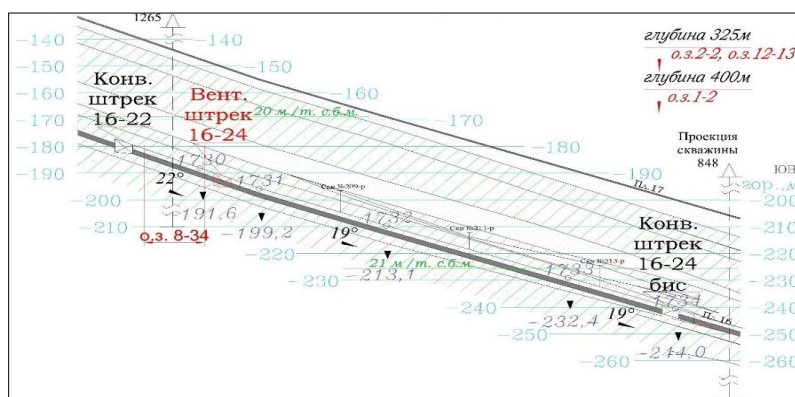


Рис. 2. Горно-геологический разрез по трассе монтажной камеры 16-24

**Основной раздел.** Направленный гидроразрыв осуществляется специально разработанным комплектом оборудования. Иницирующие щели нарезаются щелеобразователями, а герметизация участков гидроразрыва выполняется с помощью герметизаторов.

Для снижения первичного и последующих шагов обрушения основной кровли пласта 16 и признаков проявления горного давления были проведены работы через наклонные и вертикальные скважины №1-17, пробуренные из монтажной камеры 16-24, вентиляционного штрека 16-24 и конвейерного штрека 16-24 бис. Диаметр скважин – 46-48 мм. [6,7]

Разупрочнение пород основной кровли пласта 16 впервые выполнялось в монтажной камере с углами падения от 19 до 22 градусов. Были заложены вертикальные и наклонные скважины диаметром 46-48 мм, длиной 10,3 м и 8,5 м. Бурение скважин осуществлялось с интервалом 15 м под углом 55°, 60° и 90° к горизонту, а также с разворотом на очистной забой таким образом, чтобы угол между осью выработки и проекцией скважины НГР на горизонтальную плоскость был равен 90° (рис. 3-6).

Для осуществления способа НГР горных пород необходимо выполнить следующие технологические процессы: пробурить в заданном месте и на определенную проектом глубину рабочие скважины; у забоя этих скважин прорезать иницирующие щели, являющиеся концентраторами напряжений; произвести герметизацию зоны иницирующей щели и последующее нагнетание в эту зону рабочей жидкости в режиме гидроразрыва. [6, 8-10].

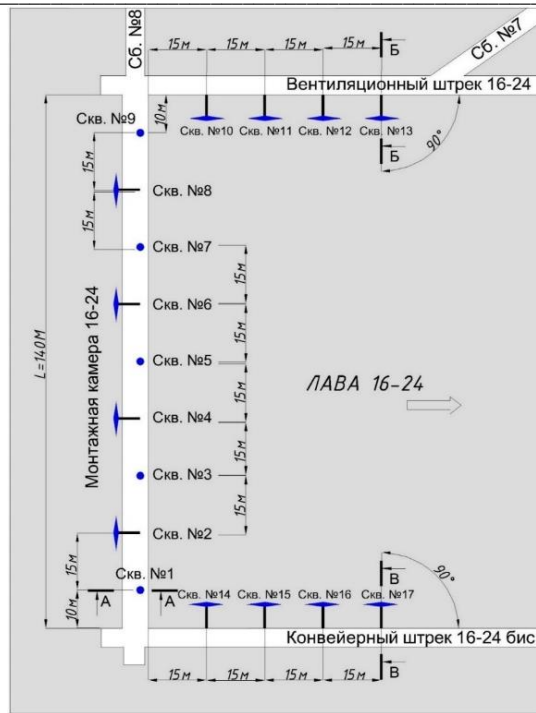


Рис. 3. Технологическая схема расположения скважин для реализации метода НГР в период выезда механизированного комплекса из монтажной камеры 16-24

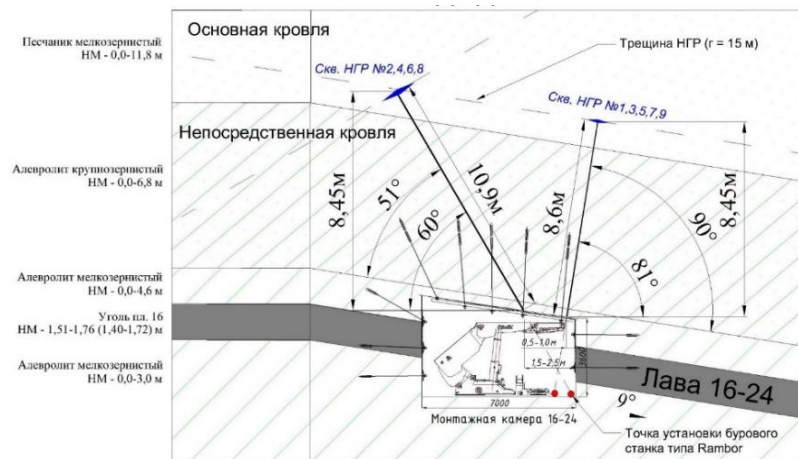


Рис. 4. Вертикальная схема расположения шпуров для реализации метода НГР из монтажной камеры 16-24 (вид А-А)

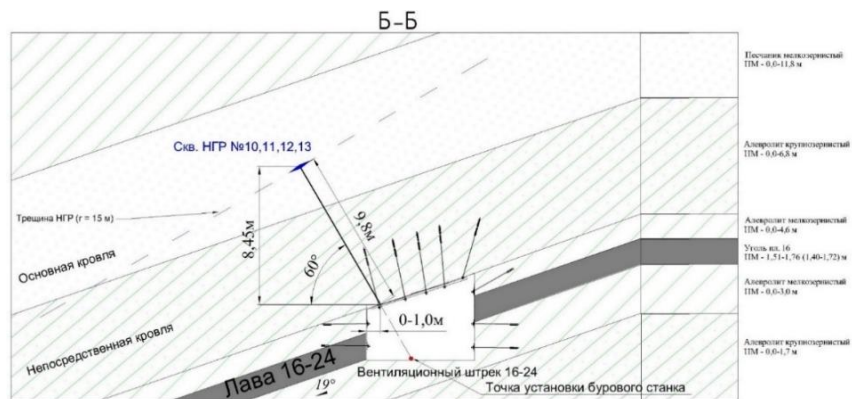


Рис. 5. Вертикальная схема расположения шпуров для реализации метода НГР из вентиляционного штрека 16-24 в период выезда механизированного комплекса из монтажной камеры (вид Б-Б)

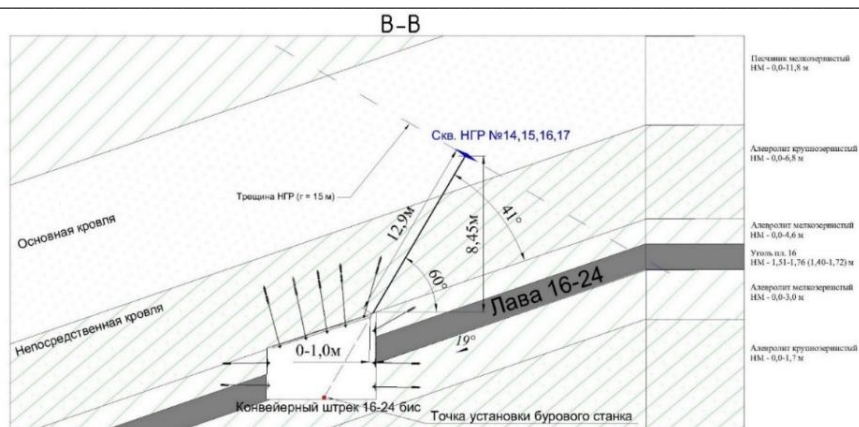


Рис. 6. Вертикальная схема расположения шпуров для реализации метода НГР из конвейерного штрека 16-24 бис в период выезда механизированного комплекса из монтажной камеры (вид В-В)

Перечисленные технологические процессы осуществляются с использованием, как стандартного оборудования общего назначения, так и узкоспециального. К оборудованию общего назначения относятся буровые станки и нагнетательные установки (высоконапорные насосы, маслостанции механизированных комплексов), к специальному – щелеобразователь (инструмент для прорезания инициирующих щелей на стенках скважин) и герметизатор зоны инициирующей щели.

Бурение скважин и прорезание инициирующих щелей производилось пневматическим буровым анкероустановщиком типа MQT-120 (рис. 7а). Для бурения скважин используются породные коронки диаметром 46 мм. Прорезание инициирующих щелей осуществляется при помощи механизированных щелеобразователей (рис. 7б), которые устанавливаются на штангах бурового станка вместо коронки.

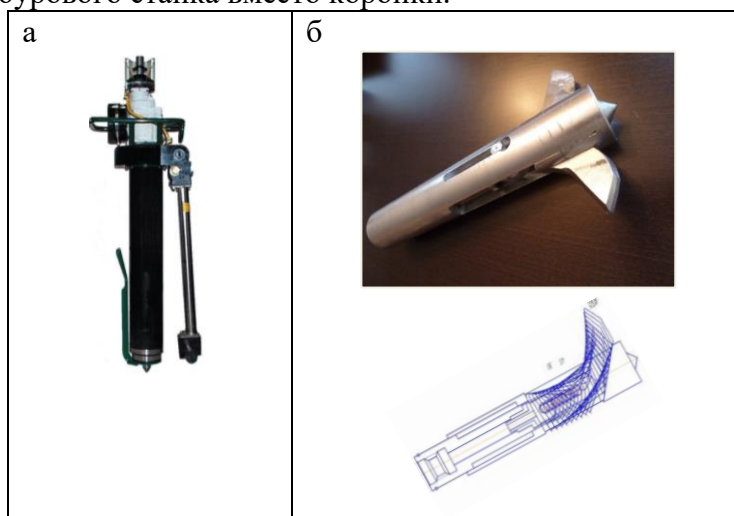


Рис. 7. Пневматический буровой анкероустановщик MQT-120 (а); щелеобразователь ЩМ – 45/1 (б)

Герметизация зоны инициирующей щели осуществляется гидравлическим затвором по типу «Таурус» (рис. 8 а). Досылка герметизатора к забою восстающих скважин производится при помощи специального комплекта высоконапорных труб диаметром  $d = 18$  мм. Соединение нагнетательной установки с выступающим из скважины концом труб осуществляется через специальный переходник (коллектор) посредством высоконапорных гибких шлангов. Нагнетание жидкости в зону инициирующей щели производилось от высоконапорной станции механизированного комплекса (рис. 8 б) [11-14].



Контроль эффективности бурения скважин для НГР (глубина, наличие щели), оценка естественной трещиноватости массива пород, осуществлялось с помощью видеэндоскопа типа Wohler VIS № 250 (рис. 8 в). Видеозэндоскоп Wohler VIS 200, а также его модификация VIS 250 обеспечивают возможность качественного визуального контроля скважин. Прибор предназначен для инспекции скважин в труднодоступных местах горных выработок.

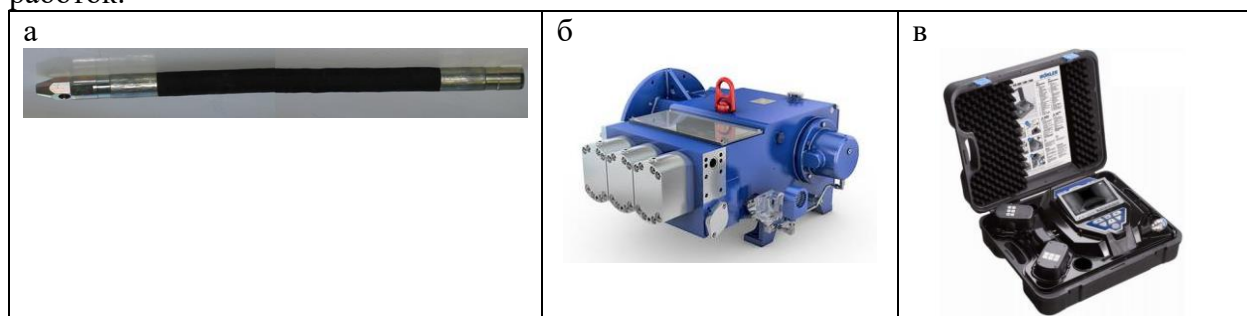


Рис. 8. Герметизатор неуравновешенный (Таурус) (а); высоконапорная станция ЕНР-3К125/50 FL (б); видеозэндоскоп Wohler VIS №250 (в)

В ходе видеозендоскопического обследования скважины № 11 на глубине 9,8 м зафиксировано наличие щели диаметром 132 мм (рис. 9 а). По контуру скважины расслоений и трещин не выявлено.

Скважина № 14 диаметром 46мм, глубиной 12,9 м отбурена в кровле конвейерного штрека 16-24 бис. Скважина отбурена под углом  $60^{\circ}$  к кровле выработки с разворотом на выемочный столб 16-24, ее устье расположено на расстоянии 1,0 м от рабочего бока конвейерного штрека 16-24. На глубине 12,9 м зафиксировано наличие щели диаметром 132 мм (рис. 9 б).

Скважина № 6 диаметром 46мм, глубиной 8,6 м отбурена в кровле монтажной камеры 16-24. Скважина отбурена под углом  $81^{\circ}$  к кровле выработки, ее устье расположено на расстоянии 0,5 м от рабочего бока монтажной камеры 16-24. На глубине 8,6 м зафиксировано наличие щели диаметром 132 мм (рис. 9 в).

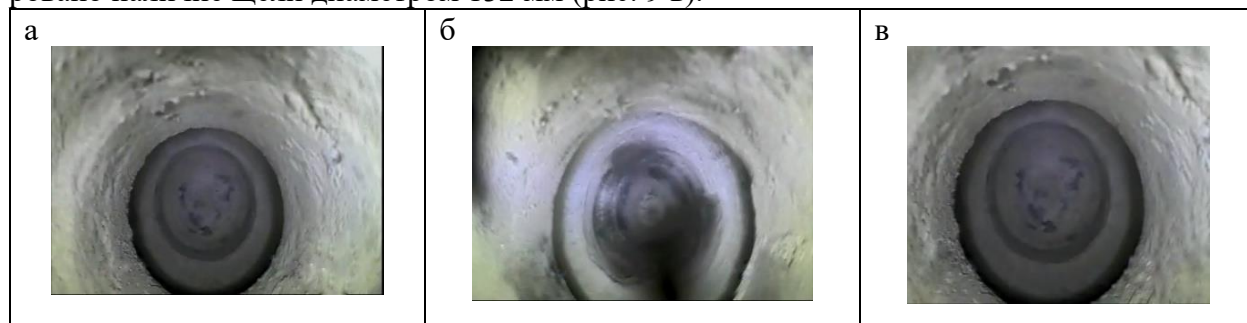


Рис. 9. Скважина № 11 до гидроразрыва (а); скважина № 14 до гидроразрыва (б); скважина № 6 до гидроразрыва (в)

При обследовании в вентиляционном штреке 16-24, монтажной камере 16-24 и конвейерном штреке 16-24 бис скважин №1-17, было установлено, что параметры скважин (глубина, угол, место заложение) соответствуют проектным. Во всех скважинах подтверждается наличие инициирующей щели диаметром 132 мм.

В ходе проведения работ по НГР была обследована скважина № 13 (рис. 10 а), сразу после нагнетания жидкости в скважину № 12. При этом отмечено истечение под давлением водной эмульсии из трещины на глубине 9,8 м (рис. 10 б), то есть непосредственно в зоне инициирующей (зародышевой) щели. Этот факт указывает на то, что плоскости гидроразрыва скважин № 12 и № 13 пересеклись, что подтверждает образование в массиве направленных искусственных трещин.

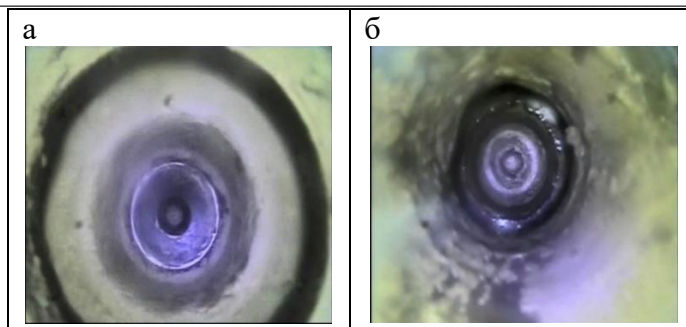


Рис. 10 Скважина №13: а - до гидроразрыва; б - после гидроразрыва

Гидроразрыв производился в наклонных скважинах с развитием трещины под углом к напластованию с выходом искусственной трещины на контакт между непосредственной и основной кровлями, а также дальнейшим ее распространением по контакту. При подаче жидкости в скважину процесс гидроразрыва кровли начинался через 3-12 с после закачки эмульсии в систему. При этом наблюдалось резкое падение давления в зоне инициирующей щели. Полученные результаты и основные параметры НГР приведены в табл. 1.

Таблица 1

Параметры и основные результаты работ по НГР в монтажной камере 16-24

№ скважины НГР	Параметры заложения шпуров НГР			Давление в напорной магистрали насосной установки, МПа	Показания манометра		Продолжительность нагнетания жидкости в шпур НГР, мин.	Полученный результат
	Угол заложения скважины, град.	Глубина скважины, м.	Пикет		$P_{нач.}$ , МПа	$P_{кон.}$ , МПа		
Монтажная камера 16-24								
1	81	8,6	-	30,0	28,0	26,0	10	Отмечено истечение жидкости из скважины НГР №3
2	60	10,9	-	30,0	26,0	22,0	10	Отмечено истечение жидкости из шпуров, пробуренных для установки анкерной крепи второго уровня, на расстоянии 6 м от скважины НГР №2 в сторону скважины НГР №3
3	81	8,6	-	30,0	28,0	22,0	10	Отмечено истечение жидкости из скважины НГР №5
4	60	10,9	-	30,0	28,0	27,0	10	Истечение жидкости в свободную поверхность не обнаружено
5	81	8,6	-	30,0	28,0	21,0	10	Отмечено истечение жидкости из скважины НГР №7
6	60	10,9	-	30,0	28,0	20,0	10	Отмечено истечение жидкости из скважины НГР №8
7	81	8,6	-	30,0	28,0	23,0	10	Отмечено истечение жидкости из скважины НГР №9
8	60	10,9	-	30,0	28,0	26,0	10	Истечение жидкости в свободную поверхность не обнаружено
9	81	8,6	-	30,0	28,0	21,0	10	Отмечено истечение жидкости из шпуров, пробуренных для установки анкерной крепи второго уровня, на ПК 117 вентиляционного штрека 16-24



№ скважины НГР	Параметры заложения шпуров НГР			Давление в напорной магистрали насосной установки, МПа	Показания манометра		Продолжительность нагнетания жидкости в шпур НГР, мин.	Полученный результат
	Угол заложения скважины, град.	Глубина скважины, м.	Пикет		$P_{нач.}$ , МПа	$P_{кон.}$ , МПа		
<b>Вентиляционный штрек 16-24</b>								
10	60	9,8	112	30,0	26,0	20,0	10	Отмечено истечение жидкости из скважины НГР №11
11	60	9,8	110-5	30,0	26,0	22,0	10	Отмечено истечение жидкости из скважины НГР №12
12	60	9,8	108	30,0	25,0	20,0	10	Отмечено истечение жидкости из скважины НГР №13
13	60	9,8	107-5	30,0	25,0	21,0	10	Отмечено истечение жидкости из скважины НГР №12
<b>Конвейерный штрек 16-24 бис</b>								
14	60	12,9	110+ 3	30,0	24,0	20,0	10	Отмечено истечение жидкости из шпуров, пробуренных для установки анкерной крепи второго уровня, на ПК111
15	60	12,9	109	30,0	24,0	19,0	10	Отмечено истечение жидкости из шпуров, пробуренных для установки анкерной крепи второго уровня, на расстоянии 10 м от скважины НГР №109 в сторону ПК110
16	60	12,9	108-5	30,0	23,0	19,0	10	Отмечено истечение жидкости из шпуров, пробуренных для установки анкерной крепи второго уровня, на ПК 107
17	60	12,9	106	30,0	24,0	20,0	10	Истечение жидкости в свободную поверхность не обнаружено

**Выводы.** Таким образом, по результатам наблюдений установлено, что искусственные трещины направленного гидроразрыва распространялись над угольным пластом в заданных плоскостях, вкрест и параллельно напластованию. Зафиксированные расстояния распространения искусственных трещин от нагнетательной скважины превысили 30 м. Максимальное давление нагнетаемой жидкости (эмульсии) достигало 30 МПа.

#### Список литературы

1. Оганесян С.А. Авария в Филиале «Шахта Тайжина» ОАО ОУК «Южкзбассуголь» - хроника, причины, выводы // Уголь. 2004. № 6. С. 25-28.
2. Цивка Ю.В., Петров А.Н. Гидродинамические явления на руднике Баренцбург археипилага Шпицберген // Уголь. 2005. – №7. – С. 49-50.
3. Федеральные нормы и правила в области промышленной безопасности «Правила безопасности в угольных шахтах». Серия 05. Выпуск 40. – М.: ЗАО «НТЦ «Промышленная безопасность», 2014. – 200 с.
4. Инструкция по выбору способа и параметров разупрочнения кровли на выемочных участках. – Л.: ВНИМИ, 1991. – 102 с.
5. РД 05-328-99. Инструкция по безопасному ведению горных работ на шахтах, разрабатывающие угольные пласты, склонные к горным ударам. Сборник документов

«Предупреждение газодинамических явлений в угольных шахтах» / Колл. авт. – М.: ГУП «НТЦ «Промышленная безопасность», 2000. – 119 с.

6. Клишин В.И., Рашевский В.В., Артемьев В.Б. и [др.]. Труднообрушаемые кровли: проблемы и решения для механизированных забоев современного технического уровня угольных шахт / Подземные горные работы. – 2018. – Том 3. – Книга 13.

7. Клишин В.И., Опрук Г.Ю., Телегуз А.С. [и др.]. Опыт применения технологии направленного гидроразрыва (НГР) пород кровли с целью обеспечения устойчивого состояния сохраняемой выработки в условиях шахты «Есаульская» // Научно-технические технологии разработки и использования минеральных ресурсов. – 2017. – № 3. – С.177-181.

8. Джевецки Я. Новые методы предотвращения опасности горных ударов // Глюкауф. – 2002. – № 2. – С 18-21.

9. Клишин В.И., Опрук Г.Ю., Черепов А.А. Комплексный метод снижения удароопасности на угольных шахтах // Уголь. – 2018. – № 9. – С. 56-63.

10. Гречишкин П.В., Розонов Е.Ю., Клишин В.И. [и др.]. Управление кровлей для повышения эффективности поддержания выработок, охраняемых податливыми целиками // Уголь. – 2019. – № 10. – С. 12-16.

11. Klishin V.I., Taylakov O.V., Opruk G.Yu. [and etc.]. 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. – 2018. – Vol. 206. – № 012024. – P. 1-10.

12. Klishin V.I., Taylakov O.V., Opruk G.Yu. [and etc.]. 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. – 2019. – Volume 377. – № 012034. – P. 1-7.

13. Пат. № RU 2 659 292 С1. Способ эффективного управления труднообрушаемой кровлей в механизированных забоях / Клишин В.И., Кокоулин Д.И., Опрук Г.Ю. – опубл. 29.06.2018г.

14. Deng J., Yang Q., Liu Y., Liu Yi, Zhang G. 3D finite element modeling of directional hydraulic fracturing based on deformation reinforcement theory // Computers and Geotechnics. – 2018. – Volume 94. – P. 118–133.

УДК 004.942; 622.3

## АНИМАЦИОННАЯ МОДЕЛЬ ТЕХНОЛОГИИ СКОРОСТНОЙ ПРОХОДКИ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК

<sup>1,2</sup>чл.-корр. РАН Клишин В.И., <sup>1,2</sup>к.т.н. Стародубов А.Н., <sup>1,2</sup>к.т.н. Зиновьев В.В.,  
<sup>2</sup>Тургенев А.Д.

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

**2 – Кузбасский государственный технический университет имени Т. Ф. Горбачева,  
г. Кемерово, Россия**

**Аннотация.** В работе показано решение задачи определения режимов работы роботизированного шагающего модуля на основе связи имитационного моделирования и компьютерной анимации результатов. В статье показана разработка моделей и приведен результат исследования взаимной работы проходческого оборудования и шагающей крепи.

**Ключевые слова:** Имитационное моделирование, компьютерная анимация, технология скоростной проходки, горные выработки.

Россия является одним из мировых лидеров по производству угля. Объем добычи угля постоянно растет. По различным прогнозам, в ближайшие десятилетия этот объем будет увеличиваться [1].

При добыче угля подземным способом возникают задачи по согласованию параметров: размеров забоя, размеров зарубки, времени операций для обеспечения максимальной производительности добычи. Для решения таких задач применяют методы имитационного моделирования, где реальная система представляется в компьютере в виде некоторого алгоритма. Одним из самых распространенных и эффективных программных продуктов, применяемых для моделирования горных работ, является специализированный язык имитационного моделирования GPSS в его различных версиях, с использованием которого в том числе построен ряд моделей и проведены исследования горнопроходческих работ [2-5].

В последнее время создаются программы, позволяющие отображать процесс имитации в виде анимации. Непрограммирующий пользователь вводит технологические показатели и оценивает изменение технологического процесса по анимации на экране компьютера (рис. 1).



Рис. 1. Моделирование с использованием анимации

Применение компьютерной анимации позволяет воспроизводить динамику горных работ на экране компьютера, проверять правильность имитационной модели по визуальному отображению, легко выявлять и исправлять ошибки при откладке модели, перемещаться во времени, менять масштаб и позиционирование изображения с целью анализа и прогноза ситуаций [6-8].

Для отображения горных работ можно выделить следующие основные задачи компьютерной анимации.

**Верификация модели.** Анимация - идеальный метод подтверждения правильной работы модели. Трудноуловимые ошибки, которые не могут быть обнаружены при помощи стандартного вывода, становятся явными, когда динамика горных работ графически отображается на экране компьютера.

**Сдача модели в эксплуатацию.** Анимация является средством убеждения в правильности работы модели, в корректности связей технологического процесса с модельными параметрами.

**Эксплуатация модели.** Анимация позволяет сделать процесс имитации и анализа горных работ доступным для проектировщиков, не владеющих языками программирования.

**Вывод показателей процесса.** Анимация предусматривает вывод в процессе моделирования статистических данных моделируемой системы на экран компьютера. Эта статистика меняется в ходе анимации. По ней можно исследовать время текущей операции, время выполнения каждой операции в отдельности, массу добытого угля, а также массу добытого угля в данный момент.

**Обучение.** Анимация является одним из самых мощных инструментов для обучения инженеров-технологов горных предприятий, так как позволяет увидеть динамику технологических процессов на экране компьютера, наглядно и просто оценивать влияние своих решений на показатели процессов.

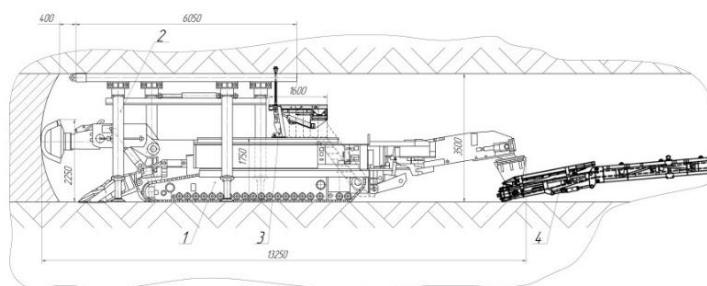
Для решения обозначенных выше задач по анимационному отображению горных работ использован программный продукт Proof Animation, с помощью которого построена анимационная модель, связанная с имитационной моделью на базе GPSS World.

В ФИЦ УУХ СО РАН предлагается шагающая механизированная крепь и способ проведения подготовительных выработок качестве одного из путей повышения эффективности функционирования проходческого комплекса [9-10].

Особенностью способа является то, что в каждом цикле работы комбайна сначала отбивают горную породу в зоне опережающего временного крепления, в эту зону секцией механизированной крепи доставляют временную крепь, этой же секцией временную крепь поднимают к кровле выработки и поддерживают, затем заканчивают отбойку горной породы, погрузку горной массы в транспортное средство, оформление контура, зачистку выработки и возведение постоянной крепи.

Механизированная крепь для осуществления этого способа состоит из двух секций, передовой и отстающей, соединенных между собой гидродомкратами передвижки, каждая из которых содержит траверсы с опорными балками и распорные гидростойки с направляющими, причем поршневые полости распорных гидростоек снабжены гидрозамками, а каждая опорная балка связана с траверсой через проставку. Секции опираются через гидростойки и опоры на почву выработки. Движение крепи осуществляется методом шагания в следующей последовательности: передвижка передовой секции на шаг передвижки, затем передвижка отстающей секции на шаг передвижки, далее цикл передвижки повторяется [11].

Принимаемый состав технологического оборудования комплекса показан на рис. 2.



1 – проходческий комбайн, 2 – механизированная шагающая крепь, 3 – буровой станок с анкероустановщиком, 4 – перегружатель

Рис. 2. Проходческий комплекс для скоростной проходки

Исходная расстановка механизированного оборудования проходческого комплекса в забое:

- проходческий комбайн располагается под защитой перекрытия механизированной шагающей крепи, придвинут к забою выработки;
- механизированная шагающая крепь расперта между почвой и кровлей выработки, при этом отстающая секция установлена с отставанием от передовой не менее чем на шаг передвижки, отставание от забоя не более 400 мм.
- буровой станок с анкероустановщиком установлен на последней от забоя траверсе отстающей секции крепи и находится в транспортном положении (ориентирован параллельно траверсе);
- транспортное средство готово к приему отбитой горной массы для транспортирования.

Для создания статических объектов в Proof Animation изображены: горная выработка, угольный массив, установленные анкеры и металлическая решетчатая затяжка, статические тексты и сообщения о времени каждой операции и массе добытого угля, а также элементы графика (рис. 3).

Для создания динамических объектов в режиме Class Mode созданы следующие классы модели:

- проходческий комбайн и транспортное средство для отбитой горной массы (рис. 4);
- режущий исполнительный орган комбайна;
- передовая и отстающая секции крепи, а также элементы соединения и гидростойки;
- буровой станок с анкероустановщиком и отдельным классом «анкер»;
- металлическая решетчатая затяжка;

- угольный массив, разделенный на слои;
- отбитая горная масса;
- комплект сообщений, показывающих название текущей операции.



Рис. 3. Статические элементы технологии

Для управления компьютерной анимацией и возможности проведения экспериментов при различных входных данных разработана имитационная модель технологии в специализированной среде GPSS World.

Входные параметры заданы в виде переменных, например: время включения режущего органа, время зарубки, отбойки горной массы, время опускания опорных балок секций, время передвижения передовой секции и т.д.

В модель введены все указанные ранее операции проходческого цикла, а также блоки вывода на экран данных о времени и наименовании выполняемых операций и построения графика, отображающего динамику объема добытого угля.

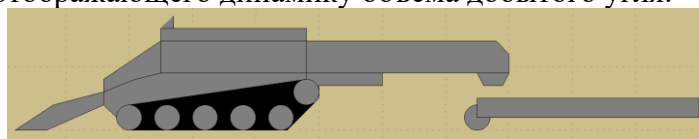


Рис. 4. Класс анимационной модели, моделирующий проходческий комбайн и конвейер

После введения данных в модель и запуска моделирования происходит расчёт модели и генерация файла управления анимацией \*.atf, при запуске которого пользователь получает управляемую анимацию. При изменении входных данных происходит перерасчёт модели и перестройка анимационной модели.

На основе данных расчёта цикла передвижки шагающей крепи [12] проведено исследование и показано, что для рассматриваемой технологии время проходческого цикла составит 658 сек. Объем отбитой горной массы – 9464 кг. На рис. 5 показан скриншот результатов моделирования.

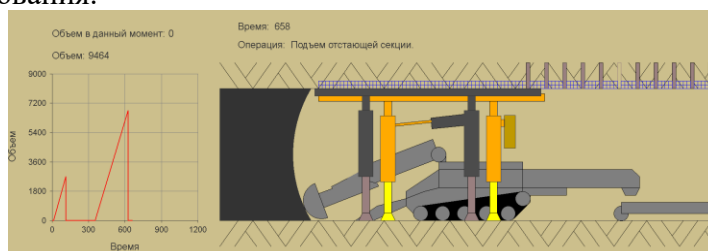


Рис. 5 – Отображение анимации работы комплекса

**Выводы.** В результате разработана анимационная модель, отображающая технологию скоростной проходки горных выработок, соединенная с созданной имитационной моделью, позволяющие:

- воспроизвести динамику горных работ на экране компьютера;
- оценить правильность технологии по визуальному отображению;
- выявить и исправить ошибки при откладке модели;
- перемещаясь во времени, меняя масштаб и позиционирование изображения, проанализировать и спрогнозировать внештатные ситуации;
- оценивать альтернативные варианты технологии.

Исследования на моделях показало, что для технологии скоростной проходки на основе роботизированного шагающего модуля время проходческого цикла составит 658 сек.

### Список литературы

1. Петренко И.Е. Итоги работы угольной промышленности России за 2021 год // Уголь. – 2022. – № 3. – С. 9-23.
2. Томашевский В.Н, Жданова Е.Г. Имитационное моделирование в среде GPSS. – М.: Бестселлер, 2003. – 412 с.
3. Кельтон В., Лоу А. Имитационное моделирование. – СПб.: Питер, 2004. – 848 с.
4. Стародубов А.Н., Зиновьев В.В., Береснев М.В. Система имитационного моделирования горнопроходческих работ // Уголь. – 2016. – № 2. – С. 20 – 24.
5. Девятков В.В., Габагин А.В. Имитационное исследование бизнес-процессов с очередями с помощью среды моделирования GPSS Studio // Открытое образование. – 2020. – № 24(3). – С. 67-77. – URL: <https://doi.org/10.21686/1818-4243-2020-3-67-77>
6. Капутин Ю. Е. Информационные технологии планирования горных работ (для горных инженеров). – М.: Недра. – 2004.
7. John R. Sturgul. Mine Design: Examples Using Simulation. – SME, 2000. – 380 p.
8. Кузнецов И. С., Крамаренко В. А. Анимационное представление работы экскаваторно-автомобильного комплекса // Россия молодая. – 2019. – С. 30109-30109.
9. Патент 2724816, РФ, МПК E21D 11/00, E21D 19/04, E21C 41/16, E21D 23/00. Способ проведения подготовительной горной выработки и механизированная крепь для его осуществления / В.И. Клишин, Б.А. Анферов, Л.А. Кузнецова [и др.]; Федеральное государственное бюджетное научное учреждение «Федеральный исследовательский центр угля и углехимии Сибирского отделения Российской академии наук». – Оpubл. 2020, Бюл. № 18.
10. Клишин, В. И., Фрянов, В. Н., Павлова [и др.]. Исследование взаимодействия многофункциональной шагающей крепи с массивом горных пород при проведении подземных выработок // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. – 2021. – № 3. – С. 3-12.
11. Клишин В.И., Малахов Ю.В., Никитенко С.М., Анферов Б.А. Разработка технических требований к механизированной шагающей крепи в составе горнопроходческого комплекса // Научно-технические проблемы разработки и использования минеральных ресурсов. – 2020. – №6. – С. 125-131.
12. Клишин В. И., Малахов Ю. В. Организационные аспекты скоростной проходки подземных горных выработок с использованием механизированной шагающей крепи // Горное оборудование и электромеханика. – 2021. – № 4. – С. 9-15.

УДК 330.3; 62-1/-9

### ГОРНОЕ МАШИНОСТРОЕНИЕ И ПАТЕНТНАЯ АНАЛИТИКА: НОВЫЕ ВОЗМОЖНОСТИ

д.э.н. Никитенко С.М., Королев М.К.

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

**Аннотация.** В статье анализируется возможность проведения исследований перспективных технологических решений на основе использования патентных ландшафтов еще до начала конструирования новых горных машин (на примере горного инструмента). Авторы предполагают, что ориентированная адаптация инструментов патентной аналитики позволит разработать методологию прогнозирования и обоснования параметров горных машин.

**Ключевые слова:** горные машины, геотехнологии, горный инструмент, патентные исследования, патентные ландшафты.

**Введение.** Проблемы создания и широкого внедрения перспективных горных машин требует системного подхода к их проектированию, к решению задач выбора параметров различных функций во взаимосвязи их между собой и с окружающей горно-геологической средой. Каждая горная машина создается для выполнения определенных рабочих процессов, которые отображают геотехнологические требования и возможности. Именно по этой причине перед началом разработки машины необходимо иметь информацию о возможных путях развития машин, аналогичных по функциональному назначению, правильно выбрать и обосновать их параметры. Такая информация может быть получена только на основе моделирования рабочих процессов и прогнозирования параметров машины, совокупность которых обуславливает потенциальную способность выполнять ею свои функции в соответствии с назначением [1].

Перед создателями горных машин на первом этапе стоит дилемма «первичности»: появление новых геотехнологий определяет функциональный набор новых горных машин, или заложенные в новых машинах рабочие процессы позволяют реализовать технологии отработки трудноизвлекаемых (или не извлекаемых ранее) запасов полезных ископаемых? На самом деле, указанная дилемма превращается в почти неразрешимую трилемму с учётом ещё одного признака - явлений, формирующих облик горной индустрии ближайших лет. Речь идёт о потребительских предпочтениях, неудовлетворённом покупательском спросе и других чисто рыночных конъюнктурных элементах экономической и политической жизни общества.

**Основная часть.** Одним из возможных инструментов прогнозирования развития рабочих процессов в горных машинах с учетом внешней среды, по мнению авторов, может служить патентная аналитика, результаты которой позволяют актуализировать направления конструирования горных машин на самых ранних этапах.

Одним из активно развивающихся в последние десять лет методов эффективного определения трендов технологического развития являются патентные исследования, результаты которых могут быть представлены в виде патентных ландшафтов (ПЛ) - углубленного исследования инновационной продукции, перспективных технологий, направлений исследований и разработок на основе патентных данных в привязке к технологическим приоритетам.

Патентный ландшафт, как правило, разрабатывается в рамках определенной отрасли экономики или направления техники, в то время как патентные исследования ограничиваются хозяйственной деятельностью субъекта и его конкурентной средой. По этой причине в алгоритмах разработки патентного ландшафта отсутствует этап проведения исследования конкурентной среды и подготовки на основе этих исследования выводов и рекомендаций для дальнейшей деятельности хозяйствующего субъекта [3].

Другим отличием патентного ландшафта от патентных исследований является направления их применений. Патентный ландшафт разрабатывается для анализа технологической ситуации, касающейся определенной проблематики и позволяет определить актуальность направления НИОКР на самых ранних этапах. Результаты патентных исследований используют при разработке документов, связанных с деятельностью хозяйствующего субъекта и обоснованием принимаемых им решений [2]. По этой причине патентный ландшафт отличается от патентных исследований наличием элемента визуализации информации для упрощения ее восприятия и принятия на ее основе решений.

Аналитическое представление – это любая форма отображения патентной информации в различных разрезах (временном, территориальном, тематическом и т.д.). В качестве аналитических представлений могут быть использованы разнообразные формы визуализации (2-х мерная, 3-х мерная), представленные в виде графиков (линейный график, график

плотности), диаграмм (круговая диаграмма, радиальная диаграмма, диаграмма Санкея), кластерных и тепловых карт [3].

В современных условиях патентный ландшафт как инструмент патентной аналитики используется и развивается в разных отраслях техники и науки. Исследователями из Центра научно-технической экспертизы ИПЭИ РАНХиГС при президенте РФ, Н.Г. Кураковой, Л.А. Цветковой и В.Г. Зиновым, например, был проведен анализ патентного ландшафта РФ по структуре заявителей и патентообладателей, проведено сравнение этой структуры со структурами других стран. В результате ими была выявлена отличительная черта России в структуре заявителей, отмечены тенденции развития науки и техники в целом по стране [4].

Добыча полезных ископаемых в мире производится на всё больших глубинах. Поскольку Россия – страна с преимущественно добывающей экономикой, вопросы трудностей, возникающих при добыче глубокозалегающих полезных ископаемых, являются перспективными для поиска соответствующих решений.

Первым вопросом, решение которого необходимо для развития добывающей промышленности в новых условиях, является понимание строения земных недр на большой глубине. Опыт бурения сверхглубоких скважин, например (СССР, позже – в России, Казахстане, США, Германии, Австрии, Швеции и Катаре), показал, что общими результатами проведенных экспериментов стали проблемы, возникающие, начиная с глубины 6-7 км. Ряд скважин был закрыт по причине искривления ствола, заклиниваний и прихватов бурового оборудования и обвалов. Также, были прецеденты встречи бура с зонами аномально высокого давления, в результате чего, например, в Архангельской области из скважины неожиданно ударил фонтан из газа, нефти и бурового раствора, а в штате Луизиана, при достижении глубины 9,6 км. из скважины пошла расплавленная сера.

Таким образом, по мере углубления в земную толщу, возникает и усугубляется ряд факторов внешней среды, которые необходимо решать для безопасной и эффективной добычи ресурсов. Основными проблемами глубокой подземной добычи являются:

- повышенная концентрация и движение газов (вопросы дегазации);
- грунтовые воды (их откачка);
- подземное давление, не только со стороны кровли, но и с боков и почвы (необходимость установки крепей, обсадки);
- повышающаяся температура (нелинейный рост температуры: на Кольской СГС при на глубине 7 км температура достигала 120°, а на 12 км – 230°, что побудило к использованию бурового инструмента из материала, превосходящего алмаз по огнеупорности, прочности и твёрдости; в Германии уже на глубине в 7 км температура достигла 270°, что вынудило остановить работы).

Отследить тенденции к увеличению глубины добычи полезных ископаемых возможно посредством патентной аналитики. Например, в последние 10 лет в отличительной части текста патентов по горному инструменту указываются либо изменения в конструкции, либо использование новых композитных материалов в качестве вставок, в обоих случаях направленное на повышение их износостойкости. К моменту начала увеличения глубины добычи полезных ископаемых в отличительной части патентных документов на горный инструмент, по мнению авторов, массово начнут появляться указания о повышенной сопротивляемости высоким температурам.

**Аналитическое представление результатов патентных исследований.** В виде примера, демонстрирующего возможности аналитического представления патентных исследований, авторы использовали результаты научных исследований по теме «Разработка экспериментальных конструкций комбинированного инструмента с применением сверхтвёрдых композиционных материалов для эффективного разрушения горных пород» (Соглашение № 14.607.21.0028 от 05.06.2014 г.), завершённых в Институте угля ФИЦ УУХ СО РАН в рамках ФЦП «Исследования и разработки по приоритетным направлениям развития научно-технологического комплекса России на 2014-2020 годы» (руководитель С.М. Никитенко).



В рамках проведённого патентного исследования буровой инструмент для горно-шахтного оборудования был подразделен на четыре типа: резцы комбайновые радиальные, резцы комбайновые тангенциальные, резцы безлезвийные, резцы для вращательного бурения (рис. 1).

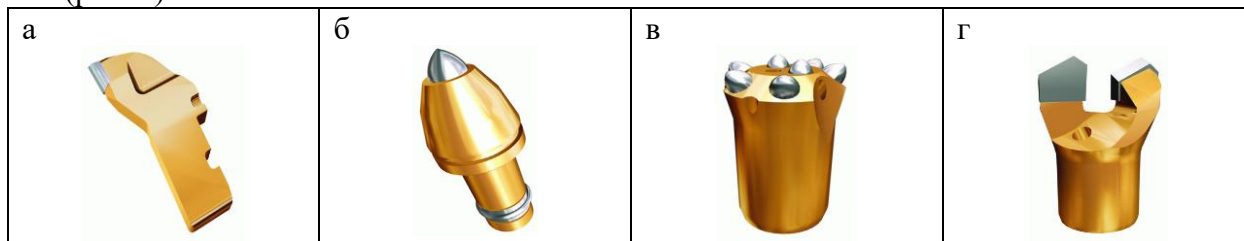


Рис. 1 Типы резцов: а – радиальные; б – тангенциальные; в – безлезвийные; г – буровые

В структуре патентования 40% приходится на комбайновые тангенциальные резцы, наименьшая доля патентной активности (10%) приходится на радиальные комбайновые резцы (рис. 2)

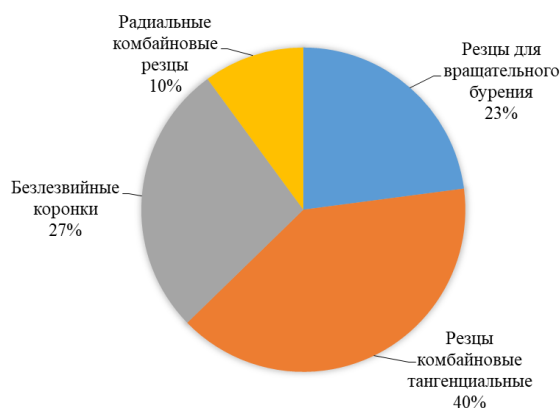


Рис. 2. Структура патентования резцов для горно-шахтного оборудования за исследуемый период по объектам техники

Наибольшая доля патентов, полученных на резцы для горно-шахтного оборудования за весь исследуемый период в структуре патентования, представленной на рис. 3, приходится на США (18%). Китай, патентная активность которого начала набирать обороты с IX периода, занимает в структуре патентования второе место (17%). Вклад Японии и России примерно одинаковый и составляет по 14%, при этом в Японии было получено на 4 патента больше, чем в России.

На рис. 4 отображена динамика патентной активности за исследуемый одиннадцатилетний период, на основе которой можно отметить тренд к её снижению. Отдельно следует отметить пик патентной активности, возникший в IX этапе исследуемого периода.

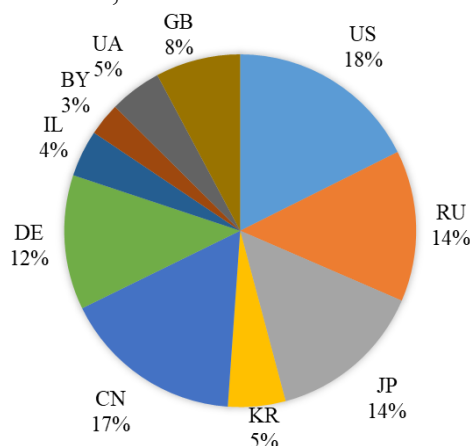


Рис. 3. Структура патентования резцов для горно-шахтного оборудования по странам

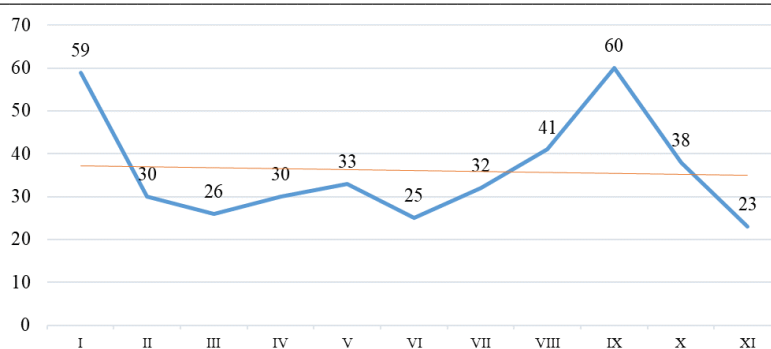


Рис. 4 – Динамика патентной активности в области резцов для горно-шахтного оборудования за исследуемый период (шт.)

Для того чтобы определить источник отклонения от линии тренда в IX этапе исследуемого периода в табл. 1 была приведена структура динамики патентной активности по исследуемым странам. По интенсивности цвета ячеек можно отметить, какой страной какой вклад был внесён в представленную выше динамику.

Анализируя IX этап исследуемого периода, можно отметить существенный вклад (более 36%) Китая в структуре патентования, который и стал источником возникновения выше отмеченного скачка. Кроме того, IX и X этапы характеризуются аномально высокой патентной активностью Китая в области резцов для горно-шахтного оборудования. У остальных анализируемых стран можно заметить тенденцию к снижению патентной активности за исследуемый промежуток времени.

Таблица 1

Структура динамики патентной активности в области резцов для горно-шахтного оборудования за исследуемый период (шт.)

Страна	Количество опубликованных патентов, по отчётным периодам										
	I	II	III	IV	V	VI	VII	VIII	IX	X	XI
US	11	3	6	8	7	10	6	9	7	2	1
RU	12	2	2	3	6	4	8	8	4	3	3
JP	11	5	4	7	4	3	6	4	6	4	3
KR	1	2	2	2	2	0	5	2	2	1	2
CN	7	0	4	1	1	1	0	5	22	17	8
DE	10	10	2	2	6	2	3	4	6	3	1
IL	3	2	1	3	1	0	1	0	2	2	2
BY	2	2	1	1	1	1	1	0	1	1	1
UA	2	2	3	1	0	2	0	1	2	4	2
GB	0	2	1	2	5	2	2	8	8	1	0

В структуре патентования по национальной принадлежности заявителя и стране патентования можно отметить, что большинство новоизобретённых резцов регистрируется, в первую очередь, для внутренних потребностей (табл. 2). В исследуемый период американскими правообладателями было получено 17 патентов за рубежом, что сделало США лидером по зарубежному патентованию резцов для горно-шахтного оборудования.

В соответствии со структурой международной патентной классификации (МПК) можно отметить, что наибольшее число патентов относится к разделу E «Строительство и горное дело», поскольку резцы для горно-шахтного оборудования непосредственно связаны с горным делом. Вторым по числу патентов стал раздел B «Различные технологические процессы; транспортирование», что связано с особенностями технологических процессов при изготовлении современных резцов. Раздел C «Химия; металлургия», на долю которого приходится 18 патентов, связан с особенностями материала, из которого изготавливаются инновационные резцы.

Таблица 2

Структура патентной активности в области резцов для горно-шахтного оборудования по национальной принадлежности заявителя (правообладателя) и странам патентования (шт.)

Национальная принадлежность заявителя	Страна патентования									
	RU	US	DE	KR	CN	IL	BY	UA	GB	JP
RU	55	0	0	0	0	0	0	0	0	0
US	4	77	1	0	2	2	0	0	8	0
DE	2	2	49	0	0	2	0	0	0	0
KR	0	0	0	21	0	0	0	0	0	0
CN	0	0	0	0	86	0	0	0	0	0
IL	0	0	1	0	2	17	0	0	0	0
BY	0	0	0	0	0	0	12	0	0	0
UA	0	0	0	0	0	0	0	18	0	0
GB	0	0	0	0	0	0	0	0	31	0
JP	0	0	0	0	0	0	0	0	0	59

Следовательно, раздел E, на долю которого приходится более 80% всех патентов на резцы, указывает на практическую применимость резцов в строительстве и горном деле, а разделы B и C на отличительные особенности их изготовления. На основе этого можно сделать вывод, что большинство зарегистрированных в исследуемый промежуток времени резцов не обладают значительными отличиями от предыдущих аналогов, и что резцов, использующих современные композитные материалы, значительно меньше, чем требующих особые условия для их изготовления. Для более подробного анализа информации, получаемой из МПК, составлена табл. 3, в которой представлены наиболее распространённые подклассы МПК в охраняемых документах, отобранных по результатам проведённого патентного исследования.

Таблица 3

Наиболее распространённые подклассы МПК при регистрации резцов для горно-шахтного оборудования за исследуемый период, (шт.)

Подкласс	Количество патентов в подклассе	Описание подкласса
E21B	199	Бурение грунта или горных пород
E21C	145	Эксплуатация шахт и карьеров
B23B	17	Токарная обработка; сверление
B22F	15	Порошковая металлургия; производство изделий из металлических порошков; изготовление металлических порошков
B23C	15	Фрезерование
C22C	10	C22: Металлургия; сплавы черных или цветных металлов; обработка сплавов или цветных металлов / C22C: Сплавы

Подклассы E21B и E21C, как было отмечено ранее о разделе E, указывают на непосредственную применимость резцов. Подклассы раздела B указывают на отличия в процессе изготовления, а подкласс C22C, на долю которого приходится всего 10 патентов, указывают на использование сплавов ранее не применяемых для изготовления резцов.

**Вывод.** Авторы полагают, что ориентированная адаптация инструментов патентной аналитики позволит решить масштабную научную проблему [1, 5 - 8] – выявить закономерности и зависимости изменения основных параметров горных машин во времени и разработать методологию прогнозирования и обоснования перспективных параметров разнообразных горных машин как одного функционального назначения, так и многофункциональных, обеспечивающих их эффективную эксплуатацию в течение заданного периода времени. При этом важно решить задачу объединения перспективных параметров в

представительный информационный массив, учитывающий исторический период, достаточный для обеспечения требуемой достоверности прогноза.

**Благодарности.** Исследование выполнено за счет гранта Российского научного фонда и Кемеровской области – Кузбасса № 22-28-20513.

### Список литературы

1. Радкевич Я.М. Методология прогнозирования параметров горных машин: (На примере очистных комбайнов) : автореферат дис. На соиск. учен. степ. докт. техн. наук: спец. 05.05.06 / Моск. гос. горный ун-т. – Москва, 1993. – 36 с.
2. ГОСТ Р 15.011-96. Система разработки и постановки продукции на производство. Патентные исследования. Содержание и порядок проведения. – Введ. 30.01. 1996 г. – М. : Стандартинформ, 2010.
3. Зеленкина Н.В., Павликова Д.С., Батанов Ф.А. Современная практика патентной аналитики // Интеллектуальная собственность. Промышленная собственность. – 2019. – № 6. – С. 15-24.
4. Куракова Н.Г., Цветкова Л.А., Зинов В.Г. Патентный ландшафт РФ, созданный резидентами страны: анализ выявленных проблем // Экономика науки. – 2016. – № 1. – Т. 2. – С. 64-79.
5. Крестовоздвиженский П.Д., Клишин В.И., Никитенко С.М., Герике П.Б. Выбор формы армирующих вставок для тангенциальных поворотных резцов горных машин // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. – 2014. – № 6. – С. 107-115.
6. Клишин В.И., Никитенко С.М., Герике Б.Л., Крестовоздвиженский П.Д. Новые армирующие вставки для тангенциальных поворотных резцов // Горный журнал. – 2014. – № 12. – С. 89-92.
7. Dvornikov L.T., Korneyev V.A., Klishin V.I., Nikitenko S.M. Experimental designs of a combined tool using superhard composite materials for effective destruction of mine rjcks // Eurasian Mining. – 2018. – № 1. – С. 22-26.
8. Никитенко С.М. Технологические инновации: спрос рождает предложение // Инновации. – 2006. – № 4(91). – С. 3-5.

УДК 004.31+004.6:534-18

## АВТОМАТИЗАЦИЯ ПРОЦЕССОВ СБОРА И АНАЛИЗА ДАННЫХ ЛАБОРАТОРНОЙ УСТАНОВКИ ИССЛЕДОВАНИЯ ГЛУБИНЫ ЧУВСТВИТЕЛЬНОСТИ СПЕКТРАЛЬНО-АКУСТИЧЕСКОГО МЕТОДА

Худоногов Д.Ю., Черкасов П.В., к.т.н. Никитенко М.С.

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

**Аннотация.** В статье рассмотрена архитектура построения аппаратных средств сбора и обработки данных датчиков давления и датчиков акустических колебаний лабораторной установки для установления глубины чувствительности спектрально-акустического метода при контроле напряженного состояния призабойного пространства впереди подготовительной выработки.

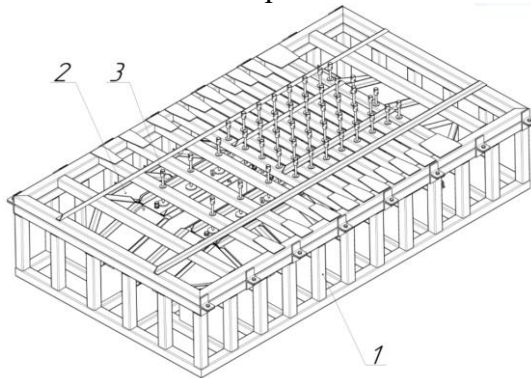
**Ключевые слова:** лабораторная установка, архитектура, сбор и обработка данных, датчик давления, датчик акустических колебаний, LabVIEW.

**Введение.** В настоящее время для прогноза динамических явлений в шахтах Кузбасса находит широкое применение спектрально-акустический метод [1]. В данном методе призабойное пространство зондируется акустическими колебаниями, генерируемыми режущим органом комбайна (или другими работающими механизмами). При использовании

метода в подготовительной выработке приемник акустических колебаний (геофон) устанавливается в бок выработки на некотором расстоянии от забоя и несёт информацию о напряжённом состоянии призабойного пространства. Экспериментально установлено, что несмотря на то, что геофон находится позади забоя, метод позволяет зафиксировать приближение к опасной по проявлению динамических явлений зоне, находящейся впереди забоя [1, 2].

**Постановка задачи.** Для установления глубины чувствительности спектрально-акустического метода при контроле напряженного состояния призабойного пространства в соответствии с поставленными техническими требованиями [3] в ФИЦ УУХ СО РАН была разработана специализированная лабораторная установка, предназначенная для моделирования напряженного состояния призабойного пространства впереди подготовительной выработки, зондирования его акустическими колебаниями и приема их датчиками, установленными позади забоя (далее лабораторная установка) [4]. Предложенная физическая модель воспроизводит нагрузки, соответствующие эпюре напряжений впереди забоя подготовительной выработки с перемещаемым относительно забоя выработки положением максимума опорного давления и плавным изменением его величины.

Конструкция лабораторной установки показана на рис. 1 и представляет собой корпус-ёмкость, заполненный моделирующей средой для последующего зондирования акустическими волнами от генератора под действием механического давления, создаваемого прижимными винтами внутри внешней силовой рамы.



1 – внешняя рама; 2 – корпус установки; 3 – прижимные винты

Рис. 1. Установка в сборе в изометрии

Предполагается, что прошедшие от излучателя, акустические колебания до приемников, установленных у стенки выработки, должны качественно нести информацию о состоянии до области максимума опорного напряжения и его величине, а также возможных нарушений в зондируемой толще моделирующего материала.

Выполненные на лабораторной установке экспериментальные исследования должны позволить оценить глубину чувствительности спектрально-акустического метода впереди подготовительной выработки для контроля напряженного состояния и прогноза динамических явлений.

Автоматизация процессов сбора данных обеспечивается одновременной работой двух подсистем, установленных на лабораторной установке.

Первая подсистема включает в свой состав следующие оборудование: излучатель звуковых колебаний, датчики давления, датчики акустических колебаний.

Вторая подсистема состоит из набора датчиков влажности для измерения показаний степени влажности моделирующего материала (песка) по данным четырех точек внутри установки.

Управление оборудованием осуществляется разработанным программным обеспечением, которое обеспечивает регистрацию излучаемого и принимаемого акустического

сигнала, определение по ним спектрального состава сигнала акустических датчиков [5-7], индикации давления и вывода показаний степени влажности.

**Реализация и обсуждение.** В статье рассмотрена архитектура построения подсистемы сбора и обработки данных датчиков давления, датчиков акустических колебаний в структуре лабораторной установки.

Обобщенная структурная схема программно-аппаратной подсистемы представлена на рис. 2. Состав подсистемы определяется аппаратным и программным обеспечением, который обеспечивает сбор и анализ данных.

Аппаратные средства реализованы на базе платформы NI cDAQ-9174 [8, 9], представляющей собой 4-слотовое шасси, для подключения модуля NI-9208 [10], обеспечивающего сбор данных с 10-ти датчиков давления Курант ДА [11] и модуля NI-9233 [12] обеспечивающего сбор данных с 4-х пьезодатчиков AP2029-100 [13].

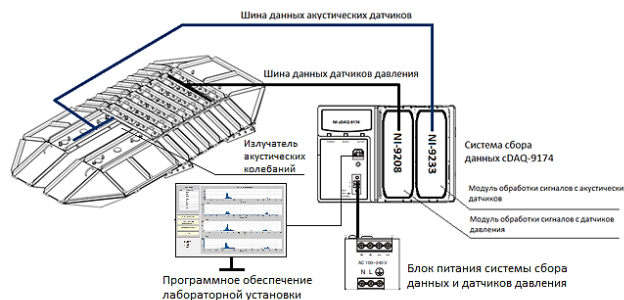


Рис. 2. Обобщенная структурная схема аппаратного и программного обеспечения лабораторной установки

Функциональные возможности аппаратного обеспечения подсистемы приводятся в табл. 1.

Таблица 1

Назначение элементов аппаратно-программного комплекса

№ п/п	Наименование элемента	Назначение
1	cDAQ-9174 шасси CompactDAQ (4 слота USB) в комплекте с блоком питания	Для установки модулей сбора данных NI 9233 и NI 9208 в шасси cDAQ-9174
2	NI 9233 BNC Модуль аналогового ввода для подключения датчиков вибрации, ±10 В, 16-бит., 100 кС/с/канал, 4-канала.	Для сбора данных аналоговых сигналов с пьезодатчиков - AP2029-100
3	NI 9208, 24-бит. Модуль токового ввода с D-Sub для подключения датчиков давления в комплекте с блоком выводов для переднего монтажа для 37-контактных модулей D-Sub	Для индикации датчиков давления Курант ДА

Акустические датчики AP2029-100 (рис. 3 а) предназначены для преобразования механических колебаний контролируемого объекта в электрический сигнал, пропорциональный вибрационному или ударному ускорению механической системы. В конструкции датчиков использована механическая схема с пьезоэлементом, работающим на сдвиг, и встроенный унифицированный усилитель. Технические характеристики вибропреобразователя AP2029-100 представлены в табл. 2.

Датчики давления «Курант ДА» (рис. 3 б) предназначены для работы в системах измерений, контроля, регулирования и управления технологическими процессами и обеспечивают непрерывное преобразование абсолютного давления в унифицированный сигнал постоянного тока.

Программное обеспечение индикации давления и определения спектров сигналов акустических датчиков реализовано в графической среде разработки инженерных приложений LabVIEW [14, 15].



Рис. 3. Внешний вид датчиков: а – миниатюрный вибропреобразователь AP2029-100 с выходом по напряжению; б – блок датчика давления «Курант ДА» с открытой жесткой мембраной

Таблица 2

Технические характеристики акустического датчика AP2029-100

Характеристика	Значение
Рабочий диапазон частот	0,5 ... 20 000 Гц
Максимальное значение амплитуды измеряемой величины	500 м/с <sup>2</sup>
Частота установочного резонанса в осевом направлении (более)	60 кГц
Напряжение питания	+ (18 ... 30) В
Ток	2 ... 20 мА

Технические характеристики датчика «Курант ДА» представлены в табл. 3.

Таблица 3

Технические характеристики датчика давления Курант ДА

Характеристика	Значение
Верхние пределы диапазона давлений	2,5 кПа ... 16 МПа
Пределы допускаемой погрешности	0.10%, 0.15%, 0.25%, 0.50%, 1.00%
Ток	4 ... 20 мА (4 мА при давлении 0 МПа и 20 мА при давлении 6 МПа)
Напряжение питания	12 ... 36 В

Внешний вид панели оператора (рис. 4) отображает функциональные возможности программного обеспечения, которое позволяет на лицевой панели оператора визуализировать показания (индикацию) датчиков давления, производить вычисление амплитудных спектров сигналов, полученных с акустических датчиков и запись полученных данных измерений спектра в файл, с возможностью воспроизведения (просмотра).

Также на лицевой панели программного обеспечения происходит отображение текущих показаний степени влажности моделирующего материала внутри установки, полученных с подсистемы автоматизированного сбора и обработки данных влажности.

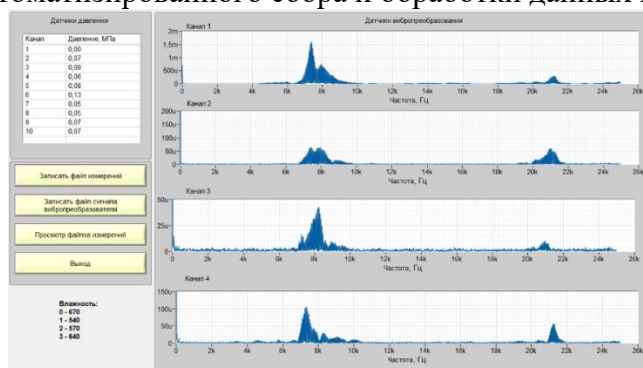


Рис. 4. Лицевая панель оператора лабораторной установки

**Выводы.** В результате работы реализован автоматизированный сбор, анализ и запись данных, полученных на лабораторной установке по исследованию глубины чувствительности спектрально-акустического метода контроля напряженного состояния горного массива впереди подготовительной выработки.



Результаты выполненных работ позволяют начать исследования глубины чувствительности метода, а также тестовую регистрацию и локализацию дизъюнктивных или пликтивных нарушений пласта различной формы на показатель опасности спектрально-акустического метода прогноза на лабораторной установке.

Разрабатываемые программно-аппаратные средства при применении на лабораторной установке могут использоваться для прогнозирования состояния горного массива в период формирования и проявления динамических осадок основной кровли и его профилактической гидрообработки с целью недопущения динамических и газодинамических явлений.

**Благодарности.** Работа выполнена в рамках государственного задания ФГБНУ «Федеральный исследовательский центр угля и углехимии Сибирского отделения Российской академии наук» проект FWEZ-2021-0017 (рег. № 121121000036-1).

### Список литературы

1. Шадрин А.В. Телегуз А.С. Определение напряженного состояния краевой части пласта с помощью методов текущего прогноза выбросоопасности // Известия Томского политехнического университета. Инжиниринг георесурсов. – 2021. – Т. 332. – № 12. – С. 35-42.
2. Шадрин А.В. Геофизический критерий предвыбросного развития трещин в угольном пласте // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. – 2016. – № 4. – С. 48-62.
3. Шадрин А.В., Клишин В.И., Никитенко М.С., Трухманов Д.С. Технические требования к лабораторной установке для исследования глубины чувствительности спектрально-акустического метода контроля напряженного состояния горного массива впереди подготовительной выработки // Научно-технические проблемы разработки и использования минеральных ресурсов. – 2018. – № 4. – С. 248-251.
4. Патент №196545 Российская Федерация, МПК G01N 29/14 (2006.01), G01N 29/14 (2020.01) Установка для исследования глубины чувствительности спектрально-акустического метода контроля напряженного состояния / В.И. Клишин, А.В. Шадрин, М.С. Никитенко, Д.С. Трухманов. – № 196545: заявл. 16.10.2019 опубл. 04.03.2020.
5. Беликов В.Т., Рывкин Д.Г. Изучение изменений структурных характеристик твердого тела с использованием амплитудно-частотных спектров акустической эмиссии // Физическая мезомеханика. – 2016. – Т. 19. – № 3. – С. 103-109.
6. Раков О.Н., Ракова О.А. Разработка модуля анализа виброакустических сигналов и спектров для диагностических экспертных систем // Вестник Димитровградского инженерно-технологического института. – 2015. – № 1(6). – С. 76-82.
7. Костюков В.Н., Науменко А.П., Бойченко С.Н., Кудрявцева И.С. Методические основы оценки пиковых значений параметров виброакустических сигналов // Динамика систем, механизмов и машин. – 2016. – № 1. – С. 51-58.
8. SPECIFICATIONS NI CompactDAQ Four-Slot USB Chassis NI cDAQ™-9174. – URL: <https://www.ni.com/pdf/manuals/374045a.pdf>.
9. User Manual NI CompactDAQ USB 2.0 Chassis NI cDAQ™-9171/9174/9178. – URL: <https://www.ni.com/pdf/manuals/372838e.pdf>.
10. DATASHEET NI 9208. – URL: [https://www.ni.com/pdf/manuals/375170b\\_02.pdf](https://www.ni.com/pdf/manuals/375170b_02.pdf).
11. Датчики давления Курант: руководство по эксплуатации МПКБ. 406233.002РЭ. – URL: <https://studylib.ru/doc/204444/rukovodstvo-po-e-kspluatacii---datchiki-davleniya-kurant>
12. USER GUIDE AND SPECIFICATIONS NI USB-9233. – URL: <https://www.ni.com/pdf/manuals/371569d.pdf>.
13. Датчиковая измерительная аппаратура AP2029-XX. – URL: [https://global-test.ru/catalogpdf/catalog\\_GlobalTest\\_ru.pdf](https://global-test.ru/catalogpdf/catalog_GlobalTest_ru.pdf).
14. Мрачковский О.Д., Вишневы С.В. Моделирование спектрального анализатора сигналов в программной среде Labview // Вісник Національного технічного університету



України Київський політехнічний інститут. Серія: Радіотехніка. Радіоапаратобудування. – 2008. – № 37. – С. 94-97.

15. Бушмелев Д.Л., Фомичев О.Е. Обработка и анализ данных физических объектов с помощью программного комплекса Labview // Научная мысль. – 2019. – Т. 7. – № 1 (31). – С. 138-141.

УДК 004.31+004.6:624.131.43

## **РАЗРАБОТКА ПОДСИСТЕМЫ ОЦЕНКИ ВЛАЖНОСТИ МОДЕЛИРУЮЩЕЙ СРЕДЫ ЛАБОРАТОРНОЙ УСТАНОВКИ ИССЛЕДОВАНИЯ ГЛУБИНЫ ЧУВСТВИТЕЛЬНОСТИ СПЕКТРАЛЬНО-АКУСТИЧЕСКОГО МЕТОДА**

**Кизилов С.А., Баловнев Е.А., к.т.н. Никитенко М.С.**

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

**Аннотация.** В статье рассмотрен процесс разработки и создания подсистемы оценки влажности моделирующей среды внутри лабораторной установки для исследования глубины чувствительности спектрально-акустического метода при контроле напряженного состояния призабойного пространства впереди подготовительной выработки.

**Ключевые слова:** лабораторная установка, сбор и обработка данных, датчик влажности, весовая влажность, относительная влажность среды, программное обеспечение, микроконтроллер.

**Введение.** В настоящее время шахтах Кузбасса для прогноза динамических явлений широко применяется спектрально-акустический метод [1]. Для установления глубины чувствительности спектрально-акустического метода при контроле напряженного состояния призабойного пространства в соответствии с поставленными техническими требованиями [1-3] в ФИЦ УУХ СО РАН была разработана специализированная лабораторная установка, предназначенная для моделирования напряженного состояния призабойного пространства впереди подготовительной выработки, зондирования его акустическими колебаниями и приема их датчиками, установленными позади забоя (далее – лабораторная установка) [4].

**Постановка задачи.** Лабораторная установка конструктивно представляет собой помещенный во внешнюю силовую раму корпус-ёмкость, заполненный моделирующей средой для последующего зондирования акустическими волнами (излучаемыми генератором). При этом, моделирующая среда находится под действием механического давления, создаваемого прижимными винтами [4].

Предполагается, что акустические колебания, прошедшие от излучателя к приемникам, должны нести информацию о расстоянии до области максимума опорного напряжения и его величины, а также возможных нарушениях в зондируемой толще.

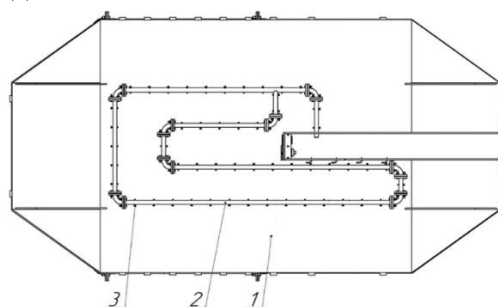
Автоматизация процессов сбора данных обеспечивается одновременной работой двух подсистем, установленных на лабораторной установке.

Первая подсистема включает в свой состав следующие оборудование: излучатель звуковых колебаний; датчики давления; датчики акустических колебаний.

Вторая подсистема состоит из набора датчиков влажности, для измерения показаний степени влажности моделирующего материала по данным четырех точек внутри установки. В качестве материала, для моделирования горного массива в лабораторной установке использован влажный песок. Песок внутри лабораторной установки должен позволять варьировать моделируемые свойства твердых пород, что обеспечивается увеличением влажности и, в свою очередь, влияет на скорость распространения акустических волн [5].

Таким образом, для проведения исследований необходимо вести контроль уровня влажности песка во время проведения экспериментов. С этой целью в установке

предусмотрена возможность подачи воды через элементы системы орошения – трубопровод, форсунки (рис. 1). Для определения степени вложенности песка разработано устройство многоточечного измерения и индикации влажности среды – УМИИВС. Задача устройства – измерять показания влажности песка в четырех точках установки и отображать показания на встроеном ЖК дисплее.



1 – дно корпуса; 2 – трубопровод; 3 – форсунки

Рис. 1. Корпус установки (вид сверху)

**Реализация и обсуждение.** Разработка и создание УМИИВС проходило в несколько этапов: формулировка технических требований (базовые технические требования к УМИИВС представлены в табл. 1), подбор первичных преобразователей – датчиков влажности, разработка электрической принципиальной схемы и методики тарировки, сборка, разработка программного обеспечения и тестирование, тарировка.

Таблица 1

Требования к УМИИВС

№	Параметр	Значение
1	Среда измерений <i>*с содержанием воды до 25%</i>	увлажненный песок*
2	Прилагаемое давление в вертикальной плоскости на объект измерения, МПа	до 5
3	Тип установки датчиков	полностью погружены в среду
4	Точность измерений не хуже, % относительной влажности	±5
5	Количество точек измерения, шт.	4
6	Расстояние от измерительной станции до датчика, метров	6
7	Тип подключения датчиков к измерительной станции	проводное
8	Дискретность отображаемых результатов измерения, секунд	1
9	Количество отображаемых результатов на ЖК экране, шт.	4
10	Напряжение питания УМИИВС, В	220
11	Напряжение питание измерительного блока, В	12
12	Напряжение питания на датчике влажности не более, В	6

**Подбор датчиков влажности.** Основным ограничивающим фактором в случае работы датчиков внутри установки является механическое давление, прилагаемое к внутренней среде – песку в вертикальной плоскости, таким образом, датчик в поперечном сечении должен иметь минимальную площадь для снижения риска его повреждения во время экспериментов. Высокая точность измерения датчика не являлась приоритетной по двум причинам: 1 – датчик на длительное время будет оставлен во влажной среде, что неизбежно приведет к коррозии контактов и снижению точности показаний; 2 – согласно техническим требованиям, достаточная точность измерения ±5% относительной влажности песка. Предварительно рассматривались два типа датчиков – емкостной и резистивный. Емкостной датчик в незащищенном исполнении сломался механически при приложении к среде, в которой он установлен, давления в 0,3 МПа, что подтвердило правильность теории о выборе датчика с минимальной площадью поперечного сечения. Минимальной площадью

поперечного сечения и максимальной простотой конструкции обладают резистивные электронные датчики, в основу работы данного класса датчиков положено изменение проводимости электролита, в который погружены контакты. Таким образом, чем выше влажность среды, тем большее значение тока протекает между контактами датчика и соответственно, тем выше значение напряжения на выходе с датчика. Для работы внутри установки были выбраны резистивные электронные датчики влажности почвы производства российской компании «Амперка» [6], представляющие собой два позолоченных измерительных контакта, к которым подается напряжение в диапазоне от 3,5 до 5В. Изменение в границах приложенного напряжения является выходным сигналом датчика. По данным производителя и проведенным замерам на датчике, при приложенном к датчику напряжении 5В, диапазон измеряемых значений на выходе с датчика лежит в пределах от 0 до 3,5В. Где максимальное значение соответствует погружению в проточную не кипяченную воду. Внешний вид датчика показан на рис. 2.

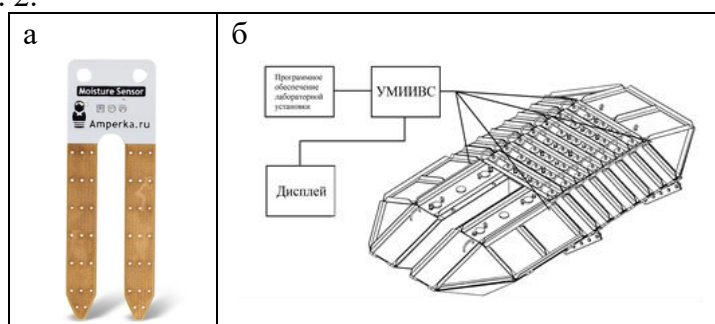


Рис. 2. Оборудование УМИИВС: а – внешний вид резистивного датчика влажности; б – схема размещения датчиков влажности

**Разработка электрической схемы УМИИВС.** Так как выбранный датчик является аналоговым, и выходным значением является изменение напряжения, соответственно для фиксации этих изменений необходим микроконтроллер, позволяющий согласно техническим требованиям подключить четыре подобных датчика, а следовательно, оснащенный четырьмя портами аналогового ввода с диапазоном измерений от 0 до 5В. Согласно дополнительным техническим требованиям, УМИИВС должно отображать данные измерений на встроенном ЖК дисплее, соответственно выбираемый микроконтроллер должен поддерживать работу с выбранным типом дисплейного модуля. Блок схема УМИИВС показана на рис. 3.

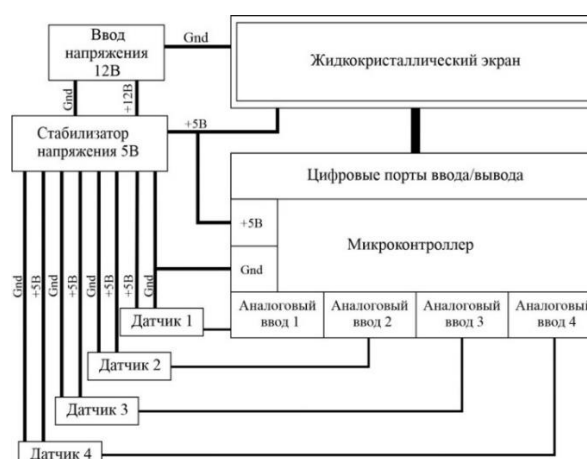


Рис. 3. Блок-схема УМИИВС

Как видно из рис. 3, УМИИВС состоит из четырех основных блоков: блока ввода напряжения 12В, стабилизатора напряжения 5В, жидкокристаллического экрана и микроконтроллера. Согласно разработанной блок схеме и техническим требованиям выбраны электронные компоненты, на которых будут построены блоки.

Блок ввода напряжения 12В, является фабрично изготовленной единицей, преобразующей переменное напряжение 220В 50Гц в постоянное с характеристиками 12В, 1,5А. Подключение блока ввода напряжения 12В к УМИИВС производится проводом через разъем DS-261А, встроенный в УМИИВС. Блок стабилизатора напряжения 5В предназначен для обеспечения потребителей (микроконтроллер, жидкокристаллический экран, датчики) стабилизированным напряжением в 5В. Блок строится на базе стабилизатора напряжения L7805, включаемого через транзистор по схеме, разработанной производителем стабилизатора, для обеспечения максимальной отдачи по току.

В качестве ЖК экрана выбран знаковосинтезирующий ЖК экран на контроллере HD44780 типа 1602. Выбранный экран обеспечивает подключение к микроконтроллеру через параллельный интерфейс как в 4, так и в 8 битном вариантах и позволяет отображать две строки по 16 знаков в каждой, дисплей снабжен желтой подсветкой, напряжение питания 5В, потребляемый ток дисплеем 1 мА, подсветкой дисплея до 100 мА.

Исходя из выбранных компонентов и ТЗ, выбираем подходящий микроконтроллер, в данном случае микроконтроллер должен иметь минимум 4 аналоговых порта ввода с диапазоном ввода 0 – +5В, и иметь возможность подключения ЖК дисплея по параллельному интерфейсу, наличие готовых библиотек в среде разработки для использования выбранного дисплея, быть компактным и работать от питающего напряжения в 5В. По выбранным характеристикам подходит микроконтроллер на базе чипа Atmega 328р, в данном случае выбираем производимый серийно микроконтроллер типа Arduino Nano. Для обеспечения повышенной ремонтопригодности микроконтроллер в УМИИВС должен быть быстросъемным. Согласно выбранным компонентам разработана принципиальная электрическая схема УМИИВС.

Согласно разработанной схеме собран действующий образец УМИИВС. Сборка образца была проведена на макетных платах под пайку, дорожки платы выполнены из оловянного припоя и медного провода. Внешний вид готового устройства показан на рис. 4 а. Отображение показаний степени влажности моделирующего материала внутри установки также интегрировано на лицевой панели программного обеспечения индикации давления и определения спектров сигналов акустических датчиков. Внешний вид фрагмента панели оператора (см. рис. 4 б)

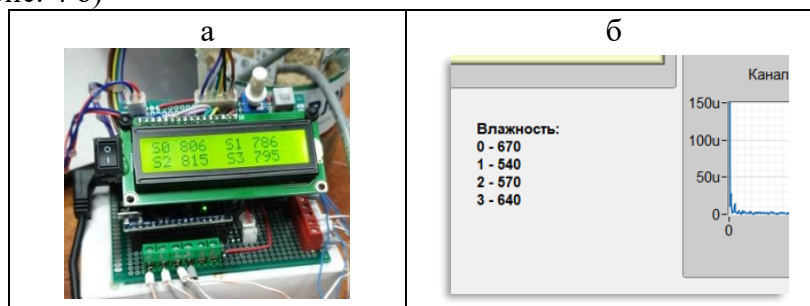


Рис. 4. Результат разработки: а – внешний вид УМИИВС без датчиков; б – фрагмент лицевой панели оператора лабораторной установки

**Разработка программного обеспечения.** Программное обеспечение УМИИВС, разработанное в среде Arduino ide [7], можно разделить на 2 блока. 1 – дискретного опроса аналоговых портов усреднение и перерасчет показателей, 2 – вывод данных на ЖК дисплей. Первые тесты показали, что частота дискретного опроса на аналоговом порту избыточна для данного типа датчика и значения имеют существенный дрейф. При этом микроконтроллер, это устройство с последовательным выполнением строк командного кода и не способен выполнять несколько задач параллельно, для преодоления этого недостатка и сохранения требуемого быстродействия всего устройства микроконтроллер за 1 секунду 100 раз опрашивает каждый из датчиков после чего результат измерений усредняется, и выводится на

дисплей 2 блоком программного обеспечения. На данном этапе программное обеспечение не пересчитывает полученные от датчиков данные в относительную влажность песка.

**Тарировка и тестирование.** Так как датчики от производителя поставляются не тарированные, и среда, в которой они будут работать отлична от обычного состава почвы, то была разработана методика предварительной тарировки датчиков.

Была использована следующая методика. Отобрана проба песка из установки весом 0,5 кг, далее песок был подвергнут прокаливанию при температуре 200 С° в течение 2 часов, с последующим плавным остыванием до температуры в 30 С°. По требованиям методики измерения относительной влажности песка [8], сушка производится при температуре 100 С° в течение 1 часа.

Полученный объем песка был просеян и из него была отобрана проба весом в 0,3 кг, которая была помещена в пластиковую емкость. Первичные показания датчиков в сухом песке после прокаливании приняты за 0.

Далее в емкость была добавлена вода в количестве 5 % от массы песка – 0,015 кг и содержимое емкости было тщательно перемешано с последующим отстоем в 30 мин при плотно закрытой емкости.

После отстоя, емкость была открыта в нее были помещены датчики влажности, произведено измерение и запись их результатов.

Процедура добавления воды была повторена. Итого было произведено семь замеров, результаты шестого и седьмого замеров не различались, после шестого замера вода перестала впитываться в песок и встала на поверхности, прибор показывал максимальные значения сигнала с датчиков, согласно данных, предоставленных их производителем.

Процесс проведения тарировки УМИИВС показан на рис. 5.

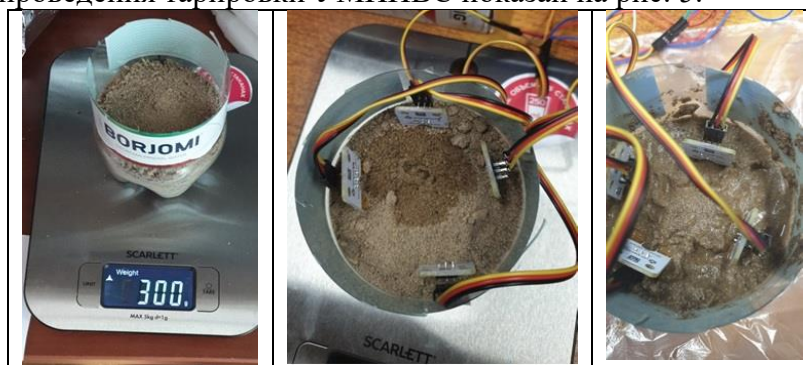


Рис. 5. Процесс тарировки датчиков влажности УМИИВС

По результатам тарировочных замеров была разработана табл. 2.

Соответствия показаний датчиков влажности на экране УМИИВС реальным значениям весовой и относительной влажности песка с шагом в 5%. Весовую влажность [9] определяется по формуле:

$$W = \frac{m_v}{m_d}, \quad (1)$$

где  $W$  – весовая влажность,  $m_v$  – масса воды в пробе,  $m_d$  – масса сухого песка перед началом измерений. Данные соответствия показаний датчиков массовой доле воды в измеряемой среде и относительной влажности песка приведены в табл. 1.

Относительная влажность [9] песка рассчитывается по формуле:

$$S_r = \frac{W \times \rho_d}{e \times \rho_w}, \quad (2)$$

где  $S_r$  – относительная влажность песка,  $W$  – весовая влажность,  $\rho_d$  – плотность высушенного песка – 1700 кг/м<sup>3</sup>,  $\rho_w$  – плотность воды – 996 кг/м<sup>3</sup> при 28 С°,  $e$  – коэффициент пористости приме равный 0,75.

Планируется проведение серии дополнительных калибровочных испытаний с шагом в 1% для каждого датчика индивидуально, с последующей доработкой программного обеспечения для автоматического перевода результатов измерения в относительную влажность

песка. Предполагается проведение испытаний емкостных датчиков иных от испытанной на начальном этапе конструкции и сравнение их результатов измерений с применяемыми сейчас резистивными датчиками влажности.

Таблица 2

Тарировочная таблица относительной влажности среды

Номер датчика на дисплее	Показание датчиков на дисплее	Общее количество добавленной в песок воды, гр	Массовая доля воды относительно песка, %	Весовая влажность	Относительная влажность песка
S0	0	0	0	0	0
S1	8				
S2	3				
S3	0				
S0	244	15	5%	0,05	0,114
S1	260				
S2	247				
S3	258				
S0	443	30	10%	0,1	0,228
S1	448				
S2	485				
S3	428				
S0	484	45	15%	0,15	0,341
S1	490				
S2	486				
S3	480				
S0	546	60	20%	0,2	0,455
S1	561				
S2	552				
S3	549				
S0	660	75	25%	0,25	0,569
S1	702				
S2	642				
S3	655				
S0	879	90	30%	0,3	0,683
S1	964				
S2	850				
S3	851				

**Выводы.** В результате разработана программно-аппаратная подсистема оценки влажности моделирующей среды лабораторной установки исследования глубины чувствительности спектрально-акустического метода контроля напряженного состояния горного массива впереди подготовительной выработки. Результаты выполненных работ позволяют контролировать варьируемые показатели моделирующей среды внутри лабораторной установки, а также начать проведение исследований глубины чувствительности метода с возможностью изменения параметров влажности зондируемой моделирующей среды.

**Благодарности.** Работа выполнена в рамках государственного задания ФГБНУ «Федеральный исследовательский центр угля и углехимии Сибирского отделения Российской академии наук» проект FWEZ-2021-0017 (рег. № 121121000036-1).

#### Список литературы

1. Шадрин А.В., Телегуз А.С. Определение напряженного состояния краевой части пласта с помощью методов текущего прогноза выбросоопасности // Известия Томского политехнического университета. Инжиниринг георесурсов. – 2021. – Т. 332. – № 12. – С. 35-42.



2. Шадрин А. В. Геофизический критерий предвыбросного развития трещин в угольном пласте // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. – 2016. – № 4. – С. 48-62.
3. Шадрин А.В. Клишин В.И., Никитенко М.С., Трухманов Д.С. Технические требования к лабораторной установке для исследования глубины чувствительности спектрально-акустического метода контроля напряженного состояния горного массива впереди подготовительной выработки // Научно-технические проблемы разработки и использования минеральных ресурсов. – 2018. – № 4. – С. 248-251.
4. Патент №196545 Российская Федерация, МПК G01N 29/14 (2006.01), G01N 29/14 (2020.01) Установка для исследования глубины чувствительности спектрально-акустического метода контроля напряженного состояния / В.И. Клишин, А.В. Шадрин, М.С. Никитенко, Д.С. Трухманов. – № 196545; заявл. 16.10.2019; опубл. 04.03.2020.
5. Ляховицкий Ф.М., Хмелевский В.К., Яценко З.Г. Инженерная геофизика. – М.: Недра, 1989. – 251 с.
6. Резистивный датчик влажности почвы. – URL: <https://amperka.ru/product/soil-moisture-sensor>.
7. Программное обеспечение Arduino IDE – URL: <https://www.arduino.cc/en/software>.
8. ГОСТ 8735-88. Песок для строительных работ. Методы испытаний. – Введ. 05.10.88; № 203. – М.: Стандартинформ, 2018.
9. Трофимова В.Т. Грунтоведение: учеб. пособие. – М.: Изд-во МГУ, – 2005. – С. 1024.

УДК 621.182:621.178

## ВЫБОР МОДЕЛИ НЕЙРОННОЙ СЕТИ В ЗАДАЧАХ ПРОГНОЗИРОВАНИЯ ОСТАТОЧНОГО РЕСУРСА ДЛИТЕЛЬНО РАБОТАЮЩИХ ОБЪЕКТОВ

<sup>1,2</sup>Абабков Н.В., <sup>1,2</sup>Никитенко М.С., <sup>1</sup>Телегуз А.С., <sup>1,2</sup>Пимонов М.В.

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

2 – Кузбасский государственный технический университет имени Т.Ф. Горбачева,  
г. Кемерово, Россия

**Аннотация.** В настоящей работе рассматривается возможность применения интеллектуальных систем (ИС) для оценки текущего состояния конструкций на основе результатов акустического и магнитного контроля. Для прогнозирования состояния металла конструкции была выбрана и обучена модель «случайного леса». Представлены результаты работы модели на тестовой выборке данных и приведена оценка важности признаков обученной модели.

**Ключевые слова:** неразрушающий контроль, машинное обучение, «случайные леса», нейронная сеть, поверхностная волна Релея, интенсивность магнитного шума.

**Введение.** Прогнозирование как предельного состояния конструкций, так и места будущего разрушения является важной задачей современной промышленности. Ранее в работе [0] авторами рассмотрены достоинства и недостатки различных подходов к решению данной проблемы, в том числе с применением информационно-вычислительных систем с интеллектуальной поддержкой, в которых логическая обработка информации преобладает над вычислительной, либо вычислительная обработка вовсе отсутствует [2].

ИС способны решать задачи, традиционно считающиеся творческими и принадлежащие к конкретной предметной области и получили широкое распространение в различных отраслях человеческой деятельности благодаря их способности к обобщению и аппроксимации сложных вычислений, результат которых зависит от большого количества

переменных [3]. В данном случае большое значение имеет способность ИС к обобщению. При этом под обобщением следует понимать свойство давать близкий к правильному результат для входных векторов, которых не было в обучающем множестве, а входной вектор представляет совокупность признаков, которыми являются входные данные, несущие информацию о целевой переменной.

Преимущество ИС состоит в возможности работы с сотнями признаков, либо наоборот, снижение размерности входного вектора с помощью выделения новых, более значимых признаков вместо существующих, выделение высококоррелированных признаков и удаления нерелевантных признаков.

Недостатком ИС для прогнозирования остаточного ресурса объектов топливно-энергетического комплекса можно считать необходимость наличия большого количества обучающих примеров, в том числе примеров, отнесённых к категории «опасных», «критических» или «предельного состояния».

В статьях [4, 5] прогнозирование остаточного ресурса эксплуатации конструкций по данным комплексного неразрушающего контроля осуществляется ИС, основанной на нейронной сети глубокого обучения. В настоящей работе рассматриваются перспективы применения других моделей машинного обучения, требующих меньшее количество обучающих примеров и меньших затрат вычислительных ресурсов.

**Образцы и методики исследования.** Измерение акустических характеристик производилось с применением ИВК «АСТРОН» [6, 7], интенсивности магнитных шумов с применением анализатора структуры и напряжений «INTROSCAN» [8, 9].

Задача заключалась в предсказании состояния конструкции, каждому из которых присвоен соответствующий класс (задача классификации). В качестве признаков выступают результаты акустического и магнитного неразрушающего контроля: время задержки поверхностной волны Релея ( $R$ , нс), скорость распространения поверхностной волны Релея ( $V$ , м/с), коэффициент затухания поверхностной волны Релея ( $K_{\text{зат}}$ , 1/мкс), размах амплитуды принятого сигнала ( $A$ , б/в), интенсивность магнитного шума ( $MNI$ , б/в).

Объем анализируемых данных включал 1000 наблюдений, представляющих собой результаты акустического и магнитного контроля для сталей 20 и 12Х1МФ и полученных для различных состояний эксплуатации конструкций. Всего выборка содержит 5 состояний конструкции: без эксплуатации; после эксплуатации (219 тыс. часов) без разрушения конструкции; наблюдения после эксплуатации (219 тыс. часов) на расстоянии 30 мм от микротрещин; наблюдение в зоне локализации деформации и наблюдения в зоне разрушения (микротрещин) после эксплуатации.

Оценка качества прогнозирования производилась по тестовой выборке, содержащей 10 % наблюдений обучающего множества. Чтобы избежать «утечки» информации о целевой переменной разделение данных на тестовую и обучающую выборку производилась до отбора признаков.

В табл. 1 представлены коэффициенты корреляции признаков обучающей выборки между собой и с целевым значением («Код состояния»), на рис. 1 представлена тепловая карта абсолютных значений коэффициентов корреляции.

Таблица 1

Коэффициенты корреляции

	$R$ , нс	$V$ , м/с	$K_{\text{зат}}$ , 1/мкс	$A$ , 1/мм	$MNI$ , б/в	Код состояния
$R$ , нс	1	-0.9964	0.700738	-0.73408	0.122724	0.129386
$V$ , м/с	-0.9964	1	-0.68202	0.727591	-0.10462	-0.10928
$K_{\text{зат}}$ , 1/мкс	0.700738	-0.68202	1	-0.98277	0.701268	0.751743
$A$ , б/в	-0.73408	0.727591	-0.98277	1	-0.8844	-0.92783
$MNI$ , б/в	0.122724	-0.10462	0.701268	-0.8844	1	0.939097
Код состояния	0.129386	-0.10928	0.751743	-0.92783	0.939097	1



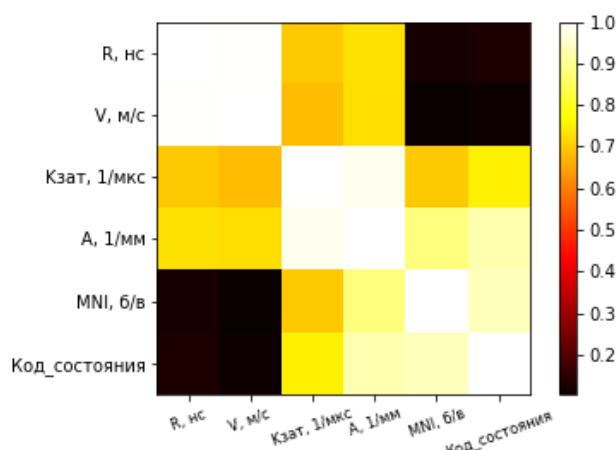


Рис. 1. Тепловая карта абсолютных значений коэффициентов корреляции

Если два признака имеют сильную корреляцию, то информация, которую они содержат очень схожа и включать оба признака излишне. Признаки « $K_{зам}$ » и « $A$ », а также признаки « $R$ » и « $V$ » имеют сильную абсолютную корреляцию ( $corr$ ) между собой  $corr > 0,95$ . Целесообразно произвести среди них отбор наиболее скоррелированных с целевым значением (« $A$ » и « $R$ »). В результате отбора признаков выделим следующие:  $A$ , б/в;  $R$ , нс и  $MNI$ , б/в.

На рис. 2 изображена трехмерная диаграмма рассеяния наблюдений по стали 20 (а) и 12Х1МФ (б), где классы наблюдений представлены разными цветами.

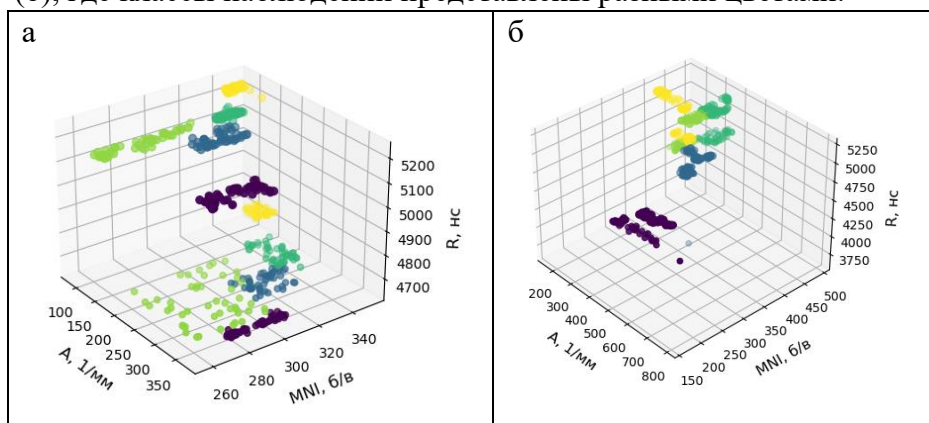


Рис. 2. Диаграммы рассеяния наблюдений по стали 20 (а) и стали 12Х1МФ (б)

Диаграмма рассеяния показывает, что в подавляющем большинстве случаев классы наблюдений визуально различимы друг от друга, могут быть разделены несколькими плоскостями и имеют геометрические центры, удаленные от центров других классов. Для классификации таких наблюдений могут быть использованы классификаторы «Случайного леса» и «К ближайших соседей», обучение которых требует меньше количество обучающих примеров и вычислительных ресурсов в сравнении с классификаторами глубоких нейронных сетей.

Модель «Случайного леса» представляет собой множество деревьев принятия решений, каждое из которых использует случайную выборку наблюдений.

Дерево принятия решений в свою очередь представляет серию правил «если ... истина, то ..., иначе ...», связанных в цепочку. Каждое правило принятия решения выполняется в решающем узле. Обучение классификационного дерева происходит до тех пор, пока все узлы не станут однородными (т.е. не будут содержать только один класс). Распространенная проблема деревьев принятия решений в том, что они, как правило, слишком плотно прилегают к тренировочным данным и подвержены переобучению, поэтому широко

используются случайные леса. Популярность древесных моделей заключается в их интерпретируемости и интуитивно понятного графического представления (рис. 3), кроме того, древесные модели не требуют стандартизации признаков, что также повышает их “читабельность” и дальнейшее выявление критериев принятия решений.

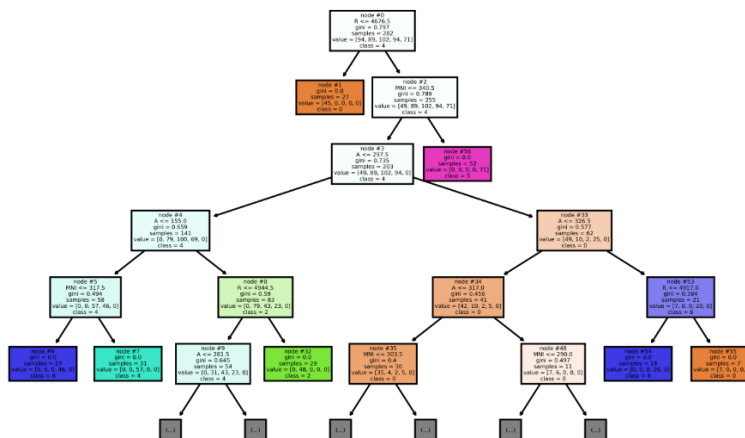


Рис. 3. Визуализация одного из деревьев обученной модели классификатора «Случайного леса»

На рис. 4 представлены результаты кривой заучивания классификатора «Случайного леса» для наблюдений по стали 20.



Рис. 4. Кривая заучивания классификатора «Случайного леса»

Кривая заучивания позволяет оценить влияние размера тренировочного набора на точность предсказания. На примере «Случайного леса» размер выборки в 300-350 наблюдений оказался достаточным для достижения максимальной точности и дальнейшее увеличение выборки не приводит к повышению точности предсказания. При перекрестно-проверочной оценке выборка разделяется на заданное количество блоков, каждый из которых поочередно выступает в качестве тестового набора, а остальные блоки – в качестве тренировочного.

Классификатор «К ближайших соседей» предсказывает, что наблюдение будет того же класса, что и класс наибольшей доли k ближайших наблюдений (окрестности). В зависимости от выбранных гиперпараметров каждое наблюдение в окрестности получает один голос либо голоса более близких наблюдений будут весить больше, чем голоса, расположенные дальше. Кривая заучивания классификатора показана на рис. 5. Точность предсказания несколько ниже точности классификатора «Случайного леса» при том же объеме выборки.

Таким образом, для определения состояния конструкции в качестве модели машинного обучения принимается классификатор «Случайного леса».

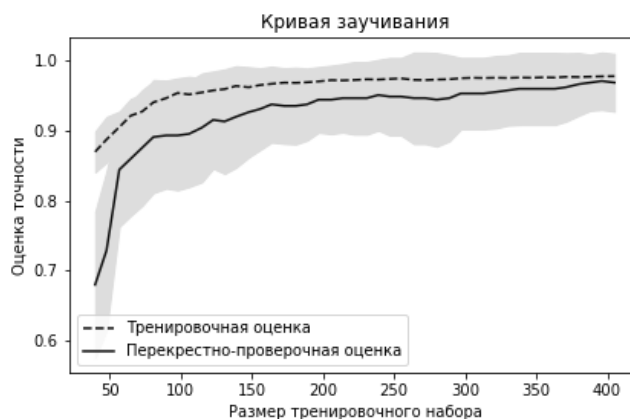


Рис. 5. Кривая заучивания классификатора «К ближайших соседей»

**Результаты и их обсуждения.** В машинном самообучении алгоритмы используются для заучивания параметров модели путем минимизации некоторой функции потерь, но многие обучающие алгоритмы, в том числе и «Случайные леса», имеют гиперпараметры, которые должны быть определены вне процесса самообучения. Наиболее важными гиперпараметрами модели «Случайного леса», позволяющими избежать переобучения, являются максимальная глубина деревьев в лесу (*max\_depth*) и параметр, устанавливающий ограничение на количество разбиений узлов (*max\_leaf\_nodes*). Количество деревьев в лесу (*n\_estimators*) – это еще один важный гиперпараметр, превышение которого не приведет к переобучению модели, но сделает ее более сложной.

Гиперпараметрическая оптимизация модели по указанным параметрам проведена методом рандомизированного поиска с пятьюстами различными комбинациями гиперпараметров, результаты представлены в табл. 2.

Таблица 2

Результаты оптимизации гиперпараметров

Наименование гиперпараметра	Значение
<i>n_estimators</i>	35
<i>max_depth</i>	8
<i>max_leaf_nodes</i>	85

Для обучения классификатора данные были разделены на две части: 501 наблюдение по стали 20 и 500 по стали 12Х1МФ, каждый из пяти классов включал по 100 наблюдений. Для тренировки модели отобрано 90 % данных, т. е. проверочная выборка содержит 50 наблюдений, по 10 для каждого класса. В результате проверки обученной модели классификатора по стали 20 и стали 12Х1МФ все наблюдения классифицированы верно (рис. 6).

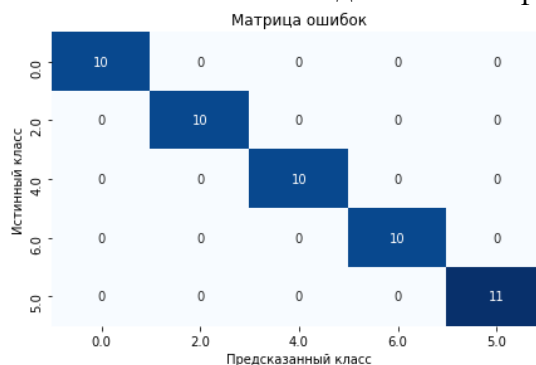


Рис. 6. Матрица ошибок

Как уже было упомянуто, преимуществом деревьев принятия решений является интерпретируемость. В частности, после обучения модели можно сравнить относительную важность каждого признака (рис. 7), все оценки важности в сумме составляют 1.

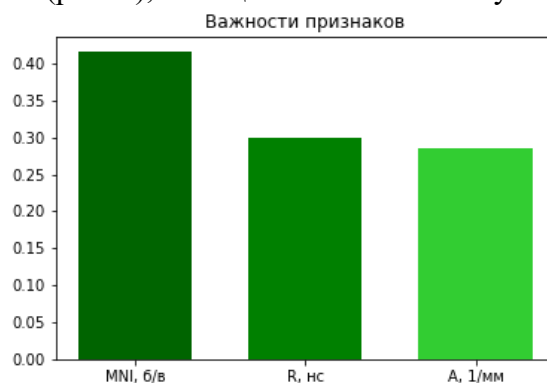


Рис. 7. Важность признаков обученной модели случайного леса

Относительно важности признака следует иметь в виду, что если два признака сильно коррелированы, то один признак затребует подавляющую часть важности, сделав другой признак внешне менее важным. Поэтому в нашем случае признаки « $K_{zam}$ » и « $V$ », исключенные из модели как коррелируемые с признаками « $A$ » и « $R$ » соответственно, могут быть взаимозаменяемы.

**Выводы.** После отбора признаков из результатов акустического и магнитного контроля и их визуализации в 3D пространстве, сопоставив наблюдения с целевыми классами состояния конструкции, были приняты к рассмотрению две модели машинного обучения: «Случайный лес» и «К ближайших соседей». После предварительной оценки точности прогнозирования была выбрана модель «Случайного леса» как наиболее точная и интерпретируемая.

После оптимизации гиперпараметров модель «Случайного леса» позволила с высокой точностью установить текущее состояние конструкции на наблюдениях тестового набора. Кроме того, она позволяет оценить относительную важность входящих признаков, что в перспективе позволит отобрать наиболее важные и достаточные критерии для определения состояния металла конструкций.

В результате обучения на текущих наблюдениях модель «Случайного леса» определила высокую значимость всех показателей неразрушающего контроля, отобранных для обучения модели: время задержки поверхностной волны Релея ( $R$ , нс), размах амплитуды принятого сигнала ( $A$ , б/в), интенсивность магнитного шума ( $MNI$ , б/в).

**Благодарности.** Работа выполнена при финансовой поддержке гранта Российского научного фонда, соглашение № 22-29-20192.

### Список литературы

1. Абабков Н.В., Смирнов А.Н., Фольмер С.В., Пимонов М.В. Инновационные подходы к оценке работоспособности металла длительно работающего энергетического оборудования // Инновации в топливно-энергетическом комплексе и машиностроении: сб. трудов III междунар. науч.-практ. конф. – Кемерово: КузГТУ, 2022 – 183–192.
2. Остроух А.В. Интеллектуальные системы. – Красноярск: Научно-инновационный центр, 2015. – 110 с.
3. Родина С.Н., Силкин К.Ю. Применение нейросетевого подхода при интерпретации коротажных данных // Вестник Воронежского государственного университета. Серия: геология: науч. журнал. – 2007. – № 2. – С.184-188.
4. Котельников В.В. Методика прогнозирования эксплуатационной безопасности конструкций на основе применения комплексного неразрушающего контроля и методов искусственного интеллекта // Сварка и диагностика. – 2021. – № 1. – С. 23 – 28.

5. Котельников В.В., Акимов Д.А., Козельская С.О., Гурьянова Е.О. Разработка программного обеспечения и методики прогнозирования ресурса эксплуатации сложных конструкций на основе результатов хронологической диагностики технического состояния и искусственного интеллекта // Контроль. Диагностика. – 2022. – Т. 25. – № 1. – С. 26 – 37.

6. Смирнов А.Н., Князьков В.Л., Козлов Э.В. [и др.]. Микроструктура, акустические характеристики и поля внутренних напряжений в поврежденном металле барабана котла ПК-10 до и после ремонта сваркой / Сварка и диагностика. – 2011. – № 3. – С. 39–42.

7. Смирнов А.Н., Абабков Н.В., Ощепков Н.Ф., Рахматуллин Р.З. Оценка ресурса длительно работающего металла оборудования топливно-энергетического комплекса на основе структурных критериев // Сварка и диагностика. – 2015. – № 5. – С. 9–12.

8. Смирнов А.Н., Абабков Н.В. Комплексный подход к оценке работоспособности элементов энергетического оборудования // Известия Самарского научного центра Российской академии наук. – 2010. – Т. 12. – № 1-2. – С. 520–524.

9. Никитенко М.С., Князьков К.В., Абабков Н.В., Ожиганов Е.А. Разработка комплекса средств технической диагностики, восстановления и упрочнения элементов горнодобывающего оборудования // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). – 2013. – № S6. – С. 447–456.

УКД 622

## ОСОБЕННОСТИ ПЕРЕХОДА ОТ ДВУХДИСКОВОГО КОРПУСА РАБОЧЕГО КОЛЕСА ШАХТНОГО ОСЕВОГО ВЕНТИЛЯТОРА К ОДНОДИСКОВОМУ

к.т.н. Панова Н.В.

Институт горного дела им. Н.А. Чинакала СО РАН

г. Новосибирск, Россия

**Аннотация.** В данной статье рассматриваются пути снижения массы корпуса рабочего колеса (РК) шахтного осевого вентилятора путем топологической оптимизации распределения материала корпуса рабочего колеса с использованием программного комплекса ANSYS.

**Ключевые слова:** осевой вентилятор, топологическая оптимизация, корпус рабочего колеса, напряженное состояние.

В шахтах с ростом глубины ведения работ и повышением производительности добычных комплексов возрастает необходимость повышения аэродинамических параметров вентиляторной установки по производительности и давлению. Наиболее эффективным путем повышения аэродинамических параметров вентиляторов является повышение скорости вращения ротора. Это приводит к росту нагрузок на узлы вентиляторов, и, как следствие, к росту напряжений в его узлах. Основным узлом шахтного осевого вентилятора является ротор, надежность конструкции которого, в основном, определяет работоспособность вентилятора. Ротор состоит из коренного вала и рабочего колеса (РК), которое включает в себя корпус и лопадки [1 – 5].

Напряженно-деформированное состояние (НДС) узлов вентиляторов определяется как материалом элементов и уровнем нагрузок, так и их конструктивным исполнением. Одним из путей снижения уровня напряжений в узлах вентилятора является снижение массы рабочих лопаток и корпусов рабочих колес, что позволит снизить центробежные силы. Это возможно, как за счет применения материалов с низкой плотностью, так и путем разработки новых конструктивных компоновок элементов ротора.

**Топологическая оптимизация конструкции корпуса рабочего колеса в программном пакете ANSYS с использованием метода SIMP.** Целью данной работы является снижение массы и момента инерции рабочего колеса. Оптимизации проведена с

обеспечением допустимого уровня напряжений в элементах корпуса рабочего колеса в пределах прочностных характеристик используемых материалов (Сталь 10ХСНД) и принятых коэффициентов запаса прочности.

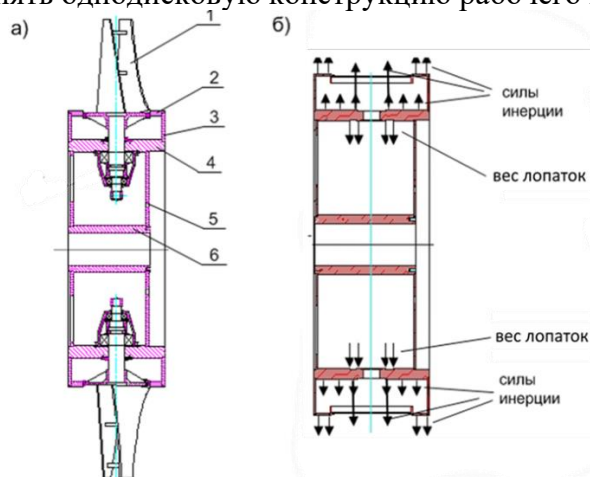
В программном пакете ANSYS для топологической оптимизации использован метод: SIMP (Solid Isotropic Material with Penalty, твердый изотропный материал с штрафной функцией) [6 – 9]. Основополагающая идея SIMP-метода заключается в создании поля виртуальной плотности заданной геометрии, которое представляет собой поле безразмерных относительных плотностей  $\rho$ , где каждому элементу сетки присваивается значение  $\rho$  от 0 до 1. Перед оптимизацией поле плотности однородно ( $\rho = 1$ ). Назначение метода состоит в уменьшении количества элементов конструкции с нулевой и некоторой промежуточной относительной плотностью при заданных граничных условиях и заданном условии оптимизации – снижении массы до определенного процента от первоначальной конструкции.

Оптимизация корпуса рабочего колеса была выполнена на примере находящегося в эксплуатации шахтного осевого вентилятора главного проветривания ВО-36 с диаметром рабочего колеса по концам лопаток 3600 мм и угловой скоростью вращения 62.8 рад/с (окружная скорость по концам рабочих лопаток 113 м/с), масса колеса до оптимизации составляла 3622 кг.

Корпус рабочего колеса находится под воздействием центробежных сил от собственной массы и массы лопаточных узлов РК. Аэродинамическими нагрузками в расчетах можно пренебречь, так как они малы по сравнению с центробежными (рис. 1).

Для оценки прочности принят коэффициент запаса  $n = 1.5$ , соответственно, допускаемые напряжения:  $\sigma_{\text{доп}} = \sigma_T / n = 267$  МПа.

Проведен статический расчет прочности для определения минимальной податливости и оптимизации корпуса рабочего колеса. На рис. 2 представлено распределение материала в корпусе рабочего колеса после оптимизации. На рисунке видны участки, в которых можно снизить металлоёмкость. Всю нагрузку от крепления лопаток берет на себя силовой пояс, обечайка является ненагруженной, несущий диск 1 не имеет крепления к силовому поясу после оптимизации (зона 1 выделена на рис. 2 прямоугольником), следовательно, можно обосновано принять однодисковую конструкцию рабочего колеса.



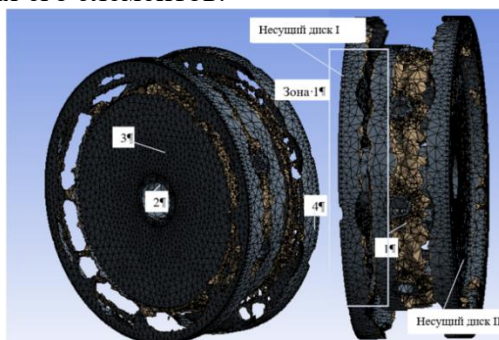
1 – лопаточный узел, 2 – обечайка, 3 – опорный диск, 4 – силовой пояс; 5 – несущий диск; 6 – ступица

Рис. 1. Рабочее колесо: а) конструкция рабочего колеса; б) схема сил, действующих на корпус РК

После топологической оптимизации в ANSYS поверхность тела не получается гладкой, а состоит из граней элементов сетки, оставшихся после оптимизации, поэтому необходимо провести интерпретацию конечно-элементной модели к твердотельной. Для сглаживания поверхностей на 3D моделях есть несколько методов: метод обрисовки моделей вручную в пакетах 3D-моделирования, использование PolyNURBS сплайнов или сглаживание



сетки в специальных пакетах, например, Autodesk meshmixer [10]. Но при сглаживании и преобразовании полученной конечно-элементной модели в твердотельную возможно изменение характеристик прочности корпуса рабочего колеса. Окончательная форма оптимизированного корпуса рабочего колеса должна быть разработана с учетом технологических возможностей изготовления его элементов.

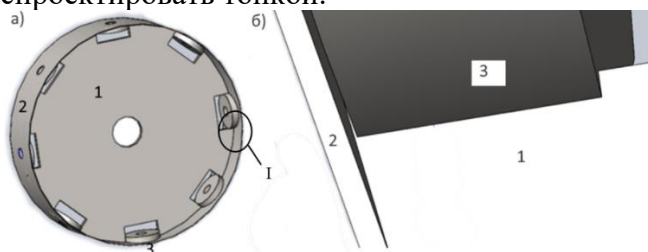


1 - силовой пояс, 2 - ступица, 3 - несущий диск, 4 - обечайка

Рис. 2. Распределение материала в корпусе рабочего колеса после оптимизации

В результате проведенной оптимизации установлено, что для шахтного осевого вентилятора главного проветривания ВО-36 с диаметром рабочего колеса по концам лопаток 3600 мм можно уменьшить массу силового пояса, один опорный диск сделать несущим, а второй более тонким или перейти на конструкцию рабочего колеса с одним опорным диском

**Обоснование целесообразности перехода от двухдискового рабочего колеса к однодисковому.** В связи с полученными результатами в первой части спроектировано однодисковое рабочее колесо без силового пояса (рис. 3 а), нагрузка от крепления лопаток прикладывается через шайбу к опорному диску. Обечайка не нагружается (между шайбой, которая несет нагрузку от лопаточных узлов и обечайкой, имеется зазор (рис. 3 б) и вследствие этого ее можно спроектировать тонкой.



1 - несущий диск; 2 – обечайка; 3 - шайба (место крепления лопаточных узлов)

Рис. 3. Однодисковая модель корпуса рабочего колеса рассматриваемого ряда вентиляторов: а) -основной вид конструкции; б) увеличенная зона I сопряжения обечайки с несущим диском

Анализ НДС однодискового рабочего колеса проведем методом конечных элементов с использованием программного комплекса ANSYS. В качестве расчетных напряжений представлены эквивалентные напряжения по Мизесу. Исследования проведены при частотах вращения ротора от 300 до 1000 об/мин и разных компоновках: - для рабочих колес с втулочным отношением 0.5, 0.6 и 0.7; для количества установленных лопаточных узлов 4, 8 и 12. Основными конструктивными элементами при исследовании НДС являются обечайка и опорный диск. На рис. 4 – 6 представлены результаты проведенных исследований для вентиляторов с диаметром рабочего колеса 2400 и 3600 мм. В обозначении точек на диаграмме первая цифра отвечает за толщину обечайки в мм, вторая за толщину несущего диска в мм, также для рассматриваемого случая указано какое принято втулочное отношение и количество устанавливаемых лопаточных узлов. Там, где не указано втулочное

отношение, оно соответствует 0.6, где не указано количество установленных лопаточных узлов их количество равно 8-ми.

На рис. 4 представлено распределение напряжений для оптимизированного корпуса рабочего колеса с диаметром по концам лопаток 2400 мм и втулочным отношением 0.6, при частоте вращения 600 об/мин.

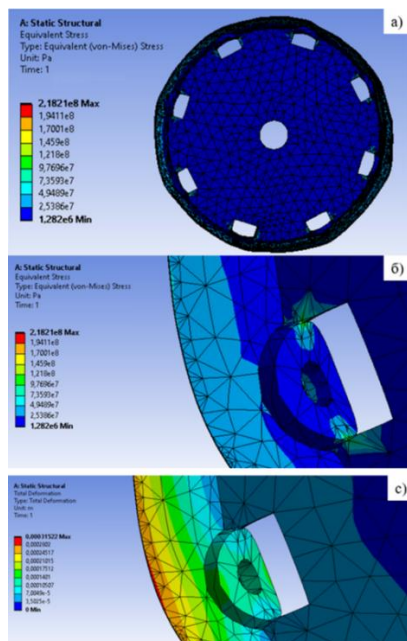


Рис. 4. Распределение напряжений оптимизированного корпуса рабочего колеса

Полученные значения напряжений для однодискового корпуса рабочего колеса с тонкой обечайкой подтверждают обоснованность перехода от двухдискового рабочего колеса с массивным силовым поясом к однодисковому с учетом различных втулочных отношений и количества лопаточных узлов. Так, для вентилятора с диаметром рабочего колеса 2400 мм, необходимая для выполнения условий прочности толщина опорного диска составила 30 мм (рис. 5), а толщина ненагруженной обечайки 3 мм (при увеличении толщины обечайки максимальные напряжения в конструкции не снижаются, а увеличиваются за счёт увеличения сил инерции). Но такой вариант конструкции рабочего колеса возможен для вентиляторов с максимальной окружной скоростью вращения по концам лопаток не более 94 м/с.

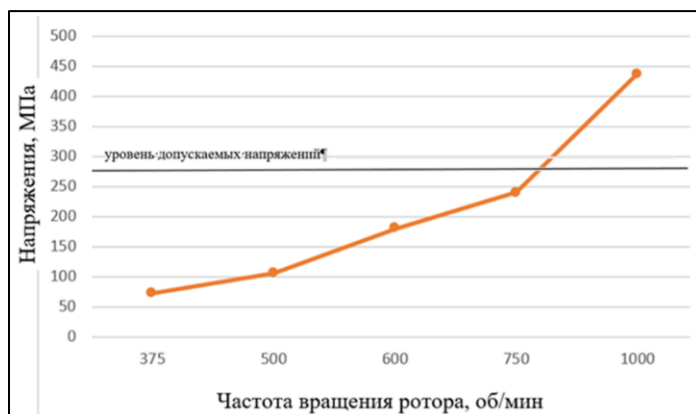


Рис. 5. Зависимость максимальных напряжений в корпусе рабочего колеса от частоты вращения ротора для вентилятора с диаметром рабочего колеса по концам лопаток 2400 мм, толщиной обечайки 3 мм и толщиной диска 30 мм

Данное заключение подтверждается полученными результатами, отраженными на рис. 5, точечной диаграмме (рис. 6). Для вентилятора с диаметром рабочего колеса 2400 мм



возможен переход на конструкцию РК с одним диском, но при частоте вращения не более 750 об/мин (окружная скорость 94 м/с), для 3600 мм - при частоте вращения не более 500 об/мин (окружная скорость 94 м/с).

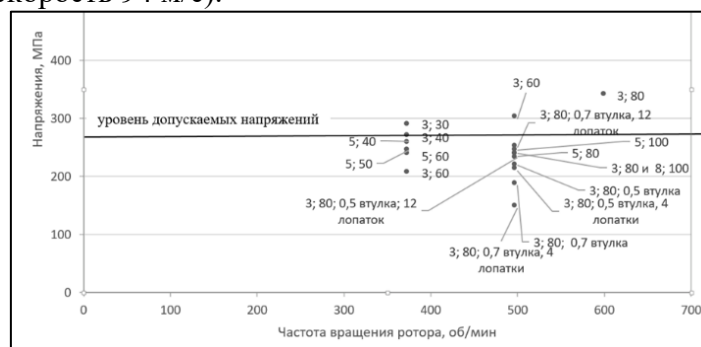


Рис. 6. Точечная диаграмма, отражающая зависимость максимальных напряжений в корпусе РК (при определенной его компоновке) от частоты вращения ротора для вентилятора с диаметром рабочего колеса по концам лопаток 3600 мм

**Выводы.** При переходе к однодисковому рабочему колесу значительно уменьшается масса корпуса рабочего колеса, например, для вентилятора с диаметром рабочего колеса 3600 мм масса уменьшилась с 3622 до 2300 кг (сохранение 70% от массы конструкции до оптимизации, является критерием оптимизации конструкции в программном пакете AN-SYS), момент инерции уменьшился с 2500 до 1451 кг·м<sup>2</sup>.

Переход от двухдискового корпуса рабочего колеса шахтного осевого вентилятора к однодисковому позволил снизить момент инерции рабочего колеса и массу корпуса на 30%. Определена зависимость напряженного состояния для однодискового рабочего колеса вентилятора главного проветривания от частот вращения ротора (в интервале от 300 до 1000 об/мин), втулочного отношения и количества лопаточных узлов.

### Список литературы

1. Петров Н.Н., Панова Н.В., Грехнёва Е.Ю. Адаптация аэродинамических характеристик главных вентиляторов к изменениям вентиляционных режимов шахт // ФТПРПИ. – 2013. – №5. – С.119 – 126.
2. Красюк А.М., Лугин И.В., Косых П.В., Русский Е.Ю. обоснование способа продления ресурса шахтных двухступенчатых осевых вентиляторов главного проветривания. // ФТПРПИ. – 2019. – № 3. – С. 150 – 167
3. Петров Н.Н., Панова Н.В. Анализ влияния конструктивных элементов корпуса рабочего колеса на прочности высоконагруженных вентиляторов серии ВО // Горное оборудование и электромеханика. – 2013. – № 7. – С. 17 – 20.
4. Петров Н.Н., Панова Н.В. Исследование прочности рабочих колес со сдвоенными листовыми лопатками ряда высоконагруженных вентиляторов главного проветривания шахт // Научный вестник НГТУ. – 2013. – № 1 (50). – С. 190 – 194.
5. Красюк А.М., Русский Е.Ю. К вопросу оптимального проектирования лопаток осевых вентиляторов с повышенными скоростями вращения // ФТПРПИ. – 2020. – №6. – С.161 – 169.
6. Saleem W., Lu H., Yuqing F. 2008. Topology Optimization – Problem Formulation and Pragmatic Outcomes by integration of TOSCA and CAE tools. Proceedings of the World Congress on Engineering and Computer Science 2008, WCECS 2008. SanFrancisco, USA: 6 p.
7. Eschenauer H., Olhoff N. Topology Optimization of Continuum Structures: A Review // ASME Applied Mechanics Reviews. – 2001. – Vol. 54. – No. 4. – Pp. 331-390.
8. Zhao, L.a, Xu, B.aEmail Author, Han, Y.a, Rong, J.b. Continuum structural topological optimization with dynamic stress response constraints // Advances in Engineering Software. – 2020. – Vol. 148. – № 102834.

9. Кротких А.А., Максимов П.В. Исследование и модификация метода топологической оптимизации SIMP // Междунар. науч.-исслед. журнал. – 2016. - №01(55). – С.91-94.

10. Максимов П. В., Фетисов К. В. Анализ методов доработки конечно-элементной модели после топологической оптимизации // Международный научно-исследовательский журнал. – 2016. – № 9 (51). – Часть 2. – С. 58—60.

УДК 622.23.05

## РЕЗУЛЬТАТЫ АПРОБАЦИИ ИНЕРЦИОННО-УДАРНОГО МЕТОДА РАЗРУШЕНИЯ ГОРНЫХ ПОРОД

<sup>1,2</sup>к.т.н. Куликова Е.Г., <sup>2</sup>Морозов А.В.

1 - Новосибирский государственный технический университет,

г. Новосибирск, Россия

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

**Аннотация.** Приведен аналитический обзор различных механических методов разрушения горного массива. Описан инерционно-ударный метод, сочетающий достоинства ударного воздействия и фрезерования и позволяющий уменьшить нагрузки на элементы крепления породоразрушающего оборудования, а в перспективе и энергоемкость механической добычи полезных ископаемых. Описан лабораторный стенд и результаты апробации описываемого метода при разрушении образца каменной соли.

**Ключевые слова:** методы разрушения, молотковый ротор, косой удар, отскок, каменная соль.

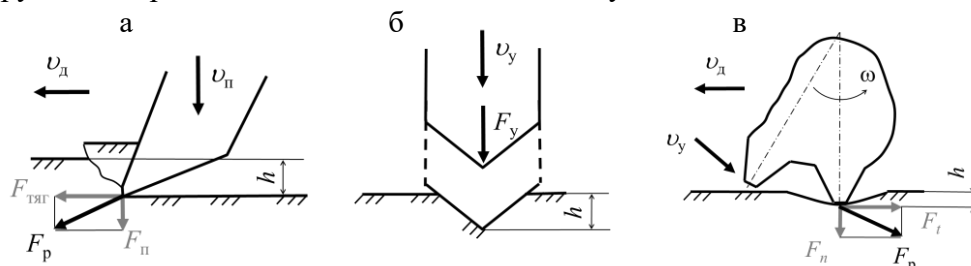
При разработке полезных ископаемых наиболее энергоемким технологическим процессом является разрушение горных пород. Затраты энергии на его реализацию зависят от распределения напряжений и наличия дефектов сплошности в разрушаемом материале, характера изменения нагрузки во времени, температуры, скорости деформации [1 – 5]. Под внешним воздействием одни породы дробятся, другие выламываются, третьи почти прямолинейно проталкиваются в направлении движения разрушаемого инструмента.

Механическое разрушение получило большое распространение благодаря взрыво- и пожаробезопасности, контролируемости выполняемых работ, и, как следствие, возможности применения к породам, различным по химическому составу и физико-механическим свойствам. Основными методами воздействия при этом являются резание, скол и дробление [2, 6].

Резание (рис. 1 а) происходит под влиянием статической силы  $F_p$ , возникающей в следствие одновременного поступательного движения рабочего органа вдоль разрушаемой поверхности и давления, создаваемого на эту поверхность системой подачи (ковши экскаваторов, буровые коронки и т.д.). Результатом такого воздействия является снятие слоя породы практически равномерной толщины. Достоинством такого метода является возможность одновременной обработки большой поверхности. Однако его реализация требует больших энергетических затрат.

Удар (рис. 1 б) осуществляется за счет периодического импульсного приложения силы  $F_y$  (например, ударники пневмоударных буровых машин). При таком воздействии массиву передается значительная энергия, способствующая возникновению трещины, инициирующая разрушение. Данный способ подходит для хрупких материалов, в результате разрушения которых получают крупные обломки. Для использования его на вязких породах необходимо увеличивать время воздействия. Кроме того, обрабатываемая поверхность получается неравномерной, а производительность значительно меньше, чем при копании.

Дробление (рис. 1 в) достигается при обработке породного массива вращающимся рабочим органом при одновременном его перемещении по подошве пласта. С этой целью используют машины непрерывного действия для послойного фрезерования (МПФ - CSM), имеющие широкозахватный исполнительный орган. В сравнении с ударным способом такой метод разрушения позволяет повысить производительность до 1000 ... 1200 м<sup>3</sup>/час при мощности обрабатываемых пластов порядка 0,4 ... 0,5 м [7]. Однако опытные образцы МПФ оказались не способными разрушать массивы с  $\sigma_{сж} > 60$  МПа из-за несовершенства рабочего инструмента. Кроме того, они имеют значительную металлоемкость.

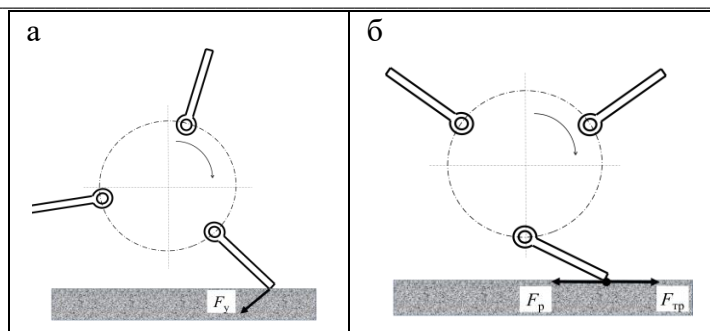


Силы:  $F_p$  – резания,  $F_{тяг}$  – тяги,  $F_n$  – подачи,  $F_y$  – удара,  $F_t$ ,  $F_n$  – тангенциальная и нормальная составляющая соответственно;  
 скорости:  $v_d$  – движения вдоль обрабатываемой поверхности,  $v_n$  – подачи,  $v_y$  – удара;  
 $h$  – толщина снимаемой стружки;  $\omega$  – угловая скорость  
 Рис. 1. Механические методы разрушения: а – процесс резания; б – процесс удара; в – процесс дробления

В настоящее время создание технических средств, способных в непрерывном режиме разрабатывать крепкие массивы без применения взрывных технологий, остается актуальной задачей. В связи с этим с целью снижения энергозатрат на процесс разрушения горных пород прочностью более 60 МПа на основе существующего фрезерного и бурового инструмента разрабатываются новые устройства [8–11]. Также продолжается поиск новых методов механического воздействия на массив, и создание на их основе новой прогрессивной техники.

Одним из таких методов является инерционно-ударный метод, предложенный в ИГД СО РАН [12–14], сущность которого заключается в следующем. Разрушение массива осуществляется ударными элементами (молотками), шарнирно закреплёнными на осях массивного ротора. Во время вращения под действием центробежной силы они отклоняются от начального положения таким образом, что продольная ось каждого молотка направлена по радиусу ротора, и система рабочего оборудования уравнивается. Каждый молоток накапливает кинетическую энергию, которая в момент соприкосновения с горной породой преобразуется в энергию удара (рис. 2 а), затрачиваемую на разрушение массива.

Создаваемая ударная сила  $F_y$  направлена по касательной к окружности вращения молотка, поэтому прикладывается к разрушаемому массиву под некоторым углом аналогично методу дробления (рис. 1 в). Однако вследствие шарнирного закрепления молотков в зависимости от величины центробежной силы, действующей на них, и свойств разрушаемого материала наносимый удар может быть, как неупругим без нарушения контакта между ударным элементом и обрабатываемой поверхностью, так и упругим с последующим отскоком ударного элемента. И в том, и в другом случае после удара молотки теряют часть кинетической энергии, их скорость движения снижается, и они отклоняются от положения, занимаемого при свободном вращении, проворачиваясь относительно оси закрепления (рис. 2 б). Это уменьшает сопротивление движению ударного элемента (сила трения  $F_{тр}$ ) вдоль поверхности разрушаемого материала и реактивную силу на элементы крепления молотка к ротору. Использование такого метода при добыче полезных ископаемых позволит существенно снизить массу и мощность привода породоразрушающего оборудования.



$F_y$  – сила удара;  $F_p$  – сила резания;  $F_{тр}$  – сила трения

Рис. 2. Схема инерционно-ударного взаимодействия молотка с разрушаемым материалом:  
а – положения молотка в момент удара; б – положение молотка при дальнейшем взаимодействии с разрушаемой поверхностью

В случае упругого удара основная часть энергии затрачивается на разрушение массива, а остальная – на отскок молотка. Такой тип взаимодействия был исследован в лаборатории вибротехники ИГД СО РАН для удаления лакокрасочных покрытий и нарезания щелей в горных породах малой и средней крепости [14]. В качестве ударных элементов использовались кольца с ровной кромкой толщиной 1 – 1,5 мм, изготовленных из стали У8 с последующей термообработкой для увеличения твердости поверхностного слоя до HRC 52-54.

Апробация инерционно-ударного метода показала удовлетворительные результаты по удалению лакокрасочных покрытий со стенок пассажирских вагонов, а также при нарезании щелей в крепком известняке (коэффициент крепости по Протодюконову равен 8). На рис. 3 показана штроба, выполненная за несколько проходов рабочего органа: для нее характерны ровные, без сколов, кромки. При этом практически отсутствовал нагрев как ударных элементов, так и поверхности материала, неизменно сопровождающий процесс резания традиционными методами.

Было отмечено, что эффективность разрушения зависит в основном от окружной силы ударных элементов, определяемой геометрическими параметрами рабочего оборудования и скоростью вращения, так как значение нормальной составляющей силы удара вследствие отскока оставалось постоянным во всех экспериментах.

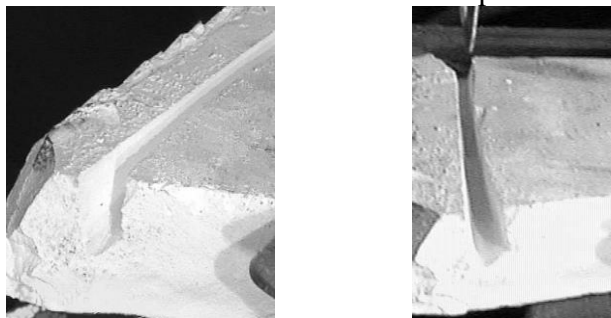


Рис. 3. Штроба, полученная инерционно-ударным методом разрушения

Проведенные исследования показали, что при реализации упругого удара параметры рабочего оборудования должны обеспечивать такой угол приложения ударной силы, при котором тангенциальная составляющая будет наибольшей. Однако при таком методе воздействия инерционно-ударное разрушение может эффективно использоваться для добычи горных пород средней прочности (мрамора, песчаника, ракушечника и т.д.). Для разработки более крепких материалов требуются большие энергозатраты, а значит, целесообразно использовать более тяжелые ударные элементы, энергия удара которых будет полностью передаваться разрушаемому массиву без затрат на его отскок.

Поэтому целесообразно исследовать эффективность разрушения под влиянием неупругого удара, вследствие которого в момент контакта под действием центробежной силы молотки прижимаются к обрабатываемой поверхности. После такого удара может возникнуть дополнительная сила резания, способствующая разрушению (рис. 2 б). Так как молотки перемещаются вдоль обрабатываемой поверхности практически линейно, она будет меньше, чем при работе фрезерного оборудования, но при этом на поддерживающие элементы молоткового ротора будут оказываться меньшие нагрузки.

Для проведения таких исследований в лабораторных условиях был разработан стенд (рис. 4 а). Образец разрушаемого материала располагается на его подвижном в продольном направлении столе 2, имеющем привод 3 от электродвигателя. Основой рабочего оборудования является молотковый ротор 4, также приводимый во вращение электродвигателем и устанавливаемый относительно разрушаемого образца на определенных расстояниях по вертикали и горизонтали с помощью винтовых передач. Сменные ударные элементы (молотки) различной формы закрепляются на его барабане шарнирно.

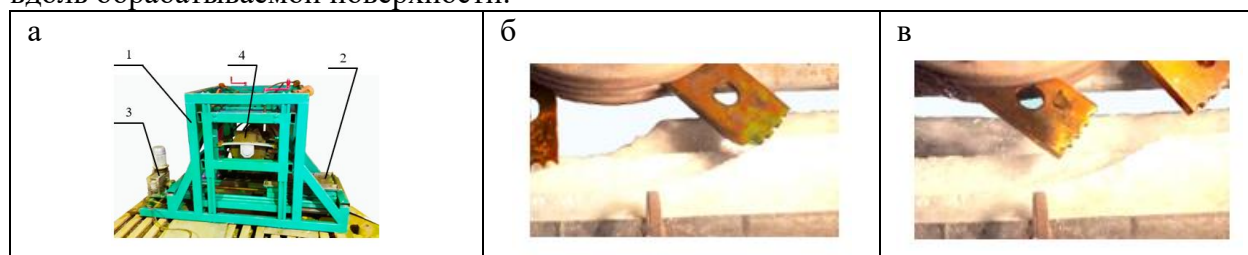
За счет установки частоты вращения  $\omega_p$  выходного вала электродвигателя привода ротора определяется окружная скорость каждого молотка при его контакте с разрушаемым массивом  $\nu_y$ . При этом частота нанесения ударов может варьироваться количеством молотков, закрепленных на роторе.

Для изменения глубины отбиваемой штробы  $h$  ротор располагается на определенной высоте относительно разрушаемого образца с помощью вертикальных винтовых передач.

Движение рабочего органа относительно обрабатываемой поверхности имитируется линейным перемещением образца разрушаемого материала относительно ротора 4 на подвижном столе 1.

На предварительном этапе исследований в качестве разрушаемого материала были использованы образцы каменной соли, вырезанные из целика Илецкого месторождения.

Процесс разрушения был зафиксирован с помощью скоростной видеосъемки. Полученные видео подтвердило, что в момент удара продольная ось молотка лежит в радиальном направлении ротора (рис. 4 б). В момент удара молотки теряют часть кинетической энергии и отклоняются от положения, занимаемого при свободном вращении, проворачиваясь относительно оси закрепления (рис. 4, в). Однако благодаря массивности и, как следствие, большой силе тяжести отскока практически не происходит, и молоток движется вдоль обрабатываемой поверхности.



1 – рама; 2 – подвижный стол; 3 – механизм подачи; 4 – молотковый ротор

Рис. 4. Стенд для исследования инерционно-ударного разрушения горных пород: а – лабораторный стенд; б – положение молотков в момент удара; в – положение молотков в последующий за ним момент времени

При работе нескольких ударных элементов, закрепленных на роторе по одной окружности, в разрушаемом образце образуется штроба (рис. 5 а). Каждый последующий молоток производит скол кромки образца с последующим резанием. В результате полученная штроба имеет четкие очертания, а отбитая масса представляет собой мелкую фракцию (на каменной соли было получено 1 – 10 мм).

Отклонение же молотка после удара уменьшает его силу трения о поверхность материала. Определение величины реактивной силы, передаваемой на элементы его крепления к ротору, является задачей последующих исследований.

Таким образом апробация инерционно-ударного метода разрушения горных пород на примере каменной соли показала возможность применения такого метода не только для разрушения мягких материалов и различных покрытий малой толщины, но и более прочных горных пород.

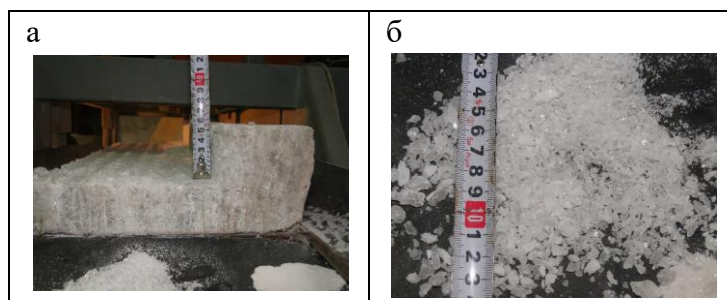


Рис. 5. Результаты инерционно-ударного разрушения образца каменной соли: а – профиль штробы, б – размер полученной фракции

Для создания энергоэкономичного горного оборудования, реализующего данный метод, и минимизации динамических нагрузок, передаваемых от его рабочего оборудования на поддерживающую металлоконструкцию, необходима серия экспериментов, которая может быть проведена с помощью описанного стенда (рис. 4). При этом удельные затраты энергии на разрушение различных материалов предполагается оценивать по изменению величины тока  $I_{вр}$  и  $I_{п}$  в обмотках электродвигателей приводов молоткового ротора и механизма подачи соответственно. Изменение же динамической нагрузки на упругие поддерживающие элементы рабочего органа в зависимости от его конструктивных параметров и режима работы может быть оценено опосредовано через измерение амплитуды  $A$  и частоты  $\omega$  колебаний корпуса молоткового ротора, возникающих в процессе формирования штробы.

Задаваемыми параметрами в ходе исследований являются прочность разрушаемого материала, масса, форма, ширина захвата, число и способ подвески ударных элементов; угловая скорость вращения молоткового ротора и линейная скорость перемещения разрушаемого образца материала.

Величина и направление силы удара, характер взаимодействия (наличие отскока ударного элемента) будут определяться массой  $m$ , формой и способом закрепления ударных элементов.

**Выводы.** Инерционно-ударный метод разрушения породного массива сочетает в себе достоинства удара и дробления, позволяя снизить реакционные нагрузки на элементы крепления породоразрушающего инструмента.

Апробация данного метода в лабораторных условиях показала его работоспособность и эффективность применения при добыче горных пород и целесообразность продолжения исследований, результаты которых позволят разработать энергоэкономичное оборудование.

### Список литературы

1. Попов А.Н., Трушкин Б.Н., Трушкин О.Б. Разрушение горных пород. – Уфа, 2002. – 138 с.
2. Егоров П.В. Основы горного дела. – М., 2006. – 408 с.
3. Иванов В.В. Технология добычных работ на карьерах. – СПб, 2015. – 80 с.
4. Шаламов В.А., Черданцев Н.В., Гостюшев М.В. Разрушение горных пород клинощелевым способом // Вестник Кузбасского государственного технического университета. – 2001. – № 2(21). – С. 58–59.
5. Дунаев В.И., Нижник А.Е., Титов Н.Г., Молдаванов С.Ю., Штян С.И., Терещенко И.А. Хрупкое разрушение горных пород // Строительство нефтяных и газовых скважин на суше и в море. – 2020. – № 6 (330). – С. 18–20.
6. Каркашадзе Г.Г. Механическое разрушение горных пород. – М, 2004. – 222 с.



7. Герике П.Б. Разрушение горных пород дисковым инструментом машин для послойного фрезерования: автореф. дис. на соиск. учен. ст. канд. тех. наук. – Кемерово, 2005. – 20 с.

8. Патент № 2111355 РФ. Способ обработки поверхностных слоев твердых материалов и установка для его осуществления / В.С. Полонский, В.И. Залкинд, И.Л. Мостинский, Н.П. Афанасьев, А.В. Орлов, А.В. Целуйко, Л.А. Шатенев, заявитель и патентообладатель Институт высоких температур РАН; Акционерное общество закрытого типа «Паротехника». – № 96113150/03; заявл. 24.06.1996; опубл. 1998.

9. А.с. № 161019 СССР. Инерционно-ударный инструмент для разрушения горных пород / С.Е. Лелюнов. – Опубл. Бюл. № 6, 1964.

10. Патент № 2278266 РФ. Режущий барабан для карьерной добычной машины непрерывного действия / А. Элер, Г. Кунце, Ф. Шрадер, Б. Петак, К. Поттенберг, заявитель и патентообладатель Ман Такраф Фердертехник ГМБХ (DE). – № 2003129016/03; заявл. 29.09.2003; опубл. Бюл. №17, 2006.

11. Патент № 2539479 РФ. Способ разработки сложноструктурного месторождения и рабочий орган для осуществления способа / А.Ю. Чебан, С.А. Шемякин, Н.П. Хрунина, заявитель и патентообладатель ИГД ДВО РАН. – № 2013153700/03; заявл. 03.12.20013; опубл. Бюл № 2, 2015.

12. Патент 2618806 РФ. Устройство для отработки откосов уступов / С.Я. Левенсон, В.А. Голдобин, М.А. Ланцевич, Л.И. Гендлина, В.М. Усольцев, А.В. Морозов, А.Н. Акишев, заявитель и патентообладатель ИГД СО РАН им. Н.А. Чинакала. – № 2016100405; заявл. 11.01.2016; опубл. Бюл. № 14, 2016.

13. Левенсон С.Я., Ланцевич М.А., Гендлина Л.И., Акишев А.Н. Новая технология и оборудование для безвзрывно-го формирования рабочей зоны глубоких карьеров // ФТПРПИ. – 2016. – № 5. – С. 125–132.

14. Тишков А.Я. Гендлина Л.И., Левенсон С.Я., Сердцева Ж.В. О взаимодействии ударного элемента с твердыми средами // Известия ВУЗов. Строительство. – 2004. – № 1(541). – С. 122–125.

УДК 681.518.5

## ПРИМЕНЕНИЕ ЕДИНОГО КРИТЕРИЯ ДЛЯ ДИАГНОСТИКИ РЕДУКТОРОВ ГОРНЫХ МАШИН

<sup>1</sup>к.т.н. Герике П.Б., <sup>1</sup>д.т.н. Герике Б.Л., <sup>2</sup>к.т.н. Ещеркин П.В.

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

2 - Беловский филиал Кузбасского государственного технического университета  
имени Т.Ф. Горбачева, г. Белово, Россия

**Аннотация.** В данной статье приведено обобщение научных результатов, полученных в рамках выполнения проекта РФФИ и Кемеровской области №20-48-420010 по созданию новых критериев для диагностики фактического состояния энерго-механического оборудования горных машин на основе анализа параметров вибрации. Использование создаваемых единых диагностических критериев в качестве параметров прогнозной модели позволит оценить остаточный ресурс эксплуатируемой техники и свести к минимуму количество аварийных простоев экскаваторного парка Кузбасса.

**Ключевые слова:** вибродиагностика, единый диагностический критерий, карьерные экскаваторы, редуктора горных машин, обслуживание по фактическому состоянию, прогнозное моделирование.

Обзор отечественных и зарубежных публикаций по тематике использования результатов анализа параметров вибрации для создания единых диагностических критериев (ЕДК) оценки технического состояния узлов и элементов энерго-механического оборудования горных машин свидетельствует, что существующие комплексные критерии и основанные на них математические модели имеют крайне ограниченную область применения в силу своего несовершенства и не могут избавить от необходимости использования при анализе большого количества дополнительных диагностических признаков и правил [1-8].

Разработанный в рамках выполнения работ по настоящему проекту набор единых диагностических критериев принципиально отличается от уже существующих тем, что данные ЕДК полностью охватывают все энерго-механическое оборудование электрических карьерных экскаваторов, включая подшипники качения и зубчатые передачи в составе редукторов. Кроме того, созданные ЕДК являются результатом применения на практике комплексного подхода к процессу выбора диагностических характеристик, используемых для описания предельного состояния объектов контроля с применением результатов оптимальной скаляризации регистрируемых диагностических данных. В то время как большинство разработанных ранее единых критериев ориентированы на диагностику подшипников качения и основываются на компиляции нескольких базовых параметров оценки технического состояния, включая среднеквадратическое значение виброскорости в стандартном частотном диапазоне или анализ огибающей спектра по заданным частотам [1, 4, 7].

В настоящее время коллективом ученых Федерального Исследовательского Центра угля и углехимии СО РАН и ФГБОУ ВПО «КузГТУ им. Т.Ф. Горбачева» осуществляется цикл исследований по изучению процессов формирования и распространения виброакустических волн, генерируемых при работе энерго-механического оборудования горных машин. Исследования проводились на выборке из двадцати пяти карьерных экскаваторов различных моделей и марок, эксплуатируемых в условиях угольных предприятий Кузбасса. Анализ регистрируемых параметров механических колебаний показал, что используемая в рамках действующей системы экспертизы промышленной безопасности комплексная оценка фактического состояния горной техники является несовершенной и зачастую не позволяет осуществлять корректное выявление дефектов данного типа оборудования, например, в случае совпадения частотных признаков различной природы или в случае наличия на агрегате дефектов, находящихся на стадии зарождения. В результате проведенных исследований удалось создать группу единых критериев для диагностики предельно изношенной горной техники, пригодных для осуществления контроля технического состояния сложных механических систем и выявления всех групп базовых неисправностей энерго-механического оборудования карьерных экскаваторов, включая подшипники качения, зубчатые передачи, несоосность валов, неуравновешенность вращающихся деталей агрегатов, повреждения элементов соединительных муфт, дефекты обмотки электродвигателей и генераторов (дефекты электрической природы), а также дефекты оборудования пневматических систем.

Результатами исследований доказано, что использование типового набора диагностических методов не позволяет создать единый диагностический критерий, одинаково эффективно описывающий процессы деградации на различном энерго-механическом оборудовании горных машин вне зависимости от типа объекта диагностирования и режимов его работы [4]. Анализ представительных баз данных, содержащих информацию о виброн нагруженности динамически работающих агрегатов карьерных экскаваторов, позволяет заявлять о наличии значительной потребности в дополнительной диагностической информации, получить которую можно только с применением комплексного диагностического подхода к анализу параметров вибрации. Минимальный набор таких диагностических методологий в области анализа параметров вибрации должен включать в себя результаты спектрального анализа в стандартном и расширенном частотном и динамическом диапазонах, анализ огибающей спектра в области частот предполагаемого проявления возможных дефектов оборудования и данные высокочастотного эксцесса [4, 9, 10]. Конкретное сочетание диагностических признаков, методов и правил выявления дефектов, использованных при



разработке ЕДК, является уникальным для каждой базовой группы дефектов энерго-механического оборудования горной техники, включая подшипники, электродвигатели, муфты, зубчатые передачи и т.д. Главным преимуществом созданных критериев является уменьшение времени, затрачиваемого на анализ первичных диагностических данных при минимизации числа ошибочных заключений о фактическом состоянии оборудования. Кроме того, неоспоримым преимуществом использования единых критериев оценки технического состояния оборудования горных машин является снижение требований к уровню квалификации специалистов по вибродиагностики при одновременном росте показателей эффективности осуществляемого контроля параметров вибрации и возможности осуществлять прогноз безаварийной работы предельно изношенного оборудования горной техники [4].

В рамках выполнения работ по проекту РФФИ и Кемеровской области №20-48-420010 решалась задача по созданию математической модели для прогнозирования процессов развития дефектов на примере энерго-механического оборудования электрических карьерных экскаваторов. Существующее на сегодня программное обеспечение для проведения контроля и экспертной оценки результатов диагностирования по параметрам вибрации использует математические модели для выполнения оценки остаточного ресурса узлов и конструктивных элементов технологического оборудования, при этом результаты моделирования крайне ограничены, т.к. имеют узкую область применения и низкий уровень апробации. Практически все подобное обеспечение способно осуществлять прогноз изменения технического состояния только отдельных узлов механизма, а не всего технического устройства в целом как самостоятельной механической системы (например, возможно прогнозирование процессов аварийного выхода из строя подшипников редуктора вращателя, а не всей буровой установки). Существует достаточное количество причин для того, что на сегодня в мире отсутствует универсальная прогнозная модель, основанная на принципе комплексного моделирования процессов деградации энерго-механического оборудования горных машин. Среди основных причин этого можно выделить низкий уровень проработки вопросов по специфике динамики данного оборудования и недостаточность объема баз данных по параметрам вибрации горной техники. Кроме того, до сих пор не существовало достаточного количества ЕДК, пригодных для использования в качестве моделируемых параметров прогностической модели.

В условиях системы планово-предупредительных ремонтов отсутствует необходимость в поиске решения задачи по осуществлению долгосрочного прогнозирования деградации фактического состояния оборудования карьерных экскаваторов. В таких условиях наиболее оптимальным считается использование для прогнозирования процессов безаварийной работы техники алгоритмов адаптивного краткосрочного прогнозирования [4, 11, 12], основанных на принципе быстрой коррекции параметров математической модели по отношению к изменению трендов детерминированной составляющей виброакустического сигнала. При этом особенно важно, чтобы результаты моделирования могли обеспечить ответ на наиболее актуальный для действующей системы ремонтов вопрос – проработает ли объект диагностирования до момента проведения ближайшего ремонта или нет? При этом необходимым условием выполнения эффективного среднесрочного прогнозирования является обеспечение корректного расчета величины гарантированного остаточного ресурса и наиболее оптимального междиagnostического интервала [13, 14].

С точки зрения анализа вибродиагностических сигналов зубчатые передачи являются наиболее сложным объектом диагностики, поскольку на характер вибронагруженности редукторов оказывают влияние как внешние, так и внутренние факторы [15]. К внешним факторам относят параметры силовой нагрузки зубчатых передач, а также нарушение режима их смазки; к внутренним – нарушение технологии монтажа зубчатых пар и накопление усталостных повреждений. Эти и многие другие факторы оказывают влияние на состав и характер регистрируемых механических колебаний редукторов. При этом даже нормально функционирующая зубчатая передача может обладать весьма заметной вибрационной активностью [15, 16]. Механические колебания при этом возникают в широком

диапазоне частот и могут иметь весьма сложный состав и характер. При регистрации виброакустических сигналов, генерируемых зубчатыми парами, необходимо учитывать характерные особенности их работы, например погрешности изготовления зубчатых колес, режимы работы зубчатых пар, наличие в спектре комбинационных промежуточных частотных составляющих, очень чувствительных к изменениям условий работы агрегата, наличие шумовых компонентов и т.д.

Использование в качестве единого диагностического критерия для оценки состояния зубчатых передач в составе редукторов электрических карьерных экскаваторов разработанных спектральных масок высокой степени детализации позволило полностью учесть диагностическую информацию (рис. 1), содержащуюся в узких частотных диапазонах проявления дефектов данного оборудования и увеличить достоверность результатов анализа при одновременном уменьшении затрат времени на обработку первичной диагностической информации, что явилось следствием отказа от использования большого количества диагностических признаков и правил выявления дефектов зубчатых передач.

Номенклатура рабочих частот редуктора подъемной лебедки ЭШ 10/70									
$f_{c1}$	частота вращения первой оси	16,66 Гц							
$f_{c2}$	частота вр. 2 оси ред.	2,63 Гц (157,83 об/мин)							
$f_{c3}$	частота вр. 3 оси	0,55 Гц (33,23 об/мин)							
$f_{z1}$	зубцовая частота 1 ступени	499,8 Гц							
$f_{z3}$	зубцовая частота 2 ступени	63,12 Гц							
$z_1=30; z_{21}=190; i_1=6,33; z_{23}=24; z_3=114; i_2=4,75$									
$V_{скз}, \text{мм/с}$	Спектральные составляющие, мм/с								
	$\leq f_{c1}$	$f_{c1}$	$2 \times f_{c1}$	$f_{z3}$	$3 \times f_{c1}$	$4 \times f_{c1}$	$f_{c1}$	$2 \times f_{c1}$	$3 \times f_{c1}$
тревога	8,25	8,25	5,50	3,52	3,52	3,52	2,75	2,65	2,55
предупреждение	5,50	5,50	3,52	2,20	2,20	2,20	2,20	2,10	2,00

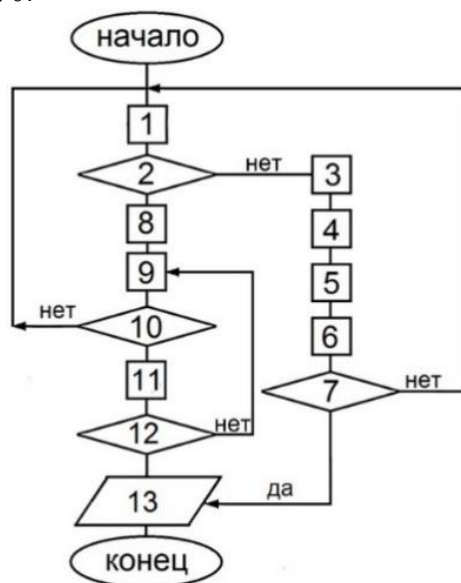
Рис. 1. Пример расчёта осредненной спектральной маски для контроля параметров вибрации на лебедке подъема экскаватора ЭШ 10/70

Таким образом, созданный в рамках выполнения проекта РФФИ и Кемеровской области единый критерий для диагностики редукторов карьерных экскаваторов по параметрам вибрации отличается от уже существующих использованием принципа оптимальной скаляризации данных и минимальными требованиями к квалификации специалиста, проводящего анализ данных. Использование нового критерия на практике открывает инновационный путь к созданию методики испытаний энерго-механического оборудования горной техники, основанной на принципах реализации комплексного подхода к анализу параметров вибрации. Кроме того, применение нового единого критерия в качестве параметра прогнозной модели позволяет получить прогноз изменения фактического состояния динамически работающих зубчатых передач на период до одного календарного месяца, что полностью соответствует действительным потребностям системы плановых ремонтов в условиях угольных предприятий Кузбасса [17].

Разработанный общий алгоритм создания ЕДК (рис. 2) на основе комплексного анализа параметров вибрации использует принципы пошаговой сегментации технических устройств на группы в зависимости от степени развития базовых дефектов диагностируемого оборудования и основан на принципах реализации многомерного пространства диагностических признаков с применением алгоритмов скаляризации, что, в конечном итоге, позволяет эффективно осуществлять быстрый и эффективный поиск и идентификацию технических устройств, находящихся в недопустимом техническом состоянии.

Результаты исследования подтвердили корректность предложенного подхода к использованию спектральных масок в качестве единого диагностического критерия для оценки состояния зубчатых передач в составе редукторов электрических карьерных экскаваторов при условии учета всех основных частотных и динамических диапазонов проявления дефектов данного типа энерго-механического оборудования горных машин. На основе разработанных опорных масок для редукторов экскаваторов типа ЭКГ и ЭШ определены

пороговые значения уровней «тревога» и «предупреждение» для спектральных масок редукторов тяговых и подъемных лебедок, а также механизмов поворота, приведены реальные примеры идентификации параметров вибрации на редукторах механизмов подъема и поворота экскаваторов ЭКГ-5А и редукторах тяговой и подъемной лебедок, механизмах поворота экскаваторов ЭШ 10/70.



- 1 – измерения; 2 – сравнение результатов с допуском; 3 – анализ спектра;  
 4 – идентификация дефектов изготовления; 5 – поиск дефектов монтажа;  
 6 – идентификация эксплуатационных дефектов; 7 – анализ с применением разработанных спектральных масок; 8 – анализ дефектов подшипников; 9 – расчет допусков по СКЗ;  
 10 – сравнение величин СКЗ; 11 – определение частотных диапазонов; 12 – проверка условий работы ЕДК; 13 – создание и печать вибрационного паспорта редуктора

Рис. 2. Блок-схема идентификации дефектов редукторов

**Выводы.** Анализ регистрируемых диагностических данных по параметрам вибрации оборудования горных машин свидетельствует о наличии острой потребности в едином критерии для диагностики зубчатых передач в составе промышленных редукторов, пригодном для выполнения оценки фактического состояния объектов диагностирования и построения кратко- и среднесрочного прогноза развития дефектов. Внедрение предлагаемой методологии использования единых диагностических критериев в качестве параметров прогнозных математических моделей позволит минимизировать риски возникновения несчастных случаев на производстве, оптимизировать логистику и складское хозяйство угольных предприятий, а также уменьшить количество аварийных простоев карьерных экскаваторов.

Полученные научные результаты доказывают принципиальную эффективность использования в условиях действующей на предприятиях Кузбасса системы планово-предупредительных ремонтов новых единых критериев для выполнения оценки фактического состояния энерго-механического оборудования горных машин и краткосрочного прогнозирования процессов развития дефектов на редукторах электрических карьерных экскаваторов на основе анализа параметров вибрации.

**Благодарности.** Исследование выполнено при финансовой поддержке РФФИ и Кемеровской области в рамках научного проекта № 20-48-420010.

#### Список литературы

1. Ключев В.В., Фурсов А.С., Филинов М.В. Подходы к построению систем оценки остаточного ресурса технических объектов // Контроль. Диагностика. – 2007. – № 3. – С. 18-23.

2. Костюков В.Н., Костюков Ал.В. Мониторинг состояния оборудования в реальном времени // Контроль. Диагностика. – 2010. – № 3. – С. 43–50.
3. Якубович А.Н., Ротанов И.Г. Моделирование прогнозных сроков эксплуатации карьерного оборудования // Вестник Северо-Восточного государственного университета. – 2013. – №19. – С. 100-104.
4. Gericke B.L., Sushko A.E., Gericke P.B., Efremenkov A.B. Digital technologies used in technical diagnostics, assessment of technical condition, maintenance and repair of mining machines and equipment // IOP Conf. 3rd international scientific and practical conference on mathematical modeling, programming and applied mathematics. – 2021. – Volume 2052.
5. Ширман А. Р., Соловьев А. Б. Практическая вибродиагностика и мониторинг состояния механического оборудования. – М.: Наука, 1996. – 276 с.
6. 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. – 2018. – 040090. – URL: <https://doi.org/10.1063/1.5084528>
7. Неразрушающий контроль: справочник. В 7 т. Т. 7. / Под редакцией чл.-корр. РАН В.В. Клюева. – Москва, 2005. – 828 с.
8. 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. – URL: <https://doi.org/10.1016/j.ymssp.2019.02.051>
9. Tse P., Peng Y., Yam R. Wavelet analysis and envelope detection for rolling element bearing fault diagnosis – their effectiveness and flexibilities // Journal of vibration and acoustics. – 2001. – Vol. 123. – P. 303-310. – URL: <https://doi.org/10.1115/1.1379745>
10. Franco Jefferds dos Santos Silva, Herbert Ricardo Garcia Viana, André Nasser Aquino Queiroz. Availability forecast of mining equipment // Journal of quality in maintenance engineering. – 2016. – Vol. 22. – Iss. 4. – P. 418-432.
11. Yu, J, Peton, N. Fluid film bearing damage detection based on vibration data : 48th Turbomachinery symposium. houston, September 10-12, 2019, Texas, USA. – 2019.
12. Gertsbakh I. Models of preventive maintenance / North-Holland, Amsterdam – New York – Oxford, 1977.
13. 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. – URL: [https://doi.org/10.1007/978-3-319-61927-9\\_9](https://doi.org/10.1007/978-3-319-61927-9_9)
14. Liu G., Parker R. Dynamic modeling and analysis of tooth profile modification for multimesh gear vibration // Journal of mechanical design. – 2008. – Vol. 130. – P. 121402/1 - 121402-13. – URL: <https://doi.org/10.1115/1.2976803>
15. Gerike B., Gerike P. On one criterion for estimating technical condition of a mining machine reducing gear / E3S Web of conferences. URM 2021 - International scientific and research conference on knowledge-based technologies in development and utilization of mineral resources. – 2021. – С. 02003.
16. Лукьянов А.В. Классификатор вибродиагностических признаков дефектов роторных машин. – Иркутск: Издательство ИрГТУ, 1999. – 230 с.
17. Герике П.Б. Совершенствование методологии нормирования параметров вибрации на примере оборудования угольной отрасли // Горное оборудование и электромеханика. – 2018. – № 5 (139). – С. 22-29.

**АКУСТИКО-ЭМИССИОННЫЙ МОНИТОРИНГ НЕСУЩИХ ЭЛЕМЕНТОВ  
МЕТАЛЛОКОНСТРУКЦИЙ КАРЬЕРНЫХ АВТОСАМОСВАЛОВ****Швыдкин С.А., д.т.н. Герике Б.Л.****Федеральный исследовательский центр угля и углехимии СО РАН,  
г. Кемерово, Россия**

**Аннотация.** Рассмотрена возможность применения акустико-эмиссионного (АЭ) мониторинга для диагностики технического состояния несущих элементов металлоконструкций карьерных автосамосвалов. Приведены результаты АЭ-контроля корпуса редуктора мотор-колеса (РМК), сведения об обнаруженных дефектах и проведенном ремонте.

**Ключевые слова:** мониторинг, техническое состояние, диагностика, акустико-эмиссионный контроль, карьерный автосамосвал.

Во время эксплуатации, из-за воздействия различных факторов, в несущей конструкции автосамосвала протекают процессы образования и развития дефектов. Для своевременного обнаружения дефектов периодически проводится диагностика с использованием различных методов неразрушающего контроля (НК). В основном применяется визуальный осмотр [1], а при необходимости, подключаются капиллярный [2] и ультразвуковой контроль [3]. К основным несущим элементам автосамосвала относятся рама, кузов и корпуса редуктора мотор-колеса.

Но, несмотря на использование различных методов контроля, всё же происходят случаи, связанные с разрушением одного из несущих элементов машины. Не всегда удаётся своевременно обнаружить дефекты из-за большого объёма обследований и значительного временного интервала между ними.

Поэтому для повышения качества диагностики было предложено использовать на автосамосвалах акустико-эмиссионный (АЭ) метод контроля [4-12]. На сегодняшний день в угольной отрасли уже есть примеры использования АЭ контроля при диагностике стрел шагающих экскаваторов [13-14]. Как правило, АЭ метод применяется на первом этапе обследования объекта, в результате чего обнаруживаются зоны повышенной активности АЭ сигналов, после чего на предполагаемых дефектных участках проводится визуальный осмотр и применяются другие методы НК.

В данной работе рассмотрено применение АЭ контроля для диагностики корпусов редуктора мотор-колеса автосамосвала БелАЗ 75131, грузоподъёмностью 130 тонн. Автосамосвал, предоставленный для диагностики, ранее уже пострадал в аварии, связанной с разрушением корпусов РМК (рис. 1 а), в результате которой пришлось восстанавливать картер заднего моста (рис. 1 б).



Рис. 1. Разрушенный корпус РМК (а); картер заднего моста после ремонта

В начале работы были проведены исследования затухания акустического сигнала на корпусах РМК, которые показали, что для проведения АЭ диагностики необходимо установить на каждый корпус по 4-е преобразователя АЭ (рис. 2 а). Для наглядности, рядом со



схемой расположения АЭ преобразователей представлена фотография нового корпуса РМК (рис. 2 б).

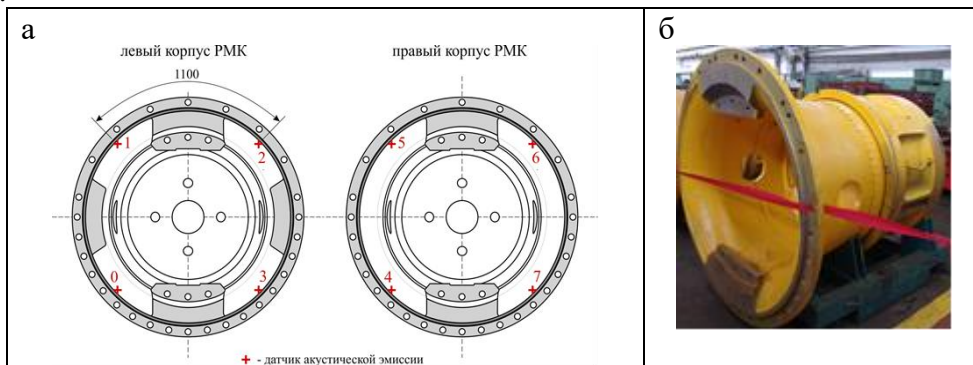


Рис. 2. Схема расположения АЭ преобразователей (а); корпус РМК (б)

После установки датчиков был выполнен замер уровня шумов на неработающей машине (рис. 3 а), а также при движении автосамосвала (рис. 3 б).

Исходя из этих данных был определён порог дискриминации сигналов АЭ на уровне 60 дБ и все дальнейшие исследования проводились при этом пороге.

Основным источником шумов, усложняющих проведение АЭ контроля, являются потоки выхлопных газов, протекающих по трубам и каналам кузова автомобиля. Выхлопные газы используются для обогрева днища кузова и в процессе работы, особенно при повышенных оборотах двигателя, отработанные газы с большой скоростью проходят через каналы кузова и создают акустический шум, затрудняющий проведение АЭ контроля. Поэтому для выполнения контроля в данных условиях необходимо применение высокочастотных датчиков акустической эмиссии.

После проведения предварительных измерений, на БелАЗ была установлена 8-ми канальная система акустической эмиссии Vulcan 8SM. Системный блок располагался в кабине водителя, кабели до предварительных усилителей были проложены параллельно с кабелями питания мотор-колеса, датчики АЭ были установлены на магнитных держателях.

При проведении АЭ контроля на начальном этапе оператор присутствовал в кабине автосамосвала для настройки аппаратуры, а в дальнейшем АЭ контроль проводился без участия оператора в автоматическом режиме.

а									б								
Амп	дат-0	дат-1	дат-2	дат-3	дат-4	дат-5	дат-6	дат-7	Амп	дат-0	дат-1	дат-2	дат-3	дат-4	дат-5	дат-6	дат-7
100	0	0	0	0	0	0	0	0	100	0	0	0	0	0	0	0	0
99	0	0	0	0	0	0	0	0	99	0	0	0	0	0	0	0	0
65	0	0	0	0	0	0	0	0	65	0	0	0	0	0	0	0	0
64	0	0	0	0	0	0	0	0	64	0	0	0	1	0	0	0	1
63	0	0	0	0	0	0	0	0	63	0	0	0	1	0	1	0	0
62	0	0	0	0	0	0	0	0	62	0	0	0	3	0	7	0	0
61	0	0	0	0	0	0	0	0	61	0	0	0	2	0	3	0	1
60	0	0	0	0	0	0	0	0	60	2	1	0	2	0	7	1	2
59	0	0	0	0	0	0	0	0	59	2	0	0	5	2	15	1	4
58	0	0	0	0	0	0	0	0	58	2	2	0	12	3	15	3	1
57	0	0	0	0	0	0	0	0	57	4	5	1	11	2	23	4	12
-	-	-	-	-	-	-	-	-	56	13	1	5	18	10	31	8	10
30	0	0	0	0	0	0	0	0	55	15	10	1	35	15	60	17	18
29	0	0	0	0	0	0	0	0	54	19	14	15	61	22	85	17	36
28	0	0	0	0	0	0	0	0	53	57	28	22	92	40	134	41	67
27	0	0	0	0	0	0	0	0	52	78	52	37	144	85	172	85	117
26	0	0	0	1	0	0	0	3	51	170	106	78	210	160	235	157	162
25	0	2	0	49	0	0	0	51	50	231	173	152	286	236	243	247	254
24	3	85	0	358	1	0	0	271	-	-	-	-	-	-	-	-	-
23	123	550	1	911	12	48	25	909	23	6986	5735	6176	6103	6760	5752	6196	7165
22	745	1169	52	1163	275	732	809	2104	22	6491	6874	6945	5159	6737	6966	7382	9331
21	1534	1015	889	949	1321	1603	1841	663	21	8843	6855	7074	4436	8970	6999	8101	1558
20	1636	1114	2996	609	2432	1658	1366	39	20	5633	4716	6135	895	15146	3937	6105	812
19	0	105	103	0	0	0	0	0	19	0	32	1	0	2	0	0	0
18	0	0	0	0	0	0	0	0	18	0	0	0	0	0	0	0	0
17	0	0	0	0	0	0	0	0	17	0	0	0	0	0	0	0	0
16	0	0	0	0	0	0	0	0	16	0	0	0	0	0	0	0	0

Рис. 3. Уровень шумов: а – на неработающей машине; б – при движении автосамосвала

В результате проведённого АЭ испытания на левом корпусе РМК была обнаружена одна зона повышенной активности АЭ сигналов Зона-1 (рис. 4)

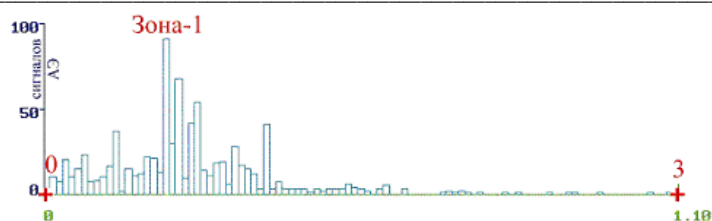


Рис. 4. График линейной локации левого корпуса РМК

Для того, чтобы более точно определить координаты дефектов левого корпуса РМК, были переустановлены датчики № 1 и 2 ближе к расположению Зоны-1 (рис. 5), после чего был выполнен очередной АЭ контроль на работающей машине. В результате этого испытания на плоскостной локационной картине (рис. 6) было получено более точное расположение Зоны-1.

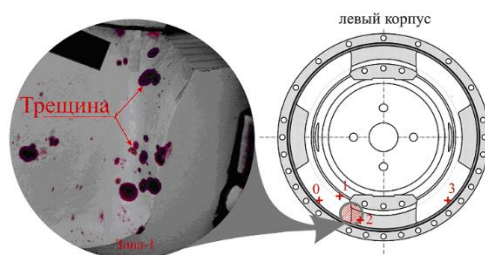


Рис. 5. Расположение дефектов на левом корпусе РМК

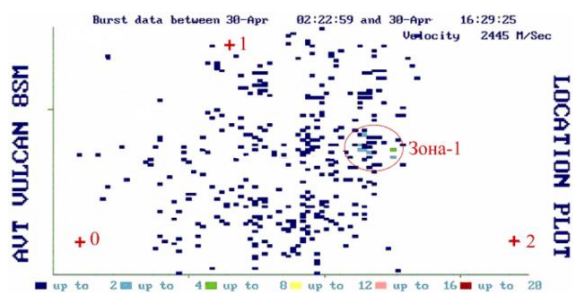


Рис. 6. График плоскостной локации левого корпуса РМК

Затем в месте расположения Зоны-1 был проведен визуальный осмотр и выполнена цветная дефектоскопия, которые показали наличие большого количества поверхностных металлургических дефектов. В течении года периодически проводился повторный АЭ контроль и данные, полученные на первом испытании каждый раз подтверждались. Обнаруженные дефекты развивались довольно медленно, поэтому ремонт был проведен в удобный для Заказчика период. Левый корпус РМК был демонтирован, произведена выборка (рис. 7) и заварка обнаруженных дефектов.

После проведенного ремонта был выполнен повторный проверочный АЭ-контроль, при котором развивающихся дефектов обнаружено не было. Таким образом, была подтверждена возможность выполнения АЭ диагностики корпусов РМК на автосамосвале на рабочем режиме.

Как показывает практика, проведение периодической диагностики не гарантирует обеспечение безотказной работы оборудования. Развитие дефектов в несущих элементах машины зависит от многих факторов, воздействие которых сложно спрогнозировать на очередном временном интервале.

Поэтому наиболее эффективным методом диагностики автосамосвала является применение непрерывного акустико-эмиссионного мониторинга. Установка системы АЭ мониторинга является наиболее надежным и достоверным способом оценки технического состояния объекта [15-17]. А учитывая, что автосамосвалы эксплуатируются при



температурах окружающего воздуха до минус 50, другого метода, позволяющего проводить диагностику при таких температурах просто нет.

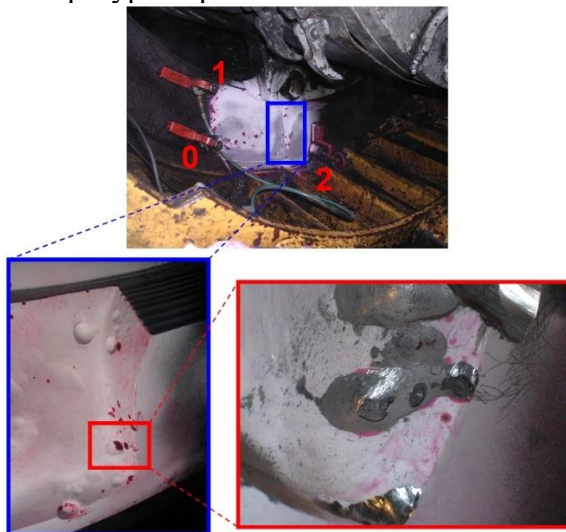


Рис. 7. Дефекты на левом корпусе РМК, обнаруженные при выборке

Использование АЭ мониторинга, кроме экономии времени, несёт ещё ряд преимуществ:

- АЭ мониторинг позволяет выполнять диагностику без вмешательства в производственный процесс. Организовав передачу данных с системы АЭ мониторинга на диспетчерский пункт можно ежедневно отслеживать информацию о состоянии автосамосвала как специалистам по диагностике, так и персоналу предприятия. А проведение осмотра на предполагаемых дефектных участках, выявленных при АЭ контроле, проводить во время выполнения технического обслуживания машины.

- при подключении к системе АЭ мониторинга данных спутниковой навигационной системы, можно на общем плане предприятия отмечать участки дорог, на которых происходит развитие дефектов.

- при расширении системы мониторинга на весь парк автотранспорта предприятия появляется возможность объединить в единую базу данных информацию о техническом состоянии автосамосвалов.

**Выводы.** Несмотря на все преимущества АЭ мониторинг на сегодняшний день не нашёл широкого распространения из-за высокой стоимости оборудования.

Компромиссным вариантом решения этой проблемы может стать разработка систем АЭ-мониторинга на основе универсальных плат аналогового ввода [18, 19]. Эти платы выпускаются относительно большими партиями, имеют низкую цену, но и значительно меньшие возможности по сравнению с традиционными системами.

Однако они вполне пригодны для создания последовательных систем сбора данных при поочерёдном опросе небольших групп АЭ-каналов, что было реализовано в экспериментальном образце системы АЭ-мониторинга для оценки технического состояния металлоконструкций горной техники. Поэтому мы надеемся, что разработка приемлемых по цене систем мониторинга приведёт к более широкому использованию АЭ метода на угольных предприятиях.

### Список литературы

1. РД 03-606-03 Инструкция по визуальному и измерительному контролю. Утв. постановлением ГГТН РФ от 11.06.03 № 92.
2. ГОСТ 18442-80. Контроль неразрушающий. Капиллярные методы. Общие требования. М.: Изд-во стандартов, 1980.

3. ГОСТ Р 55724-2013. Контроль неразрушающий. Соединения сварные. Методы ультразвуковые.
4. ГОСТ Р 55045-2012 Техническая диагностика. Акустико-эмиссионная диагностика. Термины, определения и обозначения.
5. Быков С.П., Юрайдо Б.Ф., Иванов В.И. О достоверности акустико-эмиссионного контроля // Контроль. Диагностика. – 2013. – № 12. – С. 53-60.
6. Грешников В.А., Дробот Ю.Б. Акустическая эмиссия. – М.: Изд-во стандартов, 1976. – 270 с
7. Дробот Ю.Б., Лазарев А.М. Неразрушающий контроль усталостных трещин акустико-эмиссионным методом. – М.: Изд-во стандартов, 1987.
8. Иванов В.И., Барат В.А. Акустико-эмиссионная диагностика: справ. – М.: Издательский дом «Спектр», 2017. – 368 с.
9. Серьезнов А.Н., Степанова Л.Н., Муравьев В.В. [и др.]. Акустико-эмиссионная диагностика конструкций / Под редакцией Л. Н. Степановой. – Москва, 2000.
10. Pollock A. Material brittleness and the energetics of acoustic emission // Conference proceedings of the society for experimental mechanics series.
11. Dunegan H.L., Harris D.O., Tatro S.A. Fracture analysis by use of acoustic emission // Engineering Fracture Mechanics. – 1968. – V. 1. – N. 1. – P. 105-122.
12. Pollock A.A. Acoustic emission amplitude distribution / International advances in non-destructive testing. – 1981. – V.7.
13. Менчугин А.В., Герике Б.Л., Протасов С.И., Буянкин П.В. Оценка технического состояния несущих металлоконструкций шагающих экскаваторов по параметрам акустико-эмиссионного сигнала // Горное оборудование и электромеханика. – 2009. – № 5. – С. 25-30.
14. Менчугин А.В., Протасов С.И. Особенности оценки шумов при проведении АЭ контроля стрел карьерных экскаваторов типа драглайн // Безопасность труда в промышленности. – 2009. – № 3. – С. 48-51.
15. Петерсен Т.Б., Шемякин В.В., Самохвалов А.Б. [и др.]. АЭ как комплексный метод мониторинга объектов. Задачи и перспективы : сборник материалов всерос. конф. «Актуальные проблемы метода акустической эмиссии» (АПМАЭ-2021), Санкт-Петербург.
16. Шемякин В.В., Стрижков С.А. Аспекты применения метода акустической эмиссии для мониторинга опасных промышленных объектов // В мире неразрушающего контроля. – 2004. – №4. – С. 16-19.
17. Иванов В.И. Актуальные проблемы АЭ диагностирования : сборник материалов всерос. конф. «Актуальные проблемы метода акустической эмиссии» (АПМАЭ-2021), Санкт-Петербург.
18. [https://www.lcard.ru/portfolio/acoustic\\_emission](https://www.lcard.ru/portfolio/acoustic_emission)
19. [https://www.lcard.ru/portfolio/a\\_e\\_method](https://www.lcard.ru/portfolio/a_e_method)

УДК: 622.001.284:622.02.

**ИССЛЕДОВАНИЕ РЕЖИМОВ РАБОТЫ ОБОРУДОВАНИЯ  
МЕХАНИЗИРОВАННОГО КОМПЛЕКСА ДВТ  
ПРИ ВЫСОКОПРОИЗВОДИТЕЛЬНОЙ ОТРАБОТКЕ ПОЛОГОГО УГОЛЬНОГО  
ПЛАСТА 50 В УСЛОВИЯХ ШАХТЫ ИМ. В.Д. ЯЛЕВСКОГО**

<sup>1</sup>Разумов Е.А., <sup>2</sup>Венгер В.Г., <sup>1</sup>д.т.н. Калинин С.И.

**1 – Филиал СФ АО «ВНИМИ», Прокопьевск, Россия**

**2 – Филиал УФ АО «ВНИМИ», Екатеринбург, Россия**

*Аннотация.* Рассматриваются сложные горно-геологические условия отработки пласта 50 в границах поля шахты им. В.Д. Ялевского, исследуются геомеханические процессы

высокопроизводительной отработки пласта 50 в лаве 50-03 механизированным комплексом ДВТ. Производится оценка влияния технологических факторов на геомеханические процессы в очистном забое и на режимы работы крепи механизированного комплекса, проявление горного давления в подготовительных выработках.

**Ключевые слова:** нагрузка на очистной забой, длина забоя, скорость подвигания забоя, параметры крепи, параметры проявления горного давления.

Основными технологическими факторами, влияющими на геомеханические процессы, являются:

- высокая производительность очистного забоя;
- большая длина лавы;
- высокая скорость подвигания очистного забоя.

Пласт 50 сложного строения, состоит из двух-трёх угольных пачек с мощностью породных прослоев 0,04-0,14м. Мощность пласта изменяется от 3,15м до 4,3м при среднем значении 3,72м, уголь марки ДГ, коэффициент крепости угля  $f=1$ , сопротивление сжатию 10 МПа, объёмный вес  $1,32 \text{ т/м}^3$ , влажность 5,7%.

С глубины 220м пласт отнесён к угрожаемым по горным ударам. Природная газообильность составляет  $7,8 \text{ м}^3/\text{т}$ , склонен к самовозгоранию, глубина горных работ изменяется от 190м до 240м. Средняя глубина 215м. Угол падения пласта  $11-13^\circ$ , вынимаемая мощность пласта 3,8м.

Ложная кровля наблюдается на отдельных участках мощностью 0,1-0,5м, сопротивление сжатию около 15 МПа. Пласт имеет ложную кровлю, она не имеет повсеместного распространения. Непосредственная кровля пласта сложена алевролитом мелко- и среднезернистым мощностью 0,7-9,8м с сопротивлением сжатию 30-40 МПа. Основная кровля представлена мелко- и среднезернистым песчаником мощностью 3-5м и алевролитом мелко- и среднезернистым мощностью 15-21м, с сопротивлением сжатию песчаника 60-75 МПа, алевролит имеет сопротивление сжатию 45-60 МПа.

В работе производится исследование формирования геомеханических процессов в зависимости от выполнения технологических процессов.

Основными технологическими факторами, влияющими на геомеханические процессы, являются:

- вынимаемая мощность пласта -  $m_v$ , м;
- глубина горных работ -  $H$ , м;
- длина лавы -  $L$ , м;
- производительность очистного забоя -  $Q$ , т/сут;
- ширина захвата выемочного комбайна -  $v$ , м;
- технологическая схема отработки пласта - длинный очистной забой, 400м;
- скорость движения комбайна в лаве, м/мин.

Основными технологическими процессами, определяющими геомеханические процессы, являются: глубина горных работ, вынимаемая мощность пласта, ширина захвата исполнительного органа комбайна, скорость подвигания очистного забоя, тип активной кровли пласта. Активная кровля пласта является одним из основных факторов, влияющих на формирование геомеханических процессов в очистном забое и в подготовительных выработках. В данных условиях мощность активной кровли составляет [1-3]:

$$h_{a.k} = (4-6) \cdot m_v = 6 \cdot 3,8 = 22,8 \text{ м.} \quad (1)$$

Активная кровля пласта складывается из слоёв непосредственной кровли и основной кровли.

Породы непосредственной кровли определяют устойчивость активной кровли, породы основной кровли определяют нагрузочные свойства активной кровли. Угол падения пласта непостоянный, изменяется в пределах  $10-13^\circ$ . Это свидетельствует о наличии естественной пликативной нарушенности и развитой трещиноватости пород непосредственной

кровли. Оценка показывает, что она по устойчивости изменяется от типа неустойчивой (3) до средней устойчивости (2), при этом породы непосредственной кровли не склонны к вывалам, показатель, определяющий склонность пород к вывалам -  $\tau_b$  меньше 10%:

$$\tau_b = a \cdot e^{-\frac{B \cdot \sigma_{сж}}{100}} = 8,2\% < 10\%. \quad (2)$$

Оценка активной кровли по нагрузочным свойствам производится следующим образом, [1,4]:

– определяется достаточность мощности легкообрушаемых слоёв непосредственной кровли для подбучивания пород основной кровли по формуле:

$$h_{нк} = \frac{m_b}{K_p - 1}, \quad (3)$$

где  $m_b$  – вынимаемая мощность пласта, м;  $K_p$  – коэффициент разрыхления пород непосредственной кровли.

При этом необходимо, чтобы выполнялось следующее условие:

$$h_{нк} \geq h_{нк(ф)}, \quad (4)$$

где  $h_{нк(ф)}$  – фактическая мощность непосредственной кровли, м.

– уточняется по прочности основной кровли при сжатии тяжесть проявления давления основной кровли, при этом используются следующие рекомендации:

при  $\sigma_{сж} \leq 40$  МПа – кровля относится к лёгкой;

при  $\sigma_{сж} = 40-60$  МПа – кровля средней тяжести;

при  $\sigma_{сж} = 60-80$  МПа – кровля является тяжёлой, тип - 3А;

при  $\sigma_{сж} > 80$  МПа – кровля является тяжёлой, тип - 3Б.

С учётом указанных рекомендаций производится уточнение типа активной кровли пласта по нагрузочным свойствам. При этом используется нагрузочный коэффициент -  $K_n$ :

$$K_n \geq \frac{h_{ло}}{m_b}, \quad (5)$$

где  $m_b$  – вынимаемая мощность пласта, м;  $h_{ло}$  – мощность легкообрушаемых пород непосредственной кровли.

Результаты оценки активной кровли пласта 50 по нагрузочным свойствам кровли приведены в табл. 1.

Из табл. 1 видно, что активная кровля пласта 50 по нагрузочным свойствам будет проявляться, как тяжёлая (тип 3А). Требуется определить характер и величину проявления горного давления, правильно выбрать параметры технологической схемы, геометрические и силовые параметры крепи механизированного комплекса, параметры крепи подготовительных выработок, эффективные способы управления горным давлением.

Таблица 1

Результаты оценки активной кровли пласта 50 по нагрузочным свойствам

Мощность непосредственной кровли, (м)	Сопротивление пород сжатию, $\sigma_{сж}$ , (МПа)	Сопротивление пород растяжению, $\sigma_p$ , (МПа)	Вынимаемая мощность пласта, (м)	Коэффициент, $K_n$	Тип кровли
0,7	30-40	2,8-3,8	3,8	0,18	Тяжелая 3А <sub>1</sub>
3,9	30-40	2,8-3,8	3,8	1,03	Тяжелая 3А <sub>1</sub>
7,2	30-40	2,8-3,8	3,8	1,89	Тяжелая 3А <sub>3</sub>
9,8	30-40	2,8-3,8	3,8	2,58	Тяжелая 3А <sub>4</sub>

Оценка пород активной кровли пласта 50 по обрушаемости производилась по шагам обрушения непосредственной и основной кровли, по высоте обрушения пород и характеру обрушения. Расчёт шагов обрушения кровли производился по методу проф. Слесарева В.Д. [5] и уточнялся по методу проф. Ардашева К.А. [6].

Установлено, что при первичных осадках основной кровли породы будут зависеть и обрушаться крупными блоками. Возможно проявление резких осадков. При вторичных осадках обрушение пород кровли имеет периодический характер: при первичных осадках

породы обрушаются с шагом 39-65м, при вторичных осадках - с шагом 6,6-10,5м. Возможно совместное обрушение пород основной и непосредственной кровли.

На участках выемочного столба, где кровля по нагрузочным свойствам относится к тяжёлой, могут наблюдаться проявления горного давления в динамической форме. Почва пласта по сопротивлению вдавливанию относится ко II категории с предельным сопротивлением вдавливанию 1,51-3,5 МПа. Вдавливание оснований секций крепи в почву пласта является возможным.

Оценка взаимодействия механизированной крепи ДВТ с вмещающими породами производится по основным силовым и геометрическим показателям. В качестве силовых показателей используются:

- начальный распор гидростоек крепи,  $P_0$ , МПа;
- давление в гидростойках крепи в конце выемочного цикла,  $P_0$ , МПа;
- приращение давления в гидростойках крепи за выемочный цикл,  $\Delta P$ , МПа;
- скорость приращения давления в гидростойках крепи за выемочный цикл,  $v_{ор}$ , МПа/ц;
- степень использования номинального рабочего сопротивления гидростойки крепи,  $K_p$ ;
- степень использования начального распора гидростоек,  $K_{ро}$ .

Для оценки геометрических параметров крепи используются следующие показатели:

- задаваемая начальная раздвижность крепи,  $h_0$ , мм;
- раздвижность гидростоек крепи в конце выемочного цикла,  $h_k$ , мм;
- просадка гидростоек крепи за выемочный цикл,  $\Delta h$ , мм;
- скорость просадки гидростоек крепи за выемочный цикл,  $v\Delta h$ , мм/мин;
- режим работы гидростоек крепи за выемочный цикл: заданного распора гидростоек, нарастающего сопротивления крепи, постоянного сопротивления крепи.

Исследования взаимодействия механизированной крепи ДВТ с высоким рабочим сопротивлением проводились при отработке пласта 50 в лаве 50-03. Длина лавы была принята 400 м, механизированный комплекс - типа ДВТ Германского производства (сборный).

С целью уточнения определения требуемых геометрических и силовых параметров крепи для обеспечения надёжной и безопасной отработки пласта 50 в лаве 50-03 было принято решение смонтировать 3 группы крепи ДВТ с разными силовыми параметрами (рис. 1):

- 1-ый типоразмер – ДВТ 2200/4800-2х3297-1750;
- 2-ой типоразмер – ДВТ 2550/5500-2х4207-1750;
- 3-ий типоразмер – ДВТ 2400/5000-2х4300-1750.

Схема установки групп крепи в лаве приведена на рис. 1.

- в верхней части лавы установлены секции ДВТ 2200/4800-2х3297-1750;
- в средней части лавы установлены секции крепи ДВТ 2550/5500-2х4207-1750;
- в нижней части лавы установлены секции крепи ДВТ 2400/5000-2х4300-1750.

Требуемые параметры механизированной крепи определялись по рекомендациям, изложенным в работах [2, 7]. Были установлены следующие геометрические параметры (табл. 2):

- максимальная высота крепи – 3,7-3,9м;
- минимальная высота крепи – 2,9-3,0м;
- гидравлическая раздвижность крепи – 0,8-0,9м;
- шаг установки секций крепи по лаве – 1,75м;
- шаг передвижки секций крепи – 0,8м;
- длина поддерживающей части верхняка – 4,5-5м.

Требуемые силовые параметры установлены следующие:

несущая способность секции крепи – 10045 кН;  
 сопротивление секции крепи на 1м длины лавы – 2000-2009 кН/м;  
 рабочее сопротивление секции крепи – 1148 кН/м<sup>2</sup>;  
 тип секции крепи – оградительно-поддерживающая, двухстоечная однорядная.

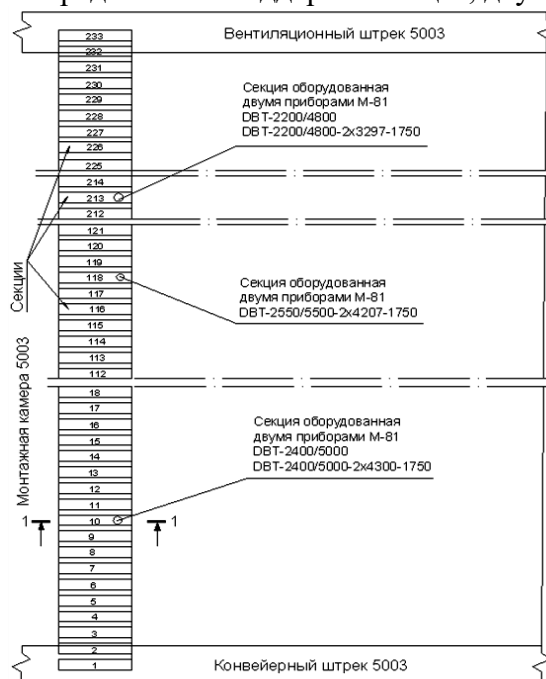


Рис. 1. Схема расстановки секций крепи DBT по длине лавы 50-03 и схема установки самопишущих манометров на секциях крепи

Таблица 2

Характеристика секций крепи DBT, установленных в лаве 50-03

Щитовая крепь 2200/4800- 2x3297-1750	
Диаметр поршня, мм	320/230
Диаметр поршневого штока, мм	295/210
Площадь поршня, см <sup>2</sup>	804,2/471,4
Минимальная высота (H2), мм	2200
Максимальная высота (H1), мм	4800
Несущая способность крепи при средней мощности пласта 3500мм, кН	При осадочном давлении 32МПа - 5068; При номинальном давлении 41МПа - 6493
Сопротивление крепи на м <sup>2</sup> поддерживаемой площади при средней мощности пласта 3500мм, кН/м <sup>2</sup>	При осадочном давлении 32МПа - 668; При номинальном давлении 41МПа (расстояние между кромкой верхняка и забоем макс/мин)- 723/856
Щитовая крепь 2400/5000- 2x4300-1750	
Диаметр поршня, мм	345/250
Диаметр поршневого штока, мм	320/230
Площадь поршня, см <sup>2</sup>	934,8/490,9
Минимальная высота (H2), мм	2400
Максимальная высота (H1), мм	5000
Несущая способность крепи при средней мощности пласта 4200мм, кН	При осадочном давлении 32МПа - 5939; При номинальном давлении 41МПа - 8538
Сопротивление крепи на м <sup>2</sup> поддерживаемой площади при средней мощности пласта 4200мм, кН/м <sup>2</sup>	При осадочном давлении 32МПа - 743; При номинальном давлении 41МПа (расстояние между кромкой верхняка и забоем макс./мин.)- 909/1069
Щитовая крепь 2550/5500- 2x4207-1750	

Диаметр поршня, мм	345/250
Диаметр поршневого штока, мм	320/230
Площадь поршня, см <sup>2</sup>	934,8/490,9
Минимальная высота (Н2), мм	2550
Максимальная высота (Н1), мм	5500
Несущая способность крепи при средней мощности пласта 4800мм, кН	При осадочном давлении 32МПа- 5911; При номинальном давлении 41МПа- 8312
Сопротивление крепи на м <sup>2</sup> поддерживаемой площади при средней мощности пласта 4800мм, кН/м <sup>2</sup>	При осадочном давлении 32МПа - 718; При номинальном давлении 41МПа (расстояние между кромкой верхняка и забоем макс./мин.) - 915/1081

На участке лавы пласта 50 общим оборудованием являются: выемочный комбайн - SL-500, лавный конвейер SHPF-6/1342, перегружатель STPF-6/1342.

По данным рекомендациям для отработки пласта 50 в лаве 50-03 была принята крепь Германского производства DBT.

Принятая длина лавы – 400 м требует строгого обоснования и уточнения в производственных условиях. Утверждённых нормативных документов по определению длины лавы для высокопроизводительных очистных забоев не имеется. Для действующих шахт рекомендуется принимать длину механизированной лавы в пределах 150-220м.

Существующие методы определения рациональной длины лавы и их сравнительная оценка достаточно полно представлены в работе. Из многих предлагаемых методов определения длины лавы при механизированной отработке угольных пластов наиболее рациональным является метод, основанный на оценке взаимосвязи между длиной лавы и скоростью подвигания лавы. Обрушение пород кровли в очистном забое зависит от подработанной площади, которая в любой момент времени определяется произведением:

$$S_{кр} = L_{л} \cdot v_{п.л} , \quad (6)$$

где  $L_{л}$  – длина лавы в данный момент, м;  $v_{п.л}$  – скорость подвигания лавы в данный момент.

Подработанная площадь, которая обрушается, является критической.

Зная критическую площадь обнажения активной кровли, представляется возможным управлять обрушениями кровли. Скорость подвигания лавы и длина лавы связаны обратной зависимостью. При обеспечении заданной производительности лавы при увеличении длины лавы для обеспечения постоянной величины критической площади обнажения требуется снизить скорость подвигания лавы. Скорость подвигания лавы при постоянной длине лавы определяется зависимостью:

$$v_{п.л} = \frac{v \cdot v_{к} \cdot K_{м.в}}{L_{л}} , \quad (7)$$

где  $v$  – ширина захвата исполнительного органа комбайна, м;  $v_{к}$  – скорость движения комбайна при выемке угля, м/мин;  $K_{м.в}$  – коэффициент машинного времени комбайна за сутки.

Скорость подвигания лавы существенно зависит от коэффициента машинного времени комбайна. Производительность лавы за сутки и критическая площадь обнажения кровли в лаве связаны зависимостью:

$$S_{об} \equiv L_{л} \cdot v_{п.л} , \quad (8)$$

где  $S_{об}$  – площадь обнажения кровли в лаве, м<sup>2</sup>;  $L_{л}$  – длина лавы, м;  $v_{п.л}$  – скорость подвигания лавы за сутки, м/сут.

$$S_{об} \equiv Q_{л} , \quad (9)$$

где  $Q_{л}$  – производительность лавы за сутки, т/сут.

$$Q_{л} = L_{л} \cdot v_{п.л} \cdot m_{в} \cdot \gamma \cdot K_{м.в} , \quad (10)$$

$$L_{л} = \frac{Q_{л}}{v_{п.л} \cdot m_{в} \cdot \gamma \cdot K_{м.в}} . \quad (11)$$

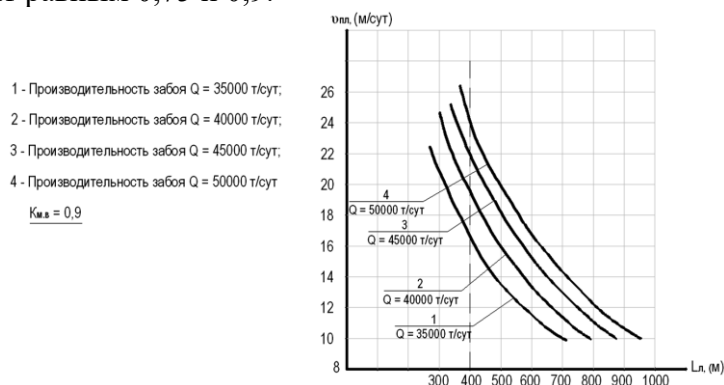
Формула (11) позволяет определять длину лавы по заданной нагрузке на лаву, производительности лавы и требуемой скорости подвигания лавы за сутки.



На рис. 2 и 3 представлены графические зависимости скорости подвигания лавы от длины лавы и установленной производительности лавы.

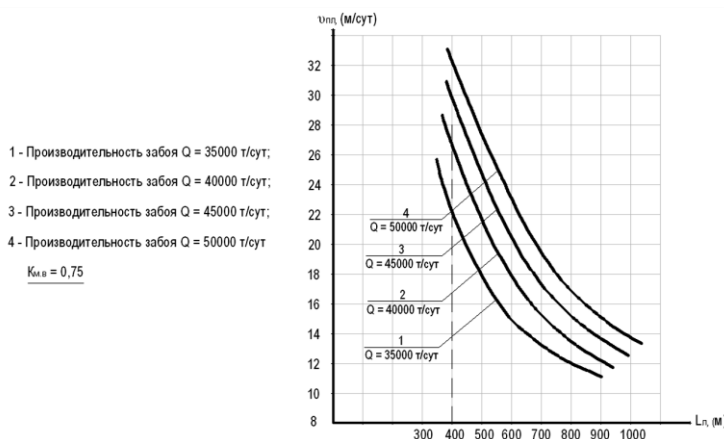
Исходя из конкретных горно-геологических условий и типа оборудования механизированного комплекса, оценки технических возможностей входящего в состав комплекса оборудования, определяется возможная производительность лавы  $Q$  т/сут. и соответствующая скорость подвигания. С использованием указанных выше формул были построены для лавы 50-03 графики при заданных условиях:

- производительность лавы – 35000т/сут, 40000т/сут, 45000т/сут и 50000т/сут;
- вынимаемая мощность пласта – 3,8м;
- объёмный вес угля – 1,32 т/м<sup>3</sup>;
- $K_{м.в}$  – принят равным 0,75 и 0,9.



$v_{п.л}$  – скорость подвигания лавы, м/сут;  $L_{л}$  – длина лавы, м;  
 $Q$  – производительность лавы, т/сут

Рис. 2. Зависимость требуемой скорости подвигания лавы от длины лавы и установленной производительности лавы



$v_{п.л}$  – скорость подвигания лавы, м/сут;  $L_{л}$  – длина лавы, м;  
 $Q$  – производительность лавы, т/сут

Рис. 3. Зависимость требуемой скорости подвигания лавы от длины лавы и установленной производительности лавы

Из графиков видно, что при длине лавы 400м и коэффициенте машинного времени 0,75 отработку пласта необходимо производить на повышенных скоростях выемки угля комбайном, при коэффициенте машинного времени 0,9 заданная нагрузка на лаву обеспечивается при меньшей скорости движения выемочного комбайна (рис. 2, 3).

В лаве 50-03 были исследованы параметры геомеханических процессов, влияние на геомеханические процессы скорости отработки выемочных столбов и длины лавы. Определялись зоны и параметры опорного давления, динамика опорного давления. Уточнялись зоны влияния опорного давления в почве отработываемого пласта, исследовались смещения

и скорости смещения пород кровли и почвы. Для оценки параметров смещения пород применялся комплексный метод, включающий глубинные и контурные реперные станции, самопишущие датчики смещения и давления пород.

При оценке схем и параметров взаимодействия секций крепи механизированного комплекса с вмещающими породами секции крепи оборудовались самопишущими манометрами, на секциях измерялись: начальная и конечная раздвижность гидростоек крепи, просадка гидростоек за цикл, скорость просадки гидростоек за цикл, определялись начальное и конечное давление за выемочный цикл, скорость приращения давления за цикл, режимы работы гидростоек (режим заданного распора, режим нарастающего сопротивления, режим постоянного сопротивления). Секция DBT, оборудованная самопишущим манометром приведена на рис 4.

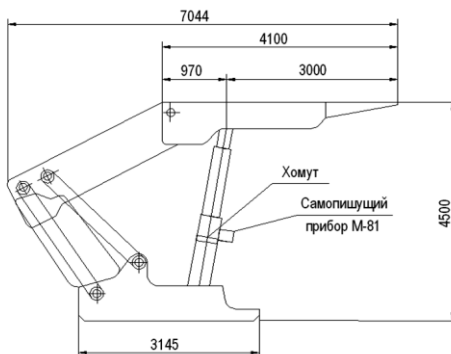


Рис. 4. Секции №10, №118, №213 оборудованных самопишущими приборами М-81, по одному на каждой стойке

Методикой проведения исследований в лаве 50-03 предусматривалось определить влияние скорости подвигания лавы на следующие геомеханические процессы.

Определить формирование зон и параметров опорного давления: ширину ЗОД, местоположение максимума опорного давления, коэффициент концентрации напряжений в ЗОД, характер и параметры обрушения пород в зоне сдвижения. Кроме того, предусматривается оценка процесса формирования нагрузок на секции крепи.

По результатам наблюдений смещения пород определяются границы ЗОД, ширина ЗОД, местоположение максимума опорного давления. Нагрузка секций крепи определяется путём измерения давления в гидростойках с использованием самопишущих манометров.

Кроме измерения силовых параметров крепи производится измерение геометрических параметров крепи. Исследования проводились при скорости подвигания очистного забоя от 14,65 м/сут до 19,41 м/сут. Показатели отработки лавы 50-03 приведены в табл. 3.

Из табл. 3 видно, что высокопроизводительная отработка пласта 50 достигнута.

Таблица 3

Показатели добычи угля из лавы 50-03

Показатели	Апрель	Май	Июнь
Добыча, (тыс. т)	428,37	1407,25	225,78
Среднедействующая линия очистного забоя, (м)	400	400	400
Подвигание очистного забоя, (м)	203	560	-
Нагрузка среднесуточная, (т/сут)	25191	48526	32254
Производительность забоя среднемесячная, (т/мес.)	428371	1407254	225780

В табл. 4 приведены результаты измерения смещения пород кровли в конвейерном штреке 50-03 впереди лавы. Измерения производились на расстоянии от линии забоя 7 м, 13 м, 66 м. При измерениях скорость подвигания очистного забоя изменялась от 15,5 м/сут до 19,4 м/сут.

Таблица 4

Смещение пород кровли в конвейерном штреке 50-03 впереди лавы

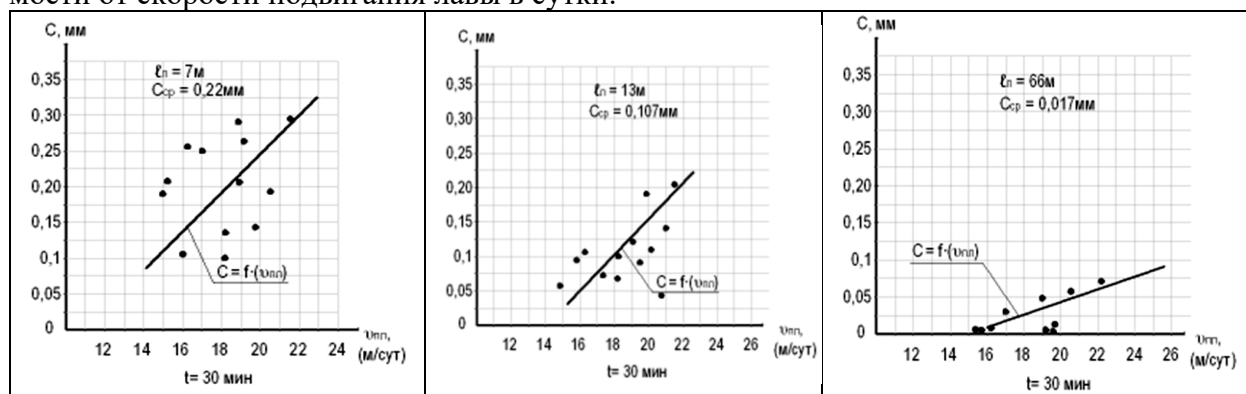
Дата	Положение лавы по конв. штреку	Расстояние от лавы, (м)	Смещение пород кровли, (мм)	Скорость подвигания лавы, (м/сут)
19.05.17	ПК 51+6м	7	0,1	18,2
		13	0,07	
		66	0	
26.05.17	ПК 64	7	0,25	17,1
		13	0,07	
		66	0,03	
02.06.17	ПК 73+8м	7	0,19	14,8
		13	0,06	
		66	0,01	
08.06.17	ПК 85+9м	7	0,26	19,4
		13	0,08	
		66	0,02	
22.06.17	ПК 108	7	0,21	15,5
		13	0,1	
		66	0	
29.06.17	ПК 118+4м	7	0,26	16,2
		13	0,12	
		66	0,01	

Результаты измерения показывают, что с удалением от линии очистного забоя смещения пород кровли снижаются, на удалении 60-66м от лавы смещения проявляются слабо, либо не проявляются совсем.

По результатам выполненных наблюдений сделаны следующие выводы:

- ширина зоны опорного давления при высокопроизводительной отработке пласта 50 в лаве 50-03 составляет 60-70м;
- максимум опорного давления располагается впереди лавы на расстоянии 7-8м;
- максимальные напряжения в массиве концентрируются впереди очистного забоя, как в породах кровли, так и в породах почвы.

На рис. 5 приведены графики смещения пород кровли впереди лавы 50-03 в зависимости от скорости подвигания лавы в сутки.



$C$  – смещение кровли, мм;  $v_{\text{пл}}$  – скорость подвигания лавы, м/сут;  $l_n$  – расстояние от лавы до точки измерения, м

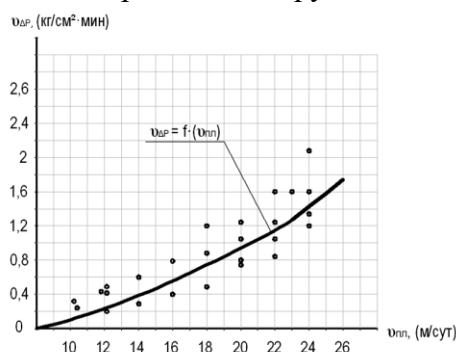
Рис. 5. Графики зависимости смещения кровли впереди лавы 50-03 от скорости подвигания лавы в сутки на расстоянии от лавы 7м, 13м, 66м

Графики подтверждают значительное влияние скорости подвигания очистного забоя на проявление параметров зоны опорного давления впереди очистного забоя.

Исследованиями установлено, что скорость подвигания очистного забоя оказывает влияние на формирование давления в гидростойках крепи механизированного комплекса, с увеличением скорости подвигания лавы возрастает давление пород на гидростойки крепи

комплекса. На рис. 6 приведены результаты измерения давления на стойки крепи механизированного комплекса ДВТ в зависимости от скорости подвигания лавы 50-03.

Исследования проявления горного давления по длине лавы проводились в лаве 50-03 на трёх участках, на которых смонтированы разные типы секций крепи ДВТ. На каждом из трёх участков производились измерения по нагрузке секций крепи.



$v_{ДР}$  – скорость пригрузов давления в гидростойках крепи за выемочный цикл, кг/см<sup>2</sup>·мин;  
 $v_{п.л.}$  – скорость подвигания лавы 50-03, м/сут

Рис. 6. Изменение скорости пригрузов давления в гидростойках крепи ДВТ в зависимости от скорости подвигания лавы 50-03

Исследования показали следующее. Секции крепи по длине лавы нагружаются неодинаково, в средней части лавы секции крепи нагружаются большими нагрузками, здесь нагрузка на секции крепи достигали максимальных значений, происходило срабатывание предохранительных клапанов, гидростойки переходили в режим работы с постоянным сопротивлением. Посадка крепи «нажётко» не наблюдалась. Из указанных трёх типов крепи лучшие результаты наблюдались на участке лавы, где были установлены секции ДВТ-2550/5500-2х4207-1750.

Проведёнными исследованиями установлено, что для отработки пласта 50 лавами длиной 400 м с суточной нагрузкой 45-50 тыс. т необходимо применить крепь поддерживающе-оградительного типа с параметрами:

- максимальная высота крепи – 3,7-3,9 м;
  - минимальная высота крепи – 2,9-3,0 м;
  - раздвижность крепи – 0,8-0,9 м;
  - шаг установки секций крепи по длине лавы – 1,75 м;
  - шаг передвижки крепи – 0,8 м;
  - длина поддерживающей части верхняка крепи – 4,5-5 м.
- Силовые параметры крепи должны быть следующие:
- несущая способность секции – 10045 кН;
  - сопротивление крепи на 1 м длины лавы – 2009 кН/м;
  - рабочее сопротивление крепи – 1148 кН/м<sup>2</sup>.

Исследование параметров зоны опорного давления показали, что ширина ЗОД впереди лавы составляет 66-70 м, максимум опорного давления располагается впереди на расстоянии 5-13 м, протяжённость участка ЗОД с максимальным давлением составляет 10-26 м.

**Выводы.** Зона опорного давления впереди лавы характеризуется высокой динамикой. Основными факторами высокой динамики являются шаги обрушения пород активной кровли, высокая скорость подвигания лавы;

Установлено, что при высокой динамике опорного давления проявление давления может происходить в виде резких осадков пород, создаются резкие ударные нагрузки на секции крепи. Возможность проявления горного давления в виде резких осадков, характеризующихся высокой скоростью обрушения крупных блоков пород, требует оборудования

гидростоек крепи предохранительными клапанами с высокой пропускной способностью и малой инерционностью.

### Список литературы

1. Инструкция по геологическим работам на угольных месторождениях Российской Федерации. – С-Петербург, ВНИМИ, 1993. – 147 с.
2. Методические указания по выбору механизированных комплексов для отработки пологих пластов с тяжёлой кровлей на шахтах Кузбасса и мероприятий по повышению эффективности их работы. – Кемерово, 1985. – 86 с.
3. Оценка горно-геологических условий пластов 50, 52 для определения возможности применения механизированных комплексов на пластах 50, 52 шахты «Котинская» (ш. им. В.Д. Ялевского) ОАО «СУЭК-Кузбасс» в лавах длиной 400м: отчёт о НИР / НИ ПКП – «УТК» КузГТУ. – Прокопьевск, 2017, – 120 с.
4. Инструкция по выбору способа и параметров разупрочнения кровли на выемочных участках. – Л.: ВНИМИ, 1991. – 102 с.
5. Слесарев В.Д. Определение оптимальных размеров целиков различного назначения. М.: Углетехиздат, 1948. - 197с.
6. Ардашев К.А., Крылов В.Ф., Куксов Н.И. [и др.]. Совершенствование управления горным давлением при разработке наклонных и крутых пластов. – Москва: Недра, 1967. – 289 с.

УДК 622.831

### ОПЫТ ФОРМИРОВАНИЯ ДЕМОНТАЖНОЙ КАМЕРЫ В ОЧИСТНОМ ЗАБОЕ ПО МЕРЕ ПОДВИГАНИЯ МЕХАНИЗИРОВАННОГО КОМПЛЕКСА В СЛОЖНЫХ УСЛОВИЯХ ШАХТ ЮГА КУЗБАССА

<sup>1</sup>к.т.н. Риб С.В., <sup>2</sup>Полошков С.И., <sup>2</sup>Басов В.В., <sup>1</sup>к.т.н. Волошин В.А.,  
<sup>1</sup>к.т.н. Никитина А.М., <sup>1</sup>Борзых Д.М.

1 - Сибирский государственный индустриальный университет,  
г. Новокузнецк, Россия  
2 - АО «Шахта «Большевик», г. Новокузнецк, Россия

**Аннотация.** В статье описан опыт формирования монтажной камеры в сложных горно-геологических условиях. Предлагается новая технология заводки механизированной крепи под брус с применением гибкого подхвата (ригеля) в сочетании с канатными анкерами с формированием монтажной камеры очистным комбайном при сокращении длины лавы перед дизъюнктивом.

**Ключевые слова:** монтаж механизированного комплекса, монтажные камеры, сокращение времени монтажа, гибкий подхват, геологическое нарушение, шахта.

**Актуальность исследований опыта формирования монтажных камер.** В настоящее время на угольных шахтах применяются следующие основные виды монтажных камер:

- формируемых узкозахватным очистным комбайном с заводкой секций крепи под «брус»;
- формируемых узкозахватным очистным комбайном с заводкой секций крепи под полимерное перекрытие;
- предварительно пройденных впереди очистного забоя проходческим комбайном.

Независимо от способа формирования, в различных горно-геологических условиях угольные предприятия сталкиваются с рядом сложностей как непосредственно при формировании, так и при поддержании монтажных камер [1-9].

**Описание методики и результатов исследований в Кузбассе.** В настоящей статье на примере опыта АО «Шахта «Большевик» при формировании демонтажной камеры 29-60 в сложных горно-геологических условиях предлагается новая технология заводки механизированной крепи под брус при сокращении длины лавы.

Обобщен опыт формирования демонтажной камеры при демонтажных работах на ранее отработанном выемочном участке 29-64 и при этом были отмечены негативные проявления горного давления в виде повышенной трещиноватости массива пород кровли, вывалов угля и породы, образования куполов в кровле формируемой демонтажной камеры, потери деревянными элементами перекрытий прочностных свойств, что снижало темпы демонтажа и безопасность ведения работ.

Необходимо отметить, ввиду сложных горно-геологических условий (опасные зоны от геологических нарушений) проектной документацией шахты было предусмотрено в пределах отработываемого выемочного столба сокращение длины лавы 29-60 (рис. 1) на 48 метров и демонтаж секций механизированной крепи в количестве 33 штук.



Рис. 1. Выкопировка с плана горных работ пласта 29а

Для ведения демонтажных работ в описанных условиях было принято решение о применении гибких подхватов (рис. 2) и канатных анкеров, что позволило исключить обрушения и куполообразования.

Гибкий подхват выполнен из стального арматурного каната диаметром 15,2мм и шайб опорных 180x180x6 мм для сталеполимерных анкеров. Гибкий подхват в соединении с анкером, гайкой и шайбой представляет собой ограждение, которое обеспечивает поддержание выработки от высыпания и обрушения горных пород в пространстве между анкерами. Подхват предлагается в качестве опорного элемента в выработках с неровной поверхностью контура. При затягивании гаек на анкерах гибкий подхват огибает неровности и принимает форму поверхности контура выработки. В случае использования гибкого подхвата под канатные анкеры обеспечивается плотный контакт элементов подхвата с породами кровли и опорными элементами анкеров.

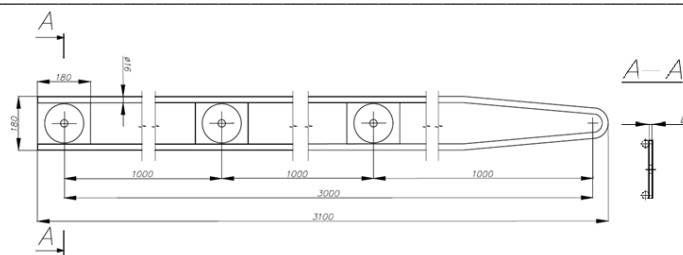


Рис. 2. Конструкция гибкого подхвата (ригеля)

**Характеристика выемочного столба 29-60.** Выемочный столб оконтуриен на пласте 29а. Пласт 29а является относительно выдержанным. Пласт угрожаемый по горным ударам с глубины 200м, склонен к самовозгоранию, опасен по взрываемости угольной пыли.

Ложная кровля пласта мощностью 0,1-0,5 м распространена повсеместно, представлена углистым аргиллитом и алевролитом мелкозернистым с углефицированными растительными остатками и слабыми послойными контактами. Коэффициент крепости по шкале М.М. Протодяконова составляет 2-3, кровля весьма неустойчивая, обрушается вслед за выемкой угля.

Непосредственная кровля мощностью до 8,0м представлена алевролитом мелкозернистым темно-серым с отпечатками флоры, на локальных участках крупнозернистым. Количество разнонаправленных трещин 4-5 штук на 1 м. Коэффициент крепости по шкале М.М. Протодяконова составляет 3-6. Кровля неустойчивая. В зоне влияния геологических нарушений количество разнонаправленных трещин увеличивается до 14-15 штук на 1 м. Кровля ведет себя как весьма неустойчивая, склонна к внезапным вывалам и обрушению с образованием куполов.

Основная кровля мощностью 27-30 м, представлена алевролитами крупнозернистым и мелкозернистым. Коэффициент крепости по шкале М.М. Протодяконова составляет 4-6. Непосредственная почва мощностью 2,5-9,0 м представлена алевролитом мелкозернистым, переходящим в крупнозернистый, коэффициент крепости по шкале М.М. Протодяконова составляет 4-6, при увлажнении, алевролит мелкозернистый склонен к пучению. Горно-геологическая характеристика выемочного участка 29-60 представлена в табл. 1.

Таблица 1

Горно-геологические условия отработки выемочного участка лавы 29-60

Средняя мощность пласта	3,50м
Угол падения пласта	
– по направлению штреков	0-7°
– по длине лавы	9-21°
Глубина ведения горных работ	160 – 276м
Условия залегания пласта 29а	80-110м ниже пласта 30
	150-160м выше пласта 26а
Ложная кровля	0,1-0,5м, кровля весьма неустойчивая, обрушается вслед за выемкой угля
Метаноносность	11,8 м <sup>3</sup> /т с.б.м.
Опасные зоны	3 опасные зоны у геологических нарушений амплитудой 1,4-2,2м
	2 опасные зоны у геологоразведочных скважин

Из 33 секций механизированной крепи, подлежащих демонтажу, 6 секций МКЮ 18/38, 27 секций ZY7000/18/42.

Для организации демонтажа части механизированного комплекса предусматривалась его заводка с дальнейшим формированием демонтажного ходка (рис. 3) в два этапа.



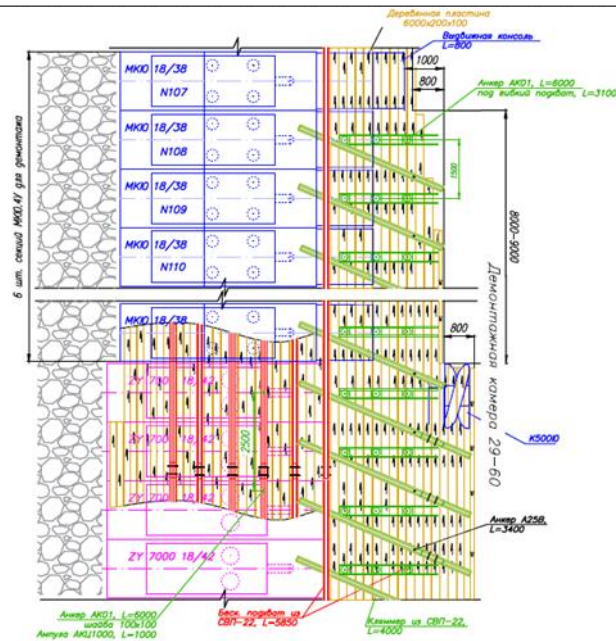


Рис. 3. Формирование демонтажного ходка

Первый этап (заводка под брус):

1-4 циклы заводятся по брус без СВП-22;

5-10 циклы заводятся под брус с СВП-22 (8 и 10 циклы СВП-22 дополнительно крепится на анкера АК-01).

Второй этап (формирование демонтажного ходка):

11 цикл – установка анкеров АК-01 под гибкий подхват (ригель) с заводкой под брус;

12 цикл – установка анкеров АК-01 под гибкий подхват (ригель) с заводкой под брус на выдвигаемые консоли козырьков (секции не задвигаются);

13 цикл – установка кляммеров по направлению демонтажа секций с установкой анкеров А25В, заводка под брус (на раскрытые козырьки УГЗ ЗУ7000 18/42) с установкой анкеров АК-01 под гибкий подхват (ригель) (привод КСЮ отсоединяется от балок секций МКЮ и передвигается на 0,8м);

14 цикл – заводится под брус с установкой анкеров АК-01 под гибкий подхват, с установкой отрезка из СВП-22 на кляммер, сокращением выдвижных консолей и установкой бесконечного подхвата из СВП-22 также на кляммер (привод КСЮ передвигается на 0,8м).

После заводки секций механизированной крепи под брус создается камера с размерами, позволяющими их демонтировать и транспортировать по лаве к месту погрузки (размер демонтажной камеры - ширина не менее 9,3 м, высота не менее 3300мм).

Для транспортировки секции механизированной крепи по лаве формируется демонтажный ходок (часть демонтажной камеры). Работа по формированию демонтажного ходка выполняется поэтапно.

Формирование демонтажного ходка (11-14 циклы) осуществляется в следующей последовательности (рис. 4).

11 цикл (рис. 4, а)

1. Выемка угля производится комбайном в направлении от вентиляционного штрека 29-60 бис (верх) к конвейерному штреку 29-60 (низ), на длину бруса и смещения (1,5-2,0 м). Комбайн перемещается к конвейерному штреку 29-60 на величину заходки, после чего комбайн перемещается к вентиляционному штреку 29-60 бис под задвинутые секции и выключается.

2. Комбайн и забойный конвейер блокируются.

3. С помощью металлической пики длиной 2,5 м производится оборка кровли и забоя от зависших кусков угля и породы.

4. В месте заводки бруса монтируется полук из бруса и плахи, один конец которого находится на желобе кабелеукладчика, другой на оставленном уступе угля у забоя.

5. Вдоль забоя устанавливаются первые анкера АК-01 длиной равной 6000 мм под гибкий подхват длиной равной 3100 мм. Задвигаются две центральные секции, опускаются козырьки (перекрытие на ZY7000 18/42) на гибкий подхват сверху укладывается брус (6,0x0,2x0,1м) в количестве, перекрывающем обнажённую поверхность кровли. Брус укладывается со смещением по отношению к предыдущему на 1,5-2,0 м.

6. Далее козырьки (перекрытие) секций поднимаются, прижимая уложенный на них брус к кровле и брус сбивается скобами. Не закрепленный край гибкого подхвата огибается через переднюю (забойную) часть козырька секции, прижимается и фиксируется проволокой к козырьку снизу.

7. На соседних секциях крепи по очереди опускаются козырьки (перекрытие), секции задвигаются и козырьки (перекрытие) секций поднимаются, полученный настил из бруса прижимается к кровле.

12 цикл (рис. 4, б)

1. Выемка угля производится комбайном в направлении от вентиляционного штрека 29-60 бис (верх) к конвейерному штреку 29-60 (низ), на длину бруса и смещения (1,5-2,0 м). Комбайн перемещается к конвейерному штреку 29-60 на величину цикла, после чего комбайн перемещается к вентиляционному штреку 29-60 бис под задвинутые секции и выключается.

2. Комбайн и забойный конвейер блокируются.

3. С помощью металлической пики длиной 2,5 м производится оборка кровли и забоя от зависших кусков угля и породы.

4. В месте заводки бруса монтируется полук из бруса и плахи, один конец которого находится на желобе кабелеукладчика, другой на оставленном уступе угля у забоя.

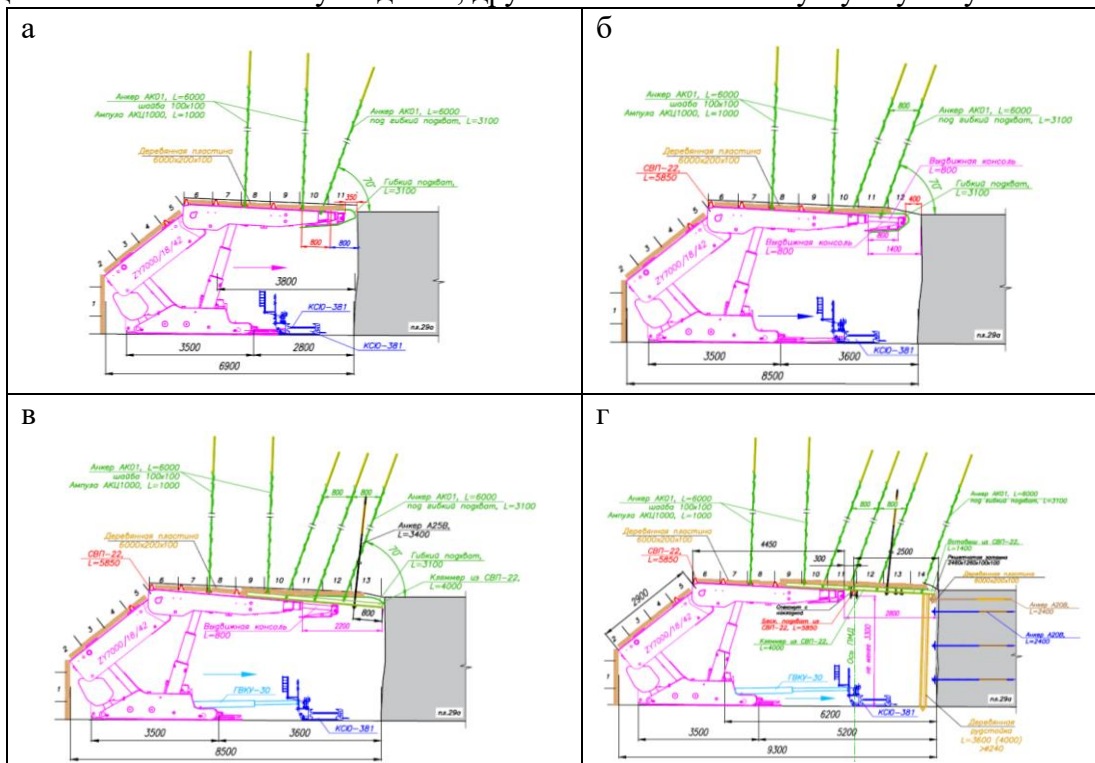


Рис. 4. Порядок выполнения работы по формированию демонтажного ходка 29-60: а – цикл 11; б – цикл 12; в – цикл 13; г – цикл 14

5. Отсоединяется, распрямляется гибкий подхват и в следующую опорную шайбу устанавливаются вторые анкера АК-01 длиной равной 6000 мм. Консоли двух секций выдвигаются, опускаются козырек (перекрытие) на гибкий подхват сверху укладывается брус (6,0x0,2x0,1м) в количестве, перекрывающем обнажённую поверхность кровли. Брус укладывается со смещением по отношению к предыдущему на 1,5-2,0 м.

6. Далее козырьки (перекрытия) секций поднимаются, прижимая уложенный на них брус к кровле и брус сбивается скобами. Не закрепленный край гибкого подхвата огибается через переднюю (забойную) часть козырька секций, прижимается и фиксируется проволокой к козырьку снизу.

7. На соседних секциях крепи по очереди опускаются козырьки (перекрытия), консоли выдвигаются, далее козырьки (перекрытия) секций поднимаются, полученный настил из бруса прижимается к кровле.

После выполнения работ по креплению демонтажного ходка по всей длине и зачистки дорожки комбайном забойный конвейер отсоединяется от тяги механизма передвижки секции и при помощи стоек ГВКУ-30 передвигается к забою.

13 цикл (рис. 4, в)

1. Выемка угля производится комбайном в направлении от вентиляционного штрека 29-60 бис (верх) к конвейерному штреку 29-60 (низ), на длину бруса и смещения (1,5-2,0 м). Комбайн перемещается к конвейерному штреку 29-60 на величину цикла, после чего комбайн перемещается к вентиляционному штреку 29-60 бис под задвинутые секции с раскрытой выдвижной консолью и выключается.

2. Комбайн и забойный конвейер блокируются.

3. С помощью металлической пики длиной 2,5м производится оборка кровли и забоя от зависших кусков угля и породы.

4. В месте заводки бруса монтируется полок из бруса и плахи, один конец которого находится на желобе кабелеукладчика, другой на оставленном уступе угля у забоя.

5. Устанавливаются третьи анкера АК-01 длиной равной 6000 мм под гибкий подхват длиной равной 3100мм установленные ранее (рис. 5).

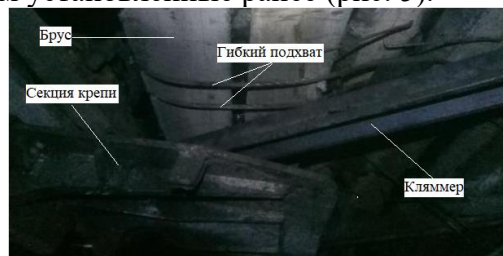


Рис. 5. Гибкий подхват (ригель) в демонтажной камере

6. Разгружаются две секции крепи, раскрываются козырьки, сверху заводится и укладывается металлический верхняк из СВП-22 (кляммер) длиной 4,0 м под углом в сторону предыдущей секции, на верхняк и сверху гибкого подхвата укладывается брус (6,0x0,2x0,1м) в количестве, перекрывающем обнажённую поверхность кровли. Брус укладывается со смещением по отношению к предыдущему на 1,5-2 м и сбивается металлическими скобами. Для установки продольного подхвата из СВП-22, расположенного вдоль линии забоя, на кляммер устанавливается скоба спецхомута.

7. Секции, козырёк (перекрытие) распираются, прижимая уложенный на её брус к кровле и брус сбивается скобами. Не закрепленный край гибкого подхвата огибается через переднюю (забойную) часть козырька секции, прижимается и фиксируется проволокой к козырьку снизу. В кляммер под шайбу 125x125 устанавливается анкер А25В длиной равной 3400 мм.

8. Поочередно разгружаются соседние секции, укладываются кляммеры и секции распираются.

14 цикл (рис. 4, г)

1. Выемка угля производится комбайном в направлении от вентиляционного штрека 29-60 бис (верх) к конвейерному штреку 29-60 (низ), на длину бруса и смещения (1,5-2,0 м). Комбайн перемещается к конвейерному штреку 29-60 на величину цикла, после чего комбайн перемещается к вентиляционному штреку 29-60 бис под задвинутые секции и выключается.

2. Комбайн и забойный конвейер блокируются.

3. С помощью металлической пики длиной 2,5 м производится оборка кровли и забоя от зависших кусков угля и породы.

4. В месте заводки бруса монтируется полок из бруса и плахи, один конец которого находится на желобе кабелеукладчика, другой на оставленном уступе угля у забоя.

5. Освобождается край гибкого подхвата и устанавливаются четвертые анкера АК-01 длиной равной 6000 мм под гибкий подхват длиной 3100 мм и опорный элемент 300x300x8.

6. Разгружаются две секции крепи. На ранее установленный кляммер устанавливается отрезок из СВП 22 длиной 1,4 м под углом в сторону предыдущей секции, на который укладывается брус (6,0x0,2x0,1 м) в количестве, перекрывающем обнажённую поверхность кровли. Брус укладывается со смещением по отношению к предыдущему на 1,5-2 м и сбиивается металлическими скобами. Секции распираются. Выдвижные консоли и козырёк поджимаются к кровле.

7. Под концы отрезка из СВП-22 снизу вдоль забоя подвешивается брус, который анкеруется в забой анкерами А20В длиной равной 2,4 м.

8. Производится анкерование забоя решетчатой затяжкой 2460x1260 и установка рудстоек под кляммеры. Далее цикл выемки, заводки и крепления забоя повторяется.

9. После завершения формирования демонтажного ходка 29-60 на всю длину, комбайн перемещается в направлении на конвейерный штрек 29-60, выключается и блокируется.

**Вывод.** Таким образом, применение новой технологии заводки механизированной крепи под брус с использованием гибкого подхвата (ригеля) в сочетании с канатными анкерами при формировании демонтажной камеры очистным комбайном позволило:

– связать в единую систему обеспечения плотного контакта элементов гибкого подхвата с брусом, породами кровли и опорными элементами анкеров;

– сформировать демонтажную камеру в условиях нарушенных пород, тем самым обеспечить дальнейшее поддержание выработки без вывалов угля (породы) и куполообразования на весь срок демонтажных работ;

– оперативно продолжить отработку выемочного столба с уменьшенной длиной лавы.

### Список литературы

1. Карпов Г.Н., Сидоренко А.А., Носов А.А. Повышение эффективности крепления демонтажных камер, формируемых механизированными комплексами // Вестник Кузбасского государственного технического университета. – 2021. – № 1 (143). – С. 73-79.

2. Хмелинский А.А., Мефодьев С.Н., Ренев А.А., Андреев А.В. Формирование горной выработки вприсечку к очистному забою в условиях влияния геологического нарушения и в зонах повышенного горного давления от параллельных лав вышележащего пласта // Уголь. – 2018. – № 5 (1106). – С. 43-46.

3. Мешков А.А., Казанин О.И., Сидоренко А.А. Повышение эффективности технологии и организации монтажно-демонтажных работ при интенсивной разработке пологих угольных пластов на шахтах Кузбасса // Записки Горного института. – 2021. – Вып. 249. – С. 342-350.

4. Харитонов И.Л. Опыт подготовки очистных забоев к демонтажу в условиях шахты имени «7 ноября // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). – 2013. – №2. – С. 127-136.

5. Торро В.О., Ремезов А.В., Климов В.В., Дедиков Е.А. Факторы оценки устойчивости демонтажных камер при формировании их очистным забоем // Вестник Кузбасского государственного технического университета. – 2017. – № 6 (124). – С. 47-54.

6. Аушев Е.В., Череповский А.А., Лысенко М.В. [и др.]. Геомеханическая оценка горнотехнической ситуации при формировании демонтажной камеры и производстве демонтажных работ // Уголь. – 2019. – №11 (1124). – С. 20-26.

7. Nikitina A.M., Rib S.V., Borzykh D.M., Dadynsky R.A. Dismantling of the powered complex using a dismantling shield in the conditions of Southern Kuzbass mines // IOP Conference Series: Earth and Environmental Science. – 2021. – P. 012050.

8. Nikitina A.M., Rib S.V., Borzykh D.M., Dadynsky R.A. Remounting of a mechanized complex using Petitto Mule equipment in the conditions of mines in the south of Kuzbass // IOP Conference Series: Earth and Environmental Science. – 2018. – Vol. 206. – P. 1-5 (012025).

9. Galvin J.M. Ground engineering - principles and practices for underground coal mining. – Springer International Publishing, 2016. – 684 p.

УДК 621.791.042.3

**УВЕЛИЧЕНИЕ ЭКСПЛУАТАЦИОННЫХ СВОЙСТВ И ПОВЫШЕНИЕ  
НАДЕЖНОСТИ ДЕТАЛЕЙ ГОРНОШАХТНОГО ОБОРУДОВАНИЯ,  
ЭКСПЛУАТИРУЮЩИХСЯ УСЛОВИЯХ ИНТЕНСИВНОГО ИЗНОСА, ПУТЕМ  
ДУГОВОЙ НАПЛАВКИ ПОРОШКОВОЙ ПРОВОЛОКОЙ**

**Комаров А.А., д.т.н. Козырев Н.А., Михно А.Р., Киселев П.А., Дробышев В.К.  
Сибирский государственный индустриальный университет, г. Новокузнецк, Россия**

*Аннотация.* На основе анализа опыта эксплуатации механизмов машин горношахтного оборудования в горнорудной промышленности показано, что в сложных условиях быстро развиваются процессы деградации поверхностных слоев контактирующих деталей. Это приводит к выводу из строя механизмов машин горношахтного оборудования. В работе рассмотрены некоторые структурные особенности наплавленного слоя и их связь с износостойкостью при проведении восстановительных работ.

*Ключевые слова:* наплавка; порошковая проволока; порошок титана; микроструктура; твердость, износостойкость.

**Введение.** Механизмы машин горношахтного оборудования, испытывающие абразивное и ударное изнашивание при эксплуатации, преждевременно выходят из строя. Износ их рабочих поверхностей вызывает необходимость в проведении восстановления. Поэтому разработка материалов для ремонтных работ, значительно повышающих износостойкость таких деталей и использование технологии их восстановления, является важной и актуальной задачей [1-3].

Важным вопросом при разработке нового наплавочного материала является выбор системы легирования сплава [4-6]. При выборе системы легирования следует учитывать условия работы детали, стоимость наплавочного материала, результаты испытания различных материалов в лабораторных и натуральных условиях, а также характер и твердость различных фаз, их количество и т.д. Благодаря оптимально подобранному химическому составу порошковой проволоки и полученному при наплавке покрытию возможно получение наплавленного слоя, обладающего высокими значениями твердости, абразивной и ударно-абразивной износостойкости.

Наиболее перспективным для ремонтно-восстановительных работ является использование наплавки порошковой проволокой на изнашивающиеся поверхности деталей [7-8]. Для этих целей в нашей стране и за рубежом активно развивается наплавка износостойких

покрытий, ведётся разработка и изготовление специальных наплавочных порошковых проволок. Например, польскими учёными было проведено сравнение свойств наплавленных слоев трубчатого электрода с металлическим сердечником специального химического состава, а также китайскими учёными исследовалось коррозионное поведение износостойкого наплавленного сплава Co – Mo – Cr – Si в расплавленных фторидных солях.

Наплавка используется в различных отраслях промышленности и широко распространена в мире. В зависимости от конкретных задач подбираются соответствующие составы наплавляемых материалов. Стоит отметить тот факт, что в 2018 году мировая добыча угля возросла на 241 млн т или 3,3 % к 2017 году. Китай продолжил восстанавливать добычу, обеспечив максимальный вклад в общее увеличение (144 млн т). Добыча угля в Индии, Индонезии и России достигла исторических максимумов. Доля России в мировой добыче увеличилась до 5,5 %, обеспечивая ей позицию шестого крупнейшего производителя. В США и Австралии добыча угля немного сократилась

Для стран лидеров по добыче и потреблению угля представленных в табл. 1 важно восстановление поверхностей горно-шахтного оборудования с целью как снижения себестоимости угля, так и уменьшения простоя оборудования. Большая часть предприятий в России, добывающих угли различных марок, сосредоточена в Кемеровской области – Кузбассе.

Таблица 1

Добыча угля в странах-лидерах

Страны лидеры	Добыча угля, млн. тонн
Китай	3683
Индия	765
США	685
Индонезия	548
Австралия	485
Россия	441
ЮАР	252

Широкое распространение для наплавки абразивно-изнашивающихся изделий получили наплавочные проволоки систем Fe-C-Si-Mn-Cr-Ni-Mo типа А и В по классификации МИС. В настоящее время порошковые проволоки такой системы фирмы DRATEC (Германия) марки DT-SG 600 F и порошковые проволоки фирмы ESAB марок ОК Tubrodur 15.52, ОК Tubrodur 58 O/G M широко используются для ремонтных работ на горно - шахтном оборудовании в нашей стране.

Данная работа продолжает исследования по разработке новых составов порошковых проволок используемых для наплавки изделий, работающих в условиях абразивного износа в горнорудной промышленности, в частности изучение влияния введения в порошковые проволоки углеродфторсодержащих компонентов, а также введения в состав порошка титана на степень износа и твердость наплавленного слоя.

Целью настоящей работы является исследование закономерности влияния введения в состав порошковых проволок для восстановительной наплавки изделий, работающих в условиях абразивного износа в горнорудной промышленности.

**Методика экспериментального исследования.** Изготовление новых составов порошковых проволок проводилось путем расчета и подготовки шихтовых материалов, их перемешивания, сушки в печи в течение 4-х часов и засыпки в бункер стана по производству порошковых проволок. В качестве шихтовых материалов использовались следующие порошковые материалы: углеродфторсодержащий материал – пыль газоочистки алюминиевого производства (в замен углерода аморфного) [9], порошок титана ПТС по ТУ 14-22-57-92, железный порошок ПЖВ-1 по ГОСТ 9849-86, никеля ПНК 1Л5 по ГОСТ 9722-97, хрома ПХ-1С по ТУ 14-1-1474-75, марганца МР-0 по ГОСТ 6008-82, кремния КР-1 по ГОСТ



2169-69. В качестве оболочки порошковой проволоки использовалась лента из Ст3. Диаметр получаемой порошковой проволоки составлял 5мм.

Наплавка исследуемых образцов выполнялась с использованием оборудования НПЦ «Сварочные процессы и технологии» на подложку из стали 09Г2С методом автоматической наплавки под слоем флюса на следующих режимах: сила тока 500А, напряжение 28В, скорость наплавки 15 см/мин. В качестве флюса использовался ранее разработанный флюс, изготовленный из техногенного сырья производства Западно-Сибирского электрометаллургического завода, флюс марки НФП по ТУ 20.59.56.120-001-14796818-2020 [10].

Исследование химического состава наплавленных слоев проводили с использованием оборудования центра коллективного пользования «Материаловедение» рентгенофлуоресцентным методом на спектрометре XRF-1800 и атомно-эмиссионным методом на спектрометре ДФС -71.

Металлографические исследования наплавленных слоев проводилось с использованием металлографического микроскопа OLYMPUS GX-51 в светлом поле в диапазоне увеличений от  $\times 100$  до  $\times 1000$  с использованием пакета прикладных программ для металлографических исследований Siams Photolab 700. Оценка уровня загрязненности неметаллическими включениями проводилась по ГОСТ 1778-70. Подготовка к исследованиям микроструктуры наплавленного слоя проводилась путем химического травления полированных образцов 4-х % раствором азотной кислоты. Величину зерна и характеристики структур определяли по ГОСТ 5639-82 при увеличении  $\times 100$  и по ГОСТ 8233-56 при увеличении  $\times 1000$  методом сравнения с эталонными шкалами.

Измерение твердости наплавленных слоев выполняли по методам Бринелля и Роквелла в соответствии с требованиями ГОСТ 9012-59 и ГОСТ 9013-59.

Трибологические испытания проводились на испытательной машине 2070 СМТ-1 по схеме диск – колодка по режиму: нагрузка 30 мА (78,4Н), частота 20 об/мин. в течение 4-х часов.

**Результаты исследований.** Результат исследования химического состава наплавленных образцов порошковыми проволоками представлен в табл. 2.

Таблица 2

Химический состав наплавленного слоя

№ образца	Массовая доля элементов, %												
	C	Si	Mn	Cr	Ni	Cu	Ti	V	Mo	Al	Nb	S	P
1Т	0,18	0,38	1,10	2,40	0,05	0,05	0,005	0,006	0,06	0,028	0,001	0,094	0,013
2Т	0,15	0,36	1,01	2,25	0,04	0,06	0,005	0,004	0,04	0,021	0,002	0,089	0,012
3Т	0,35	0,29	0,96	2,65	0,04	0,06	0,017	0,004	0,05	0,020	0,002	0,101	0,015
4Т	0,38	0,65	1,40	2,45	0,05	0,06	0,053	0,005	0,06	0,011	0,003	0,085	0,014
5Т	0,41	0,79	1,50	2,23	0,05	0,06	0,075	0,002	0,04	0,017	0,003	0,077	0,015

Коэффициент извлечения титана составил 6,2-8,6%. Результаты проведения испытаний наплавленного слоя на твердость и износ представлены в табл. 3.

Таблица 3

Результаты проведения испытаний на твердость и износ

№ образца	Твердость HRC (Среднее значение)	Твердость HB (Среднее значение)	Интенсивность изнашивания, г/об
1Т	35,61	348,32	$7,8 \cdot 10^{-5}$
2Т	37,16	310,16	$10,2 \cdot 10^{-5}$
3Т	42,46	391,4	$2,6 \cdot 10^{-5}$
4Т	52,73	531,7	$3,4 \cdot 10^{-5}$
5Т	53,11	555,94	$2,7 \cdot 10^{-5}$

Исследование образцов наплавленного слоя на загрязненность неметаллическими включениями показало, что в образцах преимущественно наблюдаются оксиды точечные



балл 1а, 2а, представляющие собой включения в виде отдельных частиц, а также во всех исследуемых образцах присутствуют силикаты недеформирующиеся в виде отдельных включений балла 1а, 2а (табл. 4).

Установлено, что повышение содержания титана в составе порошковой проволоки при одинаковом содержании остальных химических элементов в составе наплавленного слоя незначительно влияет на степень загрязненности неметаллическими включениями.

Для всех исследуемых образцов отмечена незначительная загрязненность неметаллическими включениями, не оказывающая негативное влияние на свойства наплавленного слоя и допустима для использования исследуемой порошковой проволоки.

Таблица 4

Неметаллические включения наплавленных образцов

№ образца	Загрязненность неметаллическими включениями, балл	
	Оксиды точечные	Силикаты недеформирующиеся
1Т	1а	1а
2Т	1а, 2а	1а
3Т	1а, 2а	1а, 2а
4Т	1а, 2а	1а, 2а
5Т	1а, 2а	1а

Микроструктура наплавленного металла (рис. 1) имеет в основном дендритное строение и представляет собой мелкоигльчатый и среднеигльчатый мартенсит (балл 3-7) с размером игл (3 – 7) мкм, сформировавшийся внутри границ бывшего зерна аустенита, небольшое количество аустенита остаточного в виде отдельных участков и тонкие прослойки δ-феррита.

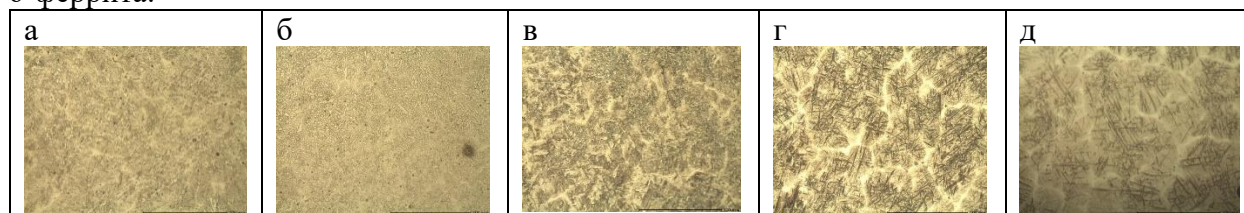


Рис. 1. Микроструктура наплавленного металла в зависимости от содержания титана в порошковой проволоке, × 500: а – образец 1Т; б – образец 2Т; в – образец 3Т; г – образец 4Т; д – образец 5Т

Влияния химических элементов на твердость и скорость износа наплавленного металла представлено на рис. 2, 3.

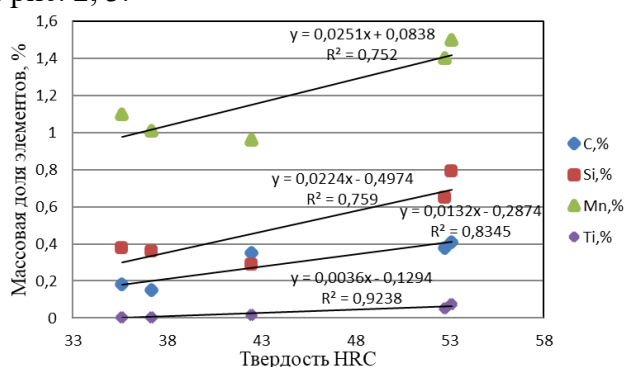


Рис. 2. Влияния химических элементов на твердость HRC

**Выводы.** Полученные результаты исследования влияния введения в состав порошковых проволок порошка титана указывают на небольшое изменение микроструктуры наплавленного слоя, снижается размер игл мартенсита и величина зерна.

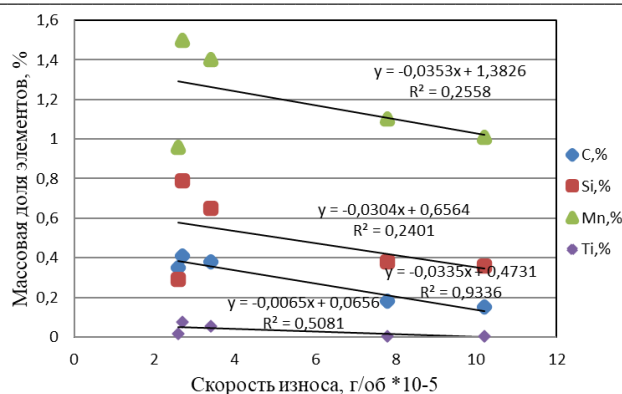


Рис. 3. Зависимость влияния химических элементов на скорость износа наплавленного металла

Повышение содержания титана в составе порошковой проволоки при одинаковом содержании остальных химических элементов в составе наплавленного слоя незначительно влияет на степень загрязненности неметаллическими включениями.

Введение и увеличение содержания порошка титана повышает прочность и твердость наплавленного слоя, способствует измельчению зерна за счёт образования новых центров кристаллизации, улучшает износостойкость при абразивном изнашивании.

**Благодарности.** Работа выполнена в рамках государственного задания 0809-2021-0013.

#### Список литературы

1. Slinko D.B., Solovov R.Yu., Kaveshnik A.B. Experience in the use of plasmapowder surfacing in the reduction of the semi-axes stages subway escalators. – Trudy GOSNITI – Moscow, 2015. – Vol. 121. – P. 243 – 249.
2. Дураков В.Г., Гнусов С.Ф., Дампилон Б.В., Дехонова С.З. Влияние технологических параметров электронно-лучевой наплавки на структуру медно-хромовых композитов // Известия ТПУ. – 2012. – Т. 320. – № 2. – С. 80–86.
3. Gusev A.I., Kibko N.V., Kozyrev N.A., Popova M.V, Osetkovsky., I.V. A study on the properties of the deposited metal by flux cored wires 40GMFR and 40H3G2MF // IOP Conference Series: Materials Science and Engineering. – 2016. – Vol. 150. – P. 1–7 (012033).
4. Халтаров З.М., Милонов А.С., Смирнягина Н.Н., Халтанова В.М. Особенности фазового состава и строение слоев на основе диборида TiB<sub>2</sub>, сформированных в поверхностных слоях углеродистых сталей при воздействии интенсивных электронных пучков в вакууме // Вестник бурятского государственного университета. – 2011. – С. 203-209.
5. Малушин Н.Н., Осетковский В.Л., Осетковский И.В. Наплавка с низкотемпературным подогревом теплостойкими сталями деталей металлургического оборудования // Заготовительные производства в машиностроении. – 2014. – № 10. – С. 6–10
6. Громов В.Е., Капралов Е.В., Райков С.В., Иванов Ю.Ф., Будовских Е.А Структура и свойства износостойких покрытий, наплавленных электродуговым методом на сталь порошковыми проволоками // Успехи физики металлов. – 2014. – Т.15. – С. 211–232.
7. Капралов Е.В., Будовских Е.А., Громов В.Е., Райков С.В., Иванов Ю.Ф. Формирование наноструктурно-фазовых состояний и свойств износостойкой наплавки на стали // Наноинженерия. – 2015. – №4(46). – С. 14–23.
8. Гусев А.И., Козырев Н.А., Кибко Н.В., Крюков Р.Е., Осетковский И.В. Влияние введения вольфрама и хрома на свойства металла, наплавленного порошковой проволокой системы Fe-C-Si-Mn-Mo-Ni-V-Co // Заготовительные производства в машиностроении (Литейное и сварочное производства). – 2019. – Т. 17. – № 2. – С. 56–60.

9. Капралов Е.В., Будовских Е.А., Громов В.Е., Иванов Ю.Ф. Наноструктурные состояния и свойства наплавки, сформированной на стали порошковой проволокой // Известия вузов. Физика. – 2015. – Т.58. – №4. – С. 39–45.

10. Козырев Н.А., Титов Д.А., Старовацкая С.Н., Козырева О.Е., Шурупов В.М. Влияние введения в шихту для производства порошковой проволоки системы С-Si-Mn-Cr-V-Mo углеродфторсодержащей добавки и никеля // Известия вузов. Черная металлургия. – 2014. – № 4. – С. 34–37.

УДК 621.791.048

**ПРОМЫШЛЕННЫЕ ИССЛЕДОВАНИЯ СВАРОЧНОГО ФЛЮСА,  
ИЗГОТОВЛЕННОГО ИЗ ШЛАКА СИЛИКОМАНГАНА, ПРИ ПРОВЕДЕНИИ РЕ-  
МОНТНО-ВОССТАНОВИТЕЛЬНЫХ РАБОТ ИЗНОШЕННЫХ ДЕТАЛЕЙ  
ГОРНОЙ ТЕХНИКИ**

**Михно А.Р., д.т.н. Козырев Н.А., к.т.н. Усольцев А.А., к.т.н. Шевченко Р.А.  
Сибирский государственный индустриальный университет, г. Новокузнецк, Россия**

*Аннотация.* Представлены результаты испытаний нового наплавочного флюса, изготовленного из техногенного сырья металлургического производства. Проведена ремонтно-восстановительная наплавка изношенной части колёсного диска горного самосвала. Визуально оценён наплавленный слой, выполненный с использованием разработанного флюса. Определена твердость наплавленного слоя.

*Ключевые слова:* ремонтно-восстановительная наплавка, твердость, износостойкость, техногенные отходы, сварочный флюс.

**Введение.** Наплавка занимает важное место в современной технологии восстановления изношенных деталей и изготовления новых. Применение наплавки рабочих поверхностей специальными сталями и сплавами позволяет значительно повысить эксплуатационную надежность узлов и деталей тяжело нагруженных агрегатов и машин, снизить расход дефицитных и дорогостоящих материалов [1-7]. Для этих целей ведётся разработка и изготовление специальных наплавочных материалов, которые благодаря оптимально подобранному химическому составу способствуют обладанию высокой твердости, а также способствуют высокой износостойкости восстанавливаемой поверхности [8-15].

**Методы исследования.** Многослойную наплавку изношенной поверхности диска БелАЗ 7513 проводили с помощью сварочной головки ASAW-1250 и автоматизированной установки для наплавки. Химический состав используемого флюса определяли по ГОСТ 10543–98 рентгенофлуоресцентным методом на спектрометре XRF-1800 и атомноэмиссионным методом на спектрометре ДФС-71. Обработка наплавленного слоя проводилась на токарно-карусельном станке. Твердость наплавленного слоя измеряли с помощью переносного твердомера ТКМ-459С.

**Результаты и всестороннее рассмотрение вопроса.** В настоящее время ремонтно-восстановительная наплавка диска БелАЗ 7513 осуществляется с использованием следующих наплавочных материалов: сварочный флюс марки SAW Welding Flus SJ301, сварочная проволока марки AWS A5.17 EM12 (H08MnA). С целью импортозамещения сварочного флюса и снижения себестоимости проведения ремонтно-восстановительных работ предложено использование сварочного флюса марки НФП, изготовленного из техногенного сырья металлургического производства по ТУ 20.59.56.120-001-14796818-2020. Химический состав предложенного флюса представлен в табл. 1.

## Химический состав флюса марки НФП

Массовая доля элементов, %							
FeO	MnO	SiO <sub>2</sub>	S	P	CaO	MgO	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>
1,00	17,0	42,6	0,16	0,009	26,1	4,9	7,0

Проведение процесса наплавки осуществлялось с использованием сварочной проволоки марки AWS A5.17 EM12 (H08MnA) при следующих технологических режимах наплавки: сила тока 430 А, напряжение 28В, Скорость подачи проволоки 120 см/мин. Процесс проведения наплавочных работ представлен на рис. 1.

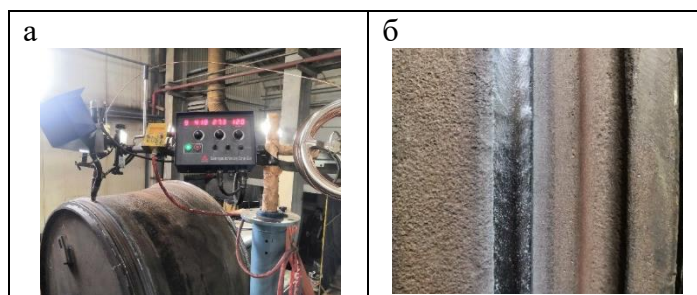


Рис. 1. Процесс проведения наплавочных работ: а – внешний вид проведения ремонтно-восстановительной наплавки; б – внешний вид наплавленного валика

Процесс проведения наплавки осуществлялся без проявления внешних дефектов. По окончании процесса наплавки был выявлен повышенный расход сварочного флюса, связанный с тем, что разработанный флюс является более легкоплавкий и в большей части переходит в шлаковую корку.

После проведения наплавочных работ колесный диск был обработан на токарно-карусельном станке. Внешний вид наплавленного слоя после проведения токарных работ представлен на рис. 2.

При проведении токарных работ выявилось затруднительное резание наплавленного слоя, связанное с повышенными значениями твердости наплавленного слоя (320-350НВ). При использовании флюса марки SAW Welding Flus SJ301 составляет 180-200 НВ.



Рис. 2. Наплавленный слой после токарной обработки

**Выводы.** При проведении наплавочных работ с использованием разработанного флюса выявлен повышенный, примерно в 1,5 раза, расход флюса, по сравнению с флюсом марки SAW Welding Flus SJ301.

Твердость наплавленного слоя с использованием предложенного флюса составляет 320-350НВ по сравнению с ранее использованным флюсом SAW Welding Flus SJ301, твердость которого составляет 180-200 НВ.

За счет увеличения твердости наплавленного слоя возрастает трудоемкость и стоимость проведения механической обработки за счет использования более дорогого и дефицитного режущего инструмента.

## Список литературы

1. Гринберг Н.А., Куркумели Э.Г., Лужанский И.Б. Износостойкость различных наплавочных сплавов, эксплуатируемых в условиях абразивного изнашивания в воде // Сварочное производство. – 1987. – № 12.
2. Кондратьев И.А., Рябцев И.А., Куско Ю.М. Дуговая и электрошлаковая наплавка вапков прокатных станов // Ремонт. Восстановление. Модернизация. – 2005. – № 4. – С. 14-17.
3. Драгилев Б.Л., Гринберг Н.А., Лужанс И.Б. Наплавочный сплав для упрочнения деталей из стали 110Г13Л механизм его изнашивания // Сварочное производство. – 1987. – № 11. – С. 29-31.
4. Орлов Л.Н., Голякевич А.А., Сочнов С.М., Новикова Д.П. Наплавка элементов силовой гидравлики механизированных крепей // Ремонт. Восстановление. Модернизация. – 2008. – № 9. – С. 20-23.
5. Лужанский И.Б. Прогрессивные способы наплавки. – М, Машиностроение, 1984. – 55 с.
6. Корнилович С.А., Зильбернагель В.В. Сварка и наплавка металлов при ремонте машин и оборудовании в АПК. – Омск: Изд-во ФГОУ ВПО ОмГАУ, 2005. – 229 с..
7. Глазов В. В. Работинский Д.Н., Дьяков А.Н. Восстановительная наплавка замков бурильных труб // Сварочное производство. – 2013. – № 8. – С. 32-34.
8. Щеголев А.В., Ишков А.В. СВС-порошковые наплавочные материалы для упрочнения рабочих органов сельскохозяйственных машин : сборник материалов XIII междунар. науч.-практ. конф., Барнаул, 15–16 февраля 2018 года. – Барнаул: Алтайский государственный аграрный университет, 2018. – С. 207-209.
9. Усольцев А.А., Козырев Н.А., Михно А.Р. [и др.]. Новые перспективные наплавочные материалы для восстановления изношенных деталей горного оборудования // Научные технологии разработки и использования минеральных ресурсов. – 2021. – № 7. – С. 192-196.
10. Паршин С. Г. Производство и применение сварочных материалов. Наплавочные материалы. – Санкт-Петербург: ФГАОУ ВО «Санкт-Петербургский политехнический университет Петра Великого», 2015. – 62 с.
11. Михайлицын С.В., Зверева И.Н., Шекшеев М.А. Сварочные и наплавочные материалы. – Москва: ООО «Издательство «Инфра-Инженерия», 2020. – 228 с.
12. Гусев А.И., Романов Д.А., Козырев Н.А. [и др.]. Структура сварного шва износостойкой наплавки порошковой проволокой системы Fe - c - Si - Mn - Cr - Ni - Mo // Вестник Сибирского государственного индустриального университета. – 2021. – № 2(36). – С. 3-10.
13. Михно А.Р., Козырев Н.А., Крюков Р.Е. [и др.]. Порошковая проволока на основе пыли газоочистки силикомарганца: тез. докл. междунар. конф. «Сварка в России – 2019: Современное состояние и перспективы», 3-7 сентября 2019 г., Томск, Россия. – Томск, 2019. – С.186.
14. Гусев А.И., Усольцев А.А., Козырев Н.А. [и др.]. Разработка порошковой проволоки для наплавки деталей, работающих в условиях износа // Известия вузов. Черная металлургия. – 2018. – Т. 61. – № 11. – С. 898-906.
15. Козырев Н.А., Крюков Р.Е., Усольцев А.А. Разработка новых сварочных флюсов на основе шлака силикомарганца // Черная металлургия. Бюллетень научно-технической и экономической информации. – 2018.– Вып.6 (1422). – С.55-66.

## ИССЛЕДОВАНИЕ ПОКАЗАТЕЛЕЙ ВЗАИМОДЕЙСТВИЯ УЧАСТНИКОВ ПЕРЕВОЗОЧНОГО ПРОЦЕССА НА ЖЕЛЕЗНОДОРОЖНОМ ТРАНСПОРТЕ

<sup>1</sup>Жаркова А.А., <sup>2</sup>к.т.н. Псеровская Е.Д.

1 – Сибирский государственный индустриальный университет,  
г. Новокузнецк, Россия

2 – Сибирский государственный университет путей сообщения,  
г. Новосибирск, Россия

**Аннотация.** статья посвящена исследованию показателей взаимодействия участников перевозочного процесса в условиях дефицита пропускных способностей железных дорог и большого числа владельцев подвижного состава в промышленном узле.

**Ключевые слова:** вагонопоток, операторские компании, взаимодействие участников перевозочного процесса.

Правительством РФ запланирован рост экспорта угля из Кузбасса к 2024 году на 30% по сравнению с 2020 годом [1]. Основным рынком сбыта кузбасского угля рассматривается Азиатско-Тихоокеанский регион. Несмотря на уже принятые меры по развитию Восточного полигона железных дорог и расширению пропускной способности БАМа и Транссиба, которые выходят на дальневосточные морские порты, вопрос вывоза возрастающих объемов до конца не урегулирован. А потому проблема перевозки угля железнодорожным транспортом остается актуальной.

За последнее десятилетие угольная отрасль Кузбасса ежегодно наращивала объемы добычи (рис. 1) [2], даже в условиях падения цены на уголь.

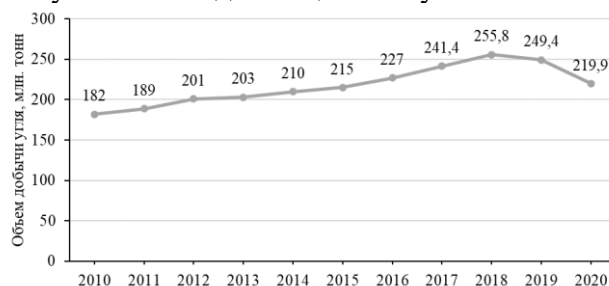


Рис. 1 Динамика добычи угля в Кузбассе

В структуре объемов погрузки на железнодорожном транспорте Кузбасса уголь составляет львиную долю (рис. 2), и вместе с ростом объемов производства черного золота растут объемы перевозок грузов железных дорог Кемеровской области (рис. 3) [2].

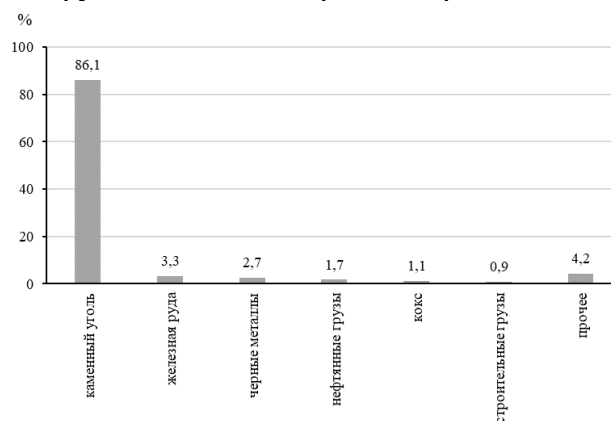


Рис. 2. Структура объема погрузки грузов на железнодорожном транспорте Кузбасса

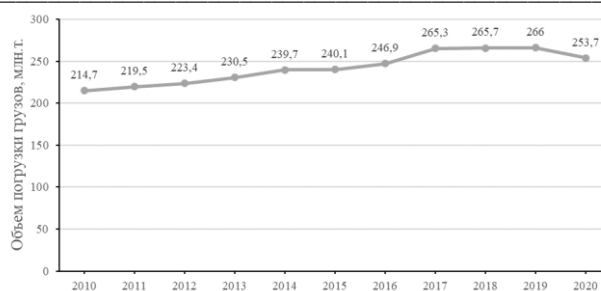


Рис. 3 Динамика погрузки грузов на железных дорогах Кузбасса

При этом протяженность железнодорожных путей не увеличилась. Изменение эксплуатационной длины железнодорожных путей Кузбасса приведено на рис. 4 [2].

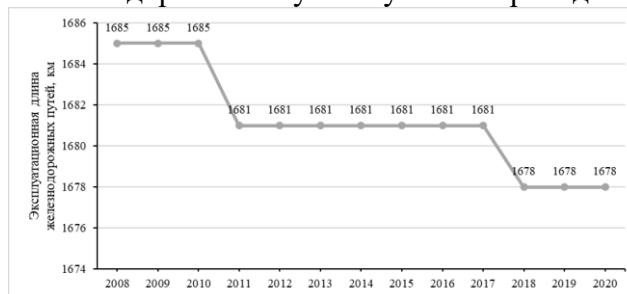


Рис. 4. Динамика изменения эксплуатационной длины железнодорожных путей общего пользования в Кузбассе

Ситуация осложняется наличием большого числа владельцев вагонного парка, чьи интересы значительно расходятся с целями и задачами перевозчика. Дефицит пропускных способностей сети железных дорог усугубился невозможностью эффективно управлять порожними вагонопотоками. В этих условиях для стабильного функционирования железнодорожного транспорта в условиях ограничений пропускной способности инфраструктуры необходима интеграция деятельности операторских компаний в перевозочный процесс ОАО «РЖД», а также расширение взаимодействия перевозчика и грузоотправителей.

Таким образом, необходимо совершенствование системы, методов и моделей распределения вагонопотоков с учетом интересов всех участников перевозочного процесса. Для чего следует определить важнейшие параметры функционирования каждого участника перевозочного процесса, на основе которых выделить основные критерии или показатели, влияющие на взаимодействие игроков транспортного рынка.

Ниже приведены показатели функционирования перевозчика, грузоотправителя и операторских компаний, которые целесообразно использовать при организации взаимодействия участников перевозочного процесса.

Показатель 1: скорость доставки груженого вагона; скорость порожнего вагона (сут.) - отражает качества перевозки по времени доставки груженого (1) и порожнего (2) вагонов на путях общего пользования.

$$V_{гр} = \frac{l_n}{T_{гр}}, \quad (1)$$

где  $V_{гр}$  – скорость доставки груза, км/ч;  $l_n$  – расстояние доставки груза, км;  $T_{гр}$  – время на продвижение вагонов по перегонам, ч.

$$V_{пор} = \frac{l_n}{T_{пор}}, \quad (2)$$

где  $V_{пор}$  – скорость доставки порожнего вагона, км/ч;  $T_{пор}$  – время на продвижение вагонов по перегонам, ч.

Показатель 2: затраты на продвижение вагонов (руб.) - отражает расходы на перемещение вагонов, связанные с использованием поездных и маневровых локомотивов по сети



железных дорог, работой сотрудников, осуществляющих обработку поездов, рассчитанный методом единичных расходных ставок.

$$E_B = \sum Mt_{\text{лок}} \cdot e^{\text{лчп}} + \sum Mt_{\text{ман}} \cdot e^{\text{лчм}} + \sum Nt_{\text{обр}} \cdot e^{\text{обр}}, \quad (3)$$

где  $\sum Mt_{\text{лок}}$  – сумма поездных локомотиво-часов;  $e^{\text{лчп}}$  – расходная ставка 1 часа работы поездного локомотива;  $\sum Mt_{\text{ман}}$  – сумма маневровых локомотиво-часов;  $e^{\text{лчм}}$  – расходная ставка 1 часа работы маневрового локомотива;  $\sum Nt_{\text{обр}}$  – сумма часов работы бригад ПТОВ и ПКО;  $e^{\text{обр}}$  – расходная ставка 1 часа работы бригады ПТОВ и ПКО.

Показатель 3: доходность вагона (руб.) – характеризует прибыль, которую получит оператор подвижного состава от использования собственных вагонов.

$$d = \frac{\sum n_i (C_B - C_3)}{\sum n_i t_i}, \quad (4)$$

где  $n_i$  – сумма родов вагонов  $i$ -го оператора, ваг;  $\sum n_i t_i$  – сумма вагоно-суток подвижного состава  $i$ -го оператора, ваг.-сут.;  $C_B$  – выручка, полученная от перевозки в вагонах  $i$ -ой операторской компании, руб;  $C_3$  – затраты на содержание вагона (текущий и плановый ремонт, лизинг, кредиты или аренду) и содержание штата сотрудников.

Показатель 4: рентабельность перевозки (%) - характеризует экономические результаты и эффективность работы операторской компании.

$$R_{\text{пер}} = \frac{П_{\text{пер}}}{C} \cdot 100\%, \quad (5)$$

где  $П_{\text{пер}}$  – балансовая прибыль, вырученная от перевозок грузов, руб;  $C$  – затраты на перевозку, руб.

Показатель 5: производительность вагона (т/км). - характеризует качества использования подвижного состава, определяющим критерием которого является соотношение груженого и порожнего рейсов.

$$F_{\text{ваг}} = \frac{P_{\text{дин}}^{\text{гр}} \cdot S_{\text{ваг}}}{(1 - \alpha_{\text{пор}})}, \quad (6)$$

где  $P_{\text{дин}}^{\text{гр}}$  – динамическая нагрузка груженого вагона, т/ваг.;  $S_{\text{ваг}}$  – среднесуточный пробег вагона, км;  $\alpha_{\text{пор}}$  – коэффициент порожнего пробега вагона к груженому пробегу.

Показатель 6: удовлетворение заявок на перевозки (ваг.) – характеризует полноту и своевременность удовлетворения заявок грузоотправителей.

$$\sum A_i = \sum B_j, \quad (7)$$

где  $\sum A$  – количество вагонов;  $\sum B$  – количество заявок.

Показатель 7: стоимость доставки (руб.). Одной из основных производственных задач любого предприятия является минимизация всех видов издержек. Минимизация в том числе транспортных издержек – задача грузоотправителя, поэтому в поле его интересов находится поиск путей доставки грузов с наименьшей стоимостью доставки, которая складывается из следующих составляющих:

$$C = C_B + A_{\text{нко}} + B_{\text{дво}} \cdot i_{\text{ж}}, \quad (8)$$

где  $C_B$  – тарифная ставка за вагон, руб;  $A_{\text{нко}}$  – ставка за использование инфраструктуры, руб/ваг;  $B_{\text{дво}}$  – тарифная ставка за использование локомотива, руб/вагонно-км;  $i_{\text{ж}}$  – среднее поясное расстояние, км.

Показатель 8: срок доставки (сут.) – характеризует качество работы железнодорожного транспорта, которое отражается в соблюдении срока доставки.

$$T_d = t_{\text{пр}} + t_{\text{отпр}} + t_{\text{дв}} + t_{\text{доп}}, \quad (9)$$

где  $t_{\text{пр}}$ ,  $t_{\text{отпр}}$  – время, затраченное на операции по прибытию и отправлению поезда соответственно;  $t_{\text{дв}}$  – время на перемещение груза по перегонам или участкам;  $t_{\text{доп}}$  – нормы времени на дополнительные операции, связанные с перемещением груза.

Анализ приведенных показателей выявил, что наиболее важными из них являются время продвижения вагона по маршруту и стоимость его перемещения, т.к. издержки

грузоотправителей и операторских компаний зависят от затрат перевозчика на продвижение вагона по инфраструктуре.

Время продвижения вагона по маршруту ( $T_d$ ) можно представить в виде:

$$T_d = t_{дв} + t_{ст}, \quad (10)$$

где  $t_{дв}$  – время движения вагона по перегонам, ч;  $t_{ст}$  – время простоя вагонов на станции, ч.

Издержки перевозчика на продвижение вагона по маршруту определяются как:

$$E_d = E_{дв} + E_{ст}, \quad (11)$$

где  $E_{дв}$  – стоимость продвижения вагона по перегону, руб/ч;  $E_{ст}$  – стоимость станционных операций, руб/ч.

С учетом основных определяющих критериев взаимодействия участников перевозочного процесса разработан комплексный показатель ( $\Sigma TE$ ), для принятия рациональных управляющих решений по распределению вагонов:

$$\Sigma TE = \sum_1^k t_{двi} E_{двi} + \sum_1^m t_{стj} E_{стj} \rightarrow \min, \quad (12)$$

где  $t_{двi}$  – время движения поезда по  $i$ -ому перегону, ч;  $E_{двi}$  – средняя стоимость продвижения вагонов по  $i$ -ому перегону, руб/ч;  $t_{стj}$  – время простоя вагонов на  $j$ -ой станции, ч;  $E_{стj}$  – средняя стоимость простоя вагона на  $j$ -ой станции с учетом станционных операций, руб/ч;  $k$  – количество перегонов на маршруте;  $m$  – количество станций на маршруте.

Для комплексного показателя взаимодействия участников перевозочного процесса составлены графики зависимости этого показателя от времени продвижения вагонов по маршруту (рис. 5) и от стоимости продвижения вагонов по маршруту (рис. 6), которые отражают линейную зависимость комплексного показателя от времени и стоимости.

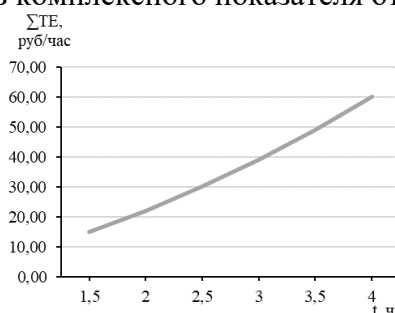


Рис. 5. График зависимости комплексного показателя  $\Sigma TE$  от времени продвижения поезда по маршруту

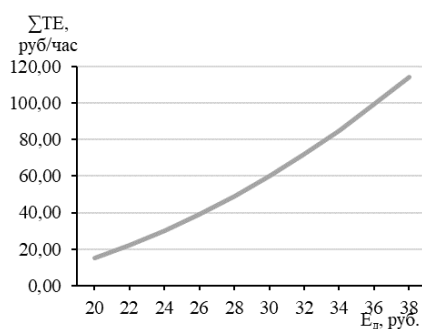


Рис. 6. График зависимости комплексного показателя  $\Sigma TE$  от стоимости продвижения поезда по маршруту

Таким образом целесообразно использовать комплексный показатель при выборе оптимального маршрута следования исходя из минимизации затрат времени и финансов. Проведем расчеты комплексного показателя для представленного на рис. 7 полигона.

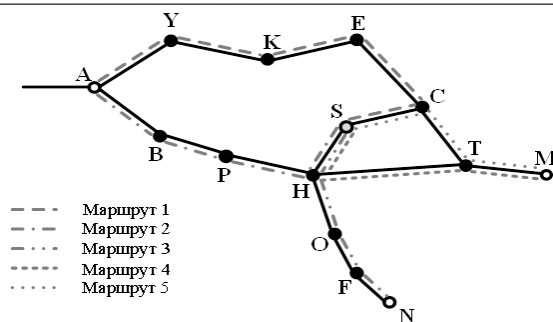


Рис. 7. Схема расположения станций полигона

Необходимо в условиях данного полигона определить оптимальный маршрут следования вагонов на станцию *s*. Возможными станциями отправления являются станции *A*, *M*, *N*. Для всех станций и перегонов полигона установлены время прохождения поездов по перегонам, время обработки поездов на станциях, стоимость перемещения вагонов по перегонам и затраты на обработку вагонов на станциях (табл. 1).

Таблица 1

Параметры рассматриваемых маршрутов

№ маршрута	Станции маршрута	Время простоя вагонов на <i>j</i> -ой станции $t_{стj}$ , мин	Стоимость простоя вагона на <i>j</i> -ой станции с учетом станционных операций $E_{стj}$ , руб/ч	Перегоны	Время движения поезда по <i>i</i> -ому перегону $t_{двi}$ , мин	Стоимость продвижения вагонов по <i>i</i> -ому перегону $E_{двi}$ , руб/ч
Маршрут 1	Ст. «А»	97	4,98	ст. «А» - ст. «У»	20	12,49
	Ст. «У»	63	4,38	ст. «У» - ст. «К»	40	12,49
	Ст. «К»	120	5,27	ст. «К» - ст. «Е»	30	11,69
	Ст. «Е»	81	5,51	ст. «Е» - ст. «С»	20	11,69
	Ст. «С»	77	6,97	ст. «С» - ст. «S»	30	11,69
	Ст. «S»	150	5,96			
Маршрут 2	Ст. «А»	97	4,98	ст. «А» - ст. «В»	30	12,49
	Ст. «В»	120	7,23	ст. «В» - ст. «P»	10	10,86
	Ст. «P»	95	6,87	ст. «P» - ст. «H»	60	10,86
	Ст. «H»	84	6,47	ст. «H» - ст. «S»	70	10,86
	Ст. «S»	150	5,96			
Маршрут 3	Ст. «N»	61	5,96	ст. «N» - ст. «F»	30	14,21
	Ст. «F»	248	5,24	ст. «F» - ст. «O»	50	12,49
	Ст. «O»	128	6,91	ст. «O» - ст. «H»	20	12,49
	Ст. «H»	157	6,47	ст. «H» - ст. «S»	60	12,49
	Ст. «S»	150	5,96			
Маршрут 4	Ст. «M»	122	7,68	ст. «M» - ст. «T»	40	11,69
	Ст. «T»	165	8,94	ст. «T» - ст. «H»	60	11,69
	Ст. «H»	157	6,14	ст. «H» - ст. «S»	50	11,69
	Ст. «S»	150	5,96			
Маршрут 5	Ст. «M»	122	7,68	ст. «M» - ст. «T»	40	11,69
	Ст. «T»	165	8,94	ст. «T» - ст. «C»	60	11,69
	Ст. «C»	77	6,97	ст. «C» - ст. «S»	30	11,69
	Ст. «S»	150	5,96			

Построенная гистограмма значений комплексного показателя  $\Sigma TE$  при движении поезда по маршрутам следования (рис. 8) показала, что оптимальным маршрутом следования порожних вагонов в условиях заданного полигона является маршрут №1.

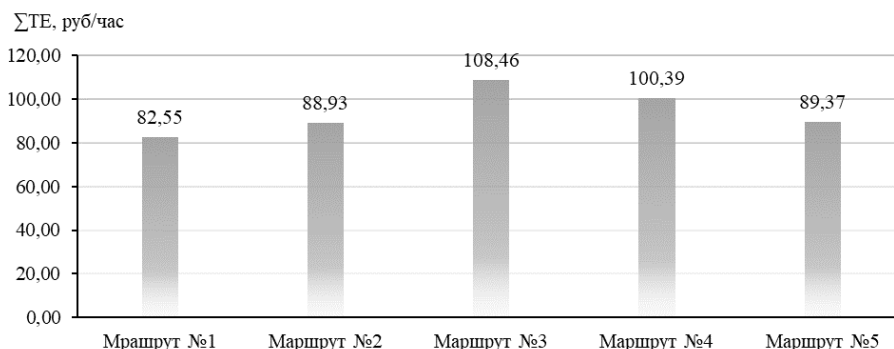


Рис. 8. Гистограмма значений комплексного показателя  $\Sigma TE$  при движении поезда по маршрутам следования

Как видно из приведенных расчетов, на основе комплексного показателя можно определить оптимальный маршрут перемещения порожних вагонов с учетом состояния инфраструктуры и расходов на передвижение.

**Выводы.** В представленной статье рассмотрены основные аспекты взаимодействия участников перевозочного процесса на железных дорогах Российской Федерации. Определены основные недостатки при организации вагонопотоков на сети железных дорог. Рассмотрены основные показатели, определяющие функционирование, взаимодействие перевозчика, грузоотправителей и операторских компаний, фундаментальным образом влияющих на эффективность перевозочного процесса. На основе рассмотренных показателей предложен комплексный показатель  $\Sigma TE$ . Т.к. комплексный показатель  $\Sigma TE$  учитывает скорость и время продвижения вагонов по маршруту, а также занятость инфраструктуры и издержки на продвижение вагонов, он может служить в качестве критерия выбора оптимального распределения вагонов, что позволит повысить эффективность взаимодействия участников перевозочного процесса и, следовательно, эффективность работы железнодорожного транспорта.

#### Список литературы

1. Гусаченко Н. Норма вывоза угля из Кузбасса на экспорт в 2021 году в объеме 53 млн т: победа или ничья // РЖД-Партнер.ру. – URL: <https://www.rzd-partner.ru/zhd-transport/comments/norma-vyvoza-uglya-iz-kuzbassa-na-eksport-v-2021-godu-v-obeme-53-mln-tonn-pobeda-ili-nichya/>
2. Официальные публикации Кемеровостата // Территориальный орган Федеральной службы государственной статистики по Кемеровской области. – URL: [https://kemerovostat.gks.ru/books\\_statistic](https://kemerovostat.gks.ru/books_statistic).

УДК 621.926.3

## КОНСТРУКЦИЯ ОДНОВАЛКОВОЙ ДРОБИЛКИ, РАБОТАЮЩЕЙ НА СДВИГ

д.т.н. Никитин А.Г., Лубин В.А.

Сибирский государственный индустриальный университет, г. Новокузнецк, Россия

**Аннотация.** Описана одновалковая дробилка, оснащенная упорами на валке и на неподвижной щеке, за счет чего в процессе работы в разрушаемом куске генерируется сдвиговое напряженное состояние, что позволяет уменьшить расход энергии на дробление хрупких материалов.

**Ключевые слова:** дробилка, валок, упор, энергоемкость.

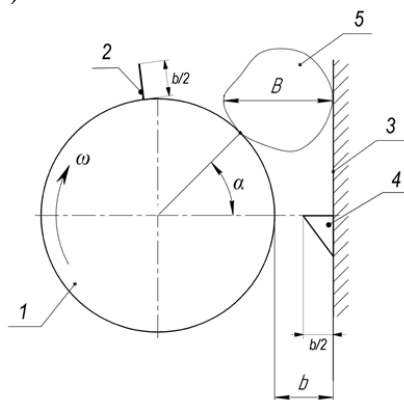
Расход энергии на дробление минерального сырья при рудо – и углеподготовке в мировом энергетическом балансе составляет более 5 %. Такой расход энергии в большей степени предопределен высокой энергоемкостью непосредственно процесса дробления, основанного на сжатии разрушаемых кусков [1]. Перспективным является направление совершенствования конструкций дробильных машин, основанное на реализации способов дробления, генерирующих в разрушаемых кусках сдвиговое напряженное состояние, при котором возникает касательное напряжение, этим достигается уменьшение расхода энергии на дробление на 40 – 50 % по сравнению с дробилками, работающими на сжатие [2].

Известна одновалковая дробилка, содержащая корпус, в котором установлен приводной вращающийся валок, а также неподвижную щеку, верхняя часть которой подвешена на оси, соединённой с боковыми стенками корпуса, при этом дробимый материал подаётся в зазор между вращающимся валком и неподвижной щекой, и разрушение происходит за счет того, что куски дробимого материала подвергаются деформации кручения, при котором возникают касательные напряжения [3].

Недостатком такой дробилки является низкая степень дробления (отношение размера дробимого куска к величине зазора между валком и неподвижной щекой) материала в дробилке, так как коэффициент трения между валком и дробимым материалом малый, а чем он меньше, тем меньше вертикальная составляющая силы трения, способствующая затягиванию куска в зону дробления, и тем меньше, при прочих равных условиях, угол захвата дробимого материала валком и, как следствие, меньше степень дробления.

Также известен способ дробления в валковой дробилке, содержащей корпус, приводной вращающийся валок и неподвижную щеку, при котором дробимый материал подают в зазор между вращающимся валком и неподвижной щекой, а поверхность вращающегося валка выполнена с выступами в виде упоров, рабочей поверхностью направленных в сторону вращения валка и расположенных параллельно оси валка, при этом высота упора должна быть больше половины размера разрушаемого куска и меньше величины зазора между валком и щекой [4]. В этом случае при вращении валка упор рабочей поверхностью соприкасается с куском и начинает давить на кусок, при этом возникает сила, действующая на кусок и направленная в сторону зазора, за счет этого кусок принудительно подается в зону дробления и дробится, при этом в разрушаемом куске генерируется сложное напряженное состояние из – за одновременно действующих в нагружаемом теле как нормальных, так и касательных напряжений [5], этим достигается уменьшение расхода энергии на дробление на 20 – 30 % по сравнению с дробилками сжатия.

В Сибирском государственном университете разработана конструкция энергоэффективной одновалковой дробилки [6], в которой происходит принудительная подача дробимого куска в зону дробления за счет упора, расположенного на валке, а также за счет упора, расположенного на неподвижной щеке в разрушаемых кусках, генерируется сдвиговое напряженное состояние (рис. 1).



1 – валок; 2 – упор на валке; 3 – неподвижная щека; 4 – упор на щеке; 5 – кусок

Рис. 1. Схема одновалковой дробилки, оснащенной упорами на валке и неподвижной щеке

Дробилка состоит из корпуса, в котором установлен приводной вращающийся валок 1, на поверхности которого выполнены упоры 2, рабочей поверхностью направленные в сторону вращения валка и расположенные параллельно оси валка, и неподвижной щеки 3, на которой установлен упор 4, рабочая поверхность которого совпадает с горизонтальной осью валка, при этом высота упоров на валке и на неподвижной щеке одинаковая и равна половине величины зазора между валком и неподвижной щекой.

Дробилка работает следующим образом. Кусок дробимого материала 5 подается в зазор между приводным вращающимся валком 1 и неподвижной щекой 3. При вращении валка упор 2, расположенный на поверхности валка 1 рабочей поверхностью соприкасается с куском 5 и начинает давить на кусок, при этом возникает сила, действующая на кусок и направленная в сторону зазора, за счет этого кусок затягивается в зону захвата и разрушается.

Получившиеся в результате первичного разрушения в зоне захвата куски осколки размером меньше зазора между валком 1 и упора 4 проваливаются в зону отвода готового продукта, а осколки, у которых размер больше, чем величина зазора между валком 1 и упором 4, застревают и при дальнейшем вращении валка 1 упором 2 дробятся до размера меньшего, чем величина зазора между валком 1 и упором 4, после чего проваливаются в зону отвода готового продукта.

Размеры упоров 2 и 4 характеризуются высотой упоров. Их значения определяются следующим образом. Чем больше высота упора на щеке, тем больше степень дробления, однако, чтобы обеспечить принудительную подачу куска в зазор без проскальзывания, необходимо увеличивать высоту упора на валке, поэтому высота упоров на валке и на неподвижной щеке должна быть одинаковая и равна половине величины зазора между валком и неподвижной щекой.

В процессе работы дробилки исходный кусок находится в пространстве между упорами и при их сближении за счет того, что вершины упоров находятся на одной линии, в куске генерируется сдвиговое напряженное состояние.

**Вывод.** Таким образом, использование предлагаемой дробилки позволяет уменьшить расход энергии на дробление хрупких материалов.

#### Список литературы

1. Масленников В.А. Дробилки, разрушающие материал сжатием / В.А. Масленников // Известия вузов. Горный журнал. – 1996. – №10–11. – С. 124–138.
2. Goulet, J. Resistance des materiaux / J. Goulet. – Paris, 1976. – 192 p.
3. Клушанцев Б.В. Дробилки. Конструкция, расчет, особенности эксплуатации / Б.В. Клушанцев, А.И. Косарев, Ю.А. Муйземнек. – Москва : Машиностроение, 1990. – 320 с.
4. Никитин, А.Г. Анализ сил, действующих на кусок дробимого материала в одновалковой дробилке / А.Г. Никитин, Д.Ф. Сахаров // Известия вузов. Черная металлургия. – 2010. – № 10. – С. 41–42.
5. Патент РФ 2524536. Способ дробления в валковой дробилке / Никитин А.Г., Люленков В.И., Лактионов С.А., Кузнецов М.А., Матехина А.Н. // Открытия. Изобретения. Бюл. № 21, 2014.
6. Патент РФ 2583096. Валковая дробилка / Никитин А.Г., Люленков В.И., Баженов И.А., Медведева К.С. // Открытия. Изобретения. Бюл. № 13, 2016.

**СПОСОБЫ ИЗГОТОВЛЕНИЯ ПЕЧАТНЫХ ПЛАТ ДЛЯ ОПЫТНЫХ ОБРАЗЦОВ РАДИОЭЛЕКТРОНИКИ В УСЛОВИЯХ ЛАБОРАТОРИИ****Нарышева М.С., Кизилев С.А.****Федеральный исследовательский центр угля и углехимии СО РАН,  
г. Кемерово, Россия**

**Аннотация.** В статье описаны основные методы изготовления печатных плат для экспериментальных образцов радиоэлектронного оборудования доступные для применения в условиях научной лаборатории, проведено сравнение описываемых методов по себестоимости, технологичности, времени выхода и качества конечного изделия. Произведена градация предлагаемых методов по фактору пригодности для изготовления печатных плат разной сложности.

**Ключевые слова:** печатная плата, электроника, радиодеталь, фольгированный материал, контактная площадка, токопроводящая дорожка, флюс, лужение.

**Введение.** В современном мире не так много электронных устройств, которые не содержали бы небольшой лист стеклотекстолита или аналогичного материала с расположенными на нем радиодеталями, которые соединены тонкими медными дорожками, приклеенными к нему. Эту деталь принято называть печатной платой от английского Printed Circuit Board (PCB) - схема, напечатанная на картоне. Изобретателем прообраза печатной платы можно считать немецкого инженера А. Хамсона, запатентовавшего метод соединения радиодеталей посредством вырезанных из медной фольги токопроводящих дорожек, приклеенных к листу плотного изоляционного материала с последующим припаиванием радиодеталей к дорожкам. По своим возможностям данное изделие было ближе к современным макетным беспаячным платам с предварительно замкнутыми посадочными местами. Более прогрессивную модель придумал известный изобретатель Томас Эдисон, который предложил формировать токопроводящие дорожки нужной формы на основе графита и клеящего вещества, изобретя таким образом аддитивный метод изготовления печатных плат. Современную печатную плату изобрел Пол Эйслер, предложивший технологию изготовления и концепцию современной печатной платы в 1940 году, но патент на свое изобретение ему удалось получить только в 1963 году [1].

Можно считать, что современная печатная плата известна более 80 лет. За это время было изобретено масса отдельных технологий получения токопроводящих дорожек требуемой конфигурации с посадочными местами под радиодетали на изоляционном материале.

Технологии производства печатных плат в промышленных объемах хорошо описаны в специализированной литературе, разработано оборудование, имеются экономические модели, позволяющие выбрать оптимальную технологию производства под заданную сложность, качество, размер, физические характеристики и тираж печатных плат. Для единичного или мелкосерийного производства так же разработаны масса технологий изготовления печатных плат. Но при этом недостаточно описан системный подход к выбору способа и технологии формирования токопроводящих дорожек, исходя из нужд небольшой лаборатории, занимающейся, в том числе, прототипированием электронных устройства.

Для выбора оптимальной технологии производства печатной платы проведем их классификацию по способу формирования токопроводящих дорожек на поверхности изоляционного материала с последующим анализом технологий присущих каждому из выделенных способов.

В целом, можно выделить два основных способа формирования токопроводящих дорожек на изоляционном материале – это аддитивный и субстративный. Аддитивный способ подразумевает “наращивание” или нанесение токопроводящих дорожек на изоляционный материал заданного размера, формы, конфигурации и с заранее определенным



месторасположением. Субтрактивный способ, наоборот предполагает удаление лишней части токопроводящего слоя, нанесенного на поверхность изоляционного материала.

**Аддитивный способ формирования токопроводящих дорожек.** К аддитивному способу можно отнести два основных метода, разделяющихся на массу технологий формирования токопроводящих дорожек – укладка на поверхность изолятора токопроводящего металлизированного материала и нанесение токопроводящих красок, формирующих проводники между радиодеталями. Из наиболее доступных групп технологий, относящихся к данному способу, можно выделить три.

Первая – изготовление токопроводящих дорожек из листового материала с хорошей электрической проводимостью (медь, бронза, алюминий, сталь) с последующим наклеиванием вырезанных дорожек на любой подходящий по условиям эксплуатации изоляционный материал. Основной плюс данной группы технологий – относительная не критичность к форме поверхности, на которой будут располагаться токопроводящие дорожки, они могут быть размещены как на внутренней, так и на наружной стороне сферической формы, могут пересекать статичные изгибы поверхности разной формы без необходимости использования дополнительных соединителей в местах изгибов.

Вторая группа технологий – применение электропроводящих красок и клеев – специальных химических составов, наносимых на изоляционный материал, которые при высыхании формируют токопроводящий слой или позволяют фиксировать с их помощью радиодетали, образуя токопроводящее соединение. К достоинствам данных технологических приемов следует отнести чрезвычайно простое применение.

К третьей группе можно отнести формирование токопроводящих дорожек из металлизированных клейких паст, полимеризующихся под действием различных внешних факторов (температура при предварительном разогреве, окисление кислородом воздуха, воздействие ультрафиолета). Технологические приемы входящие в данный метод чаще всего используется при механизированном формировании токопроводящих дорожек программно-управляемыми устройствами, схожими по своему устройству с экструзионными 3д принтерами. Основным достоинством данной группы технологий является возможность производства достаточно сложных печатных плат с шириной токопроводящей дорожки от 1 мм, расстоянием между дорожками 2-3 мм, и возможностью последующего многократного копирования печатной платы [2].

Недостатки аддитивных технологий. Главным и основным минусом аддитивных технологий является стоимость расходных материалов и их доступность. Для первой группы технологий требуется качественный тонколистовой проводящий материал и термостойкая клеевая основа, достаточно сложно изготовить токопроводящие дорожки тоньше двух-трех миллиметров и плотно расположить их на основе, требуется качественный инструмент для резки и устойчивый навык. Для второй группы требуются токопроводящие химические составы (клеи, краски или лаки), которые как дороги сами по себе, так и производятся в ограниченной номенклатурой несколькими производителями, требовательность к поверхности, сложности с соединением радиодеталей с токопроводящими дорожками, сложность расчёта влияния сопротивления и проводимости в целом данной группы материалов на работу электрической схемы.

Третья группа представляет собой самые дорогие способы, которые чаще всего требуют как дополнительного специального оборудования и программного обеспечения, так и специфических расходников для него в виде картриджей с исходным токопроводящим составом и изоляционного материала.

К главным плюсам аддитивных технологий следует выделить отсутствие или малое количество отходов, образующихся при работе. Для первых двух групп технологических методов при изготовлении простых печатных плат с малым количеством токопроводящих дорожек – простота изготовления, относительно малое время изготовления от идеи до конечного изделия, отсутствие необходимости специального программного обеспечения для разработки макета печатной платы.

**Субстративный способ формирования токопроводящих дорожек.** К субстративному способу можно отнести любую технологию формирования токопроводящих дорожек, связанную с удалением «лишнего» проводящего материала между ними. Обязательным условием для субстративных способов является наличие исходного изоляционного материала (генитакса, стеклотекстолита или их производных) с наклеенным на его поверхность фольгированным проводящим слоем (обычно медным). Субстративный способ можно разделить на две большие группы технологических приемов формирования токопроводящих дорожек – физические (лишний проводящий материал удаётся инструментально) и химические (лишний проводящий материал растворяется с применением химически активных веществ).

В условиях небольшой лаборатории можно выделить две основных группы технологий формирования токопроводящих дорожек.

Первая – удаление лишнего токопроводящего материала с помощью ручного резца или бормашины [3]. Вторая – с применением 3д фрезерного станка с числовым программным управлением (далее фрезер с ЧПУ). Первая группа технологий требует нанесения на фольгированный материал мест его удаления любым способом не влияющим существенным образом на толщину и прочность удаляемого слоя (карандаш, маркер и т. п.) затем острым резакром или фрезой, установленной в бормашину, токопроводящий материал удаляется [4]. Отверстия для установки радиодеталей могут просверливаться в заготовке, как до, так и после удаления проводящего материала в зависимости от выбранного технологического приема изготовления платы [5]. Используя данную группу технологических приемов, можно полностью разработать макет печатной платы без использования компьютера, а затем его изготовить. Качество получаемых с применением данной группы технологий печатных плат в первую очередь зависит от навыка сотрудника и качества применяемого инструмента. Плохо подходит для изготовления даже небольших партий печатных плат, не технологичен даже при условии применения качественного инструмента. Теоретически позволяет изготовить печатную плату с плотностью дорожек до 1 мм, на практике конечный результат будет зависеть от многих переменных (опыт сотрудника, качество исходного материала, качество инструмента, продуманность дизайна дорожек под метод), займет массу времени, потребует применение специального программного обеспечения и средств для переноса разработанного макета печатной платы на фольгированный материал.

Вторая группа технологических приемов - удаление проводящего материала фрезерным станком с ЧПУ, сюда же можно отнести выжигание материала лазерным резакром с ЧПУ, так как, технически — это практически одно и тоже устройство, отличие только в рабочем органе. Суть всей группы технологических приемов сводится к разработке макета печатной платы в специальном программном обеспечении с последующим конвертированием в файл, описывающий для фрезера маршрут движения, обороты фрезы, скорость подачи и глубину реза, а для лазерного излучателя маршрут движения, скорость подачи и мощность излучателя. Затем заготовка фольгированного материала закрепляется на столе станка, устанавливается ноль или для лазера проводится его фокусировка, полученная программа переносится в станок и происходит выборка проводящего материала. После смены рабочего инструмента фрезерный станок с ЧПУ может в автоматическом режиме просверлить отверстия в заготовке печатной платы для монтажа радиодеталей. Качество изготовления печатных плат при отработке технологии может находиться на достаточно высоком уровне лишь немного уступая заводским образцам. Плотность дорожек при фрезеровании может доходить до 1 мм, но в значительной степени зависит от формы дорожек, качества режущего инструмента и выбранных режимов работы. При лазерной гравировке плотность дорожек и качество конечного продукта сильно зависит от мощности лазерного излучателя, фокусировки лазера и опыта сотрудника. Применение станка с ЧПУ для изготовления печатной платы позволяет получать готовые образцы однообразного качества даже при мелкосерийном производстве.

Плюсы физических методов удаления проводящего материала: для первой группы технологических приемов – возможность быстро просто изготовить печатную плату с простой структурой дорожек, часто это может даже оказаться сопоставимо по скорости с разработкой макета платы в программном обеспечении, теоретически возможно изготовить достаточно прецизионное изделие с высокой плотностью дорожек, низкая стоимость материалов и инструментов. Вторая группа – позволяет получать высококачественные образцы печатных плат, может обеспечить мелкосерийное производство. Требуется умеренного по стоимости в сравнении с аддитивными технологиями оборудования и расходных материалов.

К минусам всех технологических приемов в ходящих в физические методы удаления проводящего материала следует отнести образование большого количества мелкодисперсионных отходов или едкого дыма в процессе работы. Все технологические приемы требуют опыта, высокой квалификации сотрудника, выполняющего работу и качественного инструмента. Важно отметить, что при любой технологии из выбранной группы методов существует высокая вероятность получения брака заготовки в процессе работы над платой на любом из этапов (срыв рабочего инструмента, отрыв дорожки рабочим органом фрезера и т.п.). После окончания работ требуется тщательный входной контроль качества печатной платы особенно после станка с ЧПУ, так как возможен на коротких участках “не прорез”, а заминание проводящего материала с образованием замкнутых участков между токопроводящими дорожками.

**Химический метод удаления проводящего материала.** Этот набор технологических приемов изготовления печатных плат получил наибольшее распространение, являясь адаптацией технологии крупносерийного производства под нужды любителей и экспериментаторов. В основу метода положено растворение проводящего материала химически активными растворами в местах, не защищенных нерастворимой ими маской. В данном методе можно выделить большое количество разных технологических приемов, различия в которых, в основном, сводятся в технологии формирования защитного слоя - маски, представляющего собой рисунок токопроводящих дорожек печатной платы.

Сильно упростив, технологический процесс можно описать следующим образом: подготовка фольгированного изолятора (снятие окислов, обезжиривание) → нанесение на проводящий материал рисунка токопроводящих дорожек → подготовка раствора активного вещества → травление платы [6] → промывка → удаление маски [7] и сверление отверстий под радиодетали [8].

Если рисунок токопроводящих дорожек простой, то изготовить печатную плату можно без компьютера [9]. При наличии аккуратности и навыка [10] возможно изготовление двухсторонних печатных плат с расстоянием между токопроводящими дорожками менее 1 мм [11]. Множество технологических приемов формирования маски токопроводящих дорожек позволяют этот метод использовать в условиях разной технологической оснащенности коллектива лаборатории и опыта сотрудников. Несомненным достоинством химических методов является то, что при изготовлении простых печатных плат получить случайный брак достаточно сложно даже при полном отсутствии опыта. Проведенные в лаборатории эксперименты показывают, что уже второй-третий образец получается с приемлемым качеством, даже у сотрудников, которые до этого не имели опыта работы с электроникой.

Основными достоинствами химического метода является вариативность технологических приемов формирования маски токопроводящих дорожек, от простых (нарисовать дорожки краской), до применения фоторезистивных веществ с последующим засвечиванием мест удаления токопроводящего материала лазерным модулем на шасси с ЧПУ; при отработанной технологии высокое качество произведенных печатных плат, низкая вероятность получить производственный брак, не требовательность к навыкам персонала при изготовлении простых плат с низкой плотностью токопроводящих дорожек; относительно высокая скорость изготовления единичного образца; возможность мелкосерийного производства.

Главный минус химического метода вытекает из его сути - применение агрессивных химических растворов, обычно это водных растворов хлорного железа  $\text{FeCl}_3 \cdot 6\text{H}_2\text{O}$  и его аналогов или персульфата аммония  $(\text{NH}_4)_2\text{S}_2\text{O}_8$ . [12] Во время протекания реакции в результате, которой растворяется медь из токопроводящего слоя, выделяются вредные пары, а сами по себе растворы сильно ядовиты и могут вызывать серьезные повреждения кожных покровов и слизистых оболочек при попадании на них. Растворы хлорного железа имеют характерный бурый цвет и способны окрашивать в него поверхности, на которые попадают. Фактически работа по травлению печатной платы требует специально отведенного рабочего места с хорошей вентиляцией, источником проточной воды и средств индивидуальной защиты.

Следует так же указать общую обязательную операцию для любого технологического приема, входящего в субтрактивный способ – лужение токопроводящих дорожек после их формирования. Данная операция теоретически может не производиться, но тогда срок службы готового изделия может сильно сократиться из-за возможного окисления токопроводящих дорожек, а монтаж радиодеталей будет затруднен и придется все равно лудить каждое посадочное место индивидуально [12-13].

**Анализ целесообразности, пригодности и экономической оправданности описанных технологий изготовления печатных плат.** Оценку пригодности каждого из методов рассмотрим на примере изготовления печатной платы стабилизатора напряжения с выходом 5 В и возможностью подключения дополнительного устройства, питающегося от входного напряжения, нагрузка после стабилизатора маломощная около 30 мА.

Оригинальный размер платы  $25 \times 100$  мм. Плата имеет простой рисунок токопроводящих дорожек с низкой плотностью. Рассмотрим аддитивный способ и входящие в него основные технологические приемы. В данном случае если изготавливать одну плату, аддитивные методы не проявят своих преимуществ, но покажут свои выраженные недостатки, гораздо проще и технологичнее будет выполнить навесной монтаж, чем вырезать токопроводящие дорожки, а затем наклеивать их на изоляционный материал. Так же плохо подойдет токопроводящая краска, так как придется решать проблему сопряжения радиодеталей с “нарисованными” дорожками. Применение любой аддитивной технологии в данном случае будет неоправданно дорогим и не технологичным, при этом не будут использованы плюсы аддитивных технологий (токопроводящие дорожки прокладываются по криволинейной поверхности, повторяемость сложной печатной платы).

Субтрактивный способ технологии физического удаления токопроводящего материала в данном случае был бы наиболее простым и быстрым, но в данном случае, уже разработан электронный макет печатной платы для других целей. Печатная плата с расположением токопроводящих дорожек достаточно быстро (менее чем за час) изготавливается с использованием хорошей бормашины или резака, при этом рисунок дорожек можно еще больше упростить и удалить меньше проводящего материала, чем в электронном макете, так как в данном случае этот параметр оказывает незначительное влияние на характеристики конечного изделия. Следует учитывать, что плата имеет небольшой размер и близко расположенные проводники в месте монтажа контактных разъемов и стабилизатора напряжения (общее расстояние между контактами 2,54 мм), в этих местах можно очень легко повредить режущим инструментом контактные площадки, особенно ротационным, как бор машина. Использование 3-д фрезерного станка с ЧПУ в данном случае является избыточным, как по затратам времени и ресурсов на подготовительные работы (настройка фрезера, смена рабочих органов, формирование файла для ЧПУ), общего расхода ресурса микро фрезерного станка, фрезы, так и времени персонала на обслуживание фрезера после завершения резки. Дополнительно необходимо учесть, что не каждый сотрудник даже в хорошо оснащенной персоналом лаборатории может сходу подобрать правильные режимы резки для печатной платы по ее внешнему виду, обычно это высококвалифицированный человек, отвлечение которого на подобное изделие крайне нецелесообразно.

Субтрактивный способ технологии химического удаления токопроводящего материала: исходя из рисунка печатных дорожек в лаборатории были испробованы две технологии формирования маски для травления – с помощью маркера на нитрооснове [14] и термоперенос тонера лазерного принтера [15] с термотрансферной бумаги [16]. Травление печатных плат [17] производилось в одинаковых условиях одним человеком с применением водного раствора персульфата аммония  $(\text{NH}_4)_2\text{S}_2\text{O}_8$ .

Технологии на основе химического удаления токопроводящего слоя вполне позволяют задействовать любого сотрудника лаборатории для изготовления печатной платы с простым рисунком дорожки и получить приемлемый результат. При этом, следует учитывать, что в современных условиях применение термотрансферной бумаги удорожает ЛУТ технологию (примерно на 100 рублей), но при этом снижает требования к опыту и квалификации сотрудника, изготавливающего плату. Вполне очевидно, что человек без опыта не сможет обеспечить качества изготовления даже сопоставимого при применении аддитивного способа или технологий физического удаления токопроводящего материала.

**Выводы.** Исходя из вышеописанного можно сделать заключение, что применение одного хорошо освоенного метода изготовления печатных плат для всех случаев не целесообразно, особенно при невозможности выделения отдельного сотрудника лаборатории для выполнения этой работы. В подобных условия можно разделить применяемые технологии по уровню сложности поставленной задачи.

Технологии физического удаления токопроводящего материала хорошо подходят, когда есть сотрудник, умеющий обращаться с ручным режущим инструментом или бормашиной с тонким фрезером. При этом, стоит задача быстро изготовить тестовую печатную плату и проверить работоспособность прототипа, чтобы не тратить время и ресурс квалифицированного сотрудника на создание электронного макета печатной платы.

Применение фрезерного станка с ЧПУ имеет смысл только в случае необходимости получения высококачественной печатной платы с тонкими проводниками, например если применяется радиодетали с поверхностным монтажом и малыми размерами.

Технологии химического удаления токопроводящего слоя для формирования дорожек являются предпочтительными, когда отсутствуют сотрудники с навыком использования ручного режущего инструмента или бормашины с фрезой, но требуется срочно получить прототип печатной платы в течении пары часов с невысокими требованиями к качеству конечного продукта. Если имеется разработанный электронный макет печатной платы, позволяющий распечатать маску для ЛУТ технологии, то качество может значительно повыситься.

Из аддитивных способов может быть задействована в современных реалиях лишь технология на основе изготовления токопроводящих дорожек с последующей фиксацией их на изоляторе.

Следует отметить, что любая из вышеописанных технологий позволяет реализовывать сложные печатные платы с большой плотностью токопроводящих дорожек и посадочными местами под радиодетали с поверхностным монтажом. При этом, уже потребуются высококвалифицированный сотрудник, знающий тонкости соответствующей технологии изготовления печатной платы. Наиболее простой и эффективный способ изготовления качественных печатных плат с высокой плотностью дорожек является фрезерование на фрезере с ЧПУ, при этом, скорость изготовления готового изделия напрямую зависит от количества удаляемого проводящего материала и требований к качеству конечного изделия. Но данный способ по времени изготовления не может конкурировать с технологиями на основе химического удаления токопроводящего материала.

#### Список литературы

1. Научная электронная библиотека Elibrary.ru – URL: [https://elibrary.ru/download/elibrary\\_24333403\\_98259713.pdf](https://elibrary.ru/download/elibrary_24333403_98259713.pdf).

2. Bare Conductive – URL: <https://www.bareconductive.com/>.
3. Романчук А. Изготовление печатных плат «фрезированием» // Радио. – 1979. – № 10. – С. 32.
4. Бушуев Е. Изготовление печатной платы // Радио. – 1975. – № 4. – С. 46.
5. Козлов В. Изготовление платы без травления // Радио. – 2007. – № 11. – С. 43.
6. Коньков А. Изготовление печатных плат // Юный техник. – 1979. – № 2. – С. 12.
7. Сорокин О., Мальченко С. Лудильная ванна // Радио. – 1987. – № 10. – С. 46.
8. Захаров С. Способ изготовления печатной платы // Радио. – 1974. – № 3. – С. 45.
9. Земитанс Г., Тарасов В., Тесовский С. Нанесение рисунка печатной платы // Радио. – 1975. – № 4. – С. 46.
10. Гридько А., Захаров В. Нанесение рисунка печатной платы // Радио. – 1979. – № 10. – С. 32.
11. Щепилов А. Способ изготовления печатных плат // Радио. – 1987. – № 10. – С. 46.
12. Безверхний И. Радиоловительские технологии в вопросах и ответах // Радиоматор. – 2013. – № 2. – С. 19- 21.
13. Прокопцев Ю. Способ изготовления монтажной платы // Радио. – 1974. – № 3. – С. 45.
14. Князин В. Как сделать печатную плату / Моделист конструктор. – 1985. – № 11. – С.41- 42.
15. Кирилов А. Еще один способ изготовления печатной платы // Радио. – 2004. – № 2. – С. 37.
16. Луста С. Нанесение рисунка проводников печатной платы // Радио. – 2007. – № 11. – С. 43- 44.
17. Андреев С. Как сделать печатную плату // Радиоконструктор. – 2012. – № 1. – С. 10- 12.
18. Зелинский В.И. Новые технологии для изготовления печатных плат // Радиоматор. – 1998. – № 4. – С. 27.

# **РОБОТИЗАЦИЯ И АВТОМАТИЗАЦИЯ ПРОЦЕССОВ ГОРНОГО ПРОИЗВОДСТВА**





## ПРОГНОЗ ГЕОМЕХАНИЧЕСКИХ ПАРАМЕТРОВ В СТРУКТУРНО НЕОДНОРОДНОМ ГЕОМАССИВЕ ПРИ НЕРАВНОМЕРНОЙ СКОРОСТИ ПОДВИГАНИЯ ОЧИСТНОГО ЗАБОЯ

д.т.н. Павлова Л.Д., д.т.н. Фрянов В.Н., к.т.н. Петрова О.А.

Сибирский государственный индустриальный университет, Новокузнецк, Россия

**Аннотация.** По результатам исследования напряжённо-деформированного состояния структурно неоднородного массива горных пород при неравномерной скорости подвигания комплексно механизированного очистного забоя на угольных пластах выявлены закономерности изменения в лаве отжима угля, высоты купола обрушения пород кровли, конвергенции кровли и почвы пласта, ширины зоны опорного горного давления, вертикальных напряжений в кровле краевой части пласта и над секциями механизированной крепи.

**Ключевые слова:** угольный пласт, массив горных пород, очистной забой, краевая часть пласта, механические напряжения, разрушение пород, шаг обрушения пород кровли, скорость подвигания забоя.

**Введение.** При переходе к интенсивной многоштрековой технологии подготовки и отработки свиты угольных пластов с применением высокопроизводительных очистных механизированных комплексов среднесуточная добыча в среднем по угольной отрасли РФ в 2020 году составила 4710 т, на шахтах Кузбасса 5404 т [1]. На отдельных шахтах объём среднесуточной добычи существенно выше: АО Шахтоуправление «Талдинское-Кыргайское» - 9763т; АОУК «Сибирская» - 8079 т. Причинами неравномерной работы очистных забоев является структурная неоднородность массива горных пород в виде изменчивости горно-геологических и горнотехнических параметров, в том числе: мощности и природной газоносности угольных пластов, устойчивости пород кровли и почвы, геологических нарушений разрывного типа и др. Указанные факторы приводят к неравномерной скорости подвигания или простоям очистных забоев. В настоящей статье проведены исследования влияния скорости подвигания забоев на геомеханические процессы в окрестности краевой части наклонного пласта.

В работах [2-4] доказано, что скорость подвигания очистного забоя оказывает существенное влияние на устойчивость и величины шагов обрушения подработанных пород кровли, то есть изменение шага обрушения пород кровли является следствием неравномерного подвигания очистного забоя. От величины консолей зависания основной и непосредственной кровли зависит напряжённо-деформированное состояние краевой части пласта и вмещающих пород кровли и почвы.

**Объект и методы исследования.** В качестве объекта исследований принят угольный пласт одного из месторождений Кузбасса. Пласт мощностью 2,50 м залегает в средней части модели на глубине 350 м, предел прочности угля при сжатии 6,10-7,38 МПа. Непосредственная кровля пласта мощностью 6,9-14,8 м представлена мелкозернистым алевролитом с пределом прочности при сжатии 13,4-17,0 МПа. Основная кровля пласта мощностью 21,5 м включает крупнозернистые алевролиты прочностью при сжатии 28,1-44,6 МПа. Непосредственная почва пласта состоит из алевролита мелкозернистого мощностью 0,3-7,0 м, предел прочности при сжатии 15,9 МПа.

С целью количественной оценки влияния длины консоли зависания подработанных пород непосредственной и основной кровли на геомеханические параметры очистного комплексно-механизированного забоя (КМЗ) разработаны три варианта модели состояния пород кровли при:

– максимальном отходе комплексно КМЗ от монтажной камеры до первичного обрушения пород непосредственной и основной кровли (рис. 1 а);

– максимальной длине консоли зависания непосредственной кровли, обрушенной непосредственной кровле под слоями зависшей основной кровлей и обрушенной основной кровлей на расстоянии шага обрушения основной кровли в средней части выемочного столба, то есть при работе очистного забоя в режиме установившегося циклического зависания и обрушения породной толщи (рис. 1 б);

– минимальной длине консолей зависания основной и непосредственной кровли в средней части выемочного столба, то есть после обрушения породных слоёв за секциями механизированной крепи (рис. 1 в).

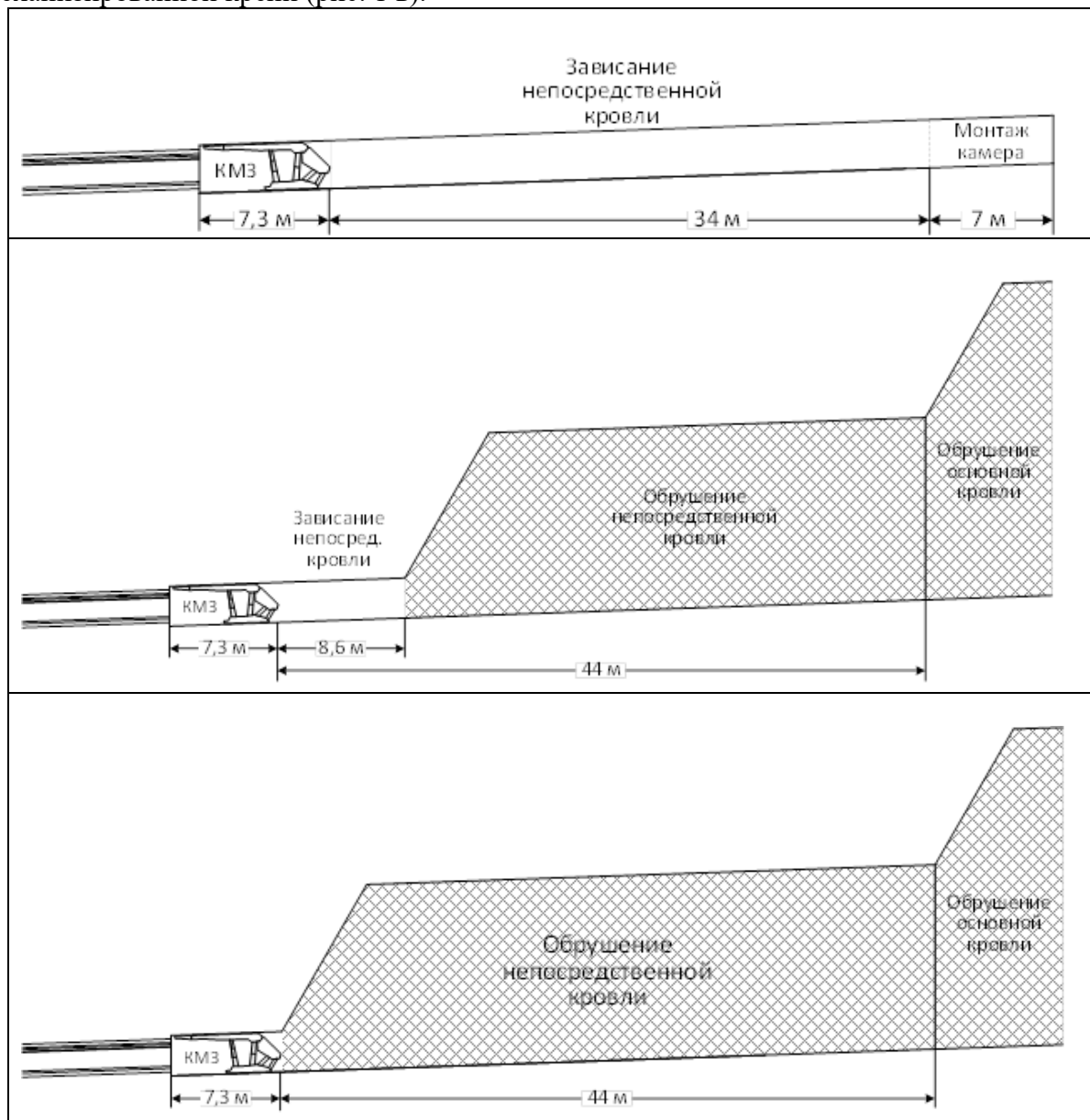


Рис.1. Расчётные схемы состояния пород кровли в окрестности КМЗ: а - максимальное зависание пород непосредственной кровли при отходе КМЗ от монтажной камеры; б - максимальное зависание пород непосредственной и основной кровли в середине выемочного столба; в - обрушение пород непосредственной и основной кровли в середине выемочного столба

Для каждого варианта геометрической модели методом конечных элементов с использованием программного комплекса [8, 9] проведён расчёт следующих параметров: вертикальных напряжений и деформаций, отношения остаточной прочности угля или породы к исходной в каждом конечном элементе, а также смещений всех вершин конечных элементов.

**Обсуждение результатов исследования.** По результатам многовариантного моделирования взаимного расположения консолей основной и непосредственной кровли относительно линии очистного забоя и монтажной камеры, распределения параметров напряжённо-деформированного состояния массива горных пород выявлены зависимости геомеханических параметров при каждом варианте состоянии пород кровли и очистного забоя.

Основные результаты расчёта параметров НДС представлены в табл. 1. Коэффициент разрыхления обрушенных пород за секциями крепи принят равным 1,2.

Таблица 1

Геомеханические параметры в окрестности КМЗ при разных состояниях подработанных пород непосредственной и основной кровли

Наименование геомеханического параметра	Обозначение, размерность	Состояние пород кровли		
		максимальное первичное зависание между монтажной камерой и КМЗ	максимальное зависание основной и непосредственной кровли в середине выемочного столба	после полного обрушения основной и непосредственной кровли в середине выемочного столба
Глубина зоны отжима угля в лаве	$l_{отж}, м$	3,2	1,6	0,8
Высота купола в лаве	$h_k, м$	0,8	1,10	0,8
Конвергенция кровли и почвы пласта в лаве	$S, м$	0,18	0,06	0,04
Ширина зоны опорного горного давления впереди КМЗ	$L, м$	68	42	35
Просадка гидростоек крепи	$U, м$	0,30	0,10	0,04
Максимальный коэффициент концентрации вертикальных напряжений в пласте	$K$	2,63	1,60	1,37

Для определения указанных в табл. 1 геомеханических параметров и выявления закономерностей их распределения в окрестности КМЗ по результатам численного моделирования построены соответствующие графики по методике, изложенной в работе авторов [10].

На рис. 2 в качестве примера показаны графики распределения вертикальных напряжений ( $\sigma < 0$  – сжатие,  $\sigma > 0$  – растяжение) при трёх положениях КМЗ в пределах выемочного столба. Согласно графикам наиболее опасной для устойчивости массива горных пород в окрестности очистного забоя является его отход от монтажной камеры перед первичным обрушением. В этом случае вертикальные напряжения в краевой части пласта в лаве достигают 23 МПа, что в 3,5 раза больше предела прочности угля при сжатии и приводит к формированию дополнительных трещин и блоков в пласте на расстоянии до 3,5 от линии очистного забоя. После обрушения пород кровли глубина отжима угля снижается до 0,8м. Ширина зоны разрушения угля в пласте подтвердилась и по графикам распределения остаточной прочности угля к исходной. Проведён анализ эпюр опорного горного давления для всех вариантов (табл.1).

При разных консолях зависающих пород кровли существенно изменяются смещения отрабатываемого угольного пласта и вмещающих его пород (рис.3,  $\eta < 0$ - оседание пород;  $\eta > 0$ - пучение пород).

Величины вертикальных и горизонтальных смещений пласта и боковых пород использованы для определения конвергенции кровли и почвы пласта и деформаций элементов механизированной крепи. Согласно графикам и табл. 1 после полного обрушения пород

кровли и увеличения при последующем подвигании КМЗ длины консоли до максимального зависания пород кровли её вертикальные смещения возрастают почти в 5 раз.

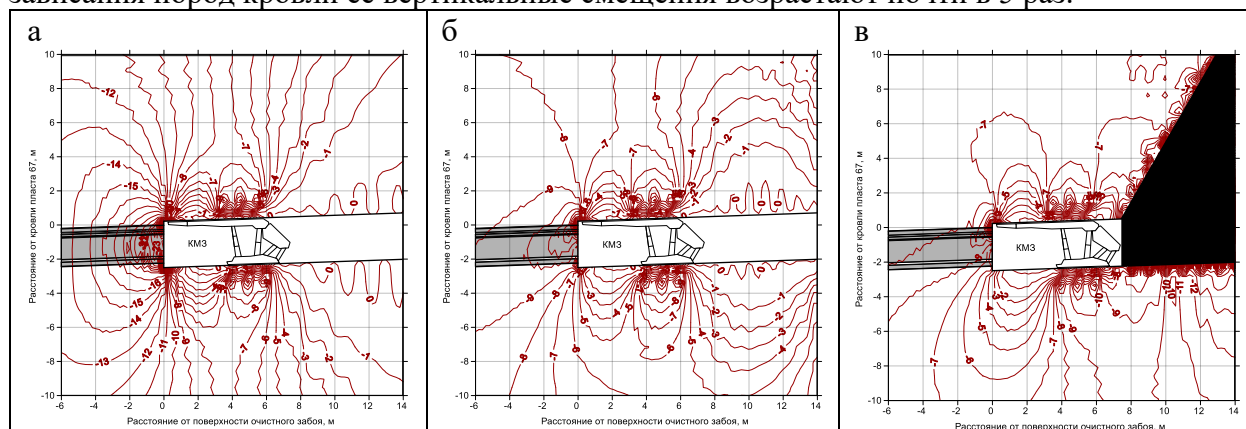


Рис. 2. Графики вертикальных напряжений ( $\sigma$ , МПа) в массиве горных пород в окрестности КМЗ при состоянии пород кровли: а – максимальном зависании при отходе КМЗ от монтажной камеры (схема рис. 1а); б – максимальном зависании пород непосредственной и основной кровли в середине выемочного столба (схема рис. 1б); в – полном обрушении пород непосредственной и основной кровли в середине выемочного столба (схема рис. 1в)

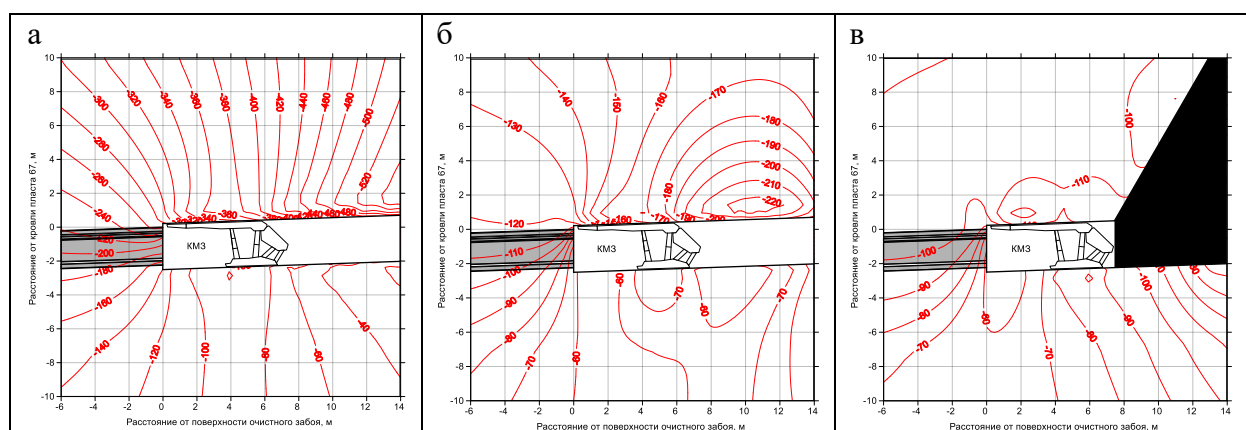


Рис. 3. Графики оседаний массива горных пород в окрестности КМЗ при состоянии пород кровли: а – максимальном зависании при отходе КМЗ от монтажной камеры (схема рис. 1а); б – максимальном зависании пород непосредственной и основной кровли в середине выемочного столба (схема рис. 1б); в – полном обрушении пород непосредственной и основной кровли в середине выемочного столба (схема рис. 1в)

Для расчёта шагов обрушения пород основной и непосредственной кровли при разных скоростях подвигания КМЗ проведён анализ применяемых на практике методических рекомендаций ВостНИИ [5] и результатов научных исследований [2, 6, 7]. Как правило, на практике применяются полуэмпирические зависимости с использованием коэффициентов и свойств пород, определить которые на практике не всегда представляется возможным, например предел прочности пород при их растяжении [3], коэффициент трещиноватости, коэффициент концентрации вертикальных напряжений, расстояние от краевой части пласта до точки максимума опорного горного давления. В настоящей статье эти параметры определены по результатам численного моделирования геомеханических процессов в окрестности очистного забоя (см. табл. 1, рис. 2, 3). Поэтому расчёт шагов обрушения пород кровли проведён по двум вариантам: с использованием эмпирических коэффициентов и по результатам моделирования (табл. 2).

Таблица 2

Результаты расчётов по Руководству [5] шагов обрушения пород кровли пласта с использованием результатов численного моделирования и эмпирических коэффициентов

Вид овли по обрушаемости	Шаг первичного обрушения (м), вычисленный с использованием		Шаг последующего обрушения (м), вычисленный с использованием	
	результатов моделирования	эмпирических коэффициентов [5]	результатов моделирования	эмпирических коэффициентов [5]
Скорость подвигания очистного забоя V=0,7 м/сутки				
посредственная	7,2	10,4	0,7	3,4
основная	11,2	14,9	1,1	3,8
Скорость подвигания очистного забоя V=5 м/сутки				
посредственная	25,4	25,9	2,9	7,3
основная	30,0	39,8	3,0	12,8
Скорость подвигания очистного забоя V=10 м/сутки				
посредственная	30,6	34,6	4,3	8,4
основная	42,4	56,3	4,3	18,1
Скорость подвигания очистного забоя V=15 м/сутки				
посредственная	41,0	41,1	5,2	8,9
основная	69,0	69,8	5,2	22,2

Согласно табл. 2 при отходе очистного забоя от монтажной камеры, то есть до первичного обрушения пород кровли, выявлено удовлетворительное соответствие величин шагов обрушения основной и непосредственной кровли (колонки 2 и 3 в табл.2). Это можно объяснить сохранением несущей способности подработанных породных слоёв как единой плиты, зацементированной на двух опорах, то есть структурная неоднородность угленородного массива проявляется слабо. Эти же условия учтены как граничные в методе конечных элементов.

После первичного обрушения подработанных пород происходит расслоение толщи на породные слои разной прочности, модулей упругости и деформаций. Это приводит к отклонениям величин шагов обрушения, вычисленных по разным методикам (см. колонки 4 и 5 в табл.2). Сравнение графиков изменения шагов обрушения пород кровли представлено на рис. 4.

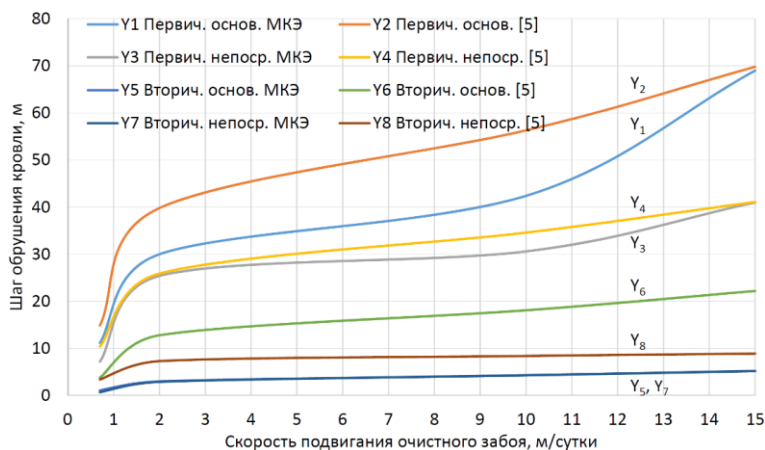


Рис. 4. Графики зависимости шагов обрушения пород кровли от скорости подвигания очистного забоя

Для практического использования на пластах-аналогах графики рис. 4 рекомендуются для определения шагов обрушения пород кровли при разной скорости подвигания КМЗ. Таким образом, обосновано, что существует связь скорости подвигания очистного забоя, шагов обрушения пород кровли и структурной неоднородности массива горных пород.

**Выводы.** Установлены основные геомеханические параметры неоднородного массива горных пород в окрестности очистного забоя для трёх геометрических моделей: перед первичным обрушением пород кровли при отходе забоя от монтажной камеры (модель 1); при максимальном зависании пород кровли в середине выемочного столба (модель 2) и после полного обрушения пород кровли за секциями механизированной крепи (модель 3). Установлены количественные отношения предельных геомеханических параметров массива горных пород в окрестности очистного забоя по сравнению с параметрами модели.

Доказано, что в структурно неоднородном массиве горных пород в период до первичного обрушения пород основной или непосредственной кровли не происходит разделение подработанных породных плит на слои, а разность шагов обрушения, вычисленных с использованием нормативных документов и дифференциальных уравнений неоднородного разномодульного геомассива, не превышает 30% и уменьшается до 5% при увеличении скорости подвигания очистного забоя. При вторичных осадках подработанных пород основной и непосредственной кровли происходит расслоения породных плит и отношения шагов обрушения, вычисленных с использованием нормативных документов и дифференциальных уравнений неоднородного разномодульного геомассива, достигают 5.

Получены графики зависимостей шагов обрушения пород основной и непосредственной кровли от скорости подвигания очистного забоя. Графики рекомендуются для практического применения в условиях Ерунаковского и Увального каменноугольных месторождений Кузбасса.

**Благодарности.** Исследование выполнено при финансовой поддержке РФФИ и Кемеровской области в рамках научного проекта № 20-41-420004.

#### Список литературы

1. Таразанов И.Г. Итоги работы угольной промышленности России за январь-декабрь 2020 года / И.Г. Таразанов, Д.А. Губанов // Уголь. – 2020. – №3. – С.27-42.
2. 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.
3. Подготовка и разработка высокогазоносных угольных пластов: Справочное пособие / А.Д. Рубан; под общ. ред. А.Д. Рубана. – М.: Горная книга, 2010. – 500 с.
4. Проблемы безопасности и новые технологии подземной разработки угольных месторождений / В.И. Клишин [и др.]; под ред. Ю.Н. Малышева. – Новосибирск: Издательский дом «Новосибирский писатель», 2011. – 524 с.
5. Временное руководство по расчету первичного и последующего шагов обрушения пород кровли при разработке пластов длинными столбами по простиранию в условиях Кузбасса / В.И. Мурашев, Н.И. Линденау. – Кемерово: ВостНИИ, 1973. – 22 с.
6. Указания по рациональному расположению, охране и поддержанию горных выработок на угольных шахтах – М.: Издательство «Горное дело» ООО «Киммерийский центр», 2011. – 216 с.
7. Контроль кровли в пластовых выработках : пер. с нем. / М.Юнкер [и др.]. - М.: Изд-во «Горное дело» ООО «Киммерийский центр», 2015. – 680 с.
8. Свидетельство о регистрации программы для ЭВМ №2020618419. Программа для численного исследования нелинейной математической модели деформирования геомассива с учетом разномодульности горных пород /А.Б. Цветков, Л.Д. Павлова, В.Н. Фрянов; ФГБОУ ВО Сиб. гос. индустр. ун-т. – Фед. служба по интеллект. собств.; Дата регистр. 27 июля 2020.
9. Свидетельство о регистрации программы для ЭВМ №2020618595. Программный комплекс для моделирования геомеханических процессов в структурно неоднородном геомассиве при взаимном влиянии системы подземных горных выработок / В.Н. Фрянов, Л.Д. Павлова, А.Б. Цветков; ФГБОУ ВО Сиб. гос. индустр. ун-т. – Фед. служба по интеллект. собств.; Дата регистр. 30 июля 2020.

10. Клишин В. И. Исследование взаимодействия многофункциональной шагающей крепи с массивом горных пород при проведении подземных выработок / В.И. Клишин [и др.] // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. – 2021. – №. 3. – С. 3-12.

УДК 622.271.6

## ОБОСНОВАНИЕ ПАРАМЕТРОВ ТЕХНОЛОГИЧЕСКОЙ СХЕМЫ БЕЗЛЮДНОЙ ОТРАБОТКИ УГОЛЬНЫХ ПЛАСТОВ В СЛОЖНЫХ ГОРНО-ГЕОЛОГИЧЕСКИХ УСЛОВИЯХ

д.т.н. Павлова Л.Д., д.т.н. Фрянов В.Н.

Сибирский государственный индустриальный университет, г. Новокузнецк, Россия

**Аннотация.** В настоящей статье представлены результаты очередного этапа исследований, направленные на создание подземной геотехнологии безлюдной отработки угольных пластов. Обоснованы параметры технологии, адаптированные к условиям отработки угольных пластов на глубине более 400 м, структурной неоднородности и изменчивости физико-механических и литологических свойств породных слоёв и угольных пластов, склонных к геодинамическим явлениям.

**Ключевые слова:** угольный пласт, изменчивость свойств геомассива, короткий очистной забой, угольные целики, камеры, коэффициент концентрации напряжений, роботизированный выемочный агрегат.

**Введение.** Роль угля в топливно-энергетическом балансе России и ряда зарубежных стран оценивается неоднозначно в связи с необходимостью решения карбоновой проблемы и альтернативными источниками энергоресурсов. Другими факторами, осложняющими эффективность подземной угледобычи, являются стохастичность мировых рынков сбыта угля, ограничения поставок иностранными фирмами современного горношахтного оборудования и необходимость проведения импортозамещения.

Кроме указанных факторов возникают сложности при переходе подземных горных работ на более глубокие горизонты, где повышаются метаноносность угольных пластов и риск возникновения геодинамических явлений, внезапных обрушений пород кровли, что приводит к снижению уровня промышленной безопасности опасных производственных объектов и неснижаемому уровню травматизма.

В соответствии с инновационными направлениями развития подземной геотехнологии одним из решений снижения риска возникновения аварий и инцидентов на угольных шахтах является создание и внедрение технологических схем безлюдной угледобычи без постоянного присутствия персонала в опасных зонах [1-3].

Конкурентное преимущество будет обеспечиваться высоким уровнем адаптивности предлагаемой технологии к конкретным условиям, которые являются специфическими для каждого угольного месторождения, а область применения традиционных технологий, разработанных зарубежными корпорациями-гигантами, ограничена.

Лимитирующими факторами технологии безлюдной угледобычи являются отсутствие на отечественных угольных шахтах цифровых двойников и роботизированных средств для подземной угледобычи.

На сегодняшний день существуют цифровые данные традиционной технологии подземной угледобычи в виде:

– систем обработки информации больших данных, получаемых в режиме онлайн с помощью датчиков с реальных объектов при помощи технологий промышленного интернета, которые аккумулируются в диспетчерско-аналитических центрах, и фиксируют состояние процессов горного производства в режиме реального времени [4, 5];

– математических моделей напряженно-деформированного состояния массива горных пород в зоне влияния подземных горных выработок, которые позволяют оценивать текущее состояние геомассива и прогнозировать его изменение при взаимном воздействии природных и техногенных сил [2, 3].

Виртуальную имитацию реального технологического процесса в виде цифрового двойника планируется создать на основе совокупности математических моделей, описывающих состояние массива горных пород на всех этапах технологической схемы подземной угледобычи, и адаптированных к натурным данным, получаемым в режиме онлайн с реального объекта и системы управления жизненным циклом всего технологического процесса, которая связывает все вышеперечисленные компоненты в единую структуру.

Такой подход позволит имитировать варианты изменения технологических процессов и оценивать эффективность этих изменений без вмешательства в работу реального объекта. Запирающими технологиями будут алгоритмическое и программное обеспечение системы управления роботизированным комплексом, в том числе с применением технологий нейрокомпьютерного интерфейса и дополненной реальности.

**Описание подходов и методов.** Для обеспечения безлюдной выемки с помощью робота необходимо провести фундаментальные и прикладные исследования следующим направлениям.

1) Разработка структуры и обоснование параметров технологической схемы безлюдной выемки угольных пластов в особо сложных условиях.

2) Обоснование ключевых технологий создания кибер-физической системы выемочного участка шахты, включающей датчики, оборудование, систему компьютерного зрения и информационные системы, взаимодействующие друг с другом с помощью стандартных интернет-протоколов, для прогнозирования, самонастройки и адаптации к изменениям.

3) Разработка технического и программного обеспечения для передачи оперативной информации о состоянии и форме очистного забоя, о количестве добытого угля, устойчивости пород кровли.

4) Разработка технических устройств и системы дистанционного управления для:

– пространственного позиционирования выемочного робота относительно горных выработок и границ блоков, горного отвода;

– выбора траектории движения выемочного робота в соответствии с геомеханическими условиями в очистном забое и оптимизацией режимов выемки угля по минимуму энергозатрат;

– распознавания контакта уголь-порода и управления траекторией движения исполнительного органа выемочной машины с целью минимизации обнажений пород кровли.

Для решения поставленных научно-практических задач необходимо провести комплексные теоретические и прикладные исследования, разработать проектно-конструкторскую документацию и программное обеспечение, изготовить технические средства для роботизированной безлюдной выемки угля.

Решение этой сложной научно-практической задачи предлагается осуществлять поэтапно. На первом этапе исследований необходимо разработать структуру и обосновать параметры технологической схемы роботизированной шахты [2, 3].

В табл. 1 приведены технологические процессы, реализуемые по традиционным технологиям и вариант технологии безлюдной угледобычи.

В качестве объекта исследований приняты применяемые на отечественных и зарубежных шахтах [6-9] варианты систем разработки короткими забоями при отработке полных пластов средней мощности (рис.1 а) и мощных пластов (рис.1 б).

Элементами камерно-столбовой системы разработки (КСО) являются следующие технологические параметры (рис. 2):

– подготовительные выработки (конвейерный и вентиляционный штреки), оконтуривающие запасы угольного пласта в пределах выемочной панели, столба, блока;



- выемочная камера (выемочная печь, выемочный штрек), обеспечивающая подготовку очередного короткого выемочного столба к извлечению угля в коротком забое;
- выемочный короткий столб – часть угольного пласта, обрабатываемого с одной выемочной камеры;
- односторонние или двухсторонние заходки для извлечения угля в выемочном столбе в боках камер (рис. 3);
- подзавальные угольные целики (рис. 3).

Таблица 1

Технологические процессы подземной угледобычи

Технологические процессы	Реализация по традиционной технологии	Реализация технологии безлюдной угледобычи
Вскрытие шахтного поля или его части	Вскрытие по традиционным технологиям, индивидуальным для каждого типа месторождения	По традиционным технологиям, индивидуальным для каждого типа месторождения с проведением капитальных выработок меньшего сечения Преимущество: сокращением затрат на проведение капитальных выработок
Подготовка шахтного поля или его части	Планировка шахтного поля на блоки и панели с размерами, благоприятными для работы высокопроизводительных комплексно-механизированных забоев (длина столбов до 4км, лавы до 500м).	Планировка шахтного поля на блоки и панели произвольной формы, границами которых являются геологические нарушения, ранее отработанные по традиционным технологиям участки. Преимущество: отработка нетехнологичных участков, доля балансовых запасов угля которых в пределах шахтного поля достигает 60%.
Проведение передовых выработок малого сечения	Проведение разрезных печей и сбоек, переход которых длинным очистным забоем связан с риском возникновения аварий или инцидентов	Выемка угля в загазованной среде с помощью дистанционно-управляемого робота и гидротранспортом горной массы. Преимущество: отсутствие человека в опасной зоне, снижение риска возникновения аварий и инцидентов
Проведение подготовительных выработок с сечением более 15м <sup>2</sup>	Проведение выработок комбайнами избирательного или непрерывного действия с барьерной дегазацией пластов и проветриванием забоев	Расширение передовых выработок комбайнами избирательного или непрерывного действия до проектного сечения без применения средств дегазации и проветривания. Преимущество: темпы проведения подготовительных выработок в 2-3 раза выше по сравнению с традиционными технологиями.
Отработка выемочных столбов и блоков	Отработка в длинных очистных забоях (до 500м) очистными комбайнами или стругами с конвейерным транспортом горной массы, проветриванием и дегазацией	Проведение дистанционно-управляемым выемочным роботом камер шириной до 2м и их расширение обратным ходом до 6м без проветривания и дегазации с транспортом горной массы по камере до аккумулирующих штреков. Преимущество: отсутствие человека в опасной зоне, снижение риска возникновения аварий и инцидентов.
Подъем, складирование и отгрузка горной массы	Подъем горной массы по магистральным конвейерам, галереям, складирование на площадке, отгрузка потребителю	Транспорт горной массы по традиционной схеме или напорный трубопроводный гидротранспорт пульпы потребителю. Преимущество: отсутствие угольной пыли, снижение вероятности взрыва, снижение затрат на транспорт угля

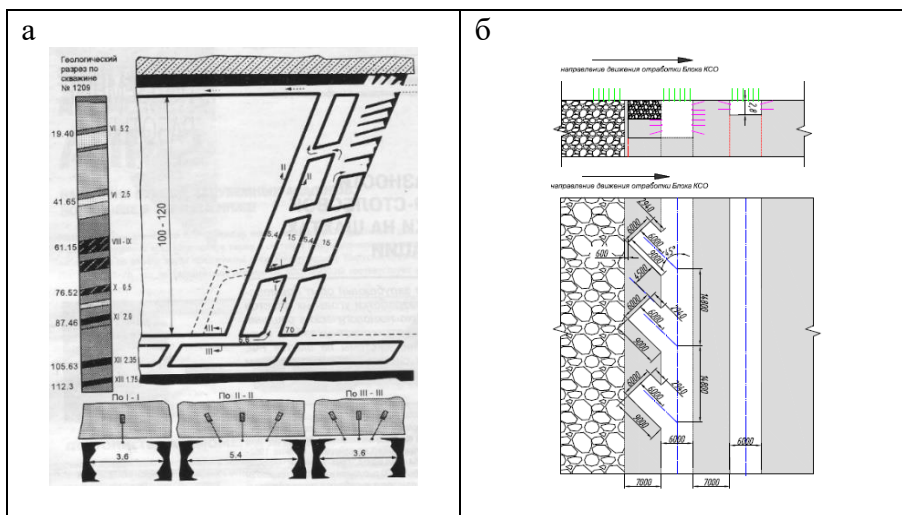
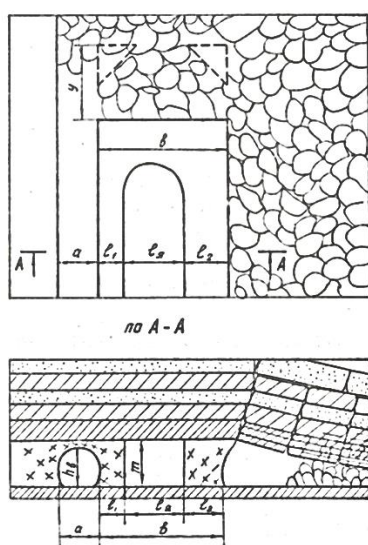


Рис. 1. Схемы отработки разработки короткими забоями пологих угольных пластов Томь-Усинского месторождения Кузбасса [6, 9]: а – средней мощности; б – мощных пластов



а – ширина камеры, м; в – ширина выемочного столба, м;  $l_я$  – ширина несущего ядра в угольном столбе, м;  $l_1$  – ширина зоны запредельного состояния угля со стороны камеры, м;  $l_2$  – ширина зоны запредельного состояния угля со стороны выработанного пространства, м;  $h_в$  – высота выемочной выработки (камеры), м;  $m$  – мощность пласта, м;  $y$  – ширина заходки, м

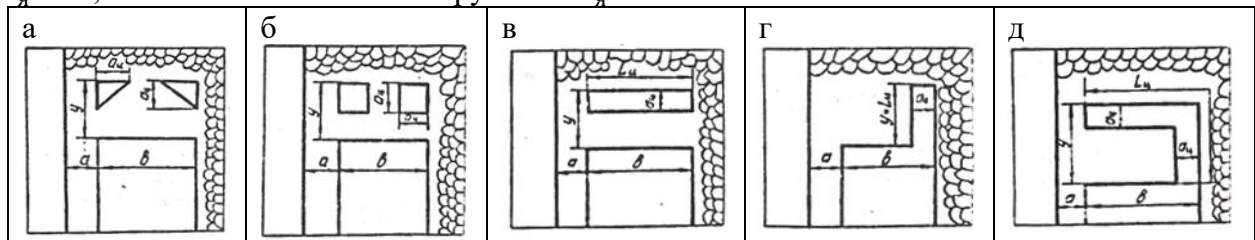
Рис. 2. Схема расположения и обозначения параметров элементов короткого очистного забоя

На рис. 3 представлены следующие вероятные формы поперечного сечения угольных подзавальных целиков в плоскости пласта. Схемы очистных заходок и расположения в них угольных целиков зависят от устойчивости непосредственной кровли и технологической возможности роботизированного выемочного агрегата при маневрировании в камере, а также от угла падения пласта и прочности угля.

Основные геомеханические и технологические параметры КСО, необходимые для конструирования и работы роботизированного агрегата, рекомендуется определять по формулам [10].

$$b_{min} = h_в \left( d_1 + d_2 \sqrt[4]{\frac{m}{h_в}} \right) \sqrt{\Psi_t \left( \frac{k\gamma H}{\sigma_{сжy}} - F_1 \right)} + l_я \sqrt{\Psi_t}, \quad (1)$$

где  $b_{min}$  – минимальная ширина выемочного столба, м;  $h_b$  – высота камеры, м;  $\Psi_t$  – коэффициент ползучести угля, зависит от времени эксплуатации камеры, согласно [10] изменяется в пределах 1,16-2,82;  $k$  – коэффициент концентрации вертикальных напряжений;  $\gamma$  – плотность горных пород, кг/м<sup>3</sup>;  $H$  – глубина разработки, м;  $\sigma_{сжy}$  – предел прочности угля при сжатии, кг/м<sup>2</sup>;  $d_1, d_2$  – коэффициенты трещиноватости угольного пласта, зависящие от прочности угля и расстояния между трещинами, определяется согласно [10];  $F_1$  – коэффициент, учитывающий отношение упругой деформации к полной при деформировании угля до разрушения,  $F_1=0,6$  для слабых углей,  $F_1=0,8$  для прочных углей;  $m$  – вынимаемая мощность пласта, м;  $l_{я}$  – ширина несущего ядра в угольном столбе, м, рекомендуется принимать  $l_{я}=1$  м, в зонах геологических нарушений  $l_{я}=2$  м.



$a_{ц}$  – ширина целика, м;  $l_{ц}$  – длина целика, м

Рис. 3. Варианты схем очистных заходок и подзавальных целиков: а – треугольная; б – прямоугольная; в, г, д – ленточная

Ширину заходки  $y$  на рис. 2 предлагается определять по формуле:

$$y = \frac{L_{нк}^2}{\Psi_t(b_{min} + a)}, \quad (2)$$

где  $L_{нк}$  – шаг обрушения пород непосредственной кровли, м;  $a$  – ширина камеры, м.

Ширина подзавальных целиков  $a_{ц}$  треугольной или квадратной формы определяется по формуле:

$$a_{ц} = \sqrt[5]{h_{ц} \left[ \frac{\gamma h_{нк} (b_{min} + a + 0.5L_{нк})(y + 0.5L_{нк})}{nC_{\phi} \sigma_{сжy}} \right]^2}, \quad (3)$$

где  $h_{ц}$  – высота выемочного столба, м;  $n$  – количество подзавальных целиков угля, шт.;  $C_{\phi}$  – коэффициент формы целика, для целиков треугольной формы  $C_{\phi}=1$ , прямоугольной формы  $C_{\phi}=2$ .

Формулы (1)-(3) рекомендуется использовать при конструировании роботизированного выемочного комплекса и разработке проектной документации для роботизированной отработки конкретных выемочных участков угольных пластов.

В качестве примера в табл. 2 и на рис. 4 приведены результаты расчёта по формулам (1)-(3) основных геомеханических параметров короткого очистного забоя для условий Томь-Усинского месторождения Кузбасса при следующих исходных данных:  $h_b = 2,5$  м;  $\Psi_t = 1,47$ ;  $\gamma = 2500$ , кг/м<sup>3</sup>;  $\sigma_{сжy} = 1 \cdot 10^6$  кг/м<sup>2</sup>;  $d_1 = 0,6$ ;  $d_2 = 2,0$ ;  $F_1 = 0,8$ ;  $m = 2,5$  м;  $l_{я} = 1$  м.

Из анализа полученных результатов следует, что обеспечения устойчивости камеры и призабойного пространства, исключая внезапные динамические явления, приводящие к обрушению пород и нарушению работы выемочного робота, при возрастании глубины разработки в 3 раза необходимо минимальную ширину выемочного столба увеличить в 3,8 раза, а ширину заходки сокращать в 3,1 раза.

**Выводы.** Доказано, что перспективным инновационным направлением совершенствования подземной геотехнологии является создание и внедрение технологических схем безлюдной угледобычи без постоянного присутствия персонала в опасных зонах.

Обосновано, что наиболее адаптивными для роботизированной отработки угольных пластов в сложных горно-геологических условиях являются системы разработки с короткими очистными забоями, основными элементами которых являются размеры камер, выемочных столбов и подзавальных угольных целиков. Приведены формулы для определения

технологических параметров КСО, которые рекомендуется использовать в разработке проектной документации для роботизированной отработки конкретных выемочных участков угольных пластов.

Таблица 2

Геомеханические параметры КСО

Глубина разработки $H$ , м	Коэффициент концентрации вертикальных напряжений $k$	Ширина камеры $a$ , м	минимальная ширина выемочного столба $b_{min}$ , м	ширина заходки $y$ , м	ширина подзавального целика $a_{ц}$ , м
200	1,8	3,0	7,7	9,2	1,4
300	1,8	3,0	16,4	5,0	1,5
400	1,8	3,0	21,7	4,0	1,6
500	1,8	3,0	25,9	3,4	1,6
600	1,8	3,0	29,4	3,0	1,6
400	2,0	3,0	23,7	3,7	1,6
400	2,5	3,0	28,0	3,2	1,6
400	1,8	2,0	21,7	4,1	1,5
400	1,8	1,0	21,7	4,3	1,5

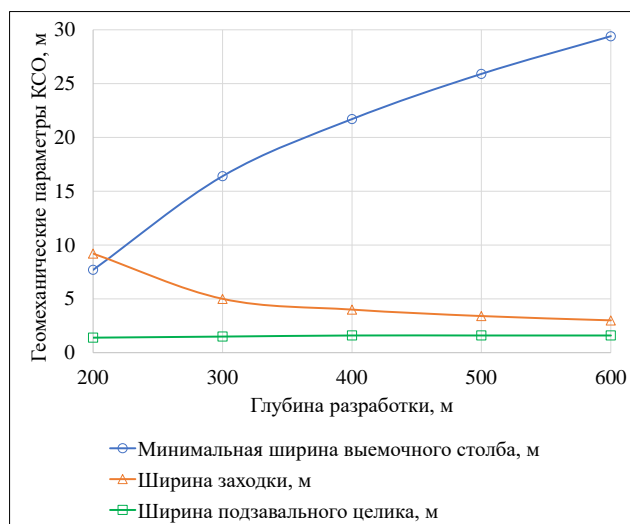


Рис. 4. Графики изменения геомеханических параметров КСО от глубины разработки

**Благодарности.** Исследование выполнено при финансовой поддержке РФФИ и Кемеровской области в рамках научного проекта № 20-41-420004.

### Список литературы

1. Филатов Ю.М. [и др.]. Повышение эффективности и безопасности отработки целиков при камерно-столбовой системе разработки угольных пластов // Уголь. – 2018. – №12 (1113).
2. Фрянов В.Н. Научное обоснование технологической схемы роботизированной шахты с использованием оборудования подземной гидродобычи / В.Н. Фрянов, Л.Д. Павлова // Научноёмкие технологии разработки и использования минеральных ресурсов. – 2019. – №5. – С. 244-250.
3. Fryanov V.N., Pavlova L.D., Temlyantsev M.V. Theoretical approaches to creation of robotic coal mines based on the synthesis of simulation technologies // IOP Conference Series: Earth and Environmental Science. – 2017. – Vol. 84. - P. 1-8 (012001). – URL: <http://iop-science.iop.org/issue/1755-1315/84/1>.

4. Ютяев Е.П. Современные вызовы и перспективы развития технологии подземной отработки пологих газоносных угольных пластов / Е.П. Ютяев // Уголь. - 2017. - № 5. - С. 30-36.
5. Дворянчиков М.В. Разработка нейронной сети для предиктивной аналитики метановыделения при подземной угледобыче / М.В. Дворянчиков, Л.Д. Павлова // Научно-технический вестник Поволжья. –2021. –№ 7. – С. 83-86.
6. Умная шахта. Цифровая платформа горной индустрии. НПФ ГРАНЧ // Уголь. – 2019. – №6. – С. 120.
7. Мучник В.С., Голланд Э.Б., Маркус М.Н. Подземная гидравлическая добыча угля. – М.: Недра, 1986. – 223 с.
8. Агудалин Б.П., Егоров П.В., Калинин С.И. [и др.]. Опыт отработки мощного пологого пласта в сложных горно-геологических условиях камерно-столбовой системой // Подземная разработка месторождений полезных ископаемых. – Кемерово: Кузбассвуиздат, 2000. – С. 72-100.
9. Черепов А.А. Анализ производственного опыта отработки короткими забоями склонного к динамическим явлениям мощного угольного пласта // Научные технологии разработки и использования минеральных ресурсов. – 2018. – № 4. – С. 108-112.
10. Методическое руководство по выбору геомеханических параметров технологии разработки угольных пластов короткими забоями / Кол. авторов. – СПб.: ВНИМИ, 2003. – 30 с.

УДК 537.874

## МОДЕЛИРОВАНИЕ ЭЛЕКТРОМАГНИТНОГО ПОЛЯ ПОЛУВОЛНОВОГО ДИПОЛЯ НА ПОВЕРХНОСТИ УГОЛЬНОГО ПЛАСТА, ВМЕЩАЮЩЕГО ТРЕЩИНУ ГИДРАВЛИЧЕСКОГО РАЗРЫВА

<sup>1</sup>к.т.н. Хмелинин А.П., <sup>1</sup>к.т.н. Денисова Е.В., <sup>1</sup>к.т.н. Конуринов А.И., <sup>2</sup>Шебалкова Л.В.

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

2 - Новосибирский государственный технический университет,  
г. Новосибирск, Россия

**Аннотация.** Выполнено численное моделирование диаграмм направленности в масштабе коэффициента усиления простейшего полуволнового диполя, расположенного на поверхности угольного пласта. Рассмотрен частный случай многослойной геосреды: угольный пласт, вмещающий трещину гидравлического разрыва. Учитывалось влияние свойств материала, заполняющего трещину на формирование электромагнитного поля антенны в радиочастотном диапазоне.

**Ключевые слова:** трещина гидравлического разрыва, угольный пласт, плоская электромагнитная волна, численная модель, полуволновой диполь, коэффициент отражения, электромагнитные свойства, длина волны.

**Введение.** Последние годы георадарные методы активно используются для исследования приповерхностных зон породных массивов на наличие в них различного типа неоднородностей, в том числе и зон нарушения сплошности, как пустотных, так и заполненных различными флюидами. Известны промышленные подповерхностные георадары для анализа геологических разрезов породных массивов – это георадары российского производства (Грот, ОКО, Лоза) и иностранные (SIR-3000, США). Согласно их технической документации, они способны обеспечивать дальность до 8-15 м в случае глинистого грунта и до 30 м в случае песчаного грунта скальных пород [1].

В статье [2] представлены экспериментальные исследования параметров отражения электромагнитного сигнала от проводящего цилиндра, расположенного на расстоянии 2 м от измерительной скважины, а также результаты экспериментов по определению зон

трещинообразования в андезитовых породах с помощью скважинных георадаров. Было установлено, что чем выше плотность трещин, тем больше амплитуда отраженного сигнала.

В георадарах широкое применение получили дипольные и щелевые антенны ввиду особенностей конструкции. Направленные свойства таких антенн изучались как при их расположении непосредственно в породном массиве, так и в скважине, в том числе и заполненной буровым раствором. Натурный и лабораторный эксперименты являются наиболее достоверными способами определения диаграммы направленности антенны. Но техническая реализация таких исследований, особенно для антенн больших габаритов представляется затруднительной. Для решения поставленной проблемы применяют современные вычислительные программные комплексы для моделирования электромагнитных полей, в основе которых положены следующие методы численного решения дифференциальных уравнений: метод конечных элементов (МКЭ), метод конечных разностей во временной области (МКР), метод моментов и др. Отличительными особенностями МКР являются простота программной реализации и возможность создания анимации электродинамических процессов. Однако МКР позволяет создавать лишь грубые модели объектов в виде совокупности кубических элементов. [3, 4] Более универсальным методом численного решения уравнений Максвелла, используемых в пакетах программ электродинамического моделирования, является МКЭ [5]. При этом если антенна установлена на поверхности диэлектрика (например, породного массива) размер области, в пределах которой осуществляется решение электродинамической задачи будет оказывать влияние на результат, полученный в ходе моделирования. [6]

В работе [7] изучается влияние подстилающей поверхности земли на диаграмму направленности антенны в диапазоне дециметровых волн. Выполнено численное моделирование методом конечных элементов, изучено влияние влажности поверхности на диаграмму направленности. В работах [8-13] были предложены подходы к исследованию направленных свойств передающих антенн, расположенных на поверхности многослойных гетерогенных сред, в основе которых лежат решения уравнения Максвелла. При этом недостаточно исследований, относящихся именно к исследованию параметров распространения электромагнитных волн радиочастотного диапазона в сложно-построенных многослойных геосредах, что значительно ограничивает развитие геофизических методов в решении широкого спектра задач горного дела.

На основе выполненного обзора установлено, что георадиолокационные исследования становятся все более популярными при исследовании многослойных породных массивов, в том числе с зонами нарушенной сплошности при заполнении трещин различными флюидами, где другие методы имеют ограниченное применение из-за сильной частотной дисперсии электрофизических свойств горных пород. При этом отмечается нехватка данных прямых измерений диэлектрических свойств геологических сред в широком частотном диапазоне (сотни МГц – единицы ГГц), а также практически отсутствуют данные о влиянии электромагнитных свойств исследуемой породы на формирование направленных свойств антенн георадаров. Все это в совокупности ограничивает потенциал использования методов георадиолокации при анализе геологических разрезов пород поверхностного залегания.

**Описание модели слоисто-неоднородной среды и ее аналитические исследования.** Для наземных георадаров, используемых для подповерхностного зондирования, существенным является вопрос взаимодействия ближнего поля антенн с поверхностью зондируемого геологического разреза, в том числе и содержащем различного типа неоднородности (трещины, зоны обводнения, пустоты, слои отличные по своим свойствам от свойств вмещающего массива и т.п.). Излучение антенны, расположенной на границе двух сред, впервые было теоретически исследовано Зоммерфельдом в 1909 г. Схема постановки задачи применительно к слоисто-неоднородной среде, представляющей собой угольный пласт с трещиной гидравлического разрыва показана на рис. 1.

Пусть передающая антенна расположена непосредственно на поверхности слоисто-неоднородного угольного пласта (слои 1 и 2), содержащего трещину гидравлического

разрыва, заполненную материалом (слой 2: воздух, вода или проводящий проппант в виде песка насыщенного пресной или соленой водой) с диэлектрической проницаемостью  $\epsilon_2$  и проводимостью  $\sigma_2$ . Вмещающий массив, который представлен угольным пластом (слои 1 и 3), обладает диэлектрической проницаемостью  $\epsilon_1 = \epsilon_3$  и проводимостью  $\sigma_1 = \sigma_3$ . Магнитная проницаемость всех слоев:  $\mu_1 = \mu_2 = \mu_3 = \mu_0$ .

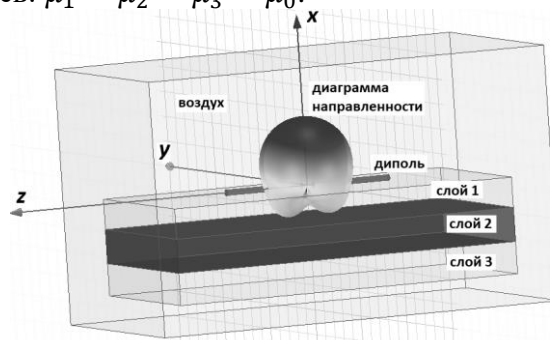


Рис. 1. Простейший полуволновой диполь на поверхности слоисто-неоднородного угольного пласта (слои 1 и 3), содержащего трещину гидравлического разрыва (слой 2)

В литературе [14, 15], выведен коэффициент отражения от слоисто-неоднородной среды, в который входят коэффициенты отражения на верхней  $V_{12}$  и нижней  $V_{23}$  границах слоя 2:

$$V = \frac{V_{12} + V_{23} e^{-\frac{2\pi}{\lambda} \sqrt{\epsilon_2} \operatorname{tg} \delta h} e^{-i \frac{4\pi}{\lambda} \sqrt{\epsilon_2} h}}{1 + V_{12} V_{23} e^{-\frac{2\pi}{\lambda} \sqrt{\epsilon_2} \operatorname{tg} \delta h} e^{-i \frac{4\pi}{\lambda} \sqrt{\epsilon_2} h}}, \quad (1)$$

где  $V_{12} = \frac{Z_2 - Z_1}{Z_2 + Z_1}$ ,  $V_{23} = \frac{Z_3 - Z_2}{Z_3 + Z_2}$ , а  $Z_1$ ,  $Z_2$  и  $Z_3$  – характеристические импедансы соответствующих сред при нормальном падении электромагнитной волны будут определяться выражениями:  $Z_1 = \frac{1}{\sqrt{\epsilon_1}}$ ,  $Z_2 = \frac{1}{\sqrt{\epsilon_2}}$ ,  $Z_3 = \frac{1}{\sqrt{\epsilon_3}}$ ;  $h$  – толщина трещины гидравлического разрыва;  $\lambda$  – длина излучаемой волны в воздухе;  $\operatorname{tg} \delta$  – тангенс угла потерь, который рассчитывается как отношение действительной и мнимой части диэлектрической проницаемости материала заполняющего трещину  $\epsilon_2$  [16]:  $\operatorname{tg} \delta = \frac{\sigma_2}{2\pi f \epsilon_2 \epsilon_0}$ , где  $\epsilon_0$  – диэлектрическая проницаемость вакуума  $2,8 \cdot \pi \cdot 10^{-11}$  Ф/м.

При расчете слоистой структуры, представленной на рис. 1, импедансы первой и третьей среды равны импедансу угольного пласта:  $Z_1 = Z_3$ , тогда коэффициенты отражения на верхней и нижней границах будут связаны соотношением:  $V_{12} = -V_{23}$ .

Аналитические расчеты и численное моделирование выполнялись для рабочей частоты диполя 1 ГГц, электромагнитные свойства сред приведены в табл. 1. Расчеты выполнялись для двух вариантов материала, заполняющего трещину (проппанта) – песок, насыщенный пресной водой и песок, насыщенный соленой водой, которую используют для повышения проводимости проппанта и, как следствие, разрешающей способности электромагнитных методов при локации трещин гидравлического разрыва [17-18].

Таблица 1

Электромагнитные свойства слоев, частотный диапазон

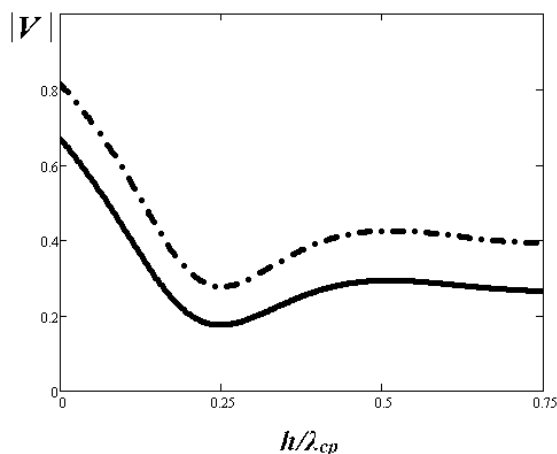
Среда и ее параметры	f, МГц	Длина волны $\lambda$ , м	Длина волны в среде $\lambda_{ср}$ , м
Вариант 1. трещина, заполненная проппантом – песок, насыщенный пресной водой: $\epsilon_2=30$ , $\sigma_2=3 \cdot 10^{-2}$ 1/Ом·м	1000	0,3	0,054
Вариант 2. трещина, заполненная проппантом – песок, насыщенный соленой водой: $\epsilon_2=30$ , $\sigma_2=2$ 1/Ом·м	1000	0,3	0,048
Вмещающий массив: Угольный пласт: $\epsilon_1=\epsilon_3=3$ , $\sigma_1=\sigma_3=0.125 \cdot 10^{-2}$ 1/Ом·м	1000	0,3	0,077

Вмещающий угольный пласт согласно табл. 1 имеет электропроводность намного меньше электропроводности проппанта. В этом случае электропроводность вмещающего массива настолько мала, что может быть принята равной нулю. Это считается наиболее благоприятным для выявления контраста между средами, так как если во вмещающей среде электропроводность будет значительно отличаться от нуля, то потери на прохождение будут влиять на амплитуду отраженного сигнала на порядок больше, чем коэффициент отражения. Для этого случая в работе [19] выведена формула для расчета коэффициентов отражения на верхней и нижней границах раздела сред:

$$|V_{12}| = |V_{23}| = \frac{\sqrt{(b_1 - b_2 \cos \alpha_2)^2 + (b_1 - b_2 \sin \alpha_2)^2}}{\sqrt{(b_1 + b_2 \cos \alpha_2)^2 + (b_1 + b_2 \sin \alpha_2)^2}} = \frac{\sqrt{b_1^2 - 2b_1 b_2 \cos \alpha_2 + b_2^2}}{\sqrt{b_1^2 - 2b_1 b_2 \cos \alpha_2 + b_2^2}}, \quad (2)$$

где для угольного пласта  $b_1 = \sqrt[4]{\varepsilon_1^2 + (60\lambda\sigma_1)^2}$ ;  $\alpha_1 = \frac{1}{2} \arctg \frac{60\lambda\sigma_1}{\varepsilon_1}$ , а для проппанта соответственно  $b_2 = \sqrt[4]{\varepsilon_2^2 + (60\lambda\sigma_2)^2}$ ;  $\alpha_2 = \frac{1}{2} \arctg \frac{60\lambda\sigma_2}{\varepsilon_2}$ .

Подставляя выражение (2) в выражение (1), получим частотную зависимость модуля коэффициента отражения электромагнитной волны от волновых размеров плоского слоя трещины, учитывающую вариацию электрофизических свойств проппанта – диэлектрической проницаемости и электропроводности. На рис. 2 представлены аналитические зависимости  $|V|(\frac{h}{\lambda_{cp}})$  для двух вариантов проппанта.



сплошная линия – трещина заполнена песком, насыщенным пресной водой (вариант 1); пунктирная линия – трещина заполнена песком, насыщенным соленой водой (вариант 2)  
 Рис. 2. Зависимость модуля коэффициента отражения при нормальном падении электромагнитной волны на слой – трещину гидравлического разрыва угольного пласта, заполненную проппантом, от волновой толщины слоя  $h/\lambda_{cp}$  для рабочей частоты 1 ГГц

Полученные зависимости модуля коэффициента отражения имеют осциллирующий характер и представляют собой чередование максимумов и минимумов этих величин при определенных периодических значениях  $\frac{h}{\lambda_{cp}}$ . Можно отметить, что чем больше контраст электрофизических свойств слоев (в данном случае электропроводности  $\sigma$ ), тем больше коэффициент отражения от верхней границы трещины.

**Интерпретация результатов численного моделирования.** В настоящее время существует большое разнообразие программных продуктов для реализации электродинамических вычислений, которые отличаются богатым функционалом и удобным интерфейсом, однако при интерпретации результатов моделирования направленных свойств антенны возникают трудности. Численное моделирование в этих программных продуктах осуществляется в пределах конечной области пространства. Для имитации присутствия одиночной антенны в свободном пространстве область моделирования ограничена поглощающими



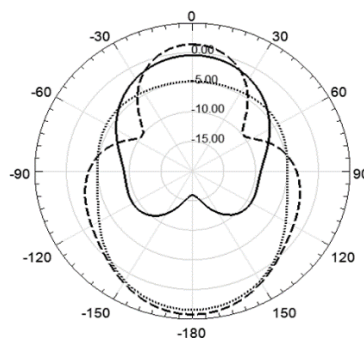
границами. В этом случае вид диаграммы направленности, полученный в процессе моделирования, будет близок к полученным результатам в безэховой камере. Аналогичный подход применим для моделирования антенн относительно высокой направленности, расположенных на большой высоте над подстилающей поверхностью. Однако при электродинамическом моделировании антенны радиочастотного диапазона, расположенной близко или на поверхности подстилающей поверхности необходимо учитывать влияние размеров этой поверхности на процесс излучения электромагнитных волн. Такие исследования выполнены в работах [20-21].

С помощью МКЭ было выполнено численное моделирование направленных свойств полуволнового диполя, расположенного непосредственно на поверхности угольного пласта. Для минимизации влияния конечной области исследуемого пространства на результаты, поле диполя рассматривалось с учетом выполнения условия распространения электромагнитных волн в дальней зоне:  $k \cdot R \gg 1$ , где  $k$  – волновое число:  $k = \frac{2\pi}{\lambda}$ , а  $R$  – расстояние до антенны.

Для того, чтобы оценить вклад трещины гидравлического разрыва, заполненной проппантом, и влияние электромагнитных свойств проппанта на формирование направленного излучения электромагнитного диполя, расположенного на поверхности слоисто-неоднородного массива, для геосред согласно табл. 1, размеры исследуемого пространства были приняты одинаковыми для всех вариантов исходя из выполнения условия выше.

В литературе [22] приводится методика расчета диаграммы направленности вибратора, расположенного над поверхностью земли с конечной проводимостью. Напряженность поля отраженной волны, создаваемого таким вибратором, в точке наблюдения будет определяться выражением:  $E_{отр} = V \cdot E_{пад} = V \frac{30klI \sin\theta}{R} j e^{-jkR}$ , где  $E_{пад}$  – поле падающей волны,  $l$  – длина диполя,  $I$  – ток в антенне,  $\theta$  – угол, отсчитываемый относительно оси антенны, а  $V$  – коэффициент отражения, рассчитываемый по формуле 1.

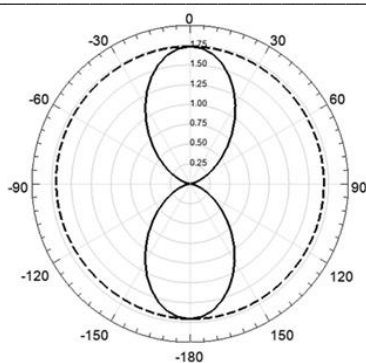
Ниже на рис. 3 представлены результаты численного моделирования методом конечных элементов электромагнитного поля полуволнового вибратора на поверхности слоисто-неоднородного угольного пласта, содержащего трещину гидравлического разрыва, заполненную проппантом. Используемые при моделировании параметры сред и рабочая частота представлены в табл. 1, а сама модель на рис. 1. Для сравнения на рис. 4 представлена диаграмма направленности полуволнового электромагнитного диполя в свободном пространстве.



точки – диаграмма для угольного пласта без трещины;

сплошная линия – трещина заполнена песком, насыщенным соленой водой (вариант 2);  
пунктирная линия – трещина заполнена песком, насыщенным пресной водой (вариант 1)

Рис. 3. Главные сечения диаграмм направленности в масштабе коэффициента усиления для горизонтального полуволнового электромагнитного диполя в вертикальной плоскости (плоскость XZ, рис. 1), расположенного на поверхности угольного пласта, содержащего трещину гидравлического разрыва, для рабочей частоты 1 ГГц



сплошная линия – сечение в плоскости XZ (рис. 1);  
пунктирная линия – сечение в плоскости YZ (рис. 1)

Рис. 4. Главные сечения диаграммы направленности горизонтального полуволнового электромагнитного диполя в вертикальной плоскости

Согласно полученным результатам численного моделирования, радиотехнические параметры (форма диаграммы направленности, значение коэффициента усиления) для полуволнового вибратора, расположенного на поверхности слоисто-неоднородного угольного пласта, содержащего трещину гидравлического разрыва (рис. 3), существенно зависят от электромагнитных свойств материала, заполняющего трещину.

Для угольного пласта, не содержащего трещину, практически вся энергия, излучаемая антенной, проникает в массив, при этом отражения от его поверхности в воздушную среду будут минимальны. При наличии в угольном массиве трещины, заполненной проппантом, уровень сигнала, отраженного от трещины в воздушную среду, существенно увеличивается с возрастанием проводимости проппанта, что подтверждено так же и аналитическим расчетом коэффициента отражения от слоя – трещины гидравлического разрыва (рис. 2).

**Вывод.** Таким образом, обосновано применение проппантов с повышенной электропроводностью для увеличения разрешающей способности электромагнитных методов локализации при картировании трещин гидравлического разрыва угольного пласта, что повысит эффективность технологии гидроразрыва при извлечении полезных ископаемых.

#### Список литературы

1. Эпов М. И., Миронов В.Л., Музалевский К.В., Дашевский Ю.А. Сверхширокополосное электромагнитное зондирование нефтегазового коллектора. – М.: Издательство СО РАН, 2011. – (Серия «Интеграционные проекты СО РАН». Вып. 32). – 114 с.
2. Wada K., Karasawa S., Kawata K. and Ebihara S. Fractures and rock properties estimated by 3D directional borehole radar // Conference: 8th International Workshop on Advanced Ground Penetrating Radar. – Italy, 2015.
3. Kane Yee. Numerical solution of initial boundary value problems involving Maxwell's equations in isotropic media // IEEE Transactions on Antennas and Propagation. – 1966. – Vol. 14. – No. 3. – P. 302–307.
4. Choi D. H., Hofer W. J. The finite-difference time-domain method and its application to eigenvalue problems // Microwave Theory and Techniques, IEEE Transactions on. – 1986. – Vol. 34. – P. 1464–1470.
5. Demerdash N., Nehl T., Fouad F. Finite element formulation and analysis of three dimensional magnetic field problems // IEEE Transactions on Magnetics. – 1980. – Vol. 16. – No. 5. – P. 1092–1094.
6. Кривальцевич С.В., Яценко А.С., Майненгер К.А., Кудрин О.И. Влияние размеров области с поглощающими граничными условиями на результат численного моделирования

диаграммы направленности антенны ДКМВ диапазона // Динамика систем, механизмов и машин. – 2019. – Том 7. – № 2. – С. 232-237.

7. Yashchenko A., Krivaltsevich S., Bobrov P. Evaluation of the effective dielectric capacitvity in the near-surface soil // Journal of Physics: Conference Series. – 2021.

8. Giang T. V., Dreher A. Analysis method of microstrip antennas on hemispherical multilayer structures // IEEE Trans. Antennas Propag. – 2008. – Vol. 56. – No. 10. – P. 3324–3327.

9. Wait J. Fields of a horizontal dipole over a stratified anisotropic halfspace // IEEE Trans. Antennas Propag. – 1966. – Vol. AP-14. – No. 6. – P. 790–792.

10. Kong J. A. Electromagnetic fields due to dipole antennas over stratified anisotropic media // Geophysics. – 1972. – Vol. 37. – No. 6. – P. 985–996.

11. Ali S. M., Mahmoud S. F. Electromagnetic fields of buried sources in stratified anisotropic media // IEEE Trans. Antennas Propag. – 1979. – Vol. AP-27. – No. 5. – P. 671–678.

12. Tsalamengas J. L., Uzunoglu N. K. Radiation from a dipole in the proximity of a general anisotropic grounded layer // IEEE Trans. Antennas Propag. – 1985. – Vol. AP-33. – No. 2. – P. 165–172.

13. Tsalamengas J. L. Electromagnetic fields of elementary dipole antennas embedded in stratified general gyrotropic media // IEEE Trans. Antennas Propag. – 1989. – Vol. 37. – No. 3. – P. 399–403.

14. Бреховских Л.М. Волны в слоистых средах. – М.: Изд-во АН СССР, 1957. – 343с.

15. Зубкович С.Г. Статистические характеристики радиосигналов, отраженных от земной поверхности. – М.: Советское радио, 1968. – 224 с.

16. Рубан А.Д., Бауков Ю.Н., Шкуратник В.Л. Горная геофизика. Электрометрические методы геоконтроля. Ч.3. Высокочастотные электромагнитные методы. – М.: МГГУ, 2002. – 147с.

17. Hoversten G., Schwarzbach C. Monitoring Hydraulic Fracture Volume using Borehole to Surface EM and Conductive Proppant. – October 2020, Geophysics 86(1):1-76.

18. Hoversten G., Schwarzbach C. Monitoring hydraulic-fracture volume using surface-to-borehole EM and conductive proppant // SEG Technical Program Expanded Abstracts. – 2018. – P. 863-867.

19. Судакова М.С., Владов М.Л., Садуртдинов М.Р. Влияние электропроводности на коэффициент отражения электромагнитной волны // Вестник Московского университета. СЕР. 4. ГЕОЛОГИЯ. – 2018. – № 1. – С. 100–106.

20. Yashchenko A., Krivaltsevich, S. The influence of a layered-inhomogeneous underlying surface on the antenna pattern. // Journal of Physics: Conference Series. – 2020.

21. Krivaltsevich S., Yashchenko A., Maynenger K., Kudrin O., Zubkov M. The influence of the underlying terrain on the directional characteristics of the HF-range antennas // Journal of Physics: Conference Series. – 1499 (2020). – 012035.

22. Драбкин А.Л., Зузенко В.Л. Антенно-фидерные устройства. – М.: Изд-во Советское радио, 1961. – 816 с.

УДК 681.51

## СООТНОШЕНИЯ ПОДОБИЯ ДЛЯ СИСТЕМ АВТОМАТИЧЕСКОГО РЕГУЛИРОВАНИЯ С ОБРАТНОЙ СВЯЗЬЮ

<sup>1</sup>Г.В. Макаров, <sup>2</sup>К.А. Ивушкин, <sup>1</sup>Л.П. Мышляев

1 – ООО «Научно-исследовательский центр систем управления»,

г. Новокузнецк, Россия

2 – ООО ОК «Сибшахтострой», г. Новокузнецк, Россия

**Аннотация.** Рассматриваются результаты развития методов и алгоритмов теории подобия для систем управления на примере соотношений для оценивания подобия и пересчета результатов

настройки систем автоматического регулирования. Данные соотношения и выражения проработаны для класса систем автоматического регулирования с отрицательной обратной связью и типовых звеньев теории автоматического регулирования. Результаты опробованы и внедрены на объектах углеобогатительной отрасли Кузбасса и позволили получить более высокое качество настройки систем автоматического регулирования на 15-35% и сократить время их создания на 40-50% по сравнению с аналогичными объектами.

**Ключевые слова.** АСУ ТП, подобие систем управления, обогатительные фабрики, физико-математическое моделирование.

На основе базовых утверждений о подобии систем управления предложены методы оценивания их подобия, которые условно разделены на две группы [1-2]. В основу первой группы положены соотношения, основанные на непосредственном оценивании показателей эффективности управления по определению подобных систем, т.е. системы управления подобны, если показатели эффективности их функционирования равны с точностью до заданного значения.

Для  $j$ -й и  $l$ -й систем управления из множества исследуемых систем  $S = \{s_1, \dots, s_K\}$ , характеризующихся соответствующими векторами целевых показателей  $Q_{j\{(t-T),t\}}$ ,  $Q_{l\{(t-T),t\}}$  это утверждение можно записать в виде

$$\begin{aligned} & \|Q_{j\{(t-T),t\}}^n - Q_{l\{(t-T),t\}}^n\| \leq \delta Q_{jl}^{n*}, \\ & Q_j^n = \{q_{j1}^n, \dots, q_{jN}^n\}, Q_l^n = \{q_{l1}^n, \dots, q_{lN}^n\}, \delta Q_{jl}^{n*} = \{\delta q_{jl1}^{n*}, \dots, \delta q_{jlN}^{n*}\}, \quad (1) \\ & j \neq l, j = \overline{1, J}, l = \overline{1, L}, n = \overline{1, N}, \end{aligned}$$

где  $Q_{j\{(t-T),t\}}^n$ ,  $Q_{l\{(t-T),t\}}^n$  – векторы целевых показателей эффективности функционирования, соответственно,  $j$ -ой и  $l$ -ой систем управления;  $q_{jn}^n$  и  $q_{ln}^n$  – значение нормированного  $n$ -ого показателя эффективности функционирования, соответственно,  $j$ -ой и  $l$ -ой систем управления;  $N$  – число различных показателей эффективности;  $\delta Q^{n*}$  – вектор величин, определяющих предельно допустимый (за данный) порог близости нормированных показателей  $q_j^{nm}$  и  $q_l^{nm}$ , при котором эффективность этих систем считается одинаковой;  $J$  и  $L$  – число систем управления.

Практическая реализация этих методов требует достоверной оценки значений целевых показателей эффективности функционирования систем управления. Эти методы применимы практически для любых систем управления одинаковых структур. Однако они требуют существенных затрат средств и времени для достоверного определения целевых показателей эффективности их функционирования.

Методы второй группы используют так называемых соотношения подобия, описывающие условия, выполнение которых справедливо для подобных систем управления. Их применение связаны со значительно меньшими затратами. В настоящее время они разработаны для систем автоматического регулирования с отрицательной обратной связью.

На основе этих методов предложена структура укрупненного алгоритма оценивания подобия систем управления, который может быть положен в основу реализации любого из предложенных методов оценивания.

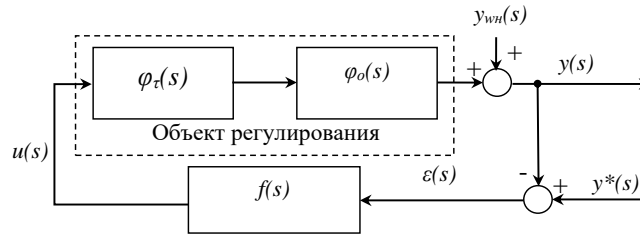
Разработка условий для методов второй группы сделана согласно следующей постановки.

**Дано.** 1. САР по отклонению одинаковой структуры, объекты которых функционируют в условиях неконтролируемых возмущений (рис. 1).

2. Операторы  $\phi_o(s)$  исследуемых САР представлены структурами

$$\phi_o(s) = k; \phi_o(s) = \frac{k}{s}; \phi_o(s) = \frac{k}{Ts+1}; \phi_o(s) = \frac{k}{T_2^2s^2+Ts+1}; \phi_\tau(s) = e^{-\tau s}, \quad (2)$$

где  $k$  – коэффициент передачи,  $T$  и  $T_2$  – постоянные времени,  $\tau$  – время чистого запаздывания канала преобразования регулирующих воздействий,  $s$  – оператор Лапласа.



$u(s)$ ,  $y(s)$  и  $y^*(s)$  – регулирующие, выходные и задающие воздействия;  $\varepsilon(s)$  – ошибка регулирования;  $\varphi_o(s)$ ,  $\varphi_\tau(s)$  и  $f(s)$  – операторы каналов преобразования регулирующих воздействий без запаздывания, звена запаздывания и закона регулирования

Рис. 1. Структура САР по отклонению

3. Приведенные возмущения представлены аддитивной композицией случайной и детерминированной составляющих (модельный случай). Первая из них – стационарный процесс с нулевым математическим ожиданием, постоянной дисперсией и экспоненциальной автокорреляционной функцией (АКФ)

$$r_{np}(\theta) = \sigma_{np}^2 \cdot e^{-\alpha \cdot |\theta|}, \quad (3)$$

где  $\sigma_{np}^2$  – дисперсия приведенного возмущения,  $\alpha$  – коэффициент спада АКФ,  $\theta$  – время сдвига между сечениями ряда приведенных возмущений. Детерминированная компонента имела вид ступеньки, линейного тренда и периодической составляющей. Для натурно-модельных данных исходные реализации возмущений оценивали по данным работы натуральных САР процессов углеобогащения.

4. В качестве операторов  $f(s)$  использовали типовые законы регулирования, определяемые согласно методике проф. В.Я. Ротача в зависимости от структуры оператора  $\phi(s) = \phi_\tau(s) \cdot \phi_o(s)$ , где  $\phi_o(s)$  последовательно выбирали из множества (2).

5. Начальные условия

$$y_u(0) = 0; u(0) = 0; y_{np}(0) = 0; y^* = 0. \quad (4)$$

6. Среднеквадратичный критерий точности регулирования

$$q = \frac{1}{N-1} \sum_{i=1}^N [y^*(i) - y(i)]^2, \quad (5)$$

где  $N$  – интервал моделирования.

7. Ограничения.

7.1. Условие эффективности работы САР, выраженное неравенством

$$q < \gamma \cdot \sigma_{np}^2; \quad 0 \leq \gamma \leq 1. \quad (6)$$

7.2. Условие оптимальности настройки САР

$$q \rightarrow q_{min}.$$

7.3. Приближенное равенство целевых критериев эффективности подобных САР выражается соотношением

$$|q_j^H - q_l^H| \leq 0,05, \quad (7)$$

где  $j$  и  $l$  – номера подобных САР.

7.4. Ограниченный интервал моделирования  $I^M$  [3].

**Требуется.** Сформировать соотношения подобия и выражения для пересчета результатов рассмотренных типовых САР.

**Решение** поставленной задачи осуществляли для САР с типовыми законами регулирования с помощью комбинированной процедуры, включающей численное моделирование, поисковую оптимизацию методом деформируемых конфигураций и статистическую обработку результатов численного моделирования работы оптимальных САР, представленных в виде значений параметров моделей приведенных возмущений, каналов преобразования регулирующих воздействий, выбранных из областей эффективной работы подобных САР, и параметров настройки законов регулирования.

Для математического моделирования использовали разностные выражения, полученные из (2) методом Z-преобразования. Предварительно перед оцениванием подобия САР и проведением численных экспериментов выполняли операции согласования входных (контролируемых и неконтролируемых) и выходных воздействий, оценивания подобия и оперативного (в случае необходимости) управления подобием систем, а также корректировки начальных условий их функционирования. Полученные результаты сведены в табл. 1. При этом соотношения подобия законов регулирования (четвертый столбец табл. 1) можно использовать для пересчета результатов настройки с одной подобной системы на другую.

По аналогии для той же структуры объекта, моделей его преобразующих каналов и приведенного к его выходу возмущения поставлена и решена в соответствии с той же процедурой задача определения соотношений совместного подобия объектов и воздействий [4]. Полученные результаты решения этой задачи совпадают с соотношениями, приведенными в 3-м столбце табл. 1.

Таблица 1

Соотношения подобия для типовых САР

Модели преобразующих каналов $\phi_o(s)$	Закон регулирования	Соотношения подобия САР	
		Соотношения совместного подобия объектов и воздействий	Соотношения подобия законов регулирования
$k$	$f_{II}(s) = \frac{k_{II}}{s}$	$ \sigma_{npj} - \sigma_{npl}  \leq 0,05;$ $ \alpha_{npj}\tau_j - \alpha_{npl}\tau_l  \leq 0,05$	$k_{III} = k_{IIj} \cdot \frac{k_j\tau_j}{k_l\tau_l} \cdot e^{\frac{1}{\beta}(\alpha_j\tau_j - \alpha_l\tau_l)}$
$\frac{k}{s}$	$f_{II}(s) = k_{II}$	$ \sigma_{npj} - \sigma_{npl}  \leq 0,05;$ $ \alpha_{npj}\tau_j - \alpha_{npl}\tau_l  \leq 0,05$ $ k_j \cdot \tau_j - k_l \cdot \tau_l  \leq 0,05$	$k_{III} = k_{IIj} \cdot \frac{k_j r_j T_l}{k_l r_l T_l} \cdot e^{\frac{1}{\beta}(\alpha_j\tau_j - \alpha_l\tau_l)}$
$\frac{k}{Ts + 1}$	$f_{III}(s) = k_{II} + \frac{k_{II}}{s}$	$\begin{cases}  \sigma_{npj} - \sigma_{npl}  \leq 0,05, \\ \left  \frac{\tau_j}{T_j} - \frac{\tau_l}{T_l} \right  \leq 0,05, \\  \alpha_{npj} \cdot \tau_j - \alpha_{npl}\tau_l  \leq 0,05. \end{cases}$	$k_{III} = k_{IIj} \cdot \frac{k_j r_j T_l}{k_l r_l T_l} \cdot e^{\frac{1}{\beta}(\alpha_j\tau_j - \alpha_l\tau_l)} k_{III}$ $= k_{IIj} \cdot \frac{k_j \tau_j}{k_l \tau_l} \cdot e^{\frac{1}{\beta}(\alpha_j\tau_j - \alpha_l\tau_l)}$
$\frac{k}{T_2^2 s^2 + T_1 s + 1}$	$f_{III}(s) = k_{II} + \frac{k_{II}}{s} + k_{Dj} \cdot s$	$\begin{cases}  \sigma_{npj} - \sigma_{npl}  \leq \delta; \\  \alpha_{npj} \cdot \tau_j - \alpha_{npl}\tau_l  \leq \delta; \\ \left  \frac{\tau_j}{T_{1j}} - \frac{\tau_l}{T_{1l}} \right  \leq \delta, \\ \left  \frac{\tau_j}{T_{2j}} - \frac{\tau_l}{T_{2l}} \right  \leq \delta. \end{cases}$	$k_{III}$ $= k_{IIj} \cdot \frac{k_j r_j T_l}{k_l r_l T_l} \cdot e^{\frac{1}{\beta}(\alpha_j\tau_j - \alpha_l\tau_l)}; k_{III}$ $= k_{IIj} \cdot \frac{k_j \tau_j}{k_l \tau_l} \cdot e^{\frac{1}{\beta}(\alpha_j\tau_j - \alpha_l\tau_l)}; k_{Dj}$ $= k_{Dj} \cdot \frac{T_{2j}^2 T_{1l}}{T_{2l}^2 T_{1j}} \cdot e^{\frac{1}{\beta}(\alpha_j\tau_j - \alpha_l\tau_l)}$

По результатам решения задачи сделаны выводы.

1. В подобных САР между характеристиками динамических свойств воздействий, каналов преобразования объектов и законов регулирования существуют в исследованных условиях достаточно тесные динамические связи.

2. Для типовых САР по отклонению (рис. 1), объекты которых подвержены влиянию неконтролируемых воздействий, описываемых с помощью приведенных к выходу возмущений в виде стационарного случайного процесса с нулевым математическим ожиданием, постоянной дисперсией и экспоненциальной АКФ; преобразующие каналы объекта отображаются операторами (6), значения параметров которых изменяются в диапазонах  $k_{min} \leq k_i \leq k_{max}$  усл.ед.;  $T_{min} \leq T \leq T_{max}$  с;  $\tau_{min} \leq \tau \leq \tau_{max}$  с;  $\frac{\tau}{T} = \frac{1}{20}; \frac{1}{10}; \frac{1}{5}$ , получены соотношения

подобия (столбцы 4 и 5 табл. 1), с помощью которых можно оценить для указанных выше условий их подобие с точностью до заданного уровня неопределенности  $\delta q_{jl}^{**}$ .

3. В подобных САР выполняются условия совместного подобия объектов и воздействий (столбец 3 табл. 1). В свою очередь, САР, объекты и воздействия которых являются совместно подобными, будут подобны при выполнении соотношений подобия законов регулирования (столбец 4 табл. 1).

4. Соотношения подобия законов регулирования, приведенные в 4-м столбце табл. 1, целесообразно рассматривать как математические выражения для пересчета результатов решения любой конкретной задачи управления с одной подобной системы на другую [5].

Полученные соотношения использованы для настройки систем регулирования на ОФ «Матюшинская», г. Прокопьевск (2012 г.), для настройки 2 контуров регулирования плотности суспензии на тяжелосредних сепараторе и гидроциклоне; ОФ «Энергетическая», г. Калтан (2014 г.), при проектировании и настройке 3 контуров регулирования плотности суспензии на тяжелосредних сепараторе и гидроциклоне; ЦОФ «Берёзовская», г. Березовский (2017, 2018 гг.) при проектировании контуров регулирования: плотности суспензии на тяжелосреднем гидроциклоне, давления пульпы на тяжелосреднем гидроциклоне, подачи флотореагентов; ОФ «Барзасская», г. Березовский (2017- 2019 гг.), для проектирования и настройки контуров регулирования: подачи флотореагентов, уровней в емкостях флото-фильтровального отделения, давления пульпы на 2 тяжелосредних гидроциклонах, плотности суспензии на тяжелосреднем сепараторе, уровней в 5 емкостях главного корпуса и модуля обогащения; ОФ «Шахта №12», г. Киселевск (2019-2022 гг.), при проектировании и настройке контуров регулирования: давления и плотности пульпы на 2 тяжелосредних гидроциклонах, плотности суспензии на 2 тяжелосредних сепараторах, уровней в 15 емкостях главного корпуса [6-8].

**Вывод.** Эффективность предложенных методов по сравнению с традиционными подходами и известными аналогами позволила получить более высокую точность регулирования на 15-35% в зависимости от контура и за счет использования совместно с многовариантной физико-математической моделью сократить время разработки на 40-50%.

### Список литературы

1. Евтушенко В.Ф., Бурков В.Н., Мышляев Л.П., Макаров Г.В. Методы оценивания подобия систем управления // Научно-технические технологии разработки и использования минеральных ресурсов. – 2017. – № 3. – С. 278-281.
2. Макаров Г.В., Ивушкин К.А., Евтушенко В.Ф., Мышляев Л.П. Оценка подобия систем управления // Автоматизированный электропривод и промышленная электроника: тр. VII всерос. науч.-практ. конф. – Новокузнецк: Изд-во СибГИУ, 2016. – С. 168-175.
3. Ляховец М.В., Макаров Г.В., Саламатин А.С. Моделирование возмущений при исследовании управляющих систем // Вестник Астраханского государственного технического университета. Серия: Управление, вычислительная техника и информатика. – 2020. – № 4. – С. 70-79.
4. Евтушенко В.Ф., Ивушкин К.А., Мышляев Л.П. [и др.]. Исследования совместного подобия объектов управления и внешних // Научно-технические технологии разработки и использования минеральных ресурсов. – 2014. – № 1. – С. 195-201.
5. Евтушенко В.Ф., Мышляев Л.П., Дмитриев В.О., Макаров Г.В. О подобии систем в задачах управления нестационарными объектами // Системы автоматизации в образовании, науке и производстве: тр. IX всерос. науч.-практ. конф. – Новокузнецк: изд-во СибГИУ, 2013. – С. 58-62.
6. Шипунов М.В., Грачев В.В., Ивушкин К.А. [и др.]. Система автоматизации управления обогатительной фабрикой ООО «Шахта №12» // Системы автоматизации в образовании, науке и производстве: тр. XII всерос. науч.-практ. конф. – Новокузнецк: изд-во СибГИУ, 2019. – С. 186-192.

7. Шипунов М.В., Коровин Д.Е., Грачев В.В. [и др.]. Информационное обеспечение автоматизированной системы управления технологическими процессами обогатительной фабрики «Барзасское товарищество» // Вестник Сибирского государственного индустриального университета. – 2018. – № 4 (26). – С. 41-45.

8. Грачев В.В., Шипунов М.В., Ивушкин К.А. [и др.]. Создание системы автоматизации управления углеобогатительной фабрикой «Калтанская-энергетическая» // Системы автоматизации в образовании, науке и производстве: тр. X всерос. науч.-практ. конф. – Новокузнецк: изд-во СибГИУ, 2015. – С. 191-195.

УДК 004.94

## ИМИТАЦИОННОЕ МОДЕЛИРОВАНИЕ ТИПОВЫХ ПРОЦЕССОВ ОБОГАЩЕНИЯ

Загидулин И.Р., Саламатин А.С., к.т.н. Ляховец М.В.

Сибирский государственный индустриальный университет, г. Новокузнецк, Россия

**Аннотация.** В статье рассматривается технологический процесс обогащения в условиях углеперерабатывающей отрасли с выделением типовых групп процессов, сопоставление используемого оборудования с передаточными функциями для подготовки к проведению имитационного моделирования представленной схемы.

**Ключевые слова:** обогащение полезных ископаемых, типовые звенья, типовые процессы, имитационное моделирование, моделирование.

Обогащение полезных ископаемых – совокупность процессов механической переработки минерального сырья с целью извлечения ценных компонентов и удаления пустой породы и вредных примесей, которые не представляют практической ценности в данных технико-экономических условиях. В результате обогащения из руды получают концентрат, качество которого выше, чем качество руды. Качество концентрата характеризуется содержанием ценного компонента, содержанием полезных и вредных примесей, влажностью и гранулометрической характеристикой [1]. Обогащение представляет собой важное промежуточное звено между добычей полезных ископаемых и их дальнейшим использованием.

В современных условиях необходимо постоянно контролировать эффективность процесса обогащения, которая оценивается по ряду технологических показателей: выход концентрата и хвостов, содержание полезного компонента в концентрате и хвостах, степень извлечения полезного компонента в концентрат, коэффициент сокращения и коэффициент обогащения [2], и экономических показателей, которые относятся непосредственно к обогатительным предприятиям.

Одним из таких показателей экономической эффективности предприятия является объем деятельности предприятия за период [3]. На основе этого показателя высчитывается насколько эффективно используются вложенные в ресурсы деньги, а именно сколько прибыли получает предприятие с одного рубля вложенных средств. Поэтому необходимо четко следовать поставленному плану на период, т.е. производить ровно столько сколько запланировано; невыполнение приводит к не исполнению договорных обязательств, а перевыполнение – к заполнению складов и тем самым снижению качества готовой продукции. На примере обогатительной фабрики (ОФ) для обеспечения соответствия фактической переработанной массы угля запланированной необходимо заранее определить следующее: возможно ли переработать запланированную массу угля следуя технологической цепочке или же необходимо принимать меры по структурной и/или параметрической модернизации производства (заменять оборудование на более производительное, добавлять



технологические цепочки оборудования, отдавать уголь или полуфабрикат на обогащение сторонними предприятиями по давальческой схеме и др.).

С целью выявления подобного рода «узких мест» процесса обогащения и их дальнейшего устранения путем структурных или/и параметрических изменений можно использовать такой инструмент как имитационное моделирование.

Под имитационным моделированием понимается многократное воспроизведение процесса функционирования системы во времени с помощью реализующего модель алгоритма, причем имитируются элементарные явления, составляющие процесс, с сохранением их логической структуры и последовательности протекания во времени, что позволяет по исходным данным получить сведения о состояниях процесса в определенные моменты времени, дающие возможность оценить характеристики системы [4].

Традиционно, имитационное моделирование применяется, когда невозможно построить аналитическую модель системы, учитывающую причинные связи, последствия, нелинейности, стохастические переменные, когда необходимо имитировать поведение системы во времени, рассматривая различные возможные сценарии ее развития при изменении внешних и внутренних условий [5].

Проведение имитационного моделирования сопровождается необходимостью определить модели процессов обогащения, которые непосредственно связаны с моделью используемого оборудования. В источниках [6, 7] описываются три группы процессов обогащения:

- подготовительные, предназначены для раскрытия или открытия зёрен полезных компонентов (минералов), входящих в состав полезного ископаемого, и деления его на классы крупности, удовлетворяющие технологическим требованиям последующих процессов обогащения;

- основные, предназначены для разделения полезного материала и пустой породы;

- вспомогательные, обеспечивают оптимальное протекание основных процессов.

Каждой из этих групп соответствует определенное оборудование, реализуемое в каждом конкретном процессе. Например, подготовительной группе соответствуют процессы дробления, измельчения, грохочения и классификации (рис. 1). Соответственно в каждом из этих процессов используются дробилки, мельницы, грохоты, классификаторы. По такому же принципу рассматриваются и две другие группы процессов обогащения.



Рис. 1. Классификация подготовительных процессов

Помимо групп там же рассматриваются и возможные схемы обогащения, совокупности последовательных технологических операций обработки, которым подвергают полезные ископаемые на обогатительных фабриках [1]. В зависимости от характера сведений, которые содержатся в схеме обогащения, ее называют качественной, количественной, шламовой (водно-шламовой) и цепи аппаратов. В нашем случае достаточно воспользоваться схемой цепи аппаратов с указанием характеристик каждого оборудования.

Для проведения имитационного моделирования в динамике необходимо определить для каждого оборудования передаточную функцию. Существует три способа определить

передаточную функцию: первый способ – это провести идентификацию объекта, второй – найти в существующей литературе, и третий – вывести самостоятельно.

Проанализировав источники [8 – 10] была составлена база соответствий, согласно которой определенному оборудованию отводится описывающее его передаточная функция. Например, дробилки и мельницы описываются передаточной функцией типового инерционного (апериодического 1-го порядка) динамического звена:

$$\varphi(p) = \frac{k}{T p + 1}, \tag{1}$$

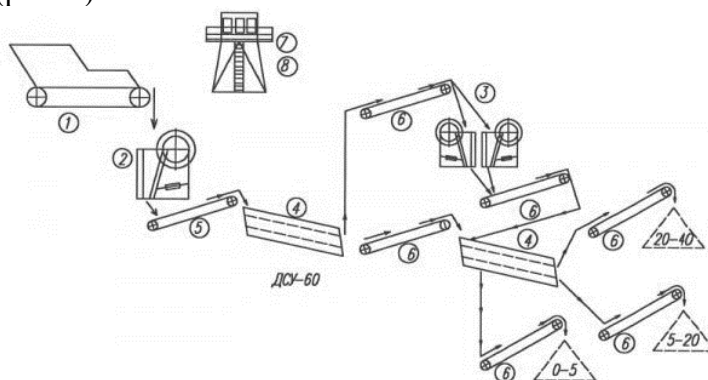
где  $k$  – коэффициент передачи звена;  $T$  – постоянная времени инерции.

Другой пример, передаточные функции грохота и питателя в общем виде описываются последовательным соединением передаточной функции типового инерционного (апериодического 1-го порядка) динамического звена и запаздывающего динамического звена:

$$\varphi(p) = \frac{k}{T p + 1} e^{-p\tau}, \tag{2}$$

где  $k$  – коэффициент передачи звена;  $T$  – постоянная времени инерции,  $\tau$  – время запаздывания.

Пример имитационного моделирования рассмотрим на следующей технологической цепочке агрегатов (рис. 2).



1 – питатель пластинчатый ТК-16(ДРО-604); 2 – агрегат крупного дробления СМД-510 с дробилкой СМД-110(СМ-16Д); 3 – агрегат среднего дробления СМД-511 со спаренной дробилкой СМД-166; 4 – агрегат сортировки СМД-513 в составе грохота ГИС-42 – 2шт.; 5 – конвейер СМД-152-40 (1шт.); 6 – конвейер СМД-151-60 (6 шт.); 7 – агрегат управления У7810.4А; 8 – ВРУ, кабели с электромонтажными изделиями

Рис. 2. Технологическая схема дробильно-сортировочной установки

Структуру на рис. 2 можно представить в виде соединения передаточных функций представленных на рис. 3.

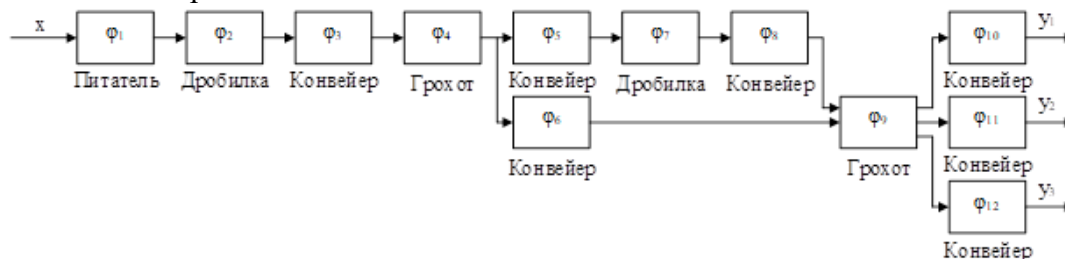


Рис. 3. Функциональная схема дробильно-сортировочной установки

В табл. 1 приведено описание схем, а именно:

- выделяется тип оборудования и вид передаточной функции, соответствующий конкретному типу оборудования;
- определяются формулы нахождения коэффициентов передаточных функции в соответствии с техническими характеристиками оборудования или в следствии эксперимента.

Соответствие оборудования типовым звеньям

Функция на рисунке	Тип оборудования	Вид передаточной функции	Формулы определения коэффициентов
$\varphi_1$	Питатель	$\frac{k}{Tp + 1} e^{-p\tau}$	$k = \frac{Q}{n}$ , где $Q$ – паспортная производительность; $n$ – паспортное значение оборотов двигателя $T = 0,7(1 + N * 10^{-4}) \left(1 + \frac{l}{50}\right)$ ; $N$ – номинальная мощность электропривода; $l$ – длина ленты.
$\varphi_2, \varphi_6$	Дробилка	$\frac{k}{Tp + 1}$	$k = \frac{1}{kk'}$ ; $T = \frac{1}{k'}$ где $k, k'$ - коэффициенты определяются экспериментально.
$\varphi_4, \varphi_9$	Грохот	$\frac{k}{Tp + 1} e^{-p\tau}$	$\tau = \frac{l}{v}$ , где $k$ – определяется в зависимости от канала управления, $T = (0,3 - 0,4)\tau$ ; $l$ – длина рабочей части грохота; $v$ – средняя скорость движения материала по грохоту.
$\varphi_3, \varphi_5, \varphi_7,$ $\varphi_8, \varphi_{10}, \varphi_{11}, \varphi_{12}$	Конвейер	$e^{-p\tau}$	$\tau = \frac{v}{S}$ , где $v$ – скорость движения ленты; $S$ – длина ленты.

Часть коэффициентов передаточных функций рассчитаны согласно характеристикам объекта по формулам табл. 1, другая часть – определена экспериментально.

Время запаздывания конвейеров вычислялось исходя из длины ленты и скорости её движения. Так для конвейера поз. 5 на рис. 1  $\tau = 13$  сек., а для поз. 6  $\tau = 9$  сек.

Для ленточного питателя в табл. 1 представлена общая формула, подходящая для нескольких каналов регулирования, т.к. наша задача состоит в выявлении узких мест процесса обогащения то каналом является масса угля на входе и масса концентрата на выходе, для такого случая  $k = 1, T = 0, \tau = 30$  сек., запаздывание вычисляется аналогично конвейеру.

Для грохота также представлена общая формула, для надрешетного продукта передаточная функция представляется пропорциональным звеном с запаздыванием, а для подрешетного – инерционным звеном первого порядка [10]. Таким образом коэффициент  $k_n$  вычисляется:

$$k_n = Cx_{1(+)} + (1 - Cx_{1(+)})(1 - E), \tag{3}$$

где  $Cx_{1(+)}$  – содержание плюсового класса в исходном материале; дол. ед.;  $E$  – эффективность грохочения, дол. ед.

Коэффициент  $k_n$  вычисляется:

$$k_n = Cx_{1(-)}E, \tag{4}$$

где  $Cx_{1(-)}$  – содержание минусового класса в исходном материале, дол. ед.

Время запаздывания  $\tau = 7$  сек. исходя из рабочей зоны грохота и средней скорости движения материала в инерционном грохоте.

Коэффициент  $T$  вычисляется согласно формулам в табл. 1 и равен 3.

Помимо основных коэффициентов передаточных функций был введен также коэффициент  $k_1$  для каждого оборудования. Этот коэффициент может принимать различные

случайные значения согласно равномерному закону распределения в диапазоне от 0,95 до 1,05 в каждый момент времени, таким образом случайно воздействуя на выходную величину вызывая потери или приобретения. Диапазон изменения коэффициента выбирался согласно проведенным исследованиям. По натурным данным технологического процесса производилось наблюдение за процессом, полученные данные сглаживались, чтобы определить тренд, далее строилась гистограмма разности между натурными и сглаженными данными. По ней делались выводы о законе распределения и диапазоне помех.

Описав объекты типовыми звеньями и рассчитав необходимые коэффициенты, проводилось моделирование выбранной схемы. На вход подавалось ступенчатое воздействие  $x$  равное 100 у.е. в течении 150-ти итераций. Выходное воздействие представлялось тремя выходами  $y_1, y_2, y_3$ , каждое из которых отвечает за выход соответствующей фракции 20–40, 5-20, 0-5. Проводилось два моделирования процесса без учета коэффициента  $k_1$  и с учетом. Итоги представлены на рис. 4 и 5.

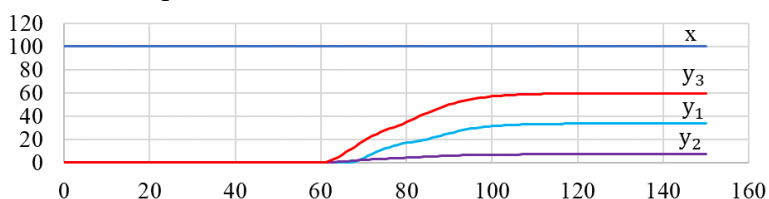


Рис. 4. Моделирование процесса без учета случайных воздействий

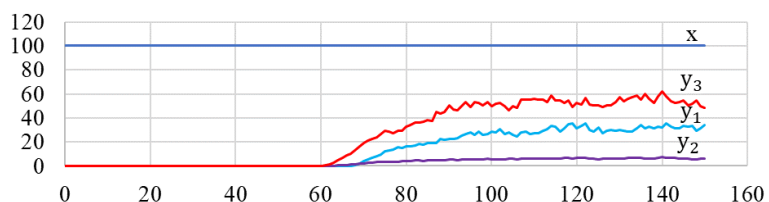


Рис. 5. Моделирование процесса с учетом случайных воздействий

Далее рассматривалось влияние случайных потерь на выход каждой фракции в отдельности и в целом. Результаты влияния случайных потерь на последнем шаге представлены в табл. 2.

Таблица 2

Результаты влияния случайных потерь

Класс	Суммарный выход, $k_1 = 1$	Суммарный выход, $k_1 = [0,95; 1,05]$	Количество потерь (%)
20-40	2289,39	2107,04	7,96
5-20	506,38	454,33	10,28
0-5	4304,24	3940,24	8,46
Количество потерь в среднем			8,9

Согласно проведенному моделированию, средний процент потерь в результате протекания процесса составляет примерно 9 %.

Кроме рассмотрения влияния случайных потерь на ход процесса имитационное моделирование позволяет оценить время, с которым заполняется, в данном случае, склад каждой выделяемой фракции. Это позволяет прогнозировать затраты ресурсов для обогащения каждой фракции, анализировать заполняемость складов, что также соответствует задачам бережливого производства [11].

**Вывод** Развитием данного подхода может быть учет внесения изменений в маршруты обогащения или же изменения параметров оборудования для ускорения или замедления протекания процесса в зависимости от ситуации, оценка возможности выполнения поставленного плана с учетом потерь, простоев и ремонтных работ.

**Список литературы**

1. Пузыревская И.А. Обогащение полезных ископаемых: учеб. пособие. – Благовещенск: Изд-во АмГУ, 2014. – 96 с.
2. Гзогян С.Р., Гзогян Т.Н. Обогащение полезных ископаемых: учеб. пособие. – Белгород: ИД «Белгород» НИУ «БелГУ», 2017. – 216 с.
3. Калинина Н.Е. Кузнецова Н.А., Норкина О.С. [и др.]. Экономика и анализ деятельности предприятия: учеб. пособие. – Екатеринбург: Изд-во Урал. ун-та, 2016. – 124 с.
4. Советов Б.Я. Яковлев С.А. Моделирование систем: учеб. для вузов. – М: Высш. шк., 2001. – 343 с.
5. Эльберг М.С., Цыганков Н.С. Имитационное моделирование: учеб. пособие. – Красноярск: Сиб. федер. ун-т, 2017. – 128 с.
6. Воробьев Н.И. Новик Д.М. Обогащение полезных ископаемых. – Минск: БГТУ, 2008. – 174 с.
7. Бедрань Н.Г. Обогащение углей. – М.: Недра, 1988. – 206 с.
8. Троп А.Е., Козин В.З., Аршанский В.М. Автоматизация обогатительных фабрик. – М: Недра, 1970. – 320 с.
9. Козин В.З., Троп А.Е., Комаров А.Я. Автоматизация производственных процессов на обогатительных фабриках: учебник для вузов. – М: Недра, 1980. – 336 с.
10. Комаров А.Я., Прокофьев Е.В. Параметрическая идентификация параметров статистических и динамических характеристик питателей и грохотов // Известия Уральского государственного горного университета. – 2000. – №9. – С. 94–102.
11. Штайн Э. Философия Lean. Бережливое производство на работе и дома. – М.: АБ Пабблишинг Трейд, 2014. – 50 с.

УДК 004.771

**ИСПОЛЬЗОВАНИЕ ТЕХНОЛОГИЙ УДАЛЕННОГО ДОСТУПА  
ПРИ РЕШЕНИИ ЗАДАЧ НАЛАДКИ И СОПРОВОЖДЕНИЯ АСУ ТП  
ОБОГАТИТЕЛЬНЫХ ФАБРИК**<sup>1</sup>Кулюшин Г.А., <sup>1</sup>к.т.н. Грачев В.В., <sup>1</sup>Коровин Д.Е., <sup>2</sup>Иванов Д.В., <sup>3</sup>Аниканов Д.С.**1 – Сибирский государственный индустриальный университет,  
г. Новокузнецк, Россия****2 – Научно-исследовательский центр систем управления, г. Новокузнецк, Россия****3 – ООО «Сибшахтострой», г. Новокузнецк, Россия**

**Аннотация.** Рассматриваются способы организации дистанционного подключения к рабочим местам на этапах пуска наладки и технического сопровождения автоматизированных систем управления технологическим процессом предприятий промышленного назначения. Приведен пример реализации программного и технического обеспечения АСУ ТП ОФ «Шахта №12» (г. Киселевск) для организации удаленного доступа.

**Ключевые слова:** удаленный доступ, информационно-управляющая система, программно-аппаратный комплекс, дистанционная работа, технология RDP, технология RDS, технология VDI.

**Введение.** На смену традиционному подходу, предполагающему постоянное нахождение на объекте командировочного персонала в процессе наладочных работ и периодические выезды на промплощадку для решения задач сопровождения, в настоящее время формируется новый подход, основанный на дистанционном взаимодействии с системой через организованный удаленный доступ.

Преимущества удаленного доступа [1]:

- отсутствует привязка к четко обозначенному рабочему месту, что гарантирует возможность работы из любой точки мира при наличии доступа к сети «Интернет».
- работа в удаленном режиме позволяет экономить время и ресурсы сотрудников компании на поездку на рабочее место, в том числе и на промплощадку;
- работодатель может нанимать работников, не ограничиваясь в географии их местожительства;
- отсутствие фиксированного помещения компании позитивно складывается на расширение штата сотрудников, а также повышается мобильность компании при необходимости ее регистрации на новом месте.

**Организация удаленного доступа.** В зависимости от решаемых задач, уровня конфиденциальности, режима работы с системой существует ряд форм организации удаленного доступа [2]:

- внешний удаленный доступ, например, поставщика услуг. Для него требуется интерактивный доступ, часто с привилегированным доступом к критическим функциям инфокоммуникационных систем;
- внутренний удаленный доступ, например, для инженеров технической службы или IT-персонала. Им также часто нужен привилегированный доступ;
- удаленное управление, что обеспечивает возможность управлять производственным процессом дистанционно. В отличие от удаленного доступа для поддержки этого типа соединения требуется наличие постоянной связи, что, конечно, не должно мешать оператору технологических процессов выполнять свои задачи;
- удаленный мониторинг, например, мониторинг работоспособности оборудования и установок (например, турбин или генераторов, устья скважины); а также доступ к аналогичным диагностическим и контрольным функциям.

**Технологии удаленного доступа.** Существуют несколько схем организации удаленных рабочих мест:

#### 1. Удаленный рабочий стол (англ. Remote Desktop Protocol, или RDP)

RDP – это протокол подключения пользователя к удаленному рабочему столу через сервер терминалов. Наиболее простой режим работы заключается в следующем: пользователь, используя RDP, соединяется со своим офисным либо домашним компьютером для дальнейшей работы (рис. 1 а).

Достоинствами данного подхода являются быстрота настройки, простота администрирования, отсутствие каких-либо требований к серверному оборудованию. Однако присутствует существенный недостаток, связанный с обеспечением безопасности и надежности данного способа в виду отсутствия серьезных механизмов контроля доступа на уровне операционных систем.

#### 2. Выделенный терминал доступа (англ. Remote Desktop Services, или RDS)

RDS – технология организации виртуальных рабочих столов (учетных записей) в рамках одной операционной системы на одном виртуальном или выделенном сервере. На терминальном сервере (сервере RDS) пользователи имеют доступ к одной среде, которую можно настроить для каждого пользователя, но ресурсы системы общие (рис. 1 б).

Предоставление услуг сервера терминального доступа клиентам является более надежным по сравнению с типовым подключением к рабочему столу по RDP. Но данный способ является также более сложным в реализации и дальнейшем сопровождении. На данный момент – это один из предпочтительных вариантов удаленного подключения из-за своей универсальности и относительной простоты организации по сравнению со следующей схемой – VDI.

#### 3. Виртуальные рабочие столы (англ. Virtual Desktop Infrastructure, или VDI)

VDI – это виртуальные рабочие столы, которые развернуты на отдельных виртуальных машинах (рис. 1 б). При использовании VDI каждый пользователь получает доступ к своей выделенной виртуальной машине: ядра процессора, память и диски выделяются

виртуальной машине конкретного пользователя, что исключает негативное влияние его работы на работу других пользователей и приложений.

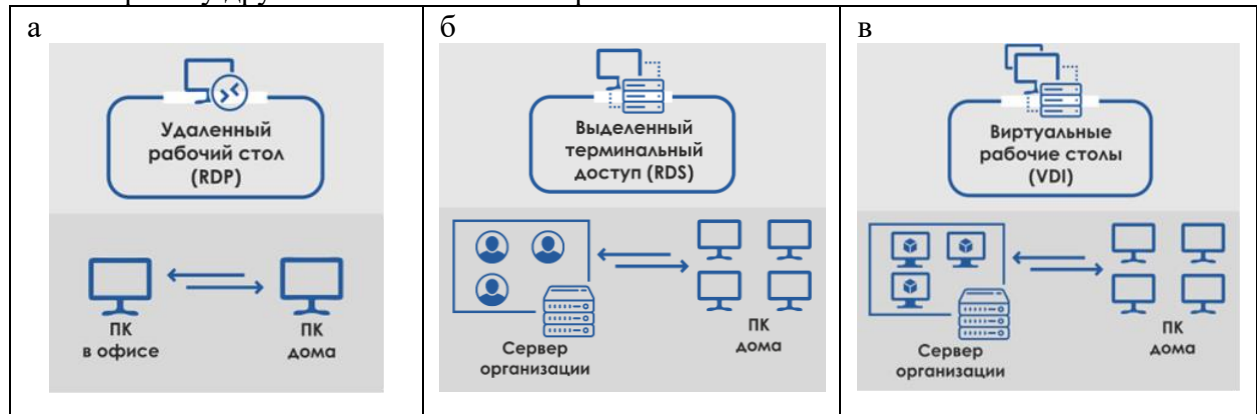


Рис. 1. Схема организации удаленного рабочего места: а – с помощью технологии RDP; б – с развертыванием терминального сервера; в – с развертыванием виртуальных рабочих столов

VDI – это наиболее сложная схема организации удаленного рабочего процесса. Он совмещает в себе подходы обоих предыдущих способов, усложняя процесс настройки системы доступа путем внедрения технологий виртуализации. Изолированная рабочая среда позволяет персонализировать систему так, как захочется конкретному пользователю.

**Реализация удаленного доступа на примере АСУ ТП ОФ «Шахта №12».** В рамках создания автоматизированной системы управления углеобогачительной фабрики ООО «Шахта №12» (г. Киселевск, Кемеровская обл.) [3] для выполнения пусконаладочных работ и сопровождения АСУ ТП была реализована возможность удаленного подключения по схеме удаленного рабочего стола – RDP. Данный способ был выбран из-за скорости организации удаленного доступа без существенных расходов на сложное сетевое и системное оборудование.

Техническая структура организации удаленного доступа к АСУ ТП ОФ «Шахта №12» представлена на рис. 4. Технологическая сеть АСУ ТП ОФ «Шахта №12» является изолированной от прямого внешнего подключения в целях обеспечения безопасности функционирующего программно-технического комплекса [4]. Для обеспечения связи с данным участком сети, применяется настроенный Proxu-сервер, имеющий разрешение в брандмауэре на выход в интернет. Proxu-сервер имеет физический доступ к обеим сетям благодаря наличию двух сетевых карт, по одной из которой он соединяется с коммутатором технологической сети АСУ ТП ОФ.

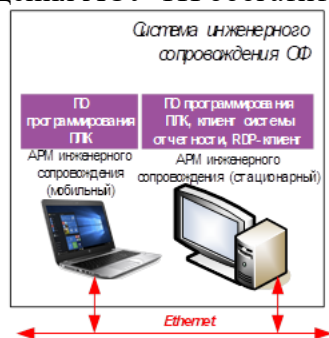


АРМ – автоматизированное рабочее место; ПТК – программно-технический комплекс  
Рис. 4. Организация сетевой структуры RDP-подключения к АСУ ТП ОФ «Шахта №12»

Программный доступ [5] удаленного рабочего стола реализован на базе программного обеспечения Anydesk компании AnyDesk Software GmbH (Германия) с настроенными сетевыми параметрами Proxu-подключения. Предоставляемый удаленный доступ извне



организуется на специально выделенной инженерной станции, входящей в комплекс подсистемы инженерного сопровождения АСУ ТП обогатительной фабрики (рис. 5).



ПЛК – программируемый логический контроллер

Рис. 5. Техническая структура подсистемы инженерного сопровождения АСУ ТП ОФ «Шахта №12»

**Выводы.** Гибкость удаленной работы, связанной с отсутствием необходимости территориальной привязки, улучшает временные и качественные показатели производимых работ. Опыт внедрения подобных технологий на производственных объектах угольной отрасли, взамен традиционному подходу проведения пусконаладочных работ, открывает перспективные возможности в разработке новых алгоритмов и методов удаленной наладки и сопровождения автоматизированных систем управления.

Использование технологий удаленного доступа при пусконаладке и сопровождении АСУ ТП ОФ «Шахта №12» позволило минимизировать время нахождения пусконаладочного персонала на промплощадке обогатительной фабрики, уменьшить время реагирования на различного рода запросы обогатительной фабрики в процессе сопровождения АСУ ТП.

#### Список литературы

1. Преимущества удаленной работы: полный список!. – URL: <https://vc.ru/hr/149737-preimushchestva-udalennoy-raboty-polnyy-spisok>.
2. Удаленный доступ: 17 важных правил. – URL: <https://cisoclub.ru/udalennyj-dostup/>.
3. Шипунов М.В., Грачев В.В., Ивушкин К.А. [и др.]. Система автоматизации управления обогатительной фабрикой ООО «Шахта №12» // Системы автоматизации в образовании, науке и производстве. АС'2019: тр. XII всерос. науч.-практ. конф., Новокузнецк, 28–30 ноября 2019 года / под общ. ред. С.М. Кулакова, Л.П. Мышляева. – Новокузнецк: Сибирский государственный индустриальный университет, 2019. – С. 186-192.
4. Кулюшин Г.А., Иванов Д.В., Коровин Д.Е. [и др.] Создание резервируемой инфокоммуникационной сети АСУ ТП ОФ «Шахта №12» // Моделирование и наукоемкие информационные технологии в технических и социально-экономических системах : тр. V междунар. науч.-практ. конф., Новокузнецк, 14 апреля 2021 года. – Новокузнецк: Сибирский государственный индустриальный университет, 2021. – С. 291-295.
5. Грачев В.В., Шипунов М.В. Программное обеспечение систем автоматизации управления промышленными комплексами // Автоматизированный электропривод и промышленная электроника в металлургической и горно-топливной отраслях: тр. VI всерос. науч.-практ. конф.. – Новокузнецк: СибГИУ, 2014. – С. 226 – 232.



**РАЗРАБОТКА ЛОКАЛЬНОЙ СИСТЕМЫ УПРАВЛЕНИЯ ДЛЯ СТАНЦИИ ЗАТАРИВАНИЯ****<sup>1</sup>Свинцов М.М., <sup>1</sup>Саламатин А.С., <sup>1</sup>Загидулин И.Р., <sup>1</sup>Иванов Д.В., <sup>2</sup>Горб Д.С.,  
<sup>1</sup>к.т.н. Огнев С.П.****1 – ООО «Научно-исследовательский центр систем управления»,  
г. Новокузнецк, Россия****2 – ООО УК «Сибтензоприбор», г. Кемерово, Россия**

**Аннотация.** В статье рассматривается процесс разработки локальной системы управления технологическим процессом дозирования, приводятся: алгоритмы работы, изображение мнемосхемы и окон на НМІ-терминале, возможности дальнейшего использования готового решения.

**Ключевые слова:** локальные системы управления, автоматизация, технологические процессы, типизация, станция затаривания.

**Введение.** Использование локальных систем управления, поставляемых комплектно с оборудованием, обеспечивает ряд преимуществ:

– заказчику подобного решения не придется выделять дополнительные средства на разработку и наладку алгоритма управления данным оборудованием;

– локальные системы управления являются самодостаточными, и при использовании комплектных решений не потребуется отдельно закупать и устанавливать контроллерное и НМІ оборудование;

– возможна интеграция локальных систем с вышестоящей АСУ. При таком подходе управляющий алгоритм по-прежнему выполняется в ПЛК локальной системы, что позволяет снизить нагрузку на контроллер основной системы управления.

– возможно создавать системы управления малых производств или технологических установок не требующих создания всех видов обеспечения, относящихся к АСУТП [1].

**Описание объекта.** Станция затаривания (рис. 1) предназначена для загрузки сыпучих материалов в мягкие контейнеры типа «Биг-бэг». Данный вид тары является на сегодняшний день одним из самых экономичных видов упаковки для многотоннажных грузов. Биг-бэги успешно используются в логистических схемах транспортировки, складирования и хранения сыпучих продуктов угольной, химической, сельскохозяйственной, строительной, пищевой и других отраслей промышленности. Станция с комплектной локальной системой управления может использоваться как в составе линий упаковки сыпучих материалов, так и в качестве самостоятельной автономной технологической единицы.

**Алгоритм работы.** В системе предусмотрено 2 режима: ручной и автоматический. Выбор режима осуществляет оператор при помощи переключателя на ШУ.

В автоматическом режиме перед началом работы оператор надевает вкладыш контейнера на загрузочный патрубок после этого нажимает кнопку «Запуск дозирования» на ШУ. В этом режиме работы механизм прижима фиксирует загрузочную горловину контейнера, начинается цикл дозирования, происходит тарировка контейнера, обнуляется значение веса. Затвор находится в закрытом положении, после тарировки мешка включается система наддува на несколько секунд, открывается задвижка на аспирационную систему, затвор открывается и начинается дозирование материала. Подача материала в весовой бункер вначале осуществляется «грубо/быстро», затем «точно/медленно». Смена грубого дозирования на точное происходит изменением величины открытия затвора. При достижении веса на весовом конвейере подача материала полностью прекращается. Закрывается задвижка на аспирационную систему, механизм прижима открывается. Срабатывает механизм снятия фиксации мешка. Во время подачи материала работает система аспирации.

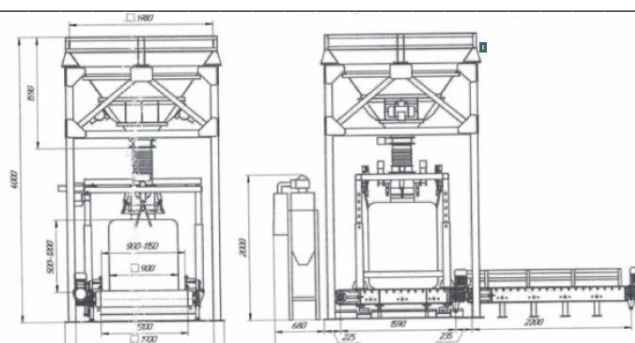


Рис. 1. Схема станции затаривания

Контейнер перемещается с весового конвейера на накопительный. При пересечении биг-бэгом датчика конечного положения в конце транспортировочной линии, конвейер останавливается. Цикл завершается.

Нажатие кнопки «Стоп» во время автоматического цикла останавливает затаривание на паузу. Нажатие кнопки «Пуск» возобновляет процесс. Нажатие кнопки «аварийный стоп» полностью останавливает цикл с его завершением.

Для затаривания нового мешка оператору необходимо вновь надеть вкладыш контейнера на загрузочный патрубок и нажать кнопку «Пуск дозирования».

В ручном режиме для управления системой затаривания предусмотрены соответствующие кнопки управления практически для всех узлов: загрузкой весового бункера, надува мешка, вибраторов, перемещения контейнера и прочими в зависимости от комплектации системы.

При нажатии оператором кнопки «Пуск дозирования» в ручном режиме, осуществляется подача материала «точно» с низкой скоростью. Для быстрой «грубой» подачи необходимо удерживать кнопку «пуск». Для прекращения подачи материала оператору необходимо нажать кнопку «Стоп дозирования».

Все сигналы с локального АСУ интегрированы в пределах требуемого функционала с системой АСУТП заказчика. На НМІ панели оператора Weintek 7", расположенном на шкафу управления (ШУ), отображается текущее состояние станции затаривания.

Контроль и управление оборудованием станции затаривания осуществляется оператором посредством пульта управления. Пульт управления реализован на базе 7" НМІ-терминала Weintek сMT2078X, с использованием среды разработки EasyBuilder. Данный программный комплекс состоит из визуального редактора проектов и набора утилит, решающих различные задачи. При разработке проекта организовано взаимодействие панели оператора с ПЛК и визуализация элементов автоматизируемой системы на экране

На пульте управления (рис. 2) представлена мнемосхема с отображением всех агрегатов и материальных потоков данной технологической схемы (рис. 2 а).

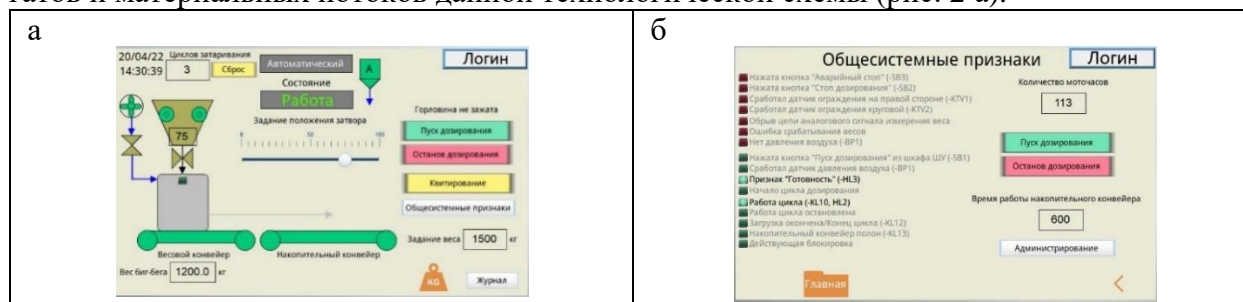


Рис. 2. Мнемосхема системы управления станцией затаривания (а); всплывающее диагностическое окно общесистемных признаков станции затаривания (б)

Отображение информации о текущем состоянии каждого агрегата, входящего в состав отображаемой схемы, осуществляется посредством цветовой индикации

мнемонического изображения этого агрегата в соответствии с признаками, формируемыми в контроллере по результатам обработки сигналов с датчиков (рис. 2 б).

Детальная информация о текущем состоянии агрегата, причинах его неготовности или аварии дается в виде текстовых сообщений на всплывающих диагностических окнах, вызываемых по команде оператора.

На диагностическом окне (рис. 3) текстовые сообщения (аварийные или информирующие признаки) выделяются черным цветом на фоне прочих сообщений, пиктограмма возле сообщения окрашивается в красный цвет для аварийных и в зеленый цвет для информирующих (рис. 3 а).

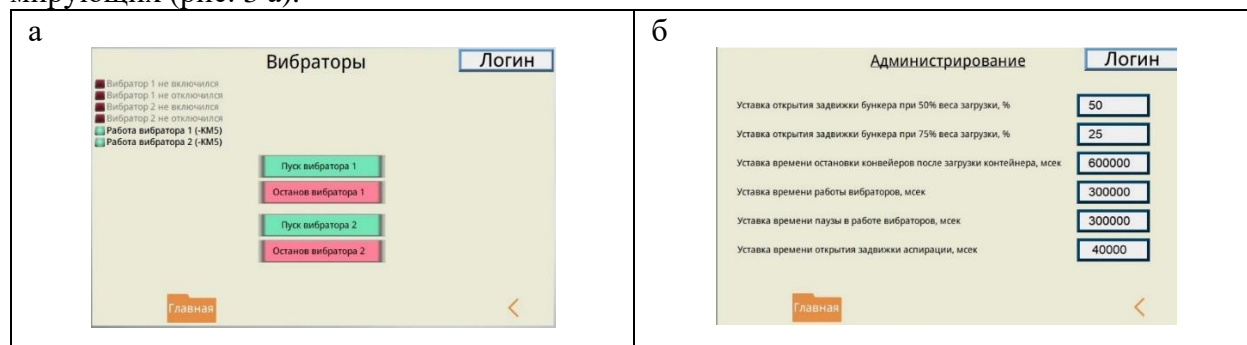


Рис. 3 Всплывающее диагностическое окно вибраторов (а); диагностическое окно администрирования (задания уставок) (б)

В проекте реализована система доступа с различными правами просмотра и управления для оператора станции затаривания, инженера КИПиА и технолога. Так, технолог, обладая правами администратора проекта имеет доступ к изменениям уставок открытия задвижки бункера при различном заполнении мешка и настройкам таймеров открытия задвижки аспирации, работы и паузы вибраторов, остановка накопительного и весового конвейеров по оптическому датчику (рис. 3 б).

**Вывод.** При разработке программ логического управления за основу взят подход типизации программных модулей [2-5], которые выполнены в виде функциональных блоков.

Такой подход позволит в будущем тиражировать разработанную систему для однотипных станций затаривания без необходимости нового проектирования и разработки программного обеспечения.

### Список литературы

1. Загидулин И.Р., Саламатин А.С., Макаров Г.В., Коршунов С.Ю. Особенности интеграции локальных систем управления в АСУТП обогатительной фабрики. // Системы автоматизации (в образовании, науке и производстве): тр. XIII всерос. науч.-практ. конф., 2 – 3 декабря 2021г. – Новокузнецк: Издательский центр СибГИУ, 2021. – С. 155-159.
2. Системы автоматизации на основе натурно-модельного подхода: монография в 3-х томах. Том 2: Системы автоматизации производственного назначения / Под. Ред. Л.П. Мышляева. – Новосибирск: Наука, 2006. – 483 с.
3. Саламатин А.С., Макаров Г.В., Ляховец М.В. [и др.]. Типовые решения по автоматизации технологических объектов на примере углеобогатительных фабрик // Научно-технологические разработки и использования минеральных ресурсов. – 2018. - № 4 – С. 331–334.
4. Саламатин А.С., Макаров Г.В., Свинцов М.М. Разработка программного обеспечения для систем логического управления технологическими агрегатами на примере углеобогатительной фабрики // Автоматизированный электропривод и промышленная электроника: тр. IX всерос. науч.-практ. конф. – Новокузнецк: изд-во СибГИУ, 2020. – С. 164–171.
5. Саламатин А.С., Мышляев Л.П., Макаров Г.В. [и др.]. Эффективность типизации программных модулей для управления технологическими агрегатами на примере углеобогатительной фабрики // Автоматизированный электропривод и промышленная электроника: тр. VIII всерос. науч.-практ. конф. – Новокузнецк: изд-во СибГИУ, 2018. – С. 78-84.

## ТЕРМОДИНАМИЧЕСКОЕ МОДЕЛИРОВАНИЕ ПРОЦЕССОВ ГОРЕНИЯ ТОПЛИВА

д.т.н. Рыбенко И.А., к.т.н. Буинцев В.Н., к.т.н. Ермакова Л.А.

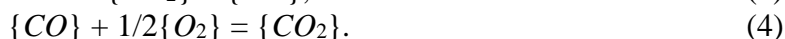
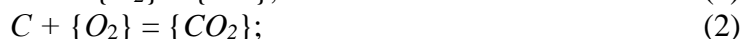
Сибирский государственный индустриальный университет, г. Новокузнецк, Россия

**Аннотация.** В статье приведены результаты термодинамического моделирования процессов горения твердого и газообразного топлива в модельных системах. Определены составы и температуры газовой фазы, образующейся при горении и различных соотношениях углерода, водорода и кислорода в системе. Определены оптимальные условия горения.

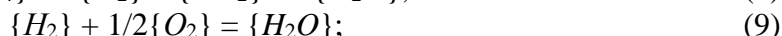
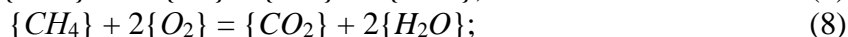
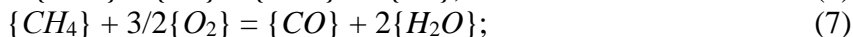
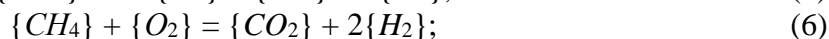
**Ключевые слова:** термодинамическое моделирование, горение, топливо, исследование, газовая фаза, окислительный потенциал.

В большинстве технологических, в том числе и металлургических процессов, используются различные виды топлива, горение которого обеспечивает заданный тепловой режим процесса [1, 2]. Кроме того, продукты горения могут использоваться как восстановители. В статье представлены результаты термодинамического моделирования горения твердого и газообразного топлива. Исследование процессов горения осуществлялось на модельных системах *C-O* и *C-O-H* [3 – 5] с использованием программного комплекса «Терра» [6, 7].

Предполагается, что в модельной системе *C-O* протекают реакции:



В модельной системе *C-O-H*, кроме реакций (1) – (4) в зависимости от количества кислорода могут протекать реакции полного и неполного горения *CH<sub>4</sub>*, горения *H<sub>2</sub>* и взаимодействия углерода с водяным паром:



Термодинамические характеристики реакций (1) – (10) в диапазоне температур от 298 до 3000 К приведены в табл. 1.

Таблица 1

Термодинамические характеристики реакций горения топлива

№ реакции	Реакция	$\Delta G^\circ = \Delta H^\circ - T \cdot \Delta S^\circ$ , Дж/моль		$lg K_p = A/T + B$	
		$\Delta H^\circ$	$\Delta S^\circ$	A	B
1	$C + 1/2\{O_2\} = \{CO\}$	-114954	-86,40	6014,4	4,5
2	$C + \{O_2\} = \{CO_2\}$	-397971	0,08	20822,0	0,0
3	$C + \{CO_2\} = 2\{CO\}$	168063	-173,00	-8793,1	9,0
4	$\{CO\} + 1/2\{O_2\} = \{CO_2\}$	-283017	86,50	14807,6	-4,5
5	$\{CH_4\} + 1/2\{O_2\} = \{CO\} + 2\{H_2\}$	-35500	185,00	1857,4	-9,7
6	$\{CH_4\} + \{O_2\} = \{CO_2\} + 2\{H_2\}$	-318517	271,00	16664,9	-14
7	$\{CH_4\} + 3/2\{O_2\} = \{CO\} + 2\{H_2O\}$	-539080	299,00	28204,9	-16
8	$\{CH_4\} + 2\{O_2\} = \{CO_2\} + 2\{H_2O\}$	-796460	4,00	41671,1	-0,2
9	$\{H_2\} + 1/2\{O_2\} = \{H_2O\}$	-251790	57,00	-5401,4	4,6
10	$C + \{H_2O\} = \{CO\} + \{H_2\}$	136836	-144,00	-7159,3	7,5

В результате термодинамического моделирования определены составы и температуры системы при протекании процессов горения при различных соотношениях углерода, водорода и кислорода. В модельных системах  $C-O$  и  $C-O-H$  количество молей углерода, метана и кислорода варьировалось соответственно параметрами  $n$ ,  $k$ ,  $m$ . Перечень веществ, которые могут образовываться при взаимодействии указанных элементов, был определен в результате термодинамического анализа протекающих процессов в теоретически возможном интервале температур горения.

При исследовании термодинамических условий горения углерода в системе  $nC+mO_2$  значение параметра  $n$  было задано равным 1 моль, а количество молей кислорода варьировали параметром  $m$  в диапазоне от 0 до 1, что при  $m=1$  соответствует по стехиометрии полному горению углерода до  $CO_2$ .

При проведении исследований использовали показатель  $\alpha^* = m/(n+k)$  – окислительный потенциал системы, равный отношению количества молей газообразного кислорода к общему количеству молей углерода, подаваемого в систему, численное значение которого при  $n = 1$  моль совпадает с параметром  $m$ . На рис. 1 представлены зависимости составов и температур продуктов горения углерода от показателя  $\alpha^*$ .

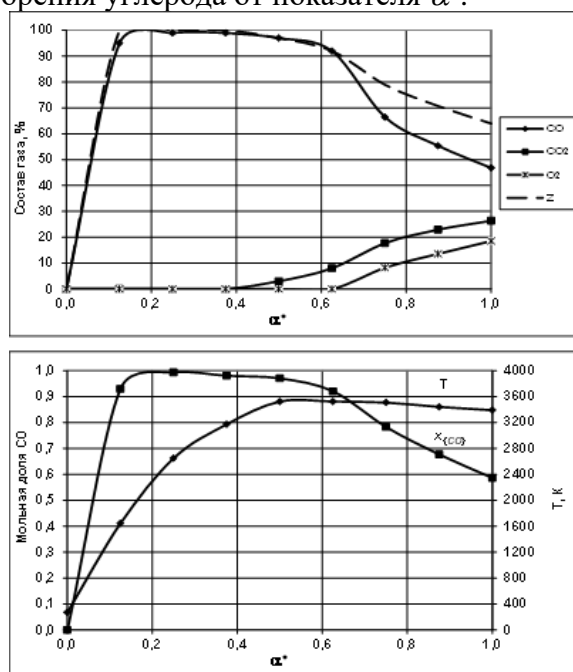


Рис. 1. Зависимости состава и температур продуктов горения углерода в системе  $nC + mO_2$  от окислительного потенциала системы  $\alpha^*$

Из рис. 1 видно, что при значениях  $\alpha^* < 0,4$  происходит горение углерода до  $CO$  в соответствии с реакцией (1), при  $\alpha^* > 0,4$  углерод начинает окисляться по реакции (2), и в системе появляется  $CO_2$ . При увеличении количества кислорода температура возрастает до значений порядка 3500 К и при  $\alpha^* > 0,4$  незначительно снижается. При  $\alpha^* > 0,6$  в газовой фазе начинает появляться свободный кислород. Восстановительный потенциал газовой фазы  $Z = \frac{\{CO\} + \{H_2\}}{\{CO\} + \{H_2\} + \{CO_2\} + \{H_2O\}}$ , равный отношению суммы концентраций  $CO$  и  $H_2$  к суммарному содержанию всех компонентов газовой фазы, при низких значениях  $\alpha^*$  составляет 100 %, а при появлении в системе диоксида углерода  $CO_2$  уменьшается до 65 %.

Исследование термодинамических условий горения газообразного топлива осуществлялось на модельной системе  $kCH_4 + mO_2$ . Значение параметра  $k$  составило 1 моль, а количество кислорода варьировали параметром  $m$  в диапазоне от 0 до 2 молей, значение  $m=2$  моля соответствует полному горению метана. Для оценки окислительного потенциала

газовой фазы был введен показатель  $\alpha = m/k$ , определяемый как отношение количества молей газообразного кислорода к количеству молей углерода газовой фазы. Численное значение окислительного потенциала газовой фазы  $\alpha$  совпадает с количеством кислорода  $m$ . На рис. 2 представлены параметры процесса горения метана от показателя  $\alpha$ .

Из рис. 2 видно, что в диапазоне значений  $\alpha = 0 \div 0,5$  при недостатке кислорода происходит кислородная конверсия метана по реакции (5). Компонентами газовой фазы являются метан, монооксид углерода и водород. При  $\alpha > 0,5$  получают развитие реакции (6 – 8), в газовой фазе появляются  $CO_2$  и  $H_2O$ . При  $\alpha > 1$  в системе появляется свободный кислород. Температуры в диапазоне  $\alpha$  от 0 до 0,5 не превышают 1100 К, что объясняется низким тепловым эффектом реакции (5). При  $\alpha = 0,5 \div 1$  наблюдается рост температуры до значений порядка 3000 К, а при  $\alpha > 1$  – ее стабилизация. Горение метана по реакции (8) приводит к росту температуры. После завершения процесса горения в системе начинает накапливаться кислород, что приводит к снижению температуры газовой фазы. Максимальное значение восстановительного потенциала газовой фазы  $Z=95\%$  соответствует  $\alpha=0,5$ , а при увеличении параметра  $\alpha$  в пределах от 0,5 до 2,0 значение  $Z$  уменьшается до 34 %, что связано с ростом концентраций  $CO_2$  и  $H_2O$  в газовой фазе.

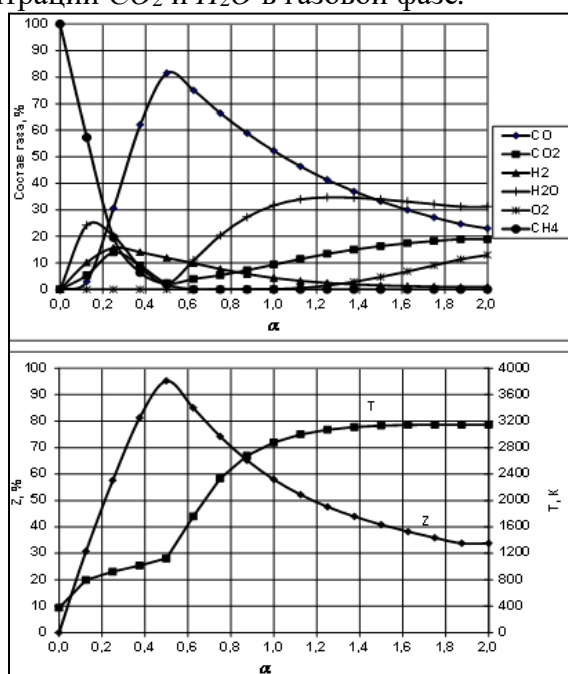


Рис. 2. Зависимости состава и температур продуктов горения метана в системе  $kCH_4 + mO_2$  от окислительного потенциала газовой фазы  $\alpha$

Исследование термодинамических условий совместного горения твердого и газообразного топлива осуществлялось на модельной системе  $nC + kCH_4 + mO_2$ . Параметры  $n$  и  $k$  были приняты равными 0,5 молей, а количество кислорода варьировали соответственно параметром  $m$  в диапазоне от 0 до 2 молей. На рис. 3 приведены зависимости составов и температур продуктов горения метана и углерода от параметра  $\alpha^*$ .

Из рис. 3 видно, что для процесса горения смешанного топлива характерно смещение влево области неполного горения, которая характеризуется более высоким содержанием  $CO$  в продуктах, что связано с уменьшением количества метана в исходной смеси, и, следовательно, уменьшением абсолютного количества водорода в системе. Снижением количества метана также объясняется и уменьшение концентрации  $H_2O$  и увеличение  $CO_2$  в зоне полного горения топлива и менее резкий подъем температуры. Значение показателя  $Z$  максимально при  $\alpha^* = 0,4 \div 0,5$  и составляет 99,8 %.

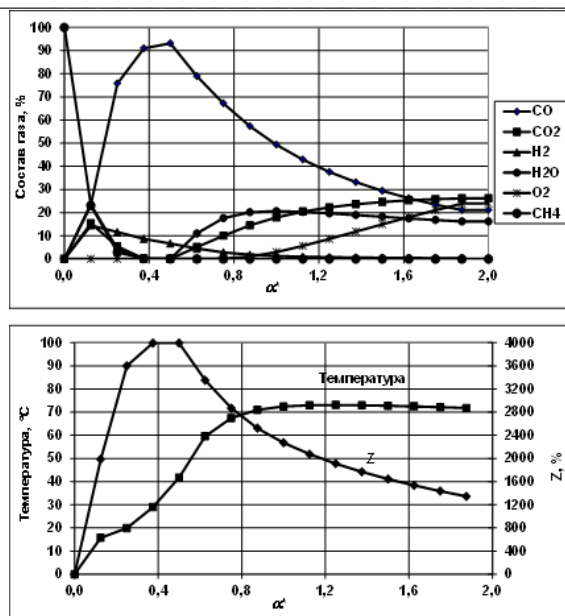


Рис. 3. Зависимости состава и температур продуктов горения углерода и метана в системе  $nC + kCH_4 + mO_2$  от окислительного потенциала системы  $\alpha^*$

**Вывод.** Таким образом, изменением параметров  $\alpha$  и  $\alpha^*$  можно управлять температурным режимом и составом газовой фазы при горении твердого или газообразного топлива. Максимальная восстановительная способность газовой фазы соответствует диапазону  $\alpha$  от 0,4 до 0,5, однако при этом имеют место относительно низкие температуры продуктов горения. Поэтому в энергетическом плане с целью реализации высокоэффективных процессов необходимо увеличивать параметр  $\alpha$  до значений, при которых газовая фаза позволит осуществлять восстановительные процессы.

### Список литературы

1. Рыбенко И.А., Мочалов С.П. Технология моделирования и оптимизации стационарных режимов производственных процессов // Векторы развития современной науки : материалы междунар. науч.-практ. конф. Ч. II. – Уфа : РИО ИЦИПТ, 2014. – С. 145 – 150.
2. Винтовкин А.А. [и др.]. Технологическое сжигание и использование топлива. – М. : Metallurgiya, 1998. – 286 с.
3. Рыбенко И.А. Термодинамическое моделирование процессов в элементарных системах : монография; Сиб. гос. индустр. ун-т. – Новокузнецк : Изд. центр СибГИУ, 2016. – 97 с.
4. Рыбенко И.А. Термодинамическое моделирование процесса горения топлива // Вестник Сибирского государственного индустриального университета. – 2014. – № 2 (8). – С. 48 – 50.
5. Рыбенко И.А., Буинцев В.Н. Математическое моделирование процессов горения метана // Моделирование и наукоемкие информационные технологии в технических и социально-экономических системах: тр. IV всеросс. науч.-практ. конф.. В 2 ч. Ч. I. ; под общ. ред. В.П. Цымбала, Т.В. Киселевой. – Новокузнецк: Изд. СибГИУ, 2016.– С. 325 – 329.
6. Белов Г.В., Трусов Б.Г. Термодинамическое моделирование химически реагирующих систем. – М. : Изд. МГТУ имени Н.Э. Баумана, 2013. – 96 с.
7. Белов Г.В. Термодинамическое моделирование: методы, алгоритмы, программы. – М. : Научный Мир, 2002. – 184 с.



## ИССЛЕДОВАНИЕ РЕАКЦИЙ ГОРЕНИЯ УГОЛЬНОГО ТОПЛИВА С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ КОМПЬЮТЕРНОЙ ПРОГРАММЫ T-ENERGY

к.т.н. Сеченов П.А., д.т.н. Рыбенко И.А.

Сибирский государственный индустриальный университет, Новокузнецк, Россия

**Аннотация.** В работе приведен анализ систем термодинамического моделирования и баз данных по термодинамическим свойствам индивидуальных веществ. Представлена разработанная программа для расчета основных термодинамических функций индивидуальных веществ и химических реакций. Приведен интерфейс программы и системные требования для её использования. Работа программы продемонстрирована на примере расчета термодинамических функций химических реакций горения угольного топлива, проведен анализ этих реакций.

**Ключевые слова:** угольное топливо, процесс горения, химические реакции, термодинамические функции.

Горение топлива представляет собой сложный физико-химический процесс, для моделирования которого часто применяют компьютерные программы, в основу которых заложены принципы равновесной термодинамики [1]. В 2021 году в электронной библиотеке e-library было зарегистрировано 22 программы для ЭВМ, использующих термодинамический подход, в 3-х из них применяется принцип равновесной термодинамики. Большинство из программ являются узкоспециализированными, и только одна применяется для термодинамического моделирования многофазных многокомпонентных систем. Однако, несмотря на наличие программных продуктов по термодинамическому моделированию, в России отсутствуют официальные сайты, которые поддерживали бы свои продукты и предлагали демонстрационные или пробные версии.

Среди зарубежных программных продуктов можно выделить: FactSage [2, 3], Thermo-Calc [4], HSC Chemistry [5]. Эти программные продукты можно скачивать и использовать. Во всех этих программах реализован расчет фазового состава многокомпонентных систем. Наибольшее положительное впечатление произвела поддержка программного продукта из Швеции, разработанная в Королевском Технологическом институте Бо Сундмана: разработчики программного продукта провели видеоконференцию, где рассказали о возможностях своего программного продукта, предоставили презентацию, видеозапись и ответили на все вопросы в прямом эфире.

В настоящей статье приведен пример расчета термодинамических функций химических реакций процессов горения топлива с использованием собственной разработанной программы T-Energy. Для наполнения базы данных термодинамических характеристик свойств индивидуальных веществ программы использовался справочник Термоцентра им. В.П. Глушко [6]. В статье [7] был подробно описан модуль базы данных термодинамических функций индивидуальных веществ программы T-Energy. На рис. 1 а представлена экранная форма основного окна программы. Справочник содержит информацию более чем о 2500 веществ и соединений. Модуль позволяет получить информацию об основных термодинамических функциях индивидуальных веществ: удельной теплоемкости, энергии Гиббса, энтропии и энтальпии.

В статье [8] подробно рассмотрена программная реализация модуля расчета термодинамических свойств химических реакций. Модуль позволяет рассчитывать термодинамические функции реакций при заданной температуре и в диапазоне температур (рис. 1 б).

Для удобства пользователя реализован поиск и загрузка химической реакции по одному или нескольким веществам, а также сохранение химической реакции в файл. Для избежания человеческих ошибок, реализован модуль, который проверяет количество молей исходных веществ и продуктов реакции.



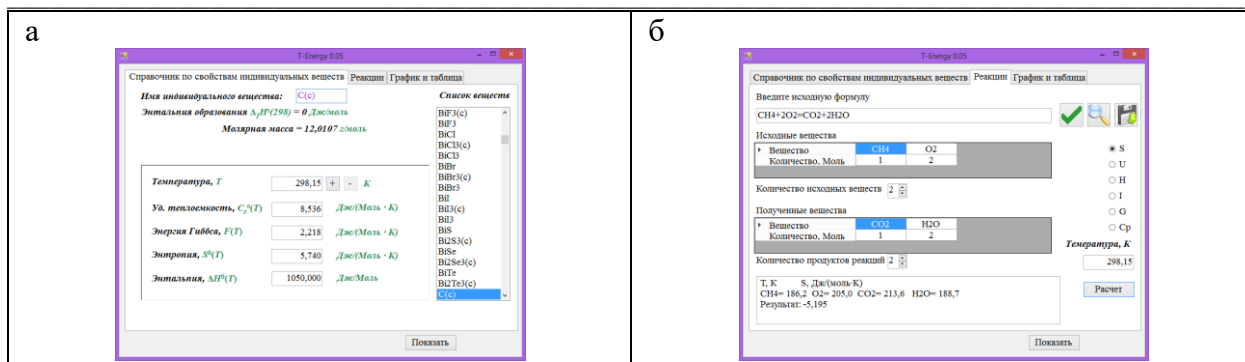


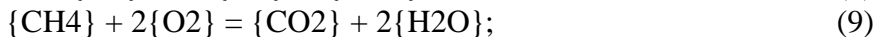
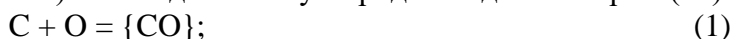
Рис. 1. Отображение термодинамических параметров индивидуального вещества (а); интерфейс программы для ввода химической реакции (б)

Третий модуль отображает полученную информацию в виде графиков и таблиц.

Для работы с программой требуется 64-битная версия операционной системы семейства Windows не ниже Windows 7 и установленная программная платформа .NET Framework не ниже версии 4.7.2.

В статье приведен пример расчета термодинамических функций реакций горения топлива с использованием разработанного продукта.

Процессы горения угольного топлива можно представить в виде следующих реакций: выделение летучих (реакции № 1–5), испарение влаги (№ 6), горение летучих (№ 7–9), горение органического углерода (№ 10) взаимодействия углерода с водяным паром (11).



Для химических реакций (1) – (11) с использованием разработанного продукта были получены основные термодинамические функции (рис. 2 – 3).

Как видно из рис. 2 а для реакций (1), (6), (9) – (11) изменение энтропии положительное, для остальных реакций отрицательное. Для всех реакций кроме (3) и (6) удельная теплоемкость изменяется в диапазоне от -15 до 17 Дж/(К·Моль). На дополнительной оси расположились реакции образования метана (3) и испарения воды (6), значения удельной теплоемкости которых отрицательные (рис. 2б).

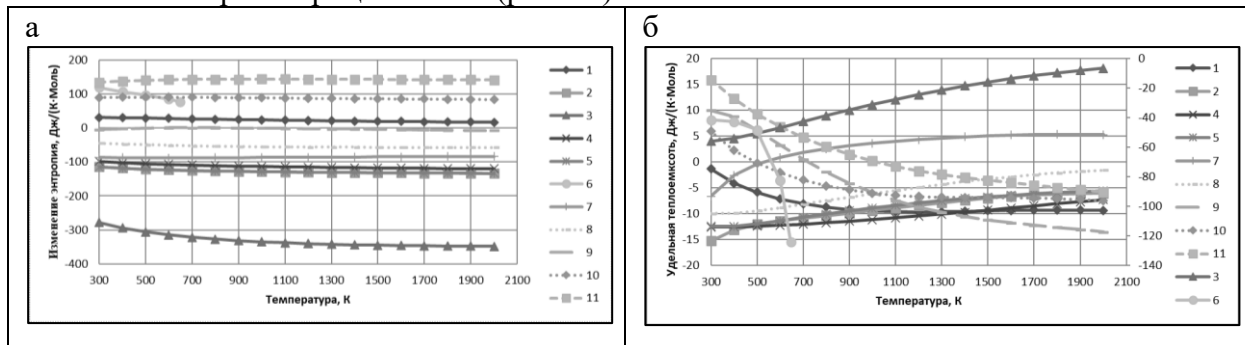


Рис. 2. Изменение энтропия химических реакций (а); удельная теплоемкость химических реакций (б)

Из рис. 3 а видно, что все реакции за исключением (11) происходят самопроизвольно, так как знак изменения энергии Гиббса отрицательный. Реакция (11) идет в прямом направлении при температуре более 1100 К.

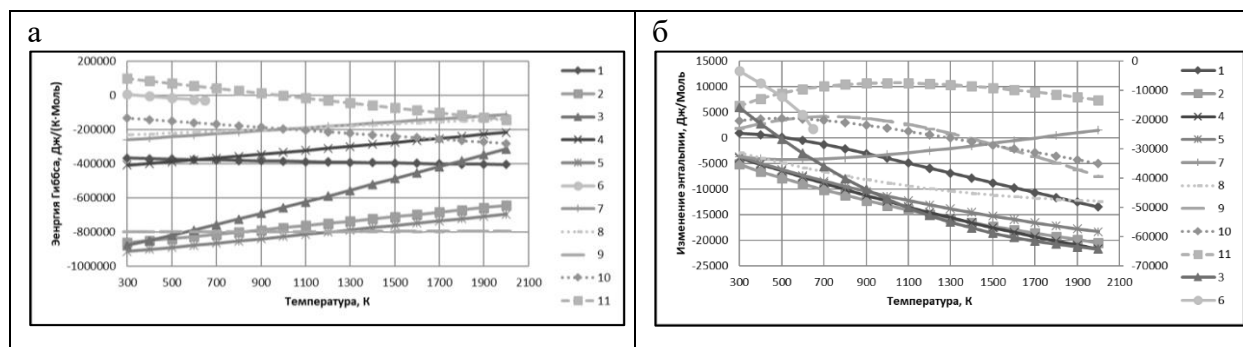


Рис. 3. Энергия Гиббса химических реакций (а); изменение энтальпии химических реакций (б)

На рис. 3 б реакции (3) и (6) отображены на дополнительной оси. Изменение энтальпии положительно для реакции (11) на всем температурном интервале. Реакции (9), (10) и (1), меняют свой знак с положительного на отрицательный при температурах: 1400, 1300 и 600 К. Реакция (7) меняет свой знак с отрицательного на положительный при температуре 1700 К. Таким образом, только реакции (2) – (6) и (8) на интервале температур от 298 до 2000 К проходят с выделением тепла.

**Вывод.** Из представленных результатов можно сделать вывод, что программа T-En-ergy позволяет изучить основные термодинамические функции химических реакций в заданном интервале температур. Поскольку в базу данных программы заложено более 2500 веществ и соединений, разработанная компьютерная программа позволяет решать задачи в различных областях и отраслях промышленности.

### Список литературы

1. Щеглова Н.С., Исаев А.И. Равновесное термодинамическое моделирование процесса горения топлива в камере сгорания ГТД // Актуальные проблемы авиации и космонавтики. – 2010. – Т. 1. – № 6. – С. 73–74.
2. Bale G.W., Bélisle E., Chartranda P. [etc.]. FactSage thermochemical software and databases // Calphad. – 2016. – Vol. 55. – Part 1. – P. 1–19.
3. Казаков А.А., Рябошук С.В. Основы металлургической экспертизы. Численное моделирование фазовых превращений в жидкой и затвердевающей стали. – СПб.: Изд-во Политехн. ун-та, 2013. – 110 с.
4. Shi P., Engström A., Höglund L. [etc.]. Thermo-Calc and DICTRA en-hancematerials design and processing // Conference: Materials Science Forum. – 2005. – P. 475–479.
5. Агеев Н.Г., Набойченко С.С. Металлургические расчеты с использованием пакета прикладных программ HSC Chemistry . – Екатеринбург : Изд-во Урал. ун-та, 2016. – 124 с.
6. База данных Ивтантермо. – Режим доступа: <http://www.chem.msu.su/rus/handbook/ivtan/welcome.html>.
7. Сеченов П.А., Рыбенко И.А. База данных и программа для определения термодинамических свойств индивидуальных веществ // Информатика и системы управления. – 2022. – №1(71). – С. 17–26.
8. Сеченов П.А., Рыбенко И.А. Программа расчета термодинамических свойств химических реакций // Южно-Сибирский научный вестник. – 2022. – №1(41). – С. 60–64.

**ФОРМИРОВАНИЕ ПОРТФЕЛЯ ПРОЕКТОВ, УЧИТЫВАЮЩЕЕ РИСКИ,  
ИНВЕСТИЦИОННЫЙ, ОПЕРАЦИОННЫЙ БЮДЖЕТЫ  
И НАЛИЧИЕ МНОГОЦЕЛЕВЫХ ПРОЕКТОВ**

**Х.К. Каиркенов<sup>1</sup>, д.т.н. А. В. Зимин<sup>1</sup>, д.т.н. И. В. Буркова<sup>2</sup>, К.В. Сергушин<sup>1</sup>,  
д.т.н. В. В. Зимин<sup>1</sup>**

**1 – Сибирский государственный индустриальный университет,  
г. Новокузнецк, Россия**

**2 – Институт проблем управления им. В.А. Трапезникова РАН, г. Москва, Россия**

*Аннотация.* В статье рассматривается задача формирования портфеля проектов предприятия (компании), включающего проекты, описываемые эффектом, размером инвестиций, изменением расходных статей операционного бюджета, обусловленное изменением затрат на эксплуатацию тех систем и процессов, на совершенствование которых направлена реализация проекта, а также индикатором риска проекта. Кроме того, портфель может включать многоцелевые проекты, реализация которых приводит к изменению показателей одноцелевых проектов.

*Ключевые слова:* механизм управления, многоцелевой проект, инвестиционный и операционный бюджеты, управление риском, сетевое программирование, Парето-решение.

**Введение.** В публикациях [1 - 2] предложены некоторые формализации и процедуры решения задачи формирования программы развития предприятия, муниципалитета, региона. Программа включает несколько направлений развития, каждое из которых представлено отдельным портфелем проектов. Проекты при этом описываются величиной эффекта от реализации проекта и размером необходимых для реализации инвестиций. В [3 - 4] модель задачи была усложнена включением в нее направления развития, содержащего многоцелевые проекты, реализация которых приводит к изменению характеристик проектов других направлений. Представляет практический интерес рассмотрение задачи формирования портфеля проектов предприятия с включением в показатели, описывающие отдельный проект, индикатора риска проекта, а также величины изменения операционного бюджета, обусловленного изменением затрат на эксплуатацию тех процессов и систем предприятия, на совершенствование которых направлена реализация проекта, включаемого в портфель.

Изложенные далее формализации задач, схемы их декомпозиции и композиции, разработанные процедуры решения отдельных подзадач, основаны на положениях и методах теории сетевого программирования [5].

**Обозначения, формализация и общая схема решения задачи формирования портфеля проектов.** Пусть  $P = \{p_i | i = \overline{1, n}\}$  – множество проектов, инициированных для включения в инвестиционный план развития предприятия. Будем считать, что  $P = \{p_i | i = \overline{1, q}\} \cup \{p_i | i = \overline{(q+1), n}\}$ , где  $q$  - количество одноцелевых, а  $(n - q)$  - многоцелевых проектов.

Пусть  $\alpha_i = \alpha(p_i)$ ,  $c_i = c(p_i)$ ,  $\Delta b_i = \Delta b(p_i)$  и  $r_i = r(p_i)$ , соответственно, величина эффекта, размер инвестиций, изменение операционного бюджета и индикатор риска проекта  $p_i$ . Причем индикатор  $r_i$  равен 1, если проект относится к классу проектов с высоким риском и 0 – в противном случае. Влияние отдельного многоцелевого проекта  $p_l, l = \overline{(q+1), n}$ , на показатели одноцелевых проектов опишем совокупностью кортежей  $\{\delta\alpha_i^l | i = \overline{1, q}\}$ ,  $\{\delta c_i^l | i = \overline{1, q}\}$ ,  $\{\delta b_i^l | i = \overline{1, q}\}$ ,  $\{\delta r_i^l | i = \overline{1, q}\}$ , где,  $\delta\alpha_i^l$ ,  $\delta c_i^l$ ,  $\delta b_i^l$  представляют собой аддитивные добавки к соответствующим показателям одноцелевых проектов, а параметр  $\delta r_i^l$  равен 1, если реализация проекта  $p_l$  изменяет индикатор риска проекта  $p_i$  (проект с высоким риском переводится в проект с низким риском), и 0 в противном случае.

Введем переменную  $x_i$ , которая равна 1, если проект  $p_i$  включается в портфель реализуемых проектов, и равна 0 в противном случае. Определим правила вычисления значений показателей одноцелевых проектов в зависимости от выбора допустимого решения  $x_{(q+1)n} = (x_{(q+1)}, x_{(q+2)}, \dots, x_n) \subset x = (x_i | i = \overline{1, n})$  для многоцелевых проектов. Эффект от реализации не многоцелевого проекта  $p_i$  (при условии выбора решения  $x_{(q+1)n}$ ) будет:

$$\alpha_i(x_{(q+1)n}) = \alpha_i + \sum_{l=(q+1)}^n \delta \alpha_i^l x_l. \quad (1)$$

Затраты на реализацию этого проекта составят:

$$c_i(x_{(q+1)n}) = c_i + \sum_{l=(q+1)}^n \delta c_i^l x_l. \quad (2)$$

Аналогично, изменение операционного бюджета описываются формулой:

$$\Delta b_i(x_{(q+1)n}) = \Delta b_i + \sum_{l=(q+1)}^n \delta b_i^l x_l. \quad (3)$$

Тип проекта будет определяться значением соотношения:

$$r_i(x_{(q+1)n}) = \begin{cases} r_i, \sum_{l=(q+1)}^n \delta r_i^l x_l = 0 \\ 0, \sum_{l=(q+1)}^n \delta r_i^l x_l > 0. \end{cases}$$

Теперь задача формирования планового портфеля проектов, при условии выбора решения  $x_{(q+1)n}$  для многоцелевых проектов, формализуется следующим образом

$$\left( \sum_{i=1}^q \alpha_i(x_{(q+1)n}) x_i + \sum_{i=q+1}^n \alpha_i x_i \right) \rightarrow \max, \quad (5)$$

$$\left( \sum_{i=1}^q c_i(x_{(q+1)n}) x_i + \sum_{i=q+1}^n c_i x_i \right) \leq c^*, \quad (6)$$

$$\left( \sum_{i=1}^q c_i(x_{(q+1)n}) r_i(x_{(q+1)n}) x_i + \sum_{i=q+1}^n c_i r_i x_i \right) \leq c_r^*, \quad (7)$$

$$\left( \sum_{i=1}^q \Delta b_i(x_{(q+1)n}) x_i + \sum_{i=q+1}^n \Delta b_i x_i \right) \leq \Delta b^*. \quad (8)$$

Здесь  $c^*, c_r^*, \Delta b^*$ , соответственно, ограничения на размер инвестиций в проекты, на финансирование проектов с высоким риском и на изменение операционного бюджета. Задача (5) – (8) (учитывая соотношения (1) – (4)) является нелинейной, так как критерий (5) и ограничения (6) – (8) являются квадратичными функциями. Заметим, что фиксированном решении  $x_{(q+1)n} = (x_{(q+1)}, x_{(q+2)}, \dots, x_n) \subset x = (x_i | i = \overline{1, n})$  задача (5) – (8) является линейной.

Решение сформулированной задачи (5) – (8) выполним по следующей схеме:

1. Сформируем оптимальные решения задачи для подмножества одноцелевых проектов  $P_q = \{p_i | i = \overline{1, q}\}$  при условии выбора каждого из допустимых решений для подмножества многоцелевых проектов  $P_{(q+1)n} = \{p_i | i = \overline{(q+1), n}\}$  (число допустимых решений не превышает  $2^{(n-m-q)}$ ).

2. Определим безусловный оптимальный инвестиционный план предприятия, как наилучшую (по суммарному эффекту) комбинацию допустимого решения для подмножества многоцелевых проектов и соответствующего решения для подмножества одноцелевых проектов.

**Определение оптимального решения задачи для подмножества одноцелевых проектов при условии выбора допустимого решения для подмножества многоцелевых проектов.** Пусть  $x_{(q+1)n} = (x_{(q+1)}, x_{(q+2)}, \dots, x_n) \in X_{(q+1)n}$ , где  $X_{(q+1)n}$  - множество допустимых решений для подмножества многоцелевых проектов. Сформируем его применением метода таблиц допустимых решений [6]. Заметим, что множество  $P_q = \{p_i | i = \overline{1, q}\}$  одноцелевых проектов можно представить в виде разбиения

$$P_q = P_q^{r\bar{b}} \cup P_q^{\bar{r}b} \cup P_q^{r\bar{b}} \cup P_q^{rb}, \quad (9)$$

где

$$P_q^{r\bar{b}} = \{p_i | p_i \in P_q, r_i = 1, \Delta b_i = 0\}, \quad (10)$$

$$P_q^{\bar{r}b} = \{p_i | p_i \in P_q, r_i = 0, \Delta b_i \neq 0\}, \quad (11)$$

$$P_q^{r\bar{b}} = \{p_i | p_i \in P_q, r_i = 0, \Delta b_i = 0\}, \quad (12)$$

$$P_q^{rb} = \{p_i | p_i \in P_q, r_i = 1, \Delta b_i \neq 0\}. \quad (13)$$

Введем также обозначение

$$\overline{P_q^{rb}} = P_q \setminus P_q^{rb} = P_q^{r\bar{b}} \cup P_q^{\bar{r}b} \cup P_q^{\bar{r}\bar{b}}. \quad (14)$$

Первое из подмножеств (10) – (13) описывает одноцелевые проекты с высоким риском и не изменяющие операционный бюджет; второе – не рискованные проекты, изменяющие операционный бюджет; третье – не рискованные проекты, не изменяющие операционный бюджет; четвертое – проекты с высоким риском, изменяющие операционный бюджет. Заметим, что какие-то из подмножеств  $P_q^{r\bar{b}}, P_q^{\bar{r}b}, P_q^{\bar{r}\bar{b}}, P_q^{rb}$  (но не все) могут быть пустыми. С учетом (9) задача поиска решения для одноцелевых проектов имеет вид:

$$\sum_{p_i \in P_q^{r\bar{b}}} \alpha_i x_i + \sum_{p_i \in P_q^{\bar{r}b}} \alpha_i x_i + \sum_{p_i \in P_q^{\bar{r}\bar{b}}} \alpha_i x_i + \sum_{p_i \in P_q^{rb}} \alpha_i x_i \rightarrow \max, \quad (15)$$

$$\sum_{p_i \in P_q^{r\bar{b}}} c_i x_i + \sum_{p_i \in P_q^{\bar{r}b}} c_i x_i + \sum_{p_i \in P_q^{\bar{r}\bar{b}}} c_i x_i + \sum_{p_i \in P_q^{rb}} c_i x_i \leq c^* - \sum_{i=q+1}^n c_i x_i = c^*(x_{(q+1)n}), \quad (16)$$

$$\sum_{p_i \in P_q^{r\bar{b}}} c_i r_i x_i + \sum_{p_i \in P_q^{\bar{r}b}} c_i r_i x_i + \sum_{p_{mi} \in P_q^{\bar{r}\bar{b}}} c_i r_i x_i + \sum_{p_i \in P_q^{rb}} c_i r_i x_i \leq c_r^* - \sum_{i=q+1}^n c_i r_i x_i = c_r^*(x_{(q+1)n}), \quad (17)$$

$$\sum_{p_i \in P_q^{r\bar{b}}} \Delta b_i x_i + \sum_{p_i \in P_q^{\bar{r}b}} \Delta b_i x_i + \sum_{p_i \in P_q^{\bar{r}\bar{b}}} \Delta b_i x_i + \sum_{p_i \in P_q^{rb}} \Delta b_i x_i \leq \Delta b^* - \sum_{i=q+1}^n \Delta b_i x_i = \Delta b^*(x_{(q+1)n}). \quad (18)$$

В соотношениях (15) – (18) величины  $\alpha_i, c_i, r_i, \Delta b_i$  определены в соответствии с формулами (1) – (4), то есть учитывают влияние решения для многоцелевых проектов ( $\alpha_i = \alpha_i(x_{(q+1)n}), c_i = c_i(x_{(q+1)n}), r_i = r_i(x_{(q+1)n}), \Delta b_i = \Delta b_i(x_{(q+1)n})$ ).

*Формализация и процедуры решения подзадач, определяемых подмножествами  $P_{mq}^{r\bar{b}}, P_{mq}^{\bar{r}b}, P_{mq}^{\bar{r}\bar{b}}, P_{mq}^{rb}$ .* В соответствии с методом сетевого программирования, задачу (15) – (18) можно решить, декомпозировав ее на четыре подзадачи (для каждого из подмножеств (9)).

Для первого подмножества  $P_{mq}^{r\bar{b}}$  (соотношение (10)) подзадача принимает вид:

$$\sum_{p_i \in P_q^{r\bar{b}}} \alpha_i x_i \rightarrow \max, \quad (19)$$

$$\sum_{p_i \in P_q^{r\bar{b}}} c_i x_i \leq c^*(x_{(q+1)n}), \quad (20)$$

$$\sum_{p_i \in P_q^{r\bar{b}}} c_i r_i x_i \leq c_r^*(x_{(q+1)n}), \quad (21)$$

$$\sum_{p_i \in P_q^{r\bar{b}}} \Delta b_i x_i \leq \Delta b^*(x_{(q+1)n}). \quad (22)$$

Заметим, что ограничение (22) (на изменение операционных затрат) необходимо исключить, так как в рассматриваемом подмножестве нет проектов, которые их изменяют. Ограничение (20) также можно исключить, оно совпадает с ограничением (21) (все  $r_{mi}$  для множества  $P_{mq}^{r\bar{b}}$  равны 1), но его правая часть не больше правой части ограничения (21).

Окончательно, подзадача для подмножества  $P_{mq}^{r\bar{b}}$  принимает вид:

$$\sum_{p_i \in P_q^{r\bar{b}}} \alpha_i x_i \rightarrow \max, \quad (23)$$

$$\sum_{p_i \in P_q^{r\bar{b}}} c_i x_i \leq c_r^*(x_{(q+1)n}). \quad (24)$$

Выполнив аналогичные преобразования для подмножеств  $P_{mq}^{\bar{r}b}, P_{mq}^{\bar{r}\bar{b}}, P_{mq}^{rb}$  (соотношения (11) – (13)), получим, соответственно, еще три подзадачи (соотношения (25) – (26), (27) – (28), (29) – (31)):

$$\sum_{p_i \in P_q^{\bar{r}b}} \alpha_i x_i \rightarrow \max, \quad (25)$$

$$\sum_{p_i \in P_q^{\bar{r}b}} \Delta b_i x_i \leq \Delta b^*(x_{(q+1)n}). \quad (26)$$

$$\sum_{p_i \in P_q^{\bar{r}\bar{b}}} \alpha_i x_i \rightarrow \max, \quad (27)$$

$$\sum_{p_i \in P_q^{\bar{r}\bar{b}}} c_i x_i \leq c^*(x_{(q+1)n}). \quad (28)$$

$$\sum_{p_i \in P_q^{rb}} \alpha_i x_i \rightarrow \max, \quad (29)$$

$$\sum_{p_i \in P_q^{rb}} c_i x_i \leq c_r^*(x_{(q+1)n}), \quad (30)$$

$$\sum_{p_i \in P_q^{rb}} \Delta b_i x_i \leq \Delta b^*(x_{(q+1)n}). \quad (31)$$

Заметим, что первые три подзадачи (соотношения (23) – (24), (25) – (26), (27) – (28)) представляют собой простые задачи о ранце. Их решения могут быть получены методом дихотомического программирования. Пусть

$$H(P_q^{r\bar{b}}) = \{(x_q^h(P_q^{r\bar{b}}), \alpha(x_q^h(P_q^{r\bar{b}})), c(x_q^h(P_q^{r\bar{b}}))) | h = 1, |H(P_q^{r\bar{b}})|\} \quad (32)$$

– множество Парето-решений подзадачи (23) – (24) с соответствующими значениями показателей эффекта и затрат на рисковые проекты, полученное при ее решении методом дихотомического программирования. Здесь,  $x_q^h(P_q^{r\bar{b}}) = \{x_i^h | i = 1, n_q(P_q^{r\bar{b}})\}$  – h-ое решение для подмножества  $P_q^{r\bar{b}}$ , где  $n_q(P_q^{r\bar{b}}) = |P_q^{r\bar{b}}|$  (мощность множества  $P_q^{r\bar{b}}$ ), а  $|H(P_q^{r\bar{b}})|$  – количество Парето-решений задачи (23) – (24).

Аналогично опишем множества Парето-решений задач (25) - (26) и (27) – (28):

$$H(P_q^{\bar{r}b}) = \{(x_q^h(P_q^{\bar{r}b}), \alpha(x_q^h(P_q^{\bar{r}b})), c(x_q^h(P_q^{\bar{r}b}))) | h = 1, |H(P_q^{\bar{r}b})|\}, \quad (33)$$

$$H(P_q^{\bar{r}\bar{b}}) = \{(x_q^h(P_q^{\bar{r}\bar{b}}), \alpha(x_q^h(P_q^{\bar{r}\bar{b}})), c(x_q^h(P_q^{\bar{r}\bar{b}}))) | h = 1, |H(P_q^{\bar{r}\bar{b}})|\} \quad (34)$$

Подзадача (29) – (31) определена на множестве проектов  $P_q^{rb}$ , каждый из которых является одновременно рисковым и изменяющим операционные затраты, и, кроме того, является двумерной задачей о ранце. От ее решения будут зависеть решения подзадач, определенных на множествах проектов  $P_{mq}^{r\bar{b}}, P_{mq}^{\bar{r}b}$ . Поэтому в множество решений этой подзадачи необходимо включить все допустимые решения. Количество допустимых решений не превышает числа  $2^{|P_q^{rb}|}$ . Множество допустимых решений задачи (29) – (31) сформируем применением метода таблиц допустимых решений [6]. Пусть множество

$$K(P_q^{rb}) = \{(x_q^k(P_q^{rb}), \alpha(x_q^k(P_q^{rb})), c(x_q^k(P_q^{rb})), \Delta b(x_q^k(P_q^{rb}))) | k = 1, |K(P_q^{rb})|\} \quad (35)$$

описывает все допустимые решения подзадачи (29) – (31).

*Последовательная композиция Парето-решений подзадач для подмножеств  $P_q^{r\bar{b}}, P_q^{\bar{r}b}, P_q^{\bar{r}\bar{b}}$  и определение оптимального решения задачи на множестве  $P_q^{rb}$ .* Последовательная композиция решений (32) – (34) для подзадач (23) – (24), (25) – (26), (27) – (28) позволяет найти совокупность Парето-решений для множества проектов  $\overline{P_q^{rb}} = P_q \setminus P_q^{rb} = P_q^{r\bar{b}} \cup P_q^{\bar{r}b} \cup P_q^{\bar{r}\bar{b}}$ . Композиция включает следующие два шага:

Шаг 1. Формирование множества

$$H(P_q^{r\bar{b}} \cup P_q^{\bar{r}b}) = \{(x_q^h(P_q^{r\bar{b}} \cup P_q^{\bar{r}b}), \alpha(x_q^h(P_q^{r\bar{b}} \cup P_q^{\bar{r}b})), c(x_q^h(P_q^{r\bar{b}} \cup P_q^{\bar{r}b})), \Delta b(x_q^h(P_q^{r\bar{b}} \cup P_q^{\bar{r}b})) | h = 1, |H(P_q^{r\bar{b}} \cup P_q^{\bar{r}b})|\} \quad (36)$$

Парето-решений на произведении множеств (32) и (33) (посредством сравнительного анализа показателей  $\alpha(x_q^h(P_q^{r\bar{b}} \cup P_q^{\bar{r}b}))$  и  $c(x_q^h(P_q^{r\bar{b}} \cup P_q^{\bar{r}b}))$ ). Решения множества (36) определены на множестве проектов  $P_q^{r\bar{b}} \cup P_q^{\bar{r}b}$  и удовлетворяют ограничениям  $c_r^*(x_{(q+1)n})$  на финансирование рисковых проектов и на изменение  $\Delta b^*(x_{(q+1)n})$  операционного бюджета.

Шаг 2. Формирование множества

$$H(\overline{P_q^{rb}}) = \{(x_q^h(\overline{P_q^{rb}}), \alpha(x_q^h(\overline{P_q^{rb}})), c(x_q^h(\overline{P_q^{rb}})), c_r(x_q^h(\overline{P_q^{rb}})), \Delta b(x_q^h(\overline{P_q^{rb}}))) | h = 1, |H(\overline{P_q^{rb}})|\} \quad (37)$$

Парето-решений на произведении подмножеств решений (36) и (34) (посредством сравнительного анализа показателей  $\alpha(x_q^h(\overline{P_q^{rb}}))$  и  $c(x_q^h(\overline{P_q^{rb}}))$ ), то есть решений для подмножества проектов  $\overline{P_q^{rb}}$ . Решения множества (37) удовлетворяют ограничениям на финансирование

$c_r^*(x_{(q+1)n})$  рискованных проектов, на изменение  $\Delta b^*(x_{(q+1)n})$  операционного бюджета и размер инвестиций  $c^*(x_{(q+1)n})$ .

Оптимальное решение задачи для множества проектов  $\overline{P_q^{rb}}$  определяется как решение с максимальным значением  $\alpha(x_q^h(\overline{P_q^{rb}}))$  на множестве (37). Опишем это решение следующим соотношением:

$$(x_q^{hopt}(\overline{P_q^{rb}}), \alpha(x_q^{hopt}(\overline{P_q^{rb}})), c(x_q^{hopt}(\overline{P_q^{rb}})), c_r(x_q^{hopt}(\overline{P_q^{rb}})), \Delta b(x_q^{hopt}(\overline{P_q^{rb}}))). \quad (38)$$

Формирование оптимального решения задачи для множества одноцелевых проектов  $P_q = P_q^{rb} \cup P_q^{\bar{r}b} \cup P_q^{\bar{r}b} \cup P_q^{rb}$ . Совокупность допустимых решений задачи для проектов множества  $P_q^{rb}$  описывается соотношением (35), а оптимальное решение задачи для проектов множества  $\overline{P_q^{rb}} = P_q \setminus P_q^{rb} = P_q^{\bar{r}b} \cup P_q^{\bar{r}b} \cup P_q^{\bar{r}b}$  – соотношением (38). Так как проекты подмножества  $P_q^{rb}$  являются рискованными и изменяющими операционный бюджет, то включение проекта из этого множества в план приводит к изменению правых частей задач для множеств проектов  $\overline{P_q^{rb}}, P_q^{\bar{r}b}, P_q^{\bar{r}b}$ . Рассмотрим все возможные варианты вхождения решений  $x_q^k(P_q^{rb}), k = 1, |K(P_q^{rb})|$  из множества допустимых решений (35) в план. Если  $x_q^k(P_q^{rb})$  – произвольное решение из множества (35), то задачи для подмножеств  $\overline{P_{mq}^{rb}}, \overline{P_{mq}^{\bar{r}b}}, \overline{P_{mq}^{\bar{r}b}}$ , соответственно, описываются соотношениями (39) – (40), (41) – (42), (43) – (44):

$$\sum_{p_i \in \overline{P_{mq}^{rb}}} \alpha_i x_i \rightarrow \max, \quad (39)$$

$$\sum_{p_i \in \overline{P_{mq}^{rb}}} c_i x_i \leq c_r^*(x_{(q+1)n}) - c_r(x_q^k(P_q^{rb})). \quad (40)$$

$$\sum_{p_i \in P_q^{\bar{r}b}} \alpha_i x_i \rightarrow \max, \quad (41)$$

$$\sum_{p_i \in P_q^{\bar{r}b}} \Delta b_i x_i \leq \Delta b^*(x_{(q+1)n}) - \Delta b(x_q^k(P_q^{rb})). \quad (42)$$

$$\sum_{p_i \in \overline{P_{mq}^{\bar{r}b}}} \alpha_i x_i \rightarrow \max, \quad (43)$$

$$\sum_{p_i \in \overline{P_{mq}^{\bar{r}b}}} c_i x_i \leq c^*(x_{(q+1)n}) - c(x_q^k(P_q^{rb})). \quad (44)$$

Решив по выше описанной процедуре задачи (39) – (40), (41) – (42), (43) – (44) с целью определения оптимума на множестве проектов  $\overline{P_q^{rb}}$  (при условии выбора решения  $x_q^k(P_q^{rb})$  для многоцелевых проектов) получим, по аналогии с (38), следующее решение:

$$(x_q^{hopt}(\overline{P_q^{rb}} | x_q^k(P_q^{rb})), \alpha(x_q^{hopt}(\overline{P_q^{rb}} | x_q^k(P_q^{rb}))), c(x_q^{hopt}(\overline{P_q^{rb}} | x_q^k(P_q^{rb}))), c_r(x_q^{hopt}(\overline{P_q^{rb}} | x_q^k(P_q^{rb}))), \Delta b(x_q^{hopt}(\overline{P_q^{rb}} | x_q^k(P_q^{rb}))). \quad (45)$$

Совокупный эффект от одноцелевых проектов  $m$ -го направления программы развития при условии, что выбрано решение  $x_q^k(P_q^{rb}), k = 1, |K(P_q^{rb})|$  будет:

$$\alpha(x_q^{hopt}(\overline{P_q^{rb}} | x_q^k(P_q^{rb})), x_q^k(P_q^{rb})) = \alpha(x_q^{hopt}(\overline{P_q^{rb}} | x_q^k(P_q^{rb}))) + \alpha(x_q^k(P_q^{rb})). \quad (46)$$

Соответствующие совокупные затраты на реализацию этих проектов составят:

$$c(x_q^{hopt}(\overline{P_q^{rb}} | x_q^k(P_q^{rb})), x_q^k(P_q^{rb})) = c(x_q^{hopt}(\overline{P_q^{rb}} | x_q^k(P_q^{rb}))) + c(x_q^k(P_q^{rb})). \quad (47)$$

С целью упрощения записей при последующем изложении введем обозначение

$$x_q^{hoptk} = (x_q^{hopt}(\overline{P_q^{rb}} | x_q^k(P_q^{rb})), x_q^k(P_q^{rb})). \quad (48)$$

С учетом обозначения (48), множество решений задачи для проектов  $P_q = P_q^{\bar{r}b} \cup P_q^{\bar{r}b} \cup P_q^{rb}$  (с включением в запись соответствующих показателей) опишем соотношением:

$$\{(x_q^{hoptk}, \alpha(x_q^{hoptk}), c(x_q^{hoptk}), c_r(x_q^{hoptk}), \Delta b(x_q^{hoptk})) | k = 1, |K(P_q^{rb})|\}. \quad (49)$$

Оптимальное решение задачи для множества проектов  $P_q$ , при условии выбора допустимого решения  $x_{(q+1)n}$  для многоцелевых проектов, определится из соотношения:

$$x_q^{h_{optk}^{opt}}(x_{(q+1)n}) = arg \max_{k=1, |K(P_q^{rb})|} \alpha(x_q^{h_{optk}^{opt}}(x_{(q+1)n})). \quad (50)$$

Опишем его следующим соотношением:

$$(x_q^{h_{optk_{opt}}^{opt}}(x_{(q+1)n}), \alpha(x_q^{h_{optk_{opt}}^{opt}}(x_{(q+1)n})), c(x_q^{h_{optk_{opt}}^{opt}}(x_{(q+1)n})), c_r(x_q^{h_{optk_{opt}}^{opt}}(x_{(q+1)n})), \Delta b(x_q^{h_{optk_{opt}}^{opt}}(x_{(q+1)n}))). \quad (51)$$

**Определение безусловного оптимального инвестиционного портфеля проектов предприятия.** Оптимальный инвестиционный портфель сформируем как наилучшую (по суммарному эффекту) комбинацию допустимого решения  $x_{(q+1)n} = (x_{(q+1)}, x_{(q+2)}, \dots, x_n) \subset x = (x_i | i = \overline{1, n})$  для подмножества  $P_{(q+1)n} = \{p_i | i = (q+1), n\}$  многоцелевых проектов и соответствующего оптимального решения (51) для подмножества  $P_q = \{p_i | i = \overline{1, q}\}$  одноцелевых проектов. Очевидно, общий эффект  $\alpha(P|x_{(q+1)n})$  от сформированного инвестиционного портфеля проектов при выборе решения  $x_{(q+1)n}$  будет

$$\alpha(P|x_{(q+1)n}) = \sum_{i=q+1}^n \alpha_i x_i + \alpha(x_q^{h_{optk_{opt}}^{opt}}(x_{(q+1)n})). \quad (52)$$

Безусловный оптимальный инвестиционный портфель определится из соотношения:

$$(x_1, x_2, \dots, x_{(m-1)}, x_m)^{opt} = arg \max_{x_{(q+1)n} \in X_{(q+1)n}} \alpha(P|x_{(q+1)n}). \quad (53)$$

Пример. Пусть инициировано 8 проектов. Характеристики проектов приведены в табл. 1.

Первые три проекта являются рисковыми, четвертый и пятый проекты изменяют операционный бюджет, шестой и седьмой не относятся к рисковым и не изменяют операционный бюджет. Восьмой проект является многоцелевым. Изменение характеристик одноцелевых проектов, обусловленное многоцелевым проектом, описывается табл. 2.

Пусть  $c^* = 2400$ ,  $c_r^* = 300$ ,  $\Delta b^* = 120$ . Заметим, что среди одноцелевых проектов нет таких, которые одновременно являются рисковыми и изменяющими операционный бюджет, то есть множество  $P^{rb}$  пусто. Так как многоцелевой проект единственный, то имеется всего два варианта вхождения его в инвестиционный портфель:  $x_8 = 0, x_8 = 1$ .

Таблица 1

Характеристики инициированных проектов  $p_i$

$\alpha_i$	3	8	4	4	6	6	9	5
$r_i$	1	1	1	0	0	0	0	0
$c_i$	65	312	144	60	90	76	423	1600
$\Delta b_i$	0	0	0	48	110	0	0	30
$\sum_{i=1}^n \alpha_i$	45							
$\sum_{i=1}^n c_i$	2770							

Таблица 2

Изменение характеристик одноцелевых проектов

$\delta \alpha_i$	2	0	0	1	0	0	3	0
$\delta r_i$	0	0		0	0	0	0	0
$\delta c_i \delta c_i$	-5	0	0	-3	0	0	-30	0
$\delta b_i$	0	0	0	0	0	0	0	0



Разработанный программный комплекс сформирован для случая  $x_8 = 0$  17 решений, упорядоченных по убыванию величины суммарного эффекта от проектов портфеля. Соответствующий скриншот приведен на рис. 1 а. Аналогично, комплекс сформировал 14 решений для случая  $x_8 = 1$ . Эти решения представлены на рис. 1 б.

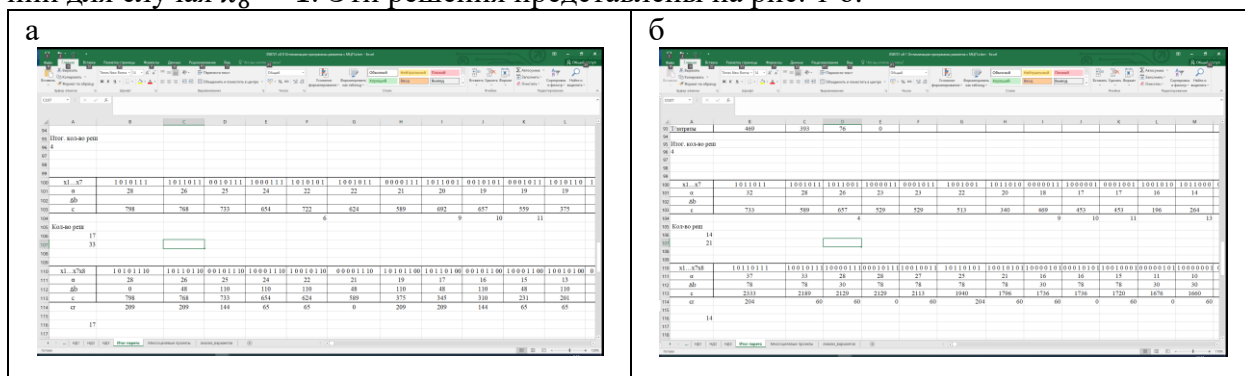


Рис. 1. Решения задачи для случаев: а –  $x_8 = 0$ ; б –  $x_8 = 1$

В соответствии с процедурой (54), наилучшим по суммарному эффекту является решение  $x_1...x_8 = 10110111$ , включающее многоцелевой проект ( $x_8 = 1$ ), имеющее эффект в 37 единиц, затраты в 2333 единиц, увеличивающее операционный бюджет на 78 единиц и содержащее 2 рискованных проекта с инвестициями в 204 единицы.

**Выводы.** Рассмотренная задача формирования инвестиционного портфеля проектов предприятия охватывает обширный класс практически востребованных задач. Такая общность обусловлена следующими учитываемыми особенностями:

- каждый проект программы может описываться 2, 3 или 4 показателями;
- среди инициируемых для реализации проектов могут присутствовать (или отсутствовать) многоцелевые проекты.

Ввиду сложности предложенной процедуры решения рассмотренной задачи, для реализации процедуры разрабатывается комплекс специализированных программных средств.

### Список литературы

1. Бурков В.Н., Уандыкова М.К., Елеукулова А.Д. Многоцелевые проекты в задаче формирования программы развития нефтегазовой отрасли // Вестник ЮУрГУ. Серия «Компьютерные технологии, управление, радиоэлектроника». – 2017. – Т. 17. – № 4. – С. 113-121.
2. Бурков В.Н., Щепкин А.В., Амелина К.Е. [и др.]. Комплексный механизм управления развитием организации // Вестник Южно-Уральского государственного университета. Серия: Компьютерные технологии, управление, радиоэлектроника. – 2019. – Т. 19. – № 3. – С. 79-93.
3. Каиркенов Х.К., Зимин А.В., Буркова И.В., Зимин В.В. О механизме формирования программ развития, содержащей многоцелевые проекты // Системы управления и информационные технологии. – 2022. – №1(87). – С. 73-76
4. Каиркенов. Х.К., Байдалин А.Д., Загидулин И.Р. О повышении вычислительной эффективности процедуры формирования программы развития, содержащей многоцелевые проекты // Системы автоматизации (в образовании, науке и производстве) : труды XIII всерос. науч.-практ. конф. (с междунар. участ.), 2–3 декабря 2021 г. – Новокузнецк : Издательский центр СибГИУ, 2021. – С. 309-315.
5. Буркова И.В. Метод сетевого программирования в задачах нелинейной оптимизации // Автоматика и телемеханика. – 2009. – № 10. – С. 15-21.

6. Бурков В.Н. Корепанов В.О., Кашенков А.Р. Метод таблиц допустимых решений в задаче о ранце // Вестник ЮУрГУ. Серия «Компьютерные технологии, управление, радиоэлектроника». – 2018. – Т. 18. – №2. – С. 38 – 53.

УДК 62-83:622.23.05

## ОПТИМИЗАЦИЯ ХАРАКТЕРИСТИК ЭЛЕКТРОПРИВОДА ПЕРЕМЕННОГО ТОКА ПОДЪЕМНЫХ УСТАНОВОК

д.т.н Островляничик В.Ю., Маршев Д.А., к.т.н. Кубарев В. А., к.т.н. Поползин И.Ю.  
Сибирский государственный индустриальный университет, г. Новокузнецк, Россия

**Аннотация.** Одним из основных требований к электроприводу подъемной установки является максимальная перегрузочная способность электропривода в момент трогания с места и сохранение ее на всем протяжении цикла; при этом должны обеспечиваться требуемые ограничения по рывкам и ускорению. В работе предлагается способ оптимизации характеристик асинхронного двигателя с фазным ротором, который применяется в электроприводе большинства подъемных установок и тяжелых конвейеров.

**Ключевые слова:** шахтная подъемная установка, асинхронный двигатель с фазным ротором, магнитный поток, ЭДС статора.

Одной из основных особенностей асинхронного двигателя (АД) является отсутствие отдельной обмотки возбуждения. Ток возбуждения, образующий вращающееся магнитное поле, и ток нагрузки протекают по одной и той же обмотке. Магнитный поток определяет процесс передачи мощности, передаваемой из сети в ротор, а, значит, и определяет потери энергии при электромагнитном преобразовании электрической мощности в механическую.

Рассмотрим условия формирования потока АД. За один период  $T$  переменного тока ротор поворачивается на одно полное деление в одну секунду ( $1/pT=f/p$  оборотов), а частота вращения составляет:

$$n_1 = \frac{60f}{p}. \quad (1)$$

Обмотка ротора АД с короткозамкнутым ротором (АДКЗ) с числом пар полюсов  $p$  состоит из  $N$  стержней, в которых вращающимся магнитным полем индуцируется ЭДС в двух соседних стержнях со сдвигом фаз в  $360^\circ p/N$ . Можно считать, что число фаз короткозамкнутого ротора равно числу стержней:  $m_2=N$ , а число витков в фазе:  $w=1/2$ .

Аналогично, цепь фазного ротора представляет трехфазную систему  $m_2=3$ , с числом витков в каждой фазе  $w_2$ .

Частота вращения поля ротора:

$$f_2 = \frac{p(n_1-n)}{60}, \quad (2)$$

где  $n$  – частота вращения ротора, об/мин,  $n_1$  – частота вращения поля статора.

Если ротор замкнуть, токи образуют многофазную систему с  $m_2=N$  для асинхронного двигателя с короткозамкнутым ротором; либо с  $m_2=3$  – для асинхронного двигателя с фазным ротором;

Относительную частоту вращения  $n_{отн}=n_1-n$  можно определить как:

$$n_{отн} = \frac{60f_2}{p}.$$

Так как ротор вращается с той же частотой, то:

$$n_{отн} + n = (n_1 - n) + n = n_1, \quad (3)$$

т.е. поле ротора вращается синхронно с полем статора.

Частота вращения полей ротора и статора связаны соотношением:

$$\omega = \omega_0 S,$$

где  $s$  – скольжение:  $s = \frac{\omega_0 - \omega}{\omega_0}$ ,  $\omega$  – угловая скорость вращения поля ротора,  $\omega_0$  – угловая скорость вращения поля статора.

Различают три режима:

– режим пуска:  $s=1$ ;

– рабочий режим: нагрузка определяется тормозным режимом от момента статического  $M_c$ . при номинальных параметрах  $r_1, r_2, x_2$  и  $s<1$ ;

– номинальный режим: при  $S_{ном}, I_{ном}, U_{ном}, M_{ном}$ .

Нагрузка определяется тормозным моментом  $M_c$  при  $s<1$ .

Состояние машины определяется балансом магнитодвижущих сил. Справедливо условие:

$$F_{стат} - F_{рот} = F_{xx} = const,$$

где  $F_{стат}$  – магнитодвижущая сила (МДС) статора,  $F_{рот}$  – МДС ротора,  $F_{xx}$  – МДС двигателя в режиме холостого хода.

При этом обеспечивается сохранение магнитного потока и полная передача мощности от статора к ротору, а, следовательно, максимальный КПД АД.

Указанное выше условие равновесия МДС можно записать в виде:

$$I_1 w_1 - I_2 w_2 = I_{1x} w_1 = const, \quad (4)$$

где  $I_1, I_2$  – соответственно, комплексные значения тока статора и ротора АД;  $I_{1x}$  – ток холостого хода АД;  $w_1, w_2$  – число витков обмотки статора и ротора соответственно.

Из (4) с учетом обмоточных коэффициентов статора  $k_{об1}$  и ротора  $k_{об2}$  можно определить ток статора:

$$I_1 = \frac{m_2 w_2 k_{об2}}{3 w_1 k_{об1}} I_2 + I_{1x} = I'_2 + I_{1x}. \quad (5)$$

Величина

$$I'_2 = \frac{m_2 w_2 k_{об2}}{3 w_1 k_{об1}} I_2 \quad (6)$$

называется приведенным током ротора; физический смысл этой величины состоит в том, что это часть тока статора, которая уравнивает размагничивающее действие тока ротора при работе АД с нагрузкой на валу.

Вращающееся магнитное поле статора обеспечивается ЭДС статора, действующее значение которой может быть определено как:

$$E_1 = 4,44 f_1 w_1 k_{об1} \Phi_m, \quad (7)$$

где  $f_1$  – частота напряжения на статоре;  $\Phi_m$  – магнитный поток машины.

ЭДС ротора с учетом соотношения  $\omega = 2\pi f/p$  может быть определена как:

$$E_2 = 4,44 f_1 s w_2 \Phi_m = \frac{\sqrt{2}}{2} \omega p w_2 \Phi_m, \quad (8)$$

Из (8) следует, что при всех управляемых параметрах АД главным критерием условия полной передачи мощности от статора к ротору является условие постоянства магнитного потока электрической машины.

Известно, что электромагнитное преобразование определяется мощностью электрических потерь в роторе на его активном сопротивлении  $r_2$ :

$$\Delta P_{эл} = M \omega_0 s = p m_2 I_2^2 r_2, \quad (9)$$

т.е. в основном определяется активной составляющей тока ротора.

Ток ротора определяется из выражения:

$$I_2 = \frac{E_2}{\sqrt{r_2^2 + x_{2к}^2 s^2}}, \quad (10)$$

где  $x_{2к}$  – индуктивное сопротивление короткого замыкания АД.

К статору машины из сети подводится мощность, определяемая по выражению:

$$P_1 = m_1 U_1 I_1 \cos \varphi_1, \quad (11)$$

где  $U_1$  – действующее значение напряжения на статоре;  $\varphi_1$  – угол сдвига фаз между напряжением и током ротора.

По аналогии с (11) мощность электрических потерь ротора определяется как:

$$\Delta P_{эл} = m_2 E_2 I_2 \cos \varphi_2, \quad (12)$$

где  $\varphi_2$  – угол сдвига фаз между ЭДС и током ротора.

При вращении ротора в нем наводится ЭДС:

С учетом (7-8), ЭДС неподвижного ротора:

$$E_{2н} = \frac{E_2}{s} = \frac{\sqrt{2}}{2} p w_2 \omega_0 \Phi_m = C_e \omega_0 \Phi_m, \quad (13)$$

где  $C_e = \frac{\sqrt{2}}{2} p w_2$ .

Так как момент определяется активной составляющей тока ротора, с учетом (9) получим:

$$M_\partial = \frac{\sqrt{2}}{2} p m_2 w_2 I_2 \Phi_m \cos \varphi_2; \quad (14)$$

$$\cos \varphi_2 = \frac{r_2}{\sqrt{r_2^2 + x_{2к}^2 s^2}}. \quad (15)$$

С учетом (15):

$$M_\partial = \frac{\sqrt{2}}{2} p m_2 w_2 I_2 \Phi_m \frac{r_2}{\sqrt{r_2^2 + x_{2к}^2 s^2}} = I_2 \frac{r_2}{\sqrt{r_2^2 + x_{2к}^2 s^2}} C_e \Phi_m. \quad (16)$$

Ток вращающегося ротора с учетом (13) определяется из выражения:

$$I_2 = \frac{E_2}{\sqrt{r_2^2 + x_{2к}^2 s^2}} = \frac{\frac{E_1}{k_T s}}{\sqrt{r_2^2 + x_{2к}^2 s^2}} = \frac{E_{2н} s}{\sqrt{r_2^2 + x_{2к}^2 s^2}}. \quad (17)$$

С учетом (17) выражение (16) примет вид:

$$M_\partial = I_2 \frac{E_{2н} s r_2}{\sqrt{r_2^2 + x_{2к}^2 s^2}} C_e \Phi_m. \quad (18)$$

Таким образом, проведенный анализ и выражения (8) – (18) позволяют установить условие постоянства магнитного потока двигателя и влияние на него всех параметров двигателя. Основные из них – частота питающего напряжения и его амплитуда. Важными являются условия баланса МДС (4) – (6), так как выполнение этих условий позволяет установить степень влияния внешних и внутренних факторов на размагничивающее действие ротора и способность АД компенсировать его влияние.

Электромагнитные процессы в статоре АД идентичны процессам в первичной обмотке трансформатора. Отличие определяется наличием воздушного зазора между статором и ротором, влияющего на магнитную проницаемость, и, как следствие, на вид кривой намагничивания. Вращающееся магнитное поле пересекает обмотки статора и ротора, индуцируя в них переменную ЭДС. Среднее значение ЭДС за полупериод:

$$E_{cp} = w_1 \frac{\Delta \Phi}{\Delta t} = 4 f w_1 \Phi_m. \quad (19)$$

Действующее значение ЭДС:

$$E_1 = k_\phi E_{cp} = 4,44 f_1 w_1 \Phi_m, \quad (20)$$

где  $k_\phi = 1,11$  – коэффициент формы синусоиды.

Учитывая, что частота вращения магнитного поля статора зависит от числа пар полюсов машины  $p$  и частоты  $\omega_1$ , ЭДС статора определится выражением:

$$E_1 = \frac{4,44}{2\pi} \omega_1 p w_1 \Phi_m = \frac{1}{\sqrt{2}} \omega_1 p w_1 \Phi_m. \quad (21)$$

Расчет магнитной системы машин постоянного и переменного тока производится по одной и той же методике по закону полного тока для магнитных цепей. При этом полагают, что для МДС обмотки  $F_\delta$  при возбуждении машины постоянным током, необходимый ток возбуждения определяется по значению МДС на пару полюсов:

$$I_\delta = \frac{F_\delta}{2w_\delta}, \quad (22)$$

где  $w_\delta$  – количество витков на полюсе.

При создании магнитного потока переменным током магнитный поток и МДС меняются по синусоидальному закону ( $F = F_m \sin \omega t$ ) и действующее значение МДС эквивалентно МДС возбуждения  $F_g = \frac{F_m}{\sqrt{2}}$ . Тогда намагничивающий ток при создании потока переменным током можно определить по выражению:

$$I_\mu = \frac{\pi p F_g}{2\sqrt{2} w_1 k_{об1}} = 1,11 \frac{F_g}{w_1} p. \quad (23)$$

Кривая намагничивания для электрической машины может быть получена из универсальной кривой в условных единицах [1]. Такая кривая приведена в рис. 1 и соответствует табл. 1.

Таблица 1

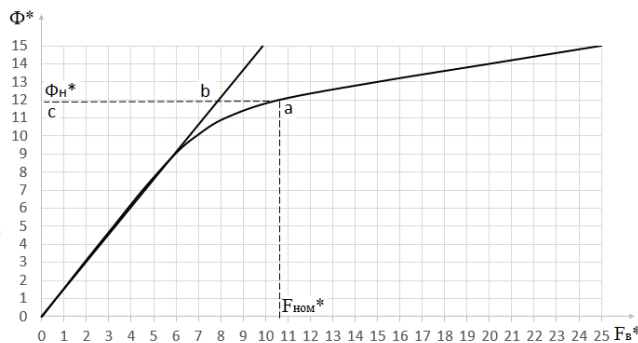
Универсальная кривая намагничивания

$\Phi^*$	3	5	7	9	10	11	12	13	14	15
$F_B^*$	1,9	3,2	4,5	5,95	6,9	8,2	10,6	15	20	25

Из (23) следует:

$$F_g = \frac{I_\mu w_1}{1,11 p}. \quad (24)$$

Выражение (24) следует использовать при пересчете значений МДС и потока для реальной машины и для определения номинальных значений для потока и тока намагничивания реального двигателя.



$\Phi^*$  - магнитный поток в условных единицах,  $F_B^*$  – МДС при питании обмотки возбуждения постоянным током в условных единицах (у.е.)

Рис. 1. Универсальная кривая намагничивания электрической машины

Коэффициент насыщения  $K_{нас} = 1,5$  характеризует переход от прямолинейного участка, соответствующего ненасыщенной магнитной системе машины, к участку насыщения. Участок правее точки *a* на рис. 1 соответствует коэффициенту  $K_3 = 0,25$ . На линеаризованном криволинейном участке коэффициент усиления составит  $K_2 = 0,6$ .

Для определения параметров реальной машины необходимо определить число витков статора  $w_1$  на полюс. Число витков фазы обмотки статора определим на основании закона полного тока через сумму ЭДС отдельных витков:

$$E_1 = \sum E_{1\phi} \text{ или } E_1 = E_{1\phi} \cdot w_1. \quad (25)$$

Ток холостого хода равный току намагничивания  $I_0 = I_\mu$  создает на активном и реактивном сопротивлении обмотки падение напряжения  $\Delta U$ . Из изложенного следует, что:

$$w_1 = \frac{E_1}{E_{1\phi}}. \quad (26)$$

Падение напряжения составляет 2,5...4% от  $U_1$  [2], то есть в среднем около 3%; таким образом, без ущерба для точности расчета можно принимать:

$$E_1 = 0,97 \cdot U_1.$$

Тогда:

$$w_1 = \frac{0,97 \cdot U_1}{E_{1\phi}}. \quad (27)$$

Мгновенное значение ЭДС одного витка:

$$e_{1\phi} = -\frac{d\Phi}{dt}.$$

Магнитный поток изменяется по закону:

$$\Phi = \Phi_m \cdot \sin \omega t,$$

где  $\Phi_m$  – амплитудное значение магнитного потока;  $\omega$  – угловая частота вращения поля.

Тогда  $e_{1\phi} = \omega \cdot \Phi \cdot \sin(\omega \cdot t - \frac{\pi}{2})$ . Учитывая, что максимальное значение ЭДС одного витка достигается при  $\sin(\omega t + \frac{\pi}{2})$  и  $\omega = \frac{(2\pi f)}{p}$ :

$$E_{1\phi} = \omega \Phi_m = 2\pi f \Phi_m / p.$$

Действующее значение отличается от максимального на  $\sqrt{2}$ :

$$E_{1\phi} = \frac{2\pi}{p\sqrt{2}} f \Phi_m.$$

Уменьшение ЭДС из-за сдвига фаз между ЭДС отдельных секций и из-за укорочения шага обмотки учитывается введением обмоточного коэффициента. Для асинхронных машин  $k_{об} = 0,9 \dots 0,96$ . Тогда окончательно ЭДС одного витка равно:

$$E_{1\phi} = \frac{4,44 f \Phi_m k_{об}}{p}.$$

Число витков в фазе может быть определено как:

$$w_1 = \frac{0,97 U_1 p}{4,44 f \Phi_m k_{об}}.$$

Поток под полюсом распределяется равномерно. Величина средней магнитной индукции в воздушном зазоре:

$$B_{cp} = \frac{B_\delta}{\frac{\pi}{2}} = \frac{2}{\pi} B_\delta, \quad (28)$$

где  $\frac{2}{\pi}$  – коэффициент, учитывающий равномерность распределения магнитного потока под полюсом;  $B_{cp}$  – среднее значение магнитной индукции в воздушном зазоре;  $B_\delta$  – максимальное значение магнитной индукции в воздушном зазоре.

Отсюда значение магнитного потока:

$$\Phi = \frac{2}{\pi} B_\delta S_\delta, \quad (29)$$

где  $S_\delta$  – площадь полюса в воздушном зазоре, определяемая как:

$$S_\delta = \tau \cdot l_p,$$

где  $l_p$  – расчетная длина магнитопровода,  $\tau$  – полюсное деление.

Окончательно число витков в фазе определится как:

$$w_1 = \frac{0,97 U_1}{4,44 f \Phi_m k_{об}}. \quad (30)$$

При известном значении ЭДС и числа витков в обмотке можно определить номинальный поток двигателя:

$$\Phi_{ном} = \frac{E_1 \sqrt{2}}{\omega p w}.$$

Зависимость  $\Phi = f(I_\mu)$  можно установить непосредственно из кривой намагничивания. Кривую можно разбить на три линейных участка с коэффициентами  $K_1$ ,  $K_2$  и  $K_3$ . Уч-

тывая, что  $K = \frac{\Delta \Phi}{\Delta I}$ , получим:

$$\Phi_m = \begin{cases} K_1 I_\mu, & 0 < I_\mu \leq I_{\mu d}, \\ \Phi_d + K_2 I_\mu, & I_{\mu d} < I_\mu \leq I_{\mu a}, \\ \Phi_a + K_3 I_\mu, & I_{\mu a} < I_\mu. \end{cases} \quad (31)$$

Таким образом, можно предложить следующую методику расчёта магнитной системы асинхронного двигателя:

На основании закона полного тока для магнитных цепей устанавливается взаимосвязь магнитной системы асинхронного двигателя с машиной постоянного тока, определяется действующее значение намагничивающего тока асинхронного двигателя эквивалентного МДС обмотки при возбуждении машины постоянным током.

На основании закона полного тока определяется количество витков на полюс и номинальный магнитный поток асинхронного двигателя.

При определённых значениях количества витков на полюс и номинального потока  $\Phi_{ном}$  и универсальной кривой намагничивания получается кривая намагничивания асинхронного двигателя  $\Phi = f(I_\mu)$ .

Производится аппроксимация кривой намагничивания тремя прямолинейными участками и получается нелинейная зависимость (31).

Учитывая что  $\dot{U}_s + (-\dot{E}_s) = \dot{I}_\mu(r_s + j\omega_s L_s)$ , [2,5] и формулы (7), (10), (31), получим систему уравнений, устанавливающую взаимосвязь между напряжением, подводимым к статору, намагничивающего тока, магнитным потоком и ЭДС статора. Наличие этих взаимосвязей позволяет реализовать оптимальное управление магнитным потоком двигателя. Это даёт возможность значительно улучшить качество управления и энергоэффективность электропривода.

$$\begin{cases} \Delta U_s = U_s - E_s, \\ I_{\mu a} = \Delta U_s / Z_s, \\ Z_s = \sqrt{r_s^2 + \omega_s^2 L_\mu^2}, \\ I_\mu = I_{\mu a} \frac{1}{T_s p + 1}, \\ \Phi_m = \begin{cases} K_1 I_\mu, & 0 < I_\mu \leq I_{\mu d}, \\ \Phi_\delta + K_2 I_\mu, & I_{\mu d} < I_\mu \leq I_{\mu a}, \\ \Phi_a + K_3 I_\mu, & I_{\mu a} < I_\mu; \end{cases} \\ E_s = C_e \cdot \Phi_m \omega_s, \\ E_{rn} = \frac{1}{K_T} E_s. \end{cases} \quad (32)$$

где  $U_{s\phi}$  – напряжение фазы статора;  $\omega_s$  – частота вращения поля статора;  $r_s$  – активное сопротивление фазы статора;  $x_\mu = \omega_{ном} L_\mu$  – индуктивное сопротивление фазы статора;  $L_\mu = \frac{x_\mu}{\omega_{ном}}$  – индуктивность фазы статора;  $I_{\mu ном}$  – номинальный намагничивающий ток статора;  $I_\mu$  – намагничивающий ток статора;  $I_{\mu a}$  – безынерционная составляющая намагничивающего тока статора;  $T_{\phi s} = \frac{1}{\omega_s} = \frac{L_\mu}{Z_s}$  – электромагнитная постоянная времени статора;  $K_1, K_2, K_3$  – коэффициенты линеаризации кривой намагничивания;  $C_e = \frac{1}{\sqrt{2}} w_1 \cdot p \cdot k_{об}$  – конструктивный коэффициент;  $K_T = \frac{w_1}{w_2}$  – коэффициент трансформации;  $K_s = \frac{1}{T_s}$ .

Структурная схема статора асинхронного двигателя с регулятором потока и блоком разделения зон управления представлена на рис. 2.

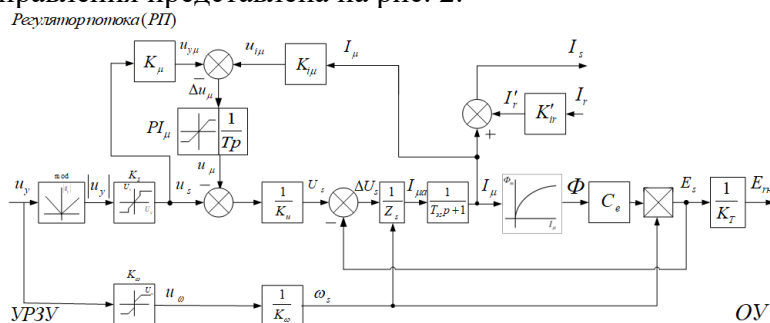


Рис. 2. Структурная схема АДФР с преобразователем частоты в статоре, астатическим регулятором вращающегося магнитного потока статора, разделением зон управления

На структурной схеме (рис. 2) имеются две зоны регулирования:

1-я зона – управление АДФР при частоте вращения до  $(0,2 \div 0,3)\omega_{ном}$ . Управление выполняется при наличии в цепи ротора дополнительного сопротивления и постоянном номинальном магнитном потоке статора. Управление осуществляется изменением напряжения и частоты вращения поля статора.

2-я зона – управление при частоте вращения выше  $(0,2 \div 0,3)\omega_{ном}$ . Управление выполняется при закорооченном роторе изменением частоты при постоянном номинальном магнитном потоке статора.

Математическая модель асинхронного двигателя с астатическим регулятором магнитного потока и блоком разделения зон управления будет иметь следующий вид:

Уравнения узла разделения зон управления (УРЗУ):

$$u_s = \begin{cases} K_s |u_y|, 0 < |u_y| \leq u_{уном}, \\ u_{уном}, |u_y| > u_{уном}. \end{cases}$$

$$u_\omega = \begin{cases} K_\omega u_y + (0,2 \div 0,3)u_{\omega ном}, 0 < u_y \leq u_{\omega ном}, \\ u_{\omega ном}, u_y > (0,2 \div 0,3)u_{\omega ном}. \end{cases}$$

$$U_s = \frac{1}{K_u} (u_s - u_\mu).$$

$$\omega_s = \frac{1}{K_\omega} u_\omega.$$

Уравнения регулятора потока:

$$u_{у\mu} = \begin{cases} u_s K_\mu, 0 < u_{у\mu} < u_{у\mu ном}, \\ u_{у\mu ном}, u_{у\mu ном} < u_{у\mu}. \end{cases}$$

$$\Delta u_{у\mu} = u_{у\mu} - u_{i\mu}.$$

$$u_{i\mu} = K_{i\mu} I_\mu.$$

$$u_\mu = \begin{cases} \Delta u_{\mu,i} \frac{1}{T_p}, 0 < u_\mu \leq u_{\mu ном}, \\ u_{\mu ном}, u_\mu > u_{\mu ном}. \end{cases}$$

Коэффициенты и параметры вычислительной модели:  $u_y$  – сигнал управления;  $|u_y|$  – модуль сигнала управления;  $u_s$  – сигнал управления напряжением статора;  $u_\omega$  – сигнал управления скоростью вращения магнитного потока статора;  $U_s$  – выходное напряжение преобразователя;  $\Delta U_s$  – разность напряжения статора и ЭДС;  $u_{i\mu}$  – сигнал измерения тока намагничивания;  $u_{у\mu}$  – сигнал управления напряжением статора;  $\Delta u_{у\mu}$  – разность напряжения задания и текущего значения тока намагничивания;  $\Delta U_s$  – разность напряжения статора и ЭДС;  $E_s$  – ЭДС статора двигателя;  $I_\mu$  – ток намагничивания;  $I_r$  – ток ротора двигателя;  $I_s$  – ток статора двигателя;  $I'_r$  – приведенный ток ротора;  $E_{rn}$  – ЭДС неподвижного ротора АДФР;  $K_{\omega l}$  – коэффициенты усиления блока нелинейного задания скорости при задании скорости более  $(0,2 \div 0,3)u_{\omega ном}$ ;  $K_{\omega 0} \geq \frac{T_M}{T_s}$  – коэффициент усиления блока нелинейного задания скорости при задании скорости от 0 до  $\pm(0,2 \div 0,3)u_{\omega ном}$ ;  $K_s$  – коэффициент усиления блока нелинейного задания напряжения при задании скорости от 0 до  $\pm(0,2 \div 0,3)u_{\omega ном}$ ;  $K_\omega = \frac{u_{\omega ном}}{\omega_{ном}}$  – коэффициент передачи канала управления скоростью;  $K_u = \frac{u_{s ном}}{U_{s ном}}$  – коэффициент передачи преобразователя по напряжению;  $K_\mu = \frac{u_{у\mu ном}}{u_{s ном}}$  – коэффициент передачи канала управления магнитным потоком;  $u_{у\mu ном}$  – номинальный уровень сигнала управления напряжением статора, соответствующий номинальному току намагничивания;  $K_{i\mu} = \frac{u_{i\mu ном}}{I_{\mu ном}}$  – коэффициент передачи канала измерения тока намагничивания;  $u_{i\mu ном}$  – номинальный уровень



сигнала измерения тока намагничивания;  $I_{\mu ном}$  – номинальный ток намагничивания;  $T$  – постоянная времени регулятора тока намагничивания;  $K_p = \frac{1}{T}$  – коэффициент постоянной времени регулятора тока намагничивания;  $Z_s = \sqrt{r_s^2 + \omega_s^2 L_\mu^2}$  – полное сопротивление статора;  $r_s$  – активное сопротивление статора;  $L_\mu$  – суммарная индуктивность цепи статора и цепи намагничивания двигателя;  $T_s$  – электромагнитная постоянная времени статора;  $K_s = \frac{1}{T_s}$  – коэффициент постоянной времени статора;  $K'_{ir} = w_1/w_2$  – коэффициент приведения тока ротора;  $C_e = \frac{1}{\sqrt{2}} w_1 p \cdot k_{об}$  – конструктивный коэффициент электрической машины;  $K_T = \frac{E_s}{E_r}$  – коэффициент трансформации напряжений статора и ротора.

**Выводы.** Таким образом, на основании вышеизложенного можно сделать следующие выводы. На основе анализа баланса магнитодвижущих сил установлено, что основной задачей оптимизации рабочих характеристик является сохранение заданного баланса на основе адаптации магнитного потока к изменению как внешних, так и внутренних факторов.

Реализован способ стабилизации потока путём астатического регулирования тока намагничивания. Внедрение астатического регулятора потока позволяет осуществить двухзонное регулирование скорости с глубоким изменением частоты поля статора и с сохранением перегрузочной способности.

Комбинированное управление при стабилизации баланса МДС позволяет реализовать рабочие характеристики при минимизации потребления реактивной энергии.

Предложена методика расчёта магнитного потока возбуждения асинхронного двигателя. Предложена математическая модель потока возбуждения АДФР, отличающаяся наличием нелинейной зависимости  $\Phi(I_\mu)$ , регулятора потока  $u_\mu(I_\mu)$  и блока разделения зон управления.

#### Список литературы

1. Брускин Д.Э., Зорохович А.Е., Хвостов В.С. Электрические машины: в 2 ч. Ч. 1. – М.: Высшая школа, 1979. – 288 с.
2. Кравчик А.Э. [и др.]. Асинхронные двигатели серии 4А: справочник. – М.: Энергоиздат, 1982. – 503 с.
3. Островляничик В.Ю., Поползин И.Ю., Кубарев В.А., Маршев Д.А. Режимы работы преобразователя частоты в цепи ротора асинхронного электропривода шахтного подъема // Научные технологии разработки и использования минеральных ресурсов. – 2021. – № 7. – С. 262-266.
4. Островляничик В.Ю., Кубарев В.А., Поползин И.Ю., Маршев Д.А. Применение частотных преобразователей в цепи статора асинхронного двигателя подъемной установки с двойным питанием // Научные технологии разработки и использования минеральных ресурсов. – 2020. – № 6. – С. 274-278.
5. Ключев В.И. Теория электропривода. – М.: Энергоатомиздат, 2001. – 704 с.

УДК 621.313.333.1: 622.67

#### ИССЛЕДОВАНИЯ АСИНХРОННОГО ЭЛЕКТРОПРИВОДА С ФАЗНЫМ РОТОРОМ ПОДЪЁМНЫХ УСТАНОВОК

д.т.н. Островляничик В.Ю., к.т.н. Кубарев В.А., к.т.н. Поползин И.Ю., Маршев Д.А.  
Сибирский государственный индустриальный университет, г. Новокузнецк, Россия

**Аннотация.** Приведены механическая и электромеханическая характеристики на основе анализа действующих значений переменных статора и ротора АДФР, что имеет большое значение при проектировании, эксплуатации, настройке, анализе и синтезе САУ электроприводом с

тяжёлыми условиями работы при пуске и регулировании скорости. Предложен способ управления и реализации оптимальных характеристик АДФР. Получена и обоснована переменная структура АДФР, которая позволяет произвести синтез оптимальной системы управления с использованием классических подходов.

**Ключевые слова:** асинхронный двигатель, оптимальная система управления, подъёмная установка, система регулирования скорости.

Анализ статических свойств объекта управления является исходным при определении динамических характеристик. Поэтому адекватность математических моделей и качество исследований полностью определяется данными, полученными в результате исследования статических свойств объекта управления (ОУ). Это относится прежде всего к сложным объектам управления. К этой категории относятся объекты управления с двигателями переменного тока.

На основе анализа статических характеристик определяются функциональные свойства ОУ, его структура, параметры управления и возможности деформации характеристик объекта управления для реализации оптимального управления технологическим процессом. Таким образом, при построении систем автоматизированного электропривода (систем автоматического управления), необходимо иметь объект управления, пригодный для анализа и синтеза, т.е. структура ОУ не должна содержать перекрещивающиеся обратные связи. Процессы, происходящие в асинхронном двигателе с фазным ротором (АДФР), описываются следующей системой уравнений [4]:

$$\begin{cases} E_{rн} = \frac{E_s}{k_T}, \\ E_r = E_{2r} - k_E \omega, \\ I_r = \frac{E_r}{\sqrt{r_r^2 + (x_{rk} s)^2}}, \\ \Delta P_3 = I_r \times E_{rн}, \\ M_d = \Delta P_3 \frac{m_r r_r}{\omega_{ном} \sqrt{r_r^2 + (x_{rk} s)^2}}, \\ J \frac{d\omega}{dt} = M_d - M_c. \end{cases} \quad (1)$$

где  $E_s$  – ЭДС фазы статора;  $E_{rн}$  – ЭДС фазы неподвижного ротора;  $E_r$  – ЭДС фазы вращающегося ротора;  $I_r$  – ток фазы ротора;  $\Delta P_3$  – электрическая мощность передаваемая ротору двигателя;  $M_d$  – момент электрического двигателя;  $M_c$  – статический момент нагрузки;  $\omega$  – угловая скорость вращения ротора;  $k_T = \frac{E_s}{E_{rн}} = \frac{w_s}{w_r}$  – коэффициент трансформации ЭДС;  $w_s, w_r$  – количество витков обмотки статора и ротора;  $r_r$  – активное сопротивление фазы ротора;  $s_n$  – номинальное скольжение двигателя;  $x_{rk} = \omega_{ном} L_r$  – индуктивное сопротивление фазы неподвижного ротора;  $\omega_{ном} = \omega_0$  – синхронная скорость вращения поля статора;  $L_r$  – индуктивность обмотки фазы ротора;  $m_r = 3$  – число фаз ротора;  $J$  – момент инерции двигателя;  $k_E = \frac{E_{rн}}{\omega_{ном}} = \frac{1}{\sqrt{2}} p w K_{об} \Phi_{ном}$  – коэффициент передачи ЭДС.

Для построения статической характеристики приведём параметры для АДФР типа 4АК225М6УЗ [1]:

Синхронная частота вращения  $n_{ном} = 1000$  об/мин или скорость вращения поля  $\omega_{ном} = \frac{\pi n_{ном}}{30} = \frac{\pi \cdot 1000}{30} = 104.6$  1/с.

Номинальная мощность двигателя  $P_n = 30$  кВт.

Номинальное напряжение статора,  $U_s = 380$  В.

Коэффициент полезного действия  $\eta = 89\%$ .

Коэффициент мощности двигателя  $\cos \varphi = 0.85$ .

Номинальное напряжение ротора,  $U_{rн} = 140$  В.

Номинальное скольжение,  $s_n\% = 3.5$ .

Критическое скольжение,  $s_k\% = 19.5$ .

Момент инерции двигателя  $J = 0,74 \text{ кг} \cdot \text{м}^2$ .

Число фаз статора и ротора  $m_s=3, m_r=3$ .

Синхронная скорость вращения поля статора:

$$\omega_{ном} = n_{ном} \frac{\pi}{30} = 1000 \frac{3,14}{30} = 104,61/\text{с}.$$

Активное сопротивление обмотки ротора можно определить на основании линейности механической характеристики в рабочей зоне

$$r_r = \frac{E_{rk} s_n}{I_{rn}} = \frac{81 \cdot 0,035}{150} = 0,019 \text{ Ом}.$$

Индуктивное сопротивление фазы неподвижного ротора:

$$x_{rk} = \frac{r_r}{s_k} = \frac{0,019}{0,195} = 0,097 \text{ Ом}.$$

Индуктивность обмотки ротора:

$$L_r = \frac{x_{rk}}{\omega_0} = \frac{0,097}{104,72} = 9,263 \cdot 10^{-4} \text{ Гн}.$$

Коэффициент передачи ЭДС

$$k_E = \frac{E_s}{k_T \omega_0} = \frac{E_{rn}}{\omega_{ном}} = \frac{81}{104,72} = 0,773 \text{ В/с}.$$

Коэффициент трансформации ЭДС

$$k_T = \frac{E_s}{E_r} = \frac{220}{81} = 2,716.$$

Структурная схема АДФР с безинерционным электромагнитным звеном, составленная в соответствии с системой уравнений (1), представлена на рис. 1.

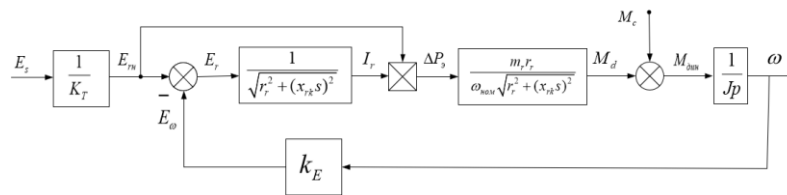


Рис. 1. Структурная схема АДФР

Структурная схема позволяет исследовать статические и динамические свойства АДФР с безинерционным электромагнитным преобразованием при постоянном напряжении и частоте питающей сети и изменении параметров в зависимости от скольжения. На практике используют одну переменную  $\omega$ . Произведём замену  $s$  на  $\omega$ . Для этого в уравнение (1) произведём замену  $x_{rk} = \omega_{ном} L_r$  и  $x_{rk} s = \omega_{ном} L_r s = L_r (\omega_{ном} - \omega)$ . Получим:

$$\begin{cases} E_{rn} = \frac{E_s}{k_T}, \\ E_r = E_{rn} - k_E \omega, \\ I_r = \frac{E_r}{\sqrt{r_r^2 + L_r^2 (\omega_{ном} - \omega)^2}}, \\ \Delta P_3 = I_r \times E_{rn}, \\ M_d = \Delta P_3 \frac{m_r r_r}{\omega_{ном} \sqrt{r_r^2 + (L_r^2 (\omega_{ном} - \omega)^2)}}. \end{cases} \quad (8)$$

На рис. 2 представлена структурная схема, соответствующая системе уравнений (8).

В системе уравнений (8)  $\sqrt{r_r^2 + (L_r^2 (\omega_{ном} - \omega)^2)} = Z_r$  – полное сопротивление цепи ротора, а  $\frac{r_r}{\sqrt{r_r^2 + (L_r^2 (\omega_{ном} - \omega)^2)}} = \cos \varphi_r = \frac{r_r}{Z_r}$ ;  $\varphi$  - угол сдвига по фазе между ЭДС и током ротора.

Естественная механическая характеристика двигателя 4АК225М6У3 с линейным рабочим участком и зоной неустойчивой работы, представлена на рис. 3.

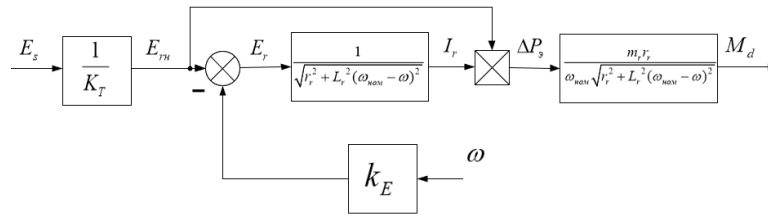
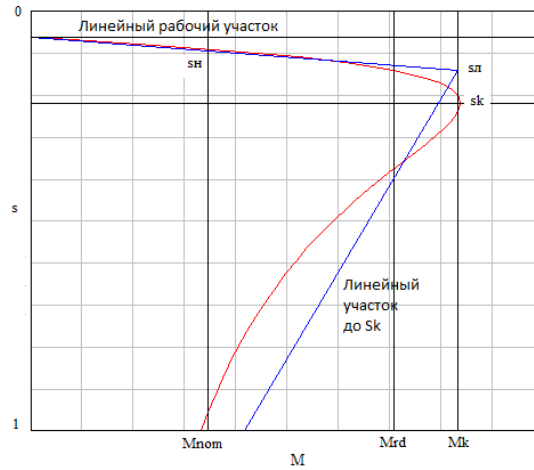


Рис. 2. Структурная схема для статической электромеханической и механической характеристики АДФР



$s_{к.л}$  - критическое скольжение на линейном участке при  $M=M_{л}$   
 Рис. 3. Механическая характеристика двигателя 4АК225М6УЗ

Механическая характеристика имеет зону неустойчивой работы при значениях  $s$  от 1 до  $s_{к.л}$ . Это означает, что при разгоне по естественной характеристике возникают автоколебания с амплитудой  $M_{к} - M_{пуск.}$ . Поэтому необходимо создавать семейства искусственных характеристик. Если выполняется условие постоянства магнитного потока, можно определить следующую стратегию управления. В диапазоне  $(0,2 \div 1)\omega_{ном}$  управлять изменением  $\omega_{ном}$ . При  $\omega < (0,7 \div 0,5)\omega_{ном}$  управление с включённым в цепь ротора добавочным сопротивлением. Управление при  $\omega < 0,2\omega_{ном}$  производится изменением  $E_{гн}$  при  $\omega=0,2 \omega_{ном} = const$ .

С учётом этого рассмотрим передаточные функции для тока и момента.

Передаточная функция по току ротора

$$W_I(p) = \frac{I_r(p)}{E_r(p)} = \frac{E_r}{Z_r(T_3 p + 1)^2}, \tag{9}$$

где  $T_3 = \frac{1}{\omega_{ном} s_{к.л}}$  – электромагнитная постоянная ротора;  $Z_r$  – полное сопротивление фазы ротора.

Такое представление может быть принято на основании [2].

В диапазоне  $(0,7 \div 1) \omega_{ном}$  и

$$Z_r = \sqrt{r_r^2 + L_r^2(\omega_{ном} - \omega)^2} \tag{10}$$

ротор закорочен.

При  $\omega < (0,7-0,5) \omega_{ном}$  управление производится с введением в цепь ротора добавочного сопротивления:

$$Z_r' = \sqrt{r_r'^2 + L_r^2(\omega_s - \omega)^2} \tag{11}$$

введено дополнительное сопротивление  $r_r' = r_r + r_{доб}$ .

Передаточную функцию (9) представим в виде двух звеньев: безинерционного

$$I_{ra} = \frac{E_{ra}}{Z_r} \tag{12}$$

и инерционного

$$I_r = I_{ra} \frac{1}{T_p p + 1} \tag{13}$$

С учётом переключения  $Z_r$  систему уравнений для ротора можно представить в виде:

$$\begin{aligned} E_r &= E_{rн} - K_e \omega; \\ I_{ra} &= \begin{cases} \frac{E_r}{Z_r}, & 0,5\omega_{ном} < |\omega|, \\ \frac{E_r}{Z_r'}, & 0 < |\omega| \leq 0,5\omega_{ном}; \end{cases} \\ Z_r &= \sqrt{r_r^2 + L_r^2(\omega_s - \omega)^2}; \\ Z_r' &= \sqrt{r_r'^2 + L_r^2(\omega_s - \omega)^2}. \end{aligned} \tag{14}$$

Из (8) можно получить:

$$M_\partial = I_r \frac{E_{rн} m_2 r_r}{\omega_{ном} Z_r} \tag{15}$$

или

$$M_\partial = K_M I_r, \tag{16}$$

где  $K_M = \frac{K_e \cdot m_2 \cdot r_r}{Z_r} = K_e \cdot m_2 \cdot k_\phi$ .

Электромеханическую постоянную времени можно получить из уравнения  $M_\partial - M_c = J \frac{d\omega}{dt}$ , подставляя  $M = K_M I$ , получим:

$$\omega = (I_d - I_c) \frac{Z_r}{K_e T_{MP}}, \tag{17}$$

где  $T_M = \frac{J \cdot Z_r}{K_e K_M}$ .

С учётом формул (12) – (14) и (17) система уравнений для АДФР может быть представлена в виде:

$$\begin{aligned} E_r &= E_{rн} - K_e \omega; \\ I_{ra} &= \begin{cases} \frac{E_r}{Z_r}, & 0,5\omega_{ном} < |\omega|, \\ \frac{E_r}{Z_r'}, & 0 < |\omega| \leq 0,5\omega_{ном}; \end{cases} \\ Z_r &= \sqrt{r_r^2 + L_r^2(\omega_s - \omega)^2}; \\ Z_r' &= \sqrt{r_r'^2 + L_r^2(\omega_s - \omega)^2}; \\ I_r &= I_{ra} \frac{1}{T_p p + 1}; \\ \omega &= (I_d - I_c) \frac{Z_r}{K_e T_{MP}}. \end{aligned} \tag{18}$$

Структурная схема, составленная в соответствии с системой уравнений (18) приведена на рис. 4.

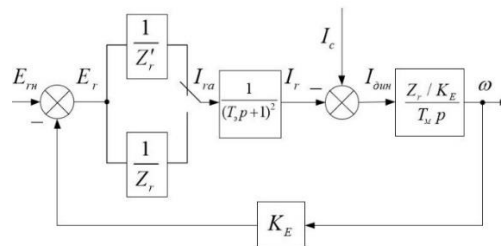


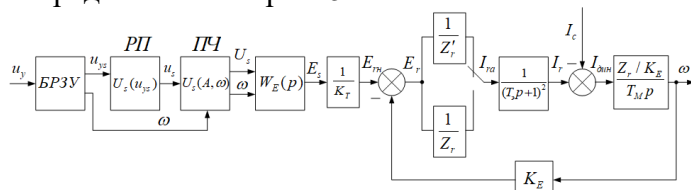
Рис. 4. Структурная схема АДФР с переменной структурой при включении добавочного сопротивления

При работе АДФР можно выделить две зоны управления:

1-я зона – управление АДФР при частоте вращения до  $0,2\omega_{ном}$ . Управление при наличии в цепи ротора дополнительного сопротивления и постоянного номинального магнитного потока статора. Управление изменением напряжения при постоянной частоте вращения поля статора.

2-я зона – управление при частоте вращения выше  $0,2\omega_{ном}$ . Управление изменением частоты при постоянном номинальном магнитном потоке статора. Дополнительное сопротивление выводится закорачиванием ротора при скорости выше  $0,5\omega_{ном}$ .

Структура АДФР с преобразователем частоты, регулятором потока и блоком разделения зон управления представлена на рис. 5.



$u_y$  – управляющий сигнал; БРЗУ – блок разделения зон управления; ПЧ – преобразователь частоты; РП – регулятор потока;  $W_E(p)$  – передаточная функция ЭДС статора;  $U_E(A\omega)$  – напряжение преобразователя частоты  $U_s = U_m e^{-j\omega t}$ ;  $\Phi = f(I_\mu)$  – магнитный поток статора;  $E_s = \frac{1}{\sqrt{2}} p w_s k_{об} \Phi \omega$  – ЭДС наводимая в статоре вращающимся потоком статора с частотой  $\omega$

Рис. 5. Структурная схема АДФР с преобразователем частоты статора, регулятором потока и блоком разделения зон управления

Уравнения блока разделения зон управления (БРЗУ):

$$\begin{aligned}
 u_s &= \begin{cases} K_s |u_y|, & 0 < |u_y| \leq u_{yном} \\ u_{yном}, & |u_y| > u_{yном} \end{cases} \\
 u_\omega &= \begin{cases} K_\omega u_y + (0,2 \div 0,3) u_{\omegaном}, & 0 < u_y \leq u_{\omegaном} \\ u_{\omegaном}, & u_y > (0,2 \div 0,3) u_{\omegaном} \end{cases} \\
 U_s &= \frac{1}{K_u} (u_s - u_\mu) \\
 \omega_s &= \frac{1}{K_\omega} u_\omega
 \end{aligned} \tag{19}$$

На рис. 6 приведены механические характеристики двигателя 4АК225М6УЗ построенные в системе Mathcad в соответствии с системой уравнений (18). Анализ подтверждает высокую эффективность предложенного способа управления

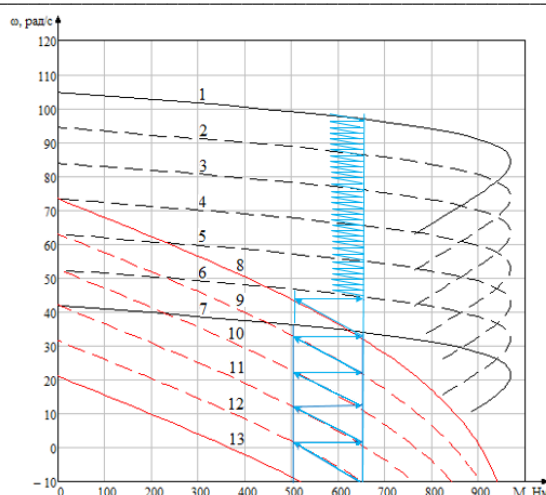
**Выводы.** На основе анализа зон неустойчивой работы АДФР предложен способ управления основанный на разделении зон управления при постоянном потоке возбуждения АДФР и обеспечивающий максимальную перегрузочную способность и высоком КПД на всём диапазоне управления .

Обоснована и реализована объектно-ориентированная модель АДФР с переменной структурой, позволяющая производить анализ и синтез систем автоматического управления с использованием классических методов.

На основе анализа зоны неустойчивой работы предложен эффективный способ управления АДФР с разделением зон управления и постоянном потоке возбуждения.

Предложенный способ управления обеспечивает высокий энергосберегающий эффект за счёт минимизации потребляемой реактивной мощности и увеличения КПД электрической машины при электромагнитном преобразовании.

Приведены семейства механических характеристик, реализованных в системе Mathcad и показывающих высокую эффективность предложенного способа управления.



кривые №1-7 (черные) – естественные механические характеристики при  $(0,4 \div 1) \omega_{ном}$ ;  
 кривые №8-13 (красные) – искусственные механические характеристики при  $(0,2 \div 0,7) \omega_{ном}$   
 с добавочным сопротивлением ротора  $R_{доб}$

Рис. 6. Механическая характеристика асинхронного двигателя с фазным ротором (с переключениями)

### Список литературы

1. Асинхронные двигатели серии 4А: справочник / А.Э. Кравчик [и др.]. – М.: Энергоиздат, 1982. – 503 с.
2. Ключев В.И. Теория электропривода. – М.: Энергоатомиздат, 2001. – 704 с.
3. Брускин, Д.Э., Зорохович А.Е., Хвостов В.С. Электрические машины: в 2 ч. Ч. 1. – М.: Высшая школа, 1979. – 288 с.
4. Островляничик В. Ю., Поползин И. Ю., Кубарев В. А., Маршев Д. А. Режимы работы преобразователя частоты в цепи ротора асинхронного электропривода шахтного подъема // Научные технологии разработки и использования минеральных ресурсов. – 2021. – № 7. – С. 262-266.
5. Островляничик В. Ю., Кубарев В. А., Поползин И. Ю., Маршев Д. А. Применение частотных преобразователей в цепи статора асинхронного двигателя подъемной установки с двойным питанием // Научные технологии разработки и использования минеральных ресурсов. – 2020. – № 6. – С. 274-278.

УДК 622.67

## ВЛИЯНИЕ ВОЛНОВЫХ ПРОЦЕССОВ В КАНАТАХ ШАХТНЫХ ПОДЪЕМНЫХ УСТАНОВОК НА ЭЛЕКТРИЧЕСКИЕ ВЕЛИЧИНЫ ЭЛЕКТРОПРИВОДА

к.т.н. Кипервассер М.В., к. ф-м.н., Хаимзон Б.Б.

Сибирский государственный индустриальный университет, г. Новокузнецк, Россия

**Аннотация.** В статье рассматриваются вопросы влияния волновых процессов в канатах шахтных подъемных установок (ШПУ) на электрические величины электропривода в процессе работы. Составлено совместное описание электрической и механической подсистем ШПУ с электроприводом постоянного тока и учётом волновых процессов в канатах.

**Ключевые слова:** подъемный канат, шахтная подъемная установка, волновые процессы, электропривод постоянного тока.

Проектирование и настройка электроприводов шахтных подъемных установок ведётся исходя из требований обеспечения работоспособности механической части,

необходимой производительности и требований правил безопасности при ведении горных работ. При этом, как правило, механическая часть ШПУ рассматривается как одномассовая система [1]. При таком рассмотрении движущиеся массы сосудов, груза, канатов и копро-вых шкивов приводятся к моменту инерции барабана и суммируются с ним. Учёт жёсткости канатов и волновых процессов в них, как правило, не выполняется.

Известно, что динамические нагрузки в головных канатах возникают при разгоне и замедлении, за счет задаваемого электроприводом подъемной машины движущего усилия и ускорения/замедления сосудов [2]. Значительные длины подъёмных канатов обуславливают волновой характер деформации каната и колебания внутренних напряжений в нём [2,3]. Последнее приводит к колебаниям момента на валу и отклонению тахограммы привода от заданной. Также отклоняются от расчётных значений величины токов электродвигателей, что может привести к некорректной работе схемы управления и защиты электропривода [4]. В этой связи при разработке системы управления электроприводом желательнее учитывать волновые явления в канатах ШПУ.

Система уравнений электрической части привода для подъемной установки с электроприводом подчиненного регулирования, выполненного по системе «Г-Д», с пропорциональными регуляторами скорости и тока имеет следующий вид:

$$\left\{ \begin{array}{l} u_{я} = i_{я}R_{яц} + L_{яц} \frac{di_{я}}{dt} + C_e \omega_1, \\ M_{дв} = C_e i_{я}, \\ \Delta U_3 = U_3 - U_{oc} \omega_1, \\ U_{pc} = k_{pc} \Delta U_3, \\ U_y = k_{pm} (U_{pc} - U_{dm}), \\ U_{mn} + T_{mn} \frac{dU_{mn}}{dt} = k_{mn} U_y, \\ u_{я} + T_{гз} \frac{du_{я}}{dt} = k_z U_{mn}, \\ \varphi_1 = \int \omega_1 dt, \end{array} \right. \quad (1)$$

где  $M_{дв}$  – момент приводного электродвигателя;  $\omega_1$  – угловая скорость вращения барабана;  $\varphi_1$  – угол поворота барабана;  $u_{я}, i_{я}$  – напряжение и ток якоря приводного электродвигателя;  $R_{яц}, L_{яц}$  – активное сопротивление и индуктивность якорной цепи электромашины системы «Г-Д»;  $C_e$  – магнитная постоянная двигателя;  $U_3$  – напряжение задания на входе регулятора скорости;  $U_{oc} \omega_1$  – напряжение обратной связи по скорости;  $U_{pc}, k_{pc}$  – выходное напряжение и коэффициент усиления регулятора скорости;  $U_y, k_{pm}$  – напряжение на выходе и коэффициент усиления регулятора тока;  $U_{mn}, k_{mn}, T_{mn}, U_z, k_z, T_{гз}$  – напряжения на выходе, коэффициенты усиления и постоянные времени тиристорного преобразователя и генератора постоянного тока;  $k_{dm}, k_{dc}$  – коэффициенты передачи датчиков тока и скорости.

Из этой системы возьмем два уравнения, связывающие электрические характеристики с механическими (в приведенной форме):

$$\left\{ \begin{array}{l} Li_{я} + iR + \frac{C_e}{R_б} \dot{x}_3 = u_{я}, \\ P_3 = \frac{C_e}{R_б} i_{я}. \end{array} \right. \quad (2)$$

Здесь  $x_3$  – координата каната на подходе к машине;  $P_3$  – сила, действующая на канат со стороны машины;  $R_б$  – радиус барабана.

Коэффициенты этих уравнений не зависят от механических переменных, поэтому мы можем определить координату  $x_3(t)$  и силу  $P_3(t)$  из уравнений механической подсистемы, а затем определить требуемые напряжения.

В общем случае, механический момент на валу барабана подъемной установки складывается из статической и динамической составляющих.

Составим систему уравнений динамики шахтного подъема, следуя [3], несколько упростив ее. Пренебрежем наличием копро-вых шкивов, масса которых много меньше масс



электродвигателя с барабаном и сосудов. Тогда система уравнений [3] существенно упрощается. Уравнение движения в матричной форме

$$I\ddot{X} + J\dot{X} + KX = P. \quad (3)$$

В упрощенной схеме:

$$I = \begin{pmatrix} m_1 & 0 & 0 \\ 0 & m_2 & 0 \\ 0 & 0 & m_3 \end{pmatrix}, \quad J = \begin{pmatrix} \gamma_1^1 & 0 & -\gamma_1^2 \\ 0 & \gamma_2^1 & -\gamma_2^2 \\ -\gamma_1^2 & -\gamma_2^2 & \gamma_1^1 + \gamma_2^1 \end{pmatrix}, \quad (4)$$

$$K = \begin{pmatrix} C_1^1 & 0 & -C_1^2 \\ 0 & C_2^1 & -C_2^2 \\ -C_1^2 & -C_2^2 & C_1^1 + C_2^1 \end{pmatrix}, \quad X = \begin{pmatrix} x_1 \\ x_2 \\ x_3 \end{pmatrix}, \quad P = \begin{pmatrix} P_1 \\ P_2 \\ P_3 \end{pmatrix}.$$

Здесь  $I$ ,  $J$ ,  $K$  – квадратные матрицы дискретных масс, диссипативных коэффициентов и коэффициентов жесткости,  $X$ ,  $P$  – матрицы-столбцы координат и сил.

$$C_1 = A/L_{O1}, \quad C_2 = A/L_{O2}. \quad (5)$$

Здесь  $A$  - жесткость единицы длины каната,  $L_{O1}$  и  $L_{O2}$  - их длины.

Рассмотрим сначала задачу без диссипации и внешних сил

$$I\ddot{X} + KX = 0. \quad (6)$$

Ее решение

$$X = \Phi \exp(i\omega t). \quad (7)$$

Подставим его в уравнение движения. Характеристическое уравнение

$$K - \omega^2 I = 0. \quad (8)$$

Для нашего случая характеристическое уравнение имеет вид

$$(C_1^1 - m_1\omega_j^2)(C_2^1 - m_2\omega_j^2)(C_1^1 + C_2^1 - m_3\omega_j^2) - \\ - C_1^2 C_1^2 (C_2^1 - m_2\omega_j^2) - C_2^2 C_2^2 (C_1^1 - m_1\omega_j^2) = 0. \quad (9)$$

Это алгебраическое уравнение третьего порядка относительно  $\omega^2$  с положительными коэффициентами, образующими симметричную матрицу. Такое уравнение имеет ровно три положительных корня. Решения с разными знаками  $\omega$  различаются только фазами колебаний, то есть сдвигом начальной фазы, что несущественно.

Для каждой из трех частот  $\omega_j^2$  получается своя однородная система уравнений с нулевым определителем. Собственные формы  $\Phi_j$  с точностью до постоянного множителя равны алгебраическим дополнениям элементов последней строки матрицы характеристического уравнения:

$$c\Phi_{j1} = C_1^2(C_2^1 - m_2\omega_j^2), \\ c\Phi_{j2} = (C_1^1 - m_1\omega_j^2)C_2^2, \\ c\Phi_{j3} = (C_1^1 - m_1\omega_j^2)(C_2^1 - m_2\omega_j^2). \quad (10)$$

Здесь  $c$  - нормировочный множитель. Для  $C_1^1 = C_1^2 = C_1$ ,  $C_2^1 = C_2^2 = C_2$  удобно принять  $c = C_1 C_2$ . Тогда характеристическое уравнение можно записать в виде

$$-C_1^2 \Phi_{j1} - C_2^2 \Phi_{j2} + \Phi_{j3}(C_1^1 + C_2^1 - m_3\omega_j^2) = 0. \quad (10)$$

Принимая  $J = \gamma K$ , представим решение исходного уравнения в виде разложения по собственным формам

$$X(t) = \sum_{j=0}^2 \Phi_j \psi_j(t). \quad (11)$$

Тогда

$$\sum_{j=0}^2 (I\Phi_j \ddot{\psi}_j + J\Phi_j \dot{\psi}_j + K\Phi_j \psi_j) = P. \quad (12)$$

Отсюда вследствие ортогональности собственных форм

$$\ddot{\psi}_k + \gamma\omega_k^2\dot{\psi}_j + \omega_k^2\psi = \frac{\Phi_k^*P}{N_k^2}. \quad (13)$$

Здесь

$$N_k^2 = \Phi_k^*I\Phi_k = \sum_{i=1}^3 m_i\Phi_{ki}^2. \quad (14)$$

Общее решение системы запишем в виде интеграла Дюамеля

$$\psi_k(t) = \exp(-\gamma\omega_k^2 t) \left( A'_k \cos(\omega'_k t) + \frac{B'_k}{\omega_k} \sin(\omega'_k t) \right) + \int_0^t \frac{\Phi_k^*P}{\omega'_k N_k^2} \exp(-\gamma\omega_k^2(t-\tau)) \sin(\omega'_k(t-\tau)) d\tau, \quad (15)$$

где  $\omega'_k = \omega_k \sqrt{1-\gamma^2\omega_k^2}$  - реализуемые собственные частоты колебаний.

Постоянные  $A'$  и  $B'$  определяются из начальных условий  $X(0) = X_0$ ,  $\dot{X}(0) = \dot{X}_0$ .

Тогда

$$A'_k = \frac{\Phi_k^*IX_0}{N_k^2}, \quad B'_k = \frac{\Phi_k^*I\dot{X}_0}{N_k^2} + \frac{\gamma\omega_k^2}{2} A'_k. \quad (16)$$

Но при  $C_1^1 = C_1^2 = C_1$ ,  $C_2^1 = C_2^2 = C_2$   $\det K = 0$ . Следовательно, один из корней характеристического уравнения равен 0. Пусть это будет  $\omega_0^2 = 0$ . Тогда при  $c = C_1C_2$  получим

$$\Phi_{01} + \Phi_{02} + \Phi_{03} = 1, \quad (17)$$

и

$$N_k^2 = m_1 + m_2 + m_3. \quad (18)$$

При этом

$$\ddot{\psi}_0 = \frac{P_1 + P_2 + P_3}{m_1 + m_2 + m_3}, \quad (19)$$

что соответствует движению системы как целого.

Решение этого уравнения может быть получено из общего решения при переходе к пределу  $\omega_0^2 \rightarrow 0$ :

$$\psi_0(t) = A'_0 + B'_0 t + \int_0^t \frac{P_3 - (m_1 - m_2)g}{m_1 + m_2 + m_3} (t-\tau) d\tau. \quad (20)$$

Тогда общее решение

$$X(t) = \Phi_0\psi_0(t) + \sum_{j=1}^2 \Phi_j\psi_j(t), \quad (21)$$

где  $\Phi_0$  - единичная матрица-столбец. На монотонное решение  $\Phi_0\psi_0(t)$  накладываются вибрационные составляющие  $\Phi_j\psi_j(t)$  с частотами  $\omega'_j$ .

Как показано в [3], для учета динамических составляющих задачи достаточно заметить жесткости динамическими жесткостями

$$C_1^1 = A\lambda\omega_j \frac{\cos \lambda \omega_j (l_3 - l_1)}{\sin \lambda \omega_j (l_3 - l_1)}, \quad C_1^2 = A\lambda\omega_j \frac{1}{\sin \lambda \omega_j (l_3 - l_1)},$$

$$C_2^1 = A\lambda\omega_j \frac{\cos \lambda \omega_j (l_2 - l_4)}{\sin \lambda \omega_j (l_2 - l_4)}, \quad C_1^1 = A\lambda\omega_j \frac{1}{\sin \lambda \omega_j (l_2 - l_4)}. \quad (22)$$

Здесь  $\lambda = \sqrt{\frac{q_l}{A}} = \frac{1}{v}$  - величина, обратная скорости распространения продольных волн вдоль каната,  $q_l$  - линейная плотность каната.

Динамическая вязкость равна отношению амплитуды гармонической силы с частотой  $\omega_j$  к амплитуде соответствующего перемещения. Они позволяют перенести результаты для задачи с безынерционными связями на задачу с массивными канатами.

При этом собственные формы вычисляются по тем же формулам (10), частоты – из уравнения (11), но вязкости в это уравнение подставляются из уравнений (22). Тогда уравнение (11) становится трансцендентным и имеет бесконечное количество корней. Поэтому и разложение (11) становится бесконечным рядом

$$X(t) = \sum_{j=0}^{\infty} \Phi_j(t)\psi_j(t). \quad (23)$$

В конкретных расчетах верхний предел суммы ограничивается. Уравнение (13) при этом сохранится, но правая часть его изменится:

$$\Phi_k^* P = \sum_{i=1}^3 \Phi_{ki} P_i - q_l g \left( \int_{l_1}^{l_3} U_{k1} ds - \int_{l_4}^{l_2} U_{k2} ds \right). \quad (24)$$

$$N_k^2 = \sum_{i=1}^3 m_i \Phi_{ki}^2 - q_l \left( \int_{l_1}^{l_3} U_{k1} ds - \int_{l_4}^{l_2} U_{k2} ds \right). \quad (25)$$

Здесь функции  $U_{ji}$  описывают продольные перемещения точек каната на соответствующих интервалах перемещений  $s$ .

$$U_{j1} = \frac{\Phi_{j3} \sin \lambda \omega_j (s - l_1) - \Phi_{j1} \sin \lambda \omega_j (s - l_3)}{\sin \lambda \omega_j (l_3 - l_1)},$$

$$U_{j2} = \frac{\Phi_{j2} \sin \lambda \omega_j (s - l_4) - \Phi_{j3} \sin \lambda \omega_j (s - l_2)}{\sin \lambda \omega_j (l_2 - l_4)}. \quad (26)$$

Силовые факторы получаются следующим образом:

$$S_{\text{наб}} = \sum_{j=1}^{\infty} (\Phi_{j3} C_1^1 - \Phi_{j1} C_1^2) \psi_j(t), S_{\text{сбег}} = \sum_{j=1}^{\infty} (\Phi_{j3} C_2^1 - \Phi_{j2} C_2^2) \psi_j(t) \quad (27)$$

**Вывод.** Из решения механической задачи могут быть получены скорости точек каната, набегающего на машину, и усилия со стороны набегающего и сбегающего канатов. Эти данные могут быть подставлены в уравнения для электрической подсистемы и на этой основе определены токи и напряжения привода. Можно и наоборот: задать токи и напряжения, определить по ним силовые факторы, а по ним определит характер движения системы.

#### Список литературы

1. Завозин Л.Ф. Шахтные подъемные установки. – М.: Изд-во «Недра», 1975. – 368с.
2. Степанов А.Г., Корняков М.В. Динамика машин: монография. – Иркутск: Изд-во ИрГТУ, 2014, – 412 с.
3. Бежок В.Р., Дворников В.И., Манец И.Г., Пристром В.А. Шахтный подъем: науч.-производ. изд. / Под общ. ред. Б.А. Грядущий, В.А. Корсун. – Киев: Альфа Реклама, 2017. – 600 с.
4. Савельев А.Н., Кипервассер М.В., Аниканов Д.С., Реморов В.Е. Об использовании метода контроля состояния машин технологических агрегатов по энергетическим параметрам привода // Известия вузов. Черная металлургия. – 2013. – № 12. – С. 31–33.

УДК 621.391.823

### ПРОБЛЕМЫ ОБЕСПЕЧЕНИЯ ЭЛЕКТРОМАГНИТНОЙ ОБСТАНОВКИ ВТОРИЧНОГО ОБОРУДОВАНИЯ НА ЭЛЕКТРИЧЕСКИХ ПОДСТАНЦИЯХ ДЛЯ ПИТАНИЯ УГОЛЬНЫХ ШАХТ

Романова В.А., к.т.н. Кузнецова Е.С., Дробышев В.К., Титова Т.К., Полянский К.В.  
Сибирский государственный индустриальный университет, г. Новокузнецк, Россия

**Аннотация.** Рассмотрен анализ электромагнитной обстановки подстанций и иных факторов, влияющих на вторичное оборудование, а также приведена модель заземляющего устройства и её оценка параметров, вызванных ударами молнии, модель для анализа электромагнитной

обстановки по импульсным помехам. Результаты исследовательской работы позволят рассмотреть воздействие импульсных магнитных полей на статические разряды электричества.

**Ключевые слова:** электромагнитная обстановка, электромагнитная совместимость, импульсные помехи, заземляющее устройство, магнитные поля промышленной частоты, подстанция, импульсные магнитные поля, статические разряды электричества, молниезащита.

Безаварийная работа электроустановок промышленных предприятий обеспечивается выполнением комплекса организационных и технических мероприятий. Важное место среди них занимает защита объектов от прямого и косвенного воздействия грозных разрядов. В настоящее время проблема молниезащиты и защиты от перенапряжений приобретает все большую актуальность в связи с тем, что в электрических сетях возрастает количество потребителей, чувствительных к импульсам перенапряжений и электромагнитным помехам. Безупречная работа молниезащиты достигается при детальной проработке и реализации систем внешней и внутренней защиты. Малейшее отклонение в координации этих систем может стать причиной возникновения опасных электромагнитных помех и перенапряжений, что приведет к сбою в работе оборудования или выхода из строя.

Рассматривается подстанция 110 кВ для питания угольной шахты, в которой организуется система защиты от прямых попаданий молнии. Она осуществляется при помощи как молниеотводов, находящихся на порталах открытого распределительного устройства, так и отдельностоящими молниеотводами на территории подстанции. Слабо развитая инфраструктура и расстановка зданий и сооружений относительно ошиновки 110 кВ позволяет ожидать невысоких уровней магнитных полей промышленной частоты при коротких замыканиях и в нормальном режиме работы подстанции.

**Анализ электромагнитной обстановки и иные факторы.** Ввиду низких значений удельных значений сопротивлений верхних слоев грунтов на площадке размещения подстанции, наблюдается низкое сопротивление растеканию заземляющего устройства, что благоприятно сказывается на работе изоляции и защитных проводников аппаратуры на подстанции.

**Расчетная модель заземляющего устройства.** Для модели заземляющего устройства были проведены следующие расчеты при однофазном коротком замыкании и разряде молнии: максимального сопротивления растеканию на подстанции; токов, возникающих на заземляющем устройстве. Схема заземляющего устройства были составлены на основании расчетной модели в программе «ОРУ – Проект» версия 2.4.66. Расчетная модель в программе приведена на рис. 1.

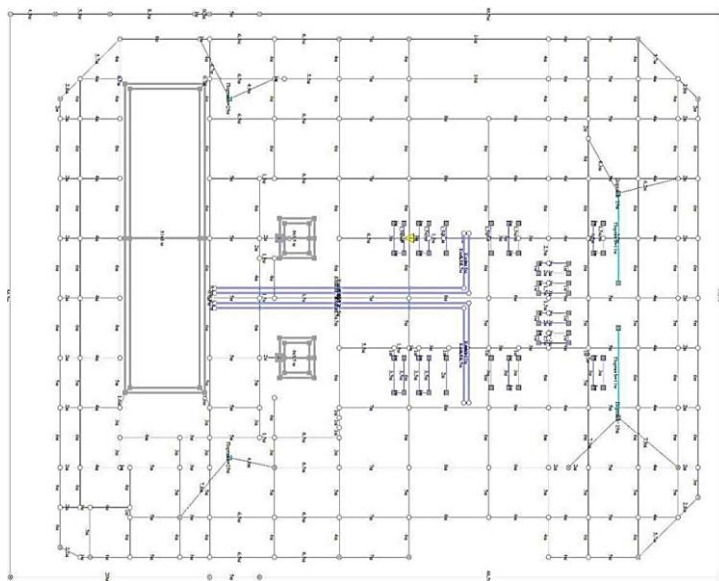


Рис. 1. Модель заземляющего устройства ПС

**Оценка параметров заземляющего устройства при ударе молнии.** Для подстанции принимается III категория молниезащиты [1] с надежностью более 0,9 в связи с этим выбраны расчетные параметры молнии [2]:

– для 1-го импульса тока (расчет импульсных потенциалов на заземляющее устройство): амплитуда – 100 кА, длительность фронта – 10 мкс, длительность импульса – 350 мкс;

– для 2-го импульса тока (расчет токов и потенциалов): амплитуда – 25 кА, длительность фронта – 0,25 мкс, длительность импульса – 100 мкс.

Расчеты импульсных помех проводятся совместно в двух программах: ОРУ-Проект и EMI Analyzer.

Согласно [3] распределение потенциала на заземляющем устройстве рассчитываются при 1-ом импульсе тока молнии, наведенные напряжения в кабелях (растекание тока в заземляющем устройстве) – при последующем импульсе тока молнии.

Первый импульс, расчет для прямого удара молнии в отдельностоящий молниеотвод на открытое распределительное устройство - 110 кВ:

– импульсное сопротивление заземляющего устройство – 0,71 Ом;

– вблизи исследуемого молниеотвода расчетное напряжение прикосновения с учётом высокоомной подсыпки территории подстанции (рис. 2 а, 3 а) составит 3,1 кВ, что ниже 6 кВ, энергия прикосновения – 1,3 Дж [МЭК 1662]. Напряжение шага – 138 В. На остальной территории подстанции в местах присутствия персонала значения напряжения прикосновения и энергии прикосновения значительно ниже нормируемых 6 кВ и 6 Дж, соответственно. При отсутствии подсыпки территории подстанции напряжение прикосновения (рис. 2 б, 3 б), шаговое напряжение и энергия прикосновения повышаются до недопустимых значений, значительно превышающие (на 1 – 2 порядка) допустимые. Поэтому выполнение высокоомной подсыпки территории подстанции является строго обязательным требованием.

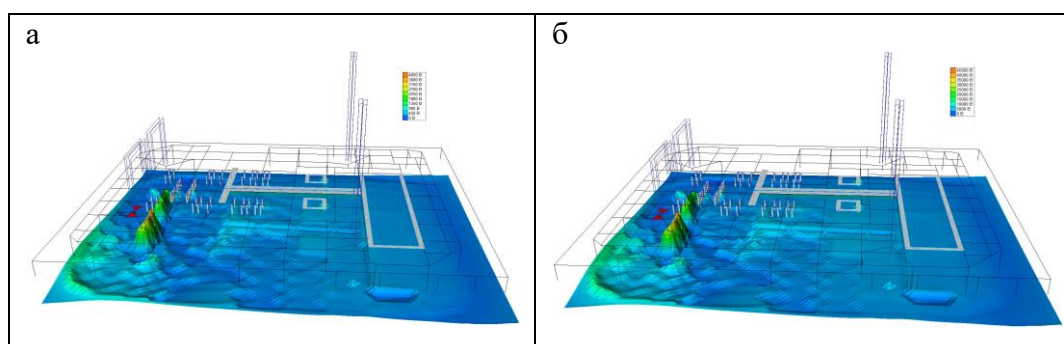


Рис. 2. Распределение напряжения прикосновения по заземляющему устройству при 1 импульсе тока молнии: а – с учётом подсыпки территории подстанции; б – без учёта подсыпки территории подстанции

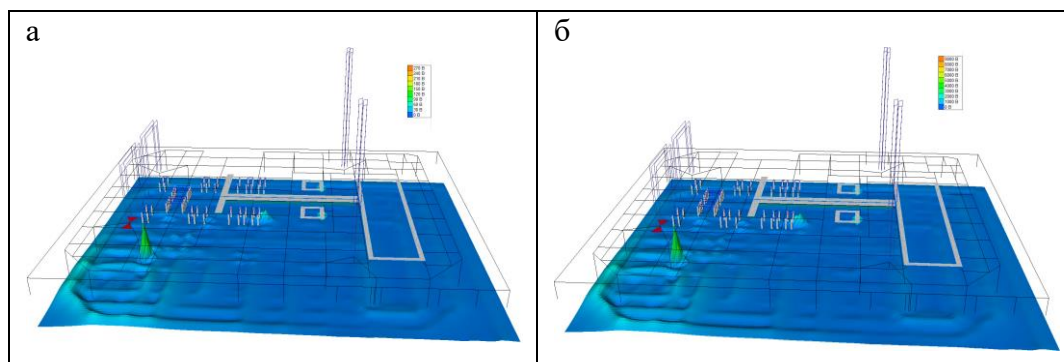


Рис. 3. Распределение напряжения шага по заземляющему устройству при 1 импульсе тока молнии: а – с учётом подсыпки территории подстанции; б – без учёта подсыпки территории подстанции

Второй импульс, расчет для прямого удара молнии в отдельно стоящий молниеотвод ОРУ-110 кВ:

- импульсное сопротивление заземляющего устройства составит 24,6 Ом;
- вероятность обратного перекрытия изоляции вторичных кабелей из-за подъема импульсного потенциала заземляющего устройства оценивается по напряжению между проводниками заземляющего устройства и экранами кабелей, равное 210 кВ – пробивное напряжение участка грунта между заземлителем и дном кабельного лотка, равным 0,7 м, при пробивной напряженности грунта 300 кВ/м; вероятность перекрытия изоляции между соседними вторичными кабелями определяется как пробивное напряжение участка изоляции толщиной 6 мм при пробивной напряженности ПВХ-изоляции - 15 кВ/мм, и равно 90 кВ;

- для кабельных линий, проходящих на расстоянии 17 м от рассматриваемого молниеотвода, экраны которых заземлены с двух сторон, расчетный ток составит порядка 536А - не удовлетворяет условиям термической стойкости, напряжение на изоляции оборудования 4,4 кВ – удовлетворяет условию устойчивости к перекрытию изоляции вторичных кабелей. Для прочих кабельных линий (экран заземлен с двух сторон), удаленных на большее расстояние и более от молниеотвода, токи в экранах будут порядка 90 А, напряжение на изоляции - порядка 2 кВ, что удовлетворяет условиям.

Для снижения токов в двухсторонне заземленных экранах кабелей необходимо вторичные цепи проложить в заземленных металлорукавах, а также проложить дополнительные полосы в кабельных лотках для снижения токовой нагрузки экранов кабелей. Заземление металлорукава выполнить в клеммном шкафу и у электроаппарата, а дополнительные полосы связать с заземляющим устройством в открытом распределительном устройстве.

В зданиях кабели и оборудование релейной защиты и автоматики дополнительно экранированы металлическими кабельными лотками и стенками шкафов, соответственно, а также учитываются прочие параллельные соединения экранов кабелей. Что значительно снижает токи в экранах и улучшает работу изоляции.

Ввиду наличия оборудования освещения, установленного на мачтах, на конструкциях в открытых распределительных устройствах 110 кВ, подверженных непосредственному влиянию молниевых разрядов, необходимо применение устройств от импульсных перенапряжений на щит собственных нужд 0,4 кВ.

**Расчётная модель для анализа электромагнитной обстановки по импульсным помехам.** Для оценки уровня импульсных помех, возникающих из-за местного подъема потенциала на заземляющем устройстве, собрана однофазная модель ОРУ-110 кВ в программе EMI analyzer, v. 3.0.42, представленная на рис.4 и 5.

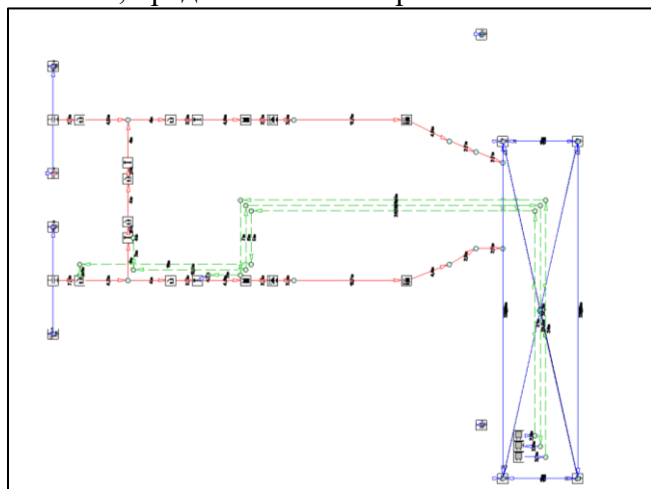


Рис. 4. Расчетная модель в открытом распределительном устройстве на 110 кВ для программы EMI analyzer (план)

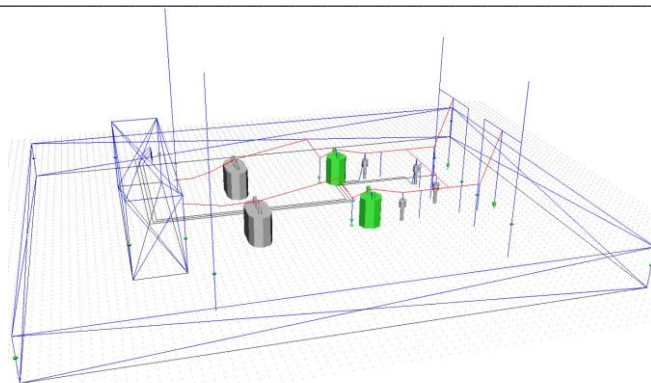


Рис. 5. Расчетная модель ОРУ-110 кВ для программы EMI analyzer (3D)

Для приведенной расчетной модели были выполнены расчеты помех и перенапряжений в кабельных сетях при:

- ударах молнии в землю и систему молниезащиты;
- коммутациях и коротких замыкания в силовых цепях;
- импульсном увеличении потенциала заземлителя.

Выполнен расчет высокочастотной связи, импульсных и низкочастотных электромагнитных помех на территории объекта. Расчет импульсных сопротивлений заземляющего устройства производился в программе ОРУ – Проект, v. 2.4.66.

**Расчетная модель для анализа электромагнитной обстановки по помехам, вызванным ударами молний.** Защита подстанции от прямого удара молнии осуществляется при помощи молниеотводов отдельностоящих и установленных на порталах.

Растекание тока молнии по магистралям заземления обеспечивается в двух - трех направлениях от молниеотводов, с углом более  $90^{\circ}$  между соседними направлениями. Здания и высоковольтное оборудование на открытом распределительном устройстве 110 кВ входят в зону защиты молниеотводов.

Согласно [1] на подстанции принимается III категория молниезащиты. В связи с этим принимаются следующие параметры молнии:

для 1-го импульса тока: амплитуда – 100 кА, длительность фронта – 10 мкс, время полуспада – 350 мкс;

для последующего импульса тока: амплитуда – 25 кА, длительность фронта – 0,25 мкс, время полуспада – 100 мкс.

Частота помех, создаваемых первым ударом молнии, составляет 25 кГц, последующим ударом молнии – 1 МГц.

Согласно [3] распределение потенциала на заземляющее устройство рассчитываются при 1-ом импульсе тока молнии, наведенные напряжения в кабелях – при последующем импульсе тока молнии.

Согласно [2] коэффициент экранирования кабельных экранов при частоте помех 25 кГц составляет 40, при частоте помех 1 МГц – 15.

Допустимое импульсное напряжение от токов молнии для устанавливаемых микропроцессорной устройств составляет 4 кВ.

Рассматриваются импульсные помехи (напряжения), воздействующие на устройства микропроцессорных устройств подстанции. При этом оценивается возможность обратного перекрытия изоляции кабелей вторичных цепей вследствие подъема импульсного потенциала заземляющего устройства при ударе молнии.

Возможность обратного перекрытия изоляции кабелей вторичных цепей при ударе молнии оценивается по предельно допустимому значению напряжения между проводниками заземляющего устройства и экранами вторичных цепей, равному 210 кВ (определяется как пробивное напряжение грунта участка длиной 0,7 м между заземлителем и дном кабельного лотка при пробивной напряженности грунта 300 кВ/м). Возможность



перекрытия изоляции между соседними кабелями вторичных цепей при ударе молнии оценивается по предельно допустимому значению импульсного напряжения между экранами соседних кабелей вторичных цепей, равному 90 кВ (определяется как пробивное напряжение участка изоляции толщиной 6мм между соседними кабелями при пробивной напряженности ПВХ изоляции – 15 кВ/мм).

Для повышения надежности работы микропроцессорных устройств при воздействии импульсных помех при ударах молнии, исключения обратного перекрытия изоляции кабелей вторичных цепей и перекрытия изоляции соседних кабелей, приняты следующие решения:

- молниезащита выполняется с учетом п. 4.2.135 и 4.2.136 [2];
- контрольные кабели прокладываются на расстоянии не менее 10 м от стоек металлоконструкций с молниеприемниками в железобетонных лотках, по поверхности земли, с дополнительно проложенным внутри заземлителем вдоль всей трассы;
- контрольные кабели на открытом распределительном устройстве 110 кВ на участке «железобетонный лоток - шкаф» дополнительно экранируются металлорукавом, заземленным с обоих концов;
- экраны кабелей заземляются с обоих концов;
- предусматривается защита от импульсных перенапряжений на щит собственных нужд и щит постоянного тока.

**Воздействие импульсных магнитных полей.** Помимо постоянно действующих и кратковременных магнитных полей при коротком замыкании, опасность для микропроцессорной аппаратуры могут представлять импульсные магнитные поля при разрядах молнии в элементы системы молниезащиты, установленные рядом с местом размещения цифровых устройств.

Определение импульсных магнитных полей при разрядах молнии выполнялось с помощью расчетных методов. Параметры молниевом разряда, принятые в расчетах, амплитудное значение тока молнии – 100 кА, 10/350мкс (импульсное сопротивление заземляющего устройства 0,71 Ом).

Распределение по территории подстанции и временные зависимости магнитных полей по компонентам (x, y, z) при молниевом разряде с амплитудой 100 кА и фронтом 10/350 мкс приведены на рис. 6, 7 соответственно.

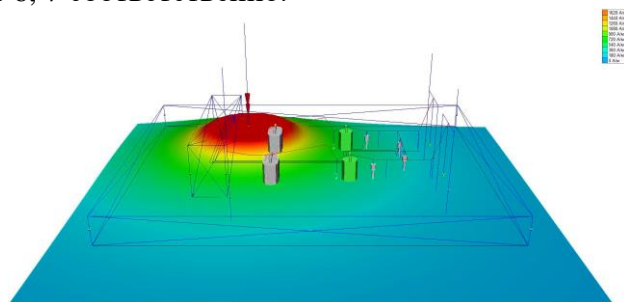


Рис. 6. Распределение напряженности магнитного поля при молниевом разряде в молниеотводе портала без учета экранирования

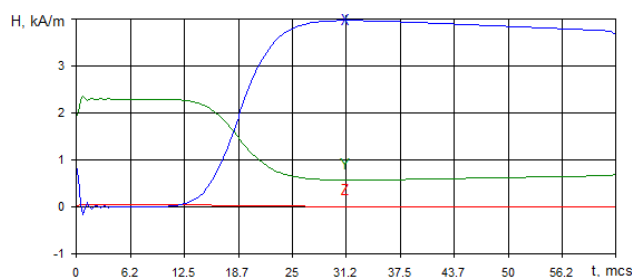


Рис. 7. Компоненты расчетной напряженности магнитного поля при молниевом разряде без учета экранирования в помещении закрытом распределительном устройстве



Согласно стандарту ОАО «ФСК» СТО 56947007-29.240.044-2010 [3] коэффициент экранирования стен зданий с металлическим каркасом на частоте 25 кГц составляет  $K_{\text{э}} = 10$ . Дополнительное экранирование обеспечивают металлические шкафы, в которых установлены микропроцессорные устройства ( $K_{\text{э}} = 40$ ). Тогда импульсные магнитные поля от молнии и от первичных цепей в помещениях, где установлены микропроцессорные устройства, не будут превышать предельно допустимых значений –  $4000/10/40 = 10 < 230$  А/м кратковременно и не представляет опасности для микропроцессорной аппаратуры.

**Воздействие статических разрядов.** При определенных условиях значения электростатического потенциала, воздействующих на устройства защиты, автоматики и пр., могут превысить испытательные значения напряженности согласно ГОСТ 51317.4.2-99.

Тип напольного покрытия в ЗРП - антистатический линолеум на металлическом полу.

Таким образом, электростатический потенциал не будет представлять опасности для устанавливаемой микропроцессорной аппаратуры.

Дополнительные мероприятия по защите от электростатического разряда:

– установка системы отопления и вентиляции, предусматривающей контроль влажности в помещении;

– нанесение предупреждающих надписей о необходимости дотронуться до заземленных элементов прежде, чем начинать работать с электронным оборудованием;

– применение заземляющих браслетов при работе с электронным оборудованием.

**Выводы.** На основании вышеизложенного можно сделать следующие выводы.

Проблема электромагнитной обстановки решается эффективно только в случае строгого выполнения всех трех основных положений системного подхода: применения помехоустойчивого оборудования, разработки и выполнения технических мероприятий по созданию благоприятной электромагнитной обстановки и контроля электромагнитной обстановки. Невыполнение хотя бы одного из указанных положений сводит на нет все усилия по обеспечению электромагнитной совместимости;

Комплексное сочетание натуральных экспериментов с имитацией электромагнитных воздействий и численным анализом полученных результатов позволяет получить данные об электромагнитной обстановке на объекте. Результаты измерений и расчетов оформляются в виде соответствующих протоколов. Если в результате проверки были установлены нарушения условий электромагнитной совместимости, то должны быть разработаны и реализованы мероприятия по их устранению;

В целом состояние нормативно-технической базы по электромагнитной совместимости в электроэнергетике нельзя признать удовлетворительной. Необходимо ввести в действие разработанные проекты стандартов по обеспечению электромагнитной совместимости при проектировании подстанций;

При проектировании и контроле электромагнитной обстановки необходимо рассматривать весь спектр электромагнитных возмущений, которые могут быть на данном объекте.

#### Список литературы

1. СО-153-34.21.122-2003. Инструкция по устройству молниезащиты зданий, сооружений и промышленных коммуникаций. – Москва: Издательство МЭИ, 2004.
2. РД 50-723-93. Совместимость технических средств электромагнитная. Радиопомехи индустриальные от воздушных линий электропередачи и высоковольтного оборудования. Описание физических явлений (Публикации СИСПР 18-1).
3. СТО 56947007-29.240.044-2010. Методические указания по обеспечению электромагнитной совместимости на объектах электросетевого хозяйства. – Стандарт организации ОАО «ФСК ЕЭС».

## ОСОБЕННОСТИ РАСЧЁТА ТОКОВ ТРЁХФАЗНОГО КОРОТКОГО ЗАМЫКАНИЯ ЗА МОЩНЫМ СИЛОВЫМ ТРАНСФОРМАТОРОМ В СЕТЯХ ЭЛЕКТРОСНАБЖЕНИЯ РАЙОНОВ ВЕДЕНИЯ ГОРНЫХ РАБОТ

<sup>1</sup>Герасимук А.В., <sup>2</sup>Романова В.А., <sup>2</sup>к.т.н. Кипервассер М.В.

1 – АО «Сибирский Тяжпромэлектропроект», г. Новокузнецк, Россия

2 – Сибирский государственный индустриальный университет,  
г. Новокузнецк, Россия

**Аннотация.** В статье рассматриваются стандартный одноэтапный метод расчёта токов короткого замыкания за силовым трансформатором с устройством РПН и предлагается его модификация – двухэтапный. Отмечаются недостатки одноэтапного метода. Приводится сравнительный расчёт величин токов короткого замыкания и ударных токов по обоим методам. Делается сравнительный анализ ударных коэффициентов.

**Ключевые слова:** расчёт, ток короткого замыкания, трансформатор, ударный ток.

При проектировании объектов внешнего электроснабжения районов ведения горных работ различных уровней – понизительных подстанций 6 – 220 кВ, одним их основных этапов является определение токов короткого замыкания (ТКЗ) на стороне среднего (СН) и низшего (НН) напряжения силовых трансформаторов. Уровень токов короткого замыкания (КЗ) прежде всего определяет требования к выбору основного электрооборудования подстанций [1] – отключающей способности выключателей 6 – 35 кВ, сечению кабелей и шин, прочности изоляторов и различных опорных конструкций (на основании величины моментов от электродинамических усилий при КЗ), необходимости установки токоограничивающих реакторов (особенно актуально при реконструкции подстанций, когда производится замена трансформаторов на более мощные, без замены оборудования СН и НН). Величина токов короткого замыкания так же требуется при расчётах уставок срабатывания токовых защит и определения их коэффициентов чувствительности [2]. С развитием и повсеместной заменой релейной защиты и автоматики (РЗА), построенной на электромагнитной и электронной базе на микропроцессорные устройства, в последнее время, в частности, после череды крупных аварий в ЕЭС России, особое внимание стало уделяться вопросам насыщения сердечников трансформаторов тока, которое, в свою очередь, так же сильно зависит от величины тока короткого замыкания и вызывает замедление работы или неправильные действия РЗА [3].

**Первая особенность.** Многие крупные горные предприятия питаются от подстанций глубокого ввода (ПГВ), с трансформаторами снабженными устройствами РПН и оборудованные системой АРКТ. При проведении расчётов токов короткого замыкания целесообразно определять их значения при крайних положениях устройства РПН. Таким образом, можно рассчитать диапазон ожидаемых значений токов КЗ. Максимальное значение используется для выбора оборудования, минимальное – для расчётов релейной защиты.

При рассмотрении вопросов, связанных с расчётами токов КЗ, как в зарубежных, так и в отечественных источниках, вопрос, связанный с их определением при наличии устройства РПН проработан недостаточно полно [7 – 14, 20]. В частности, в [4] рассмотрен вопрос расчёта токов короткого замыкания за трансформатором с РПН, однако, пример приведён только для точки, находящейся на выводах низшего напряжения (НН) трансформатора (точка К2, рис. 1), однако, как будет показано далее, этого недостаточно. Аналогичный пример приведён и в [15].

На практике, расчёт часто построен по следующему принципу, если говорить о расчёте в система абсолютных единиц (в омах): производится составление схемы замещения (рис. 1) и приведение сопротивления всех элементов рассматриваемой цепи к базисной

ступени напряжения, которой является высшее напряжение (ВН) силового трансформатора. При этом, энергосистемой считается всё, что находится выше точки подключения обмотки ВН, К1. Далее рассчитываются токи в расчётных точках К2 и К3 и через коэффициент трансформации приводятся к напряжению обмотки НН.

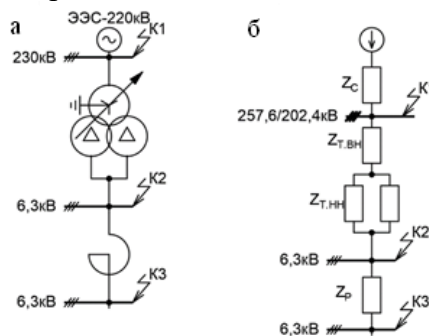


Рис. 1. Расчётная схема (а) и схема замещения (б) для определения ТКЗ

На этом принципе строится расчёт большинства современных программных комплексов (таких как EnergyCS ТКЗ, RastrWin, Mustang и другие). Однако, он даёт точные результаты только если не учитывается устройство РПН. Проблема заключается в том, что при таком расчёте, элементы всей цепи КЗ должны быть приведены к одному расчётному напряжению. Например, для системы электроснабжения с трансформатором из [5] расчёт производился для напряжений 257,6 кВ и 202,4 кВ. В данном случае расчёт верен лишь до точки К2, находящейся на выводах силового трансформатора, так как его сопротивления должны быть пересчитаны по известным методикам [4, 5] для крайних положений РПН. С учётом принципа работы устройства РПН – поддержание постоянного напряжения на стороне НН трансформатора при изменении напряжения на высшей стороне, для элементов цепи КЗ, находящихся за трансформатором, условия работы остаются неизменными и их сопротивления не должны быть пересчитаны. Единственное, что изменяется, это мощность короткого замыкания в зависимости от положения РПН. Возникает противоречие: с одной стороны, согласно расчётному принципу, все сопротивления должны быть приведены к одному базисному напряжению, соответствующему положению РПН, с другой – элементы после трансформатора должны остаться приведёнными к номинальному высшему напряжению трансформатора. Выполнять расчёт в один этап для точки К3 при сопротивлениях, приведенных к разным напряжениям некорректно.

Для выхода из сложившейся ситуации расчёт должен выполняться в два этапа (рис. 2). Сначала производится расчёт для участка цепи до точки К2, все сопротивления классически приводятся к напряжению обмотки ВН. Затем, производится второй этап расчёта для точки К3. В данном случае за базисное напряжение принимается уже напряжение стороны НН, а за энергосистему принимается всё, что лежит выше точки К2. То есть второй этап считается так, будто точка К2 представляет из себя просто шины с напряжением равным напряжению стороны НН и с заданными параметрами короткого замыкания на них для двух режимов – максимальной мощности КЗ и минимальной, соответствующие минимальному и максимальному положению РПН.

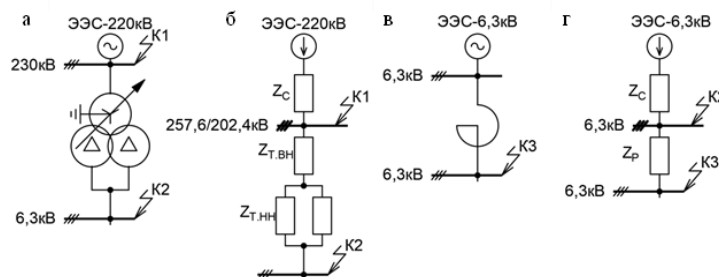


Рис. 2. Расчётная схема (а) и схема замещения (б) первого этапа расчёта; расчётная схема (в) и схема замещения (г) второго этапа расчёта

В результате, описанное ранее противоречие становится не актуальным, а расчёт ТКЗ для точки КЗ становится логичным с точки зрения принципа работы устройства РПН.

Необходимость двухэтапного расчёта справедлива и при ведении расчётов токов КЗ в системе относительных единиц [17].

Для иллюстрации описанной методики и сравнения её со стандартной, рассчитаем токи короткого замыкания для схемы из рис. 1 по одноступенчатому методу и двухступенчатому, а также с помощью программы EneergyCS ТКЗ v.2019.0.0.880.

Зададим следующие параметры для точки К1:  $I_{K1}=14,2$  кА,  $T_a=0,0318$  с. Трансформатор типа ТРДН-40000/220 с запаараллеленными обмотками НН. Его параметры ранее были приведены в [5], реактор типа РБА-6,3-4000-0,1 ( $X_p=0,1$  ом;  $\Delta P_p = 79,5$  кВт). Сопротивления элементов цепи КЗ, выраженные в Омах, приведены в табл. 1. В табл. 2 приведены результаты расчётов токов короткого замыкания.

Таблица 1

Расчётные сопротивления элементов системы

Элемент схемы		X, Ом	R, Ом	
Энергосистема		9,305	0,9305	
Трансформатор ТРДН-4000/220	Обмотка ВН	Мин РПН	16,647	2,030
		0 РПН	24,020	2,681
		Макс РПН	39,292	3,434
	Обмотка НН1 и НН2 (запараллеленные)	Мин РПН	103,976	2,030
		0 РПН	134,267	2,681
		Макс РПН	168,424	3,434
Реактор РБА-6,3-4000-0,1		0,1*	0,005*	

\*Приведено к 6,3 кВ.

Таблица 2

Значения периодической составляющей тока КЗ и ударного тока

Расчётные параметры	Точка	РПН	Метод 1	Метод 2	EnergyCS ТКЗ
Ток КЗ, кА Ударный ток, кА	К2	-12%	32,816	32,816	32,816
			87,602	87,601	87,513
		0	28,911	28,911	28,911
			77,275	77,275	77,275
		+12%	25,007	25,007	25,007
			66,995	66,995	67,058
	К3	-12%	18,283	17,242	18,283
			48,458	45,675	48,431
		0	16,099	16,099	16,099
42,700	42,700		42,700		
+12%	14,121	14,812	14,121		
		37,506	39,362	37,526	

Как и ожидалось, по результатам расчётов для точки КЗ в нулевом положении устройства РПН разница токов, рассчитанных по обеим методикам нулевая. На крайних положениях РПН при одноэтапном расчёте токи короткого замыкания получаются завышенными, приблизительно на 1 кА, что составляет около 6%. При расчёте ударных токов КЗ, разница более существенна и составляет почти 3 кА. В процентном отношении это составляет порядка 3%. При расчёте с помощью программного комплекса EnergyCS ТКЗ результат практически совпадает с расчётом по одноступенчатому методу. Незначительное отличие ударных токов может быть вызвано отличными от используемых при ручном расчёте коэффициентами в формуле расчёта ударного коэффициента, а также невозможностью задавать в программе для крайних положений РПН значений потерь трансформатора.

**Вторая особенность** расчётов токов короткого замыкания за мощными трансформаторами в сетях горных предприятий заключается в определении ударных коэффициентов. В инженерной практике, часто, он принимается равным 1,8, в том числе и потому, что

опускается расчёт активных сопротивлений цепи КЗ для ускорения и упрощения расчётов, выполняемых без использования специализированного ПО. Такой коэффициент используют производители электротехнического оборудования, при расчёте динамической стойкости своих продуктов, как некая усреднённая мера ожидаемого ударного тока в цепи, где оборудование будет установлено. Однако, применять этот коэффициент при расчёте ударных токов короткого замыкания за мощными силовыми трансформаторами некорректно, и он должен быть рассчитан по одной из следующих формул [1, 21]:

$$K_Y = 1 + e^{-\frac{0,5\pi \cdot \arctg\left(\frac{X_K}{R_K}\right)}{\frac{X_K}{R_K}}}; \quad (1)$$

$$K_Y = 1,02 + 0,98e^{-\frac{0,5\pi \cdot \arctg\left(\frac{X_K}{R_K}\right)}{\frac{X_K}{R_K}}}, \quad (2)$$

где  $X_K$  и  $R_K$  – реактивная и активная составляющая сопротивлений цепи короткого замыкания в рассматриваемой точке.

Для иллюстрации сказанного, приведены табл. 3, 4 расчётных ударных коэффициентов для трансформаторов типа ТРДН с низшим напряжением равным 10,5 / 11 кВ разных мощностей для классов 110 и 220 кВ соответственно. Расчёт выполнен для трёх положений РПН (минимум, ноль, максимум) по формуле (1) и с использованием определения параметров трансформатора для положений РПН из [5]. Параметры для номинальных ступеней РПН взяты из [18, 19].

Таблица 3

Расчётные значения ударных коэффициентов

Класс	Режим работы обмотки ВН	Положение РПН	Мощность, МВА				
			25	40	63	80	125
110 кВ	Обмотки НН работают раздельно	мин	1,901	1,912	1,919	1,919	1,936
		0	1,894	1,906	1,913	1,913	1,931
		макс	1,888	1,900	1,908	1,908	1,927
	Обмотки НН запараллелены	мин	1,876	1,889	1,898	1,898	1,919
		0	1,868	1,882	1,891	1,892	1,913
		макс	1,861	1,876	1,885	1,886	1,909

Таблица 4

Расчётные значения ударных коэффициентов

Класс	Режим работы обмотки ВН	Положение РПН	Мощность, МВА					
			32	40	63	100	160	200
220 кВ	Обмотки НН работают раздельно	мин	1,906	1,914	1,915	1,936	1,941	1,935
		0	1,901	1,910	1,911	1,933	1,938	1,931
		макс	1,897	1,906	1,907	1,930	1,935	1,928
	Обмотки НН запараллелены	мин	1,886	1,896	1,897	1,922	1,928	1,920
		0	1,881	1,891	1,893	1,919	1,925	1,916
		макс	1,877	1,888	1,889	1,916	1,922	1,913

Как видно из табл. 3 и 4, ударный коэффициент может достигать значения от 1,86 до 1,94 и при периодической составляющей тока КЗ, соразмерной с номинальным выдерживаемым током (током отключения выключателя, термическим током для реактора или другого оборудования), ударный ток может превзойти значение тока динамической стойкости оборудования и разрушить его, что недопустимо. Рассчитанный диапазон значений ударного коэффициента применим не только к трансформаторам типа ТРДН, но также и к двухобмоточным, трехобмоточным и автотрансформаторам (в том числе и более высоких классов напряжения), так как соотношение собственного реактивного и активного сопротивления сохраняется приблизительно на том же уровне. Это подчёркивает необходимость расчёта ударных токов не по усреднённому значению, актуальному только для маломощных

трансформаторов напряжением 6 – 10 кВ, а по указанным ранее формулам и с учётом активных составляющих сопротивлений элементов схемы замещения.

**Выводы.** Расчёт токов короткого замыкания за мощными трансформаторами снабженными устройствами РПН представляет собой достаточно сложную задачу, требующую тщательного подхода к определению исходных параметров элементов системы электро-снабжения и выбору наиболее подходящего и правильного метода расчёта.

Двухэтапный метод расчёта даёт более точные значения токов короткого замыкания, соблюдая принцип постоянства напряжения при работе устройства РПН на стороне НН. Аналогичным образом необходимо производить расчёты для трёхобмоточных трансформаторов, снабженных устройствами РПН и ПБВ на сторонах НН и СН, а также и в тех случаях, когда цепь короткого замыкания представляет из себя несколько последовательно включенных трансформаторов с устройствами регулирования. Число этапов расчёта соответствует числу регулируемых ступеней напряжения в рассматриваемой схеме. Недостатком многоэтапного метода является его большая трудоёмкость и продолжительность при ручном расчёте, невозможность исключить из расчёта промежуточные расчётные точки (К2), если знание значений тока КЗ в них не требуется. При выполнении расчётов токов КЗ с использованием компьютера, отмеченный недостаток несущественен.

Расчёт ударных токов обязательно должен выполняться с учётом активных сопротивлений элементов схемы замещения, с учётом точных формул расчёта ударных коэффициентов. Особенно данное замечание важно при проведении расчётов в цепях низкого напряжения мощных силовых трансформаторов, а также в цепях генераторного напряжения электростанций, где близость мощных трансформаторов связи и генераторов обуславливают возможность нахождения величины ударного коэффициента вблизи максимального значения, то есть  $\approx 2$ .

#### Список литературы

1. Крючков И.П., Старшинов В.А., Гусев Ю.П. [и др.]. Короткие замыкания и выбор электрооборудования: учеб. пособ. для вузов / Под ред. И.П. Крючкова, В.А. Старшинова. – М.: Издательский дом МЭИ, 2017. – 568 с.
2. Шабад М.А. Расчёты релейной защиты и автоматики распределительных сетей. – М.: Книга по Требованию, 2013. – 296 с.
3. Протокол совместного заседания секции «Проблемы надёжности и эффективности релейной защиты и средств автоматического системного управления», секции «Управление режимами энергосистем, РЗА», НП «НТС ЕЭС» и автоматического управления в электрических сетях» НТС ПАО «Россети» от 15 марта 2018 года. – Москва, 2018.
4. Справочник по проектированию электроснабжения / Под ред. Ю.Г. Барыбина [и др.]. – М.: Энергоатомиздат, 1990, – 576 с.
5. Герасимук А.В., Семькина И.Ю., Кипервассер М.В. Расчет параметров схемы замещения трансформаторов с расщепленной обмоткой с учетом устройства регулирования напряжения под нагрузкой в обмотке высшего напряжения // Горное оборудование и электромеханика. – 2019. – №2. – С. 52-59.
6. Руководящие указания по релейной защите. Вып. 11. Расчёты токов короткого замыкания для релейной защиты и системной автоматики в сетях 110 – 750 кВ. – М.: Энергия, 1979. – 152с.
7. Руководящие указания по расчёту токов короткого замыкания и выбору электрооборудования РД 153-34.0-20.527-98. / Под ред. Б.Н. Неклепаева. – М.: НЦ ЭНАС, 2002. – 152 с.
8. David F. Peelo, John Wiley, Sons Ltd. Current interruption transients calculation. – 2014.
9. Humoud A. Alqattan, Adel H. Alsanad. Protection of Distribution Network // The International Journal of Engineering and Science (IJES). – 2019. – Vol. 8. – Issue 2. – Series I. – P. 17-27,

10. IEEE Recommended Practice for Calculating Short-Circuit Currents in Industrial and Commercial Power Systems. – ANSI / IEEE Std 551™, 2006. – 300 p.
11. Power System Protection: Principles and Components. Electricity Training Association. – Institution of Electrical Engineers.
12. Protective Relaying Principles and Applications. – Taylor & Francis Group, LLC, 2006.
13. B. De Mets-Nobalt, F. Dumas, C. Poulain. Cahier technique no. 158 – Calculation of short-circuit currents. – Schneider Electric, Grenoble, 2005.
14. Zhong, DeSheng. The calculation of short-circuit current in the electrical design of traction substation // International Conference on Engineering and Advanced Technology (ICEAT 2016), Hong Kong, China 22 – 23 December 2016. – Advances in Engineering Research, 2016. – Vol. 82.
15. СТО ДИВГ-058-2017. Расчет токов коротких замыканий и замыканий на землю в распределительных сетях: метод. указ. – Мехатроника, Санкт-Петербург, 2017.
16. Курганов В. В. Метод расчета токов короткого замыкания за трансформатором с большим диапазоном регулирования напряжения // Вестник ГГТУ им. П.О. Сухого. – 2009. – №3 (38).
17. Ершов А.М. Релейная защита и автоматика в системах электроснабжения. Часть 1: Токи короткого замыкания: учебное пособие. – Челябинск: Издательский центр ЮУрГУ, 2011. – 168 с.
18. ГОСТ 12965-85. Трансформаторы силовые масляные общего назначения классов напряжения 110 и 150 кВ. Технические условия. – М.: Государственный комитет СССР по стандартам.
19. ГОСТ 17544-85. Трансформаторы силовые масляные общего назначения классов напряжения 220, 330, 500 и 750 кВ. Технические условия. – М.: Государственный комитет СССР по стандартам.
20. J. Schlabbach. Short-circuit Currents. – The Institution of Engineering and Technology, 2008.
21. ГОСТ Р 52735-2007. Короткие замыкания в электроустановках. Методы расчета в электроустановках переменного тока напряжением свыше 1 кВ. – М.: Стандартинформ, 2007.

УДК 622.271(73):550.814

**РЕЗУЛЬТАТЫ ИССЛЕДОВАНИЯ ДЕЯТЕЛЬНОСТИ ТОПЛИВНО-  
ЭНЕРГЕТИЧЕСКОГО КОМПЛЕКСА США ПО ДАННЫМ ДИСТАНЦИОННОГО  
ЗОНДИРОВАНИЯ ЗЕМЛИ ИЗ КОСМОСА**

<sup>1,2,3</sup>д.т.н. Зеньков И.В., <sup>3</sup>Нефедов Б.Н.

**1 - Сибирский государственный университет науки и технологий  
имени академика М.Ф. Решетнёва, г. Красноярск, Россия**

**2 - Сибирский федеральный университет, г. Красноярск, Россия**

**3- Федеральный исследовательский центр информационных и вычислительных технологий, г. Красноярск, Россия**

*Аннотация.* В статье представлены результаты исследования состояния топливно-энергетического комплекса США, полученные с использованием данных дистанционного зондирования. В ходе дистанционного мониторинга и аналитических расчетов выявлен производственный потенциал каждого из четырех выделенных центров по добыче угля. Определена география размещения и количество тепловых станций, работающих на основе сжигания угля. По результатам аналитических расчетов определен суммарный производственный потенциал тепловых станций по выработке электроэнергии.

**Ключевые слова:** Соединенные штаты Америки, топливно-энергетический комплекс, угольные карьеры и тепловые станции, угольная генерация, объемы добычи и потребления угля, размещение производительных сил, спутниковая съемка, дистанционное зондирование Земли.

**Введение.** На территории США к настоящему времени создан уникальный по масштабу промышленный потенциал. Развитие получили здесь такие энергоемкие отрасли как горнодобывающая (горноперерабатывающая), нефтедобывающая, энергетическая, металлургическая, машиностроительная, химическая, цементная и др. Кроме этого в США имеются масштабный агропромышленный комплекс и развитая транспортная инфраструктура (автомобильные и железные дороги) и др. По данным спутниковой съемки установлено, что только на небольшой части – в горной части на западе США отсутствуют признаки какой-либо хозяйственной деятельности общества.

Сегодня сформированные, в ходе долговременной работы, профессиональные компетенции, умение быстро и грамотно ориентироваться в информационной среде позволяют нашему коллективу проводить исследования мировых центров горнодобывающей промышленности, в том числе и мирового топливно-энергетического комплекса. С использованием результатов спутниковой съемки на очередном этапе развития нашей научно-практической школы решена еще одна прикладная задача по исследованию современного состояния объектов топливно-энергетического комплекса и его производственного потенциала на территории США.

**География размещения угольных карьеров и тепловых станций на территории США.** В своих исследованиях на территории США мы выделили четыре центра добычи угля: 1) центральные штаты (Вайоминг, Монтана и Северная Дакота) с производством открытых горных работ; 2) штаты в восточном секторе страны (Иллинойс, Индиана, Огайо, Кентукки, Пенсильвания, Западная Вирджиния, Вирджиния и Алабама), где уголь добывают в карьерах и в шахтах; 3) штаты Вайоминг (юго-западный сектор), Колорадо и Нью-Мексико (территория Скалистых гор); 4) штат Техас (добыча угля исключительно открытым способом) [1].

Первые два центра сопоставимы между собой по объемам добычи угля. Добыча угля здесь находится на уровне 400 млн. т в год в каждом центре. Третий центр сопоставим с четвертым по объемам добычи угля на уровне 70-75 млн. т угля в год в каждом. Исследование железнодорожной и речной трансконтинентальной логистики угольных потоков выявило конечные пункты в доставке угля – крупные морские угольные терминалы на восточном (Атлантика) и южном (Мексиканский залив) побережье США [1]. Суммарная мощность технологического оборудования по перегрузке угля в морских портах с учетом времени на постановку балкеров под погрузку и их отхода от причалов составляет по нашей оценке 300 млн. т в год. Также установлены основные потребители угля на континенте, не входящие в сектор топливно-энергетического комплекса с угольной генерацией, – предприятия черной и цветной металлургии, химической отрасли, цементной промышленности и др. Объем потребления в этом промышленном секторе по нашим расчетам составляет не менее 80 млн. т в год.

Оставшийся – основной объем добычи угля на уровне 570 млн. т ежегодно используют для выработки электрической энергии на тепловых станциях. Всего по данным спутниковой съемки на территории США работает 152 тепловые станции с угольной генерацией. География размещения тепловых станций имеет свои особенности (рис. 1) [1].

На территории США линиями черного цвета выделены контуры, в которых производят добычу угля (рис. 1). Линиями желтого цвета определены территории, на которых работают тепловые станции с угольной генерацией электроэнергетики.

**Оценка производственного потенциала предприятий топливно-энергетического комплекса с угольной генерацией в США.** Оценка производственного потенциала любого угледобывающего предприятия начинается с оценки горно-геологического



строения месторождения, вовлекаемого в разработку. На территории США горно-геологическое строение угольных месторождений практически повсеместно (за исключением горного массива Аппалачи) имеет благоприятные характеристики для открытой разработки: горизонтальное или пологое залегание пластов; мощность вскрышных пород, соизмеримая с мощностью угольных пластов; линии выхода угольных пластов под наносы имеют значительную протяженность (несколько десятков километров) [1]. Все это делает возможным строительство и дальнейшую высокоэффективную эксплуатацию мощных угольных карьеров по добыче угля. В Аппалачах в работе угольных карьеров имеется одна важная технологическая особенность – короткие расстояния транспортировки вскрышных пород до отвалов, а угля до обогатительных фабрик. Это обстоятельство делает высокорентабельной добычу угля открытым способом.



Рис. 1. Схема регионального размещения угольных карьеров и тепловых станций на территории США (на снимке из космоса, 2021 г.)

По данным спутниковой съемки в угольных карьерах США на бурении взрывных скважин работают 354 высокопроизводительных буровых станка. На вскрышных работах установлены 86 драглайнов с объемом ковша от 20 до 100 м<sup>3</sup> и длиной стрелы до 100 м. Парк драглайнов представлен в основном моделями с емкостью ковша со сдвигом в сторону верхнего предела этого диапазона (20-100 м<sup>3</sup>). В состав экскаваторно-автомобильных комплексов входят: 86 мехлопат с объемом ковша до 40 м<sup>3</sup>, 389 гидравлических экскаваторов с объемом ковша до 32 м<sup>3</sup>; 388 погрузчиков на автомобильном шасси с емкостью ковша от 10 до 15 м<sup>3</sup>; 18 фрезерных комбайнов; 1689 карьерных автосамосвалов грузоподъемностью до 360 т; 189 шарнирно-сочлененных автосамосвалов повышенной проходимости с колесной формулой 6×6 грузоподъемностью 30-40 т; 152 углевоза с донной разгрузкой грузоподъемностью 120-220 т. На вскрышных работах и рекультивации земель работают 154 самоходных одно- и многоковшовых скрепера. На вспомогательных работах задействовано 1220 мощных бульдозеров Caterpillar D11T [1].

По нашим аналитическим расчетам парк горнотранспортного оборудования может технически и технологически обеспечить объем угля на уровне 950 млн. т и объем вскрышных работ не менее 3,2 млрд. т.

Концентрация тепловых станций отмечается в основном по берегам р. Миссисипи, Миссури, Огайо и др. Основное количество станций находится в центральных штатах (рис. 1) [1]. Небольшое количество станций наблюдается на территории Скалистых гор и в штате Техас. Доставка добытого угля с угледобывающих предприятий до тепловых станций производится в основном в железнодорожных составах и на речных баржах и в меньшей степени автомобильным транспортом (седельными магистральными тягачами). Мощность установленных энергоблоков на станциях находится в широком диапазоне от 300 МВт до 3000. Расстояние, на котором размещены тепловые станции друг от друга на берегах рек, начинается от 18 км. Вся изучаемая совокупность угольных тепловых станций условно разделена на три группы по установленной мощности энергоблоков и соответственно – по объему сжигаемого угля.

В диапазоне мощности от 2000 МВт и выше и объемом потребления угля на уровне 6 млн. т в год работают 30 станций. Эти станции в основном находятся в густонаселенных штатах. Количество станций с суммарной мощностью от 1000 до 1999 МВт и объемом потребления угля на уровне 3,8 млн. т в год составляет 80 ед. Тепловые станции с мощностью энергоблоков до 1000 МВт находятся на берегах небольших рек в малонаселенных районах. По данным спутниковой съемки установленное количество энергоблоков на одной станции находится в широком диапазоне от одного до шести. Практически на всех станциях способ удаления золы и шлака – сухой, что предполагает дальнейшее использование этих материалов в хозяйственной деятельности. Кроме этого, с мокрым золошлакоудалением работают несколько станций с размещением золы и шлака в накопителях на прилегающих территориях. Обзор космических снимков показывает на положительную экологическую обстановку на территориях, прилегающих к промышленным площадкам энергетических объектов – тепловым станциям с полной утилизацией золошлаковых материалов [1].

**Выводы.** По нашей оценке, в ближайшей перспективе в США с населением более 330 млн. чел., проживающих преимущественно в частном секторе, и имеющих на своей территории развитый промышленный комплекс из нескольких тысяч энергоемких производственных предприятий, угольная генерация электрической энергии должна остаться на неизменном уровне. Вместе с тем, как известно в мировой энергетике научное сообщество находится в постоянном поиске альтернативных источников выработки электроэнергии.

Параллельно с этим, на наш взгляд, не менее важной является решение комплексной экономической проблемы, имеющей глобальный масштаб и межотраслевой характер. И, в первую очередь, решение вопросов, связанных с занятостью работников предприятий ТЭК, но и предприятий отраслей, обслуживающих угледобывающие (угольные карьеры, шахты, обогатительные фабрики) и энергетические предприятия (тепловые станции) в плане поставок горнотранспортного и теплоэнергетического оборудования, товарно-материальных ценностей, расходных материалов, оказания услуг производственного назначения (ремонт оборудования, логистика и др.).

#### Список литературы

1. <https://www.google.com.earth>.

УДК 621.3

### ИССЛЕДОВАНИЕ АВАРИЙНЫХ РЕЖИМОВ В ЭЛЕКТРОСНАБЖЕНИИ УГОЛЬНЫХ ПРЕДПРИЯТИЙ

Пестрецов А.Е., к.т.н. Кузнецова Е.С., Дурнев А.А., Полосухин А.Е., Арбузов И.С.  
Сибирский государственный индустриальный университет», г. Новокузнецк, Россия

**Аннотация.** Проанализированы аварийные режимы работы электроснабжения угольных предприятий. Разработана модель подстанции в программе Matlab Simulink, которая позволяет проанализировать различные режимы работы системы электроснабжения.

**Ключевые слова:** электроснабжение угольных предприятий, аварийные режимы, короткое замыкание, скачок тока, скачок напряжения, низкое напряжение, угольные месторождения, Matlab Simulink, моделирование, симуляция.

Система электроснабжения современного крупного угольного предприятия представляет собой сложный комплекс электроэнергетических устройств, включающий местные электростанции, питающие и распределительные сети напряжением 110-220 кВ, десятки понизительных подстанций. В отличие от сетей районных энергосистем, на ограниченных территориях угольных предприятий сосредоточены потребители большой

мощности. Сети 110-220 кВ, работающие по сложноразветвленным схемам, имеют сравнительно небольшую длину линий, а распределение передаваемых мощностей в них может меняться в широких пределах в нормальных и ремонтных режимах с целью снижения потерь электроэнергии, регулирования напряжения, ограничения токов короткого замыкания.

В настоящее время кратковременные нарушения электроснабжения предприятий угольной промышленности являются одной из значимых причин нарушения стабильной работы нормальных режимов их электротехнических систем. Они происходят с недопустимо высокой периодичностью и постоянством. Последствием таких кратковременных нарушений электроснабжения, как правило, являются аварийные остановки технологических процессов на угледобывающих компаниях, предприятия которых характеризуются высокими требованиями к непрерывности, качеству и надежности электроснабжения.

Надежность работы защитных и автоматических устройств в значительной мере определяет надежность работы всей системы электроснабжения. Селективное отключение коротких замыканий органами защиты способствует локализации развития аварий, что позволяет снизить материальный ущерб от перерывов электроснабжения. Статическая и динамическая устойчивость генераторов и крупных синхронных и асинхронных двигателей определяется в первую очередь быстродействием устройств релейной защиты и автоматики, а также правильным выбором уставок срабатывания, согласованием действия различных систем автоматики в процессе развития и ликвидации аварии. Кроме того, аварийные остановки технологического производства на предприятиях Кузбасса, занимающихся угледобычей, и его послеаварийное возобновление становятся причиной быстрого износа технологического и электротехнического оборудования.

Система электроснабжения (СЭС) угольных предприятий может находиться в различных режимах работы: нормальном, аварийном и послеаварийном. Рассмотрим эти режимы:

Нормальный режим работы – это такой режим работы электроустановки, при котором обеспечивается снабжение электроэнергией любых потребителей надлежащего качества. При этом показатели качества электроэнергии находятся в пределах, установленных ГОСТ 32144–2013.

Нормальный режим характеризуется показателями, близкими к номинальным. В таком режиме обеспечивается плавное регулирование работы электростанций, минимизируются потери электрической энергии в сети, удобно осуществляются оперативные переключения. Нормальный режим электрической сети обеспечивает снабжение электроэнергией потребителей без перебоев и с достаточным уровнем напряжения.

Аварийный режим работы – это режим работы электроустановки, который сопровождается отклонением рабочих параметров от предельно-допустимых значений. Этот режим работы характеризуется повреждением элементов СЭС, выходом из строя электрооборудования, возможным перерывом электроснабжения.

Короткое замыкание наблюдается, когда ток достигает значений, превышающих номинальное, в 10 и более раз за короткий промежуток времени (секунды, доли секунды). При этом тепло, выделяемое при прохождении тока через проводник, достигает значений, превышающих нормальное, в 100 и более раз. Короткое замыкание является следствием замыкания фазного и нулевого проводников в однофазной цепи (фазного и фазного/нулевого проводников – в трехфазной цепи). Последствия этого замыкания в лучшем случае – это разрыв цепи вследствие разрушения электропроводки, выход из строя электроприборов, а в худшем – пожар. Внешним признаком короткого замыкания может быть очень яркая вспышка света лампы накаливания. В этом случае необходимо обесточить возможный участок замыкания.

Причиной перегрузки является неспособность электроцепи или ее участка (проводка, выключатели, розетки и пр.) нормально (без перегрева, разрушения и т.д.) работать вследствие прохождения через них тока, превышающего допустимые значения для данной электроцепи (ее участка). Следствием перегрузки являются: нагревание проводников

(розеток, выключателей и пр.) до горячего состояния (небольшой нагрев обычно допускается), запах горелой проводки, оплавление, разрыв цепи, огонь. При перегрузке цепи необходимо отключить лишние электроприборы, либо обесточить всю сеть. Для того, чтобы сеть не перегружалась, необходимо подключать к сети те приборы, на которые она рассчитана.

Скачок тока наблюдается, когда значение тока на короткий промежуток времени (доли секунды) превышает свое номинальное значение в 3-5 раз. Может быть следствием коммутации электроприборов (носит кратковременный характер). Многие из нас, наверное, были в ситуации, когда при включении света (светильника с лампой накаливания) лампа перегорала. Это происходит в результате того, что через нить накаливания прошел ток, превышающий значение номинального. Явление естественное. Если постоянно происходит, например, перегорание лампы, то стоит подумать о замене ее на другой тип ламп, либо установить специальные приборы защиты.

Частой причиной слабого тока может быть частичный разрыв цепи, замыкание на корпус. При этом в цепи появляется дополнительное сопротивление, ограничивающее ток. Показателем этому может быть слабое свечение лампы накаливания. В таком случае необходимо провести диагностику электросети и выполнить ремонт.

Скачок напряжения может быть следствием, например, удара молнии. При этом значения напряжения будут превышать номинальное в десятки, сотни и даже тысячи раз. Следствием такого скачка может быть выход из строя электроприборов, подключенных к сети. Защитить электросеть от скачков напряжения можно установкой специальных устройств.

Низкое напряжение может быть следствием частичного разрыва электроцепи. Также может быть следствием коммутации электроприборов (носит кратковременный характер). Длительная эксплуатация электроприборов с таким напряжением может быть причиной выхода их из строя. В случае, если диагностика сети выявила, что причина во внешнем источнике (то есть к электрощиту уже подходит низкое напряжение), то можно решить проблему установкой специальных устройств.

Стоит помнить, что многие электроприборы если и допускают работу с ненормальными значениями напряжения (см. характеристики приборов), то кратковременную. Поэтому в случае возникновения аварийного режима необходимо обесточить сеть для того, чтобы избежать дорогостоящего ремонта или замены не только проводки, розеток и пр., но и бытовых электроприборов. В некоторых случаях можно избежать более тяжелых последствий всего лишь вовремя отключив электроприбор (нагрузку) от сети, так как именно наличие включенного прибора в электроцепи вызывает увеличение тока и, как следствие, более быстрое разрушение (выгорание) электропроводки и пр.

Послеаварийный режим – это режим работы электроустановки, в котором часть элементов электроустановки вышла из строя или выведена в ремонт вследствие аварийного (непланового) отключения. При этом режиме возможна перегрузка оставшихся в работе элементов электроустановки током. Послеаварийные режимы работы могут быть опасны для оборудования или устойчивой работы энергосистемы.

Моделирование и симуляции позволяют провести проверку поведения системы в критических условиях или аварийных сценариях. Тем самым происходит снижение затрат на дорогостоящие физические прототипы. Проверка системы осуществляется с помощью полунатурного моделирования и быстрого прототипирования.

Математическая модель системы электроснабжения включает в себя математические модели следующих основных элементов: источник напряжения, силовой трансформатор, линии электропередач, потребители электроэнергии (несимметричная нагрузка), вспомогательное контрольно-измерительное оборудование (амперметры, вольтметры, ваттметры и т.д.). В Simulink данная модель представлена на рис. 1.

На схеме представлено два трансформатора со схемой обмоток звезда/треугольник, питающие ВЛ, отходящие кабельные линии и сопротивления нагрузки.

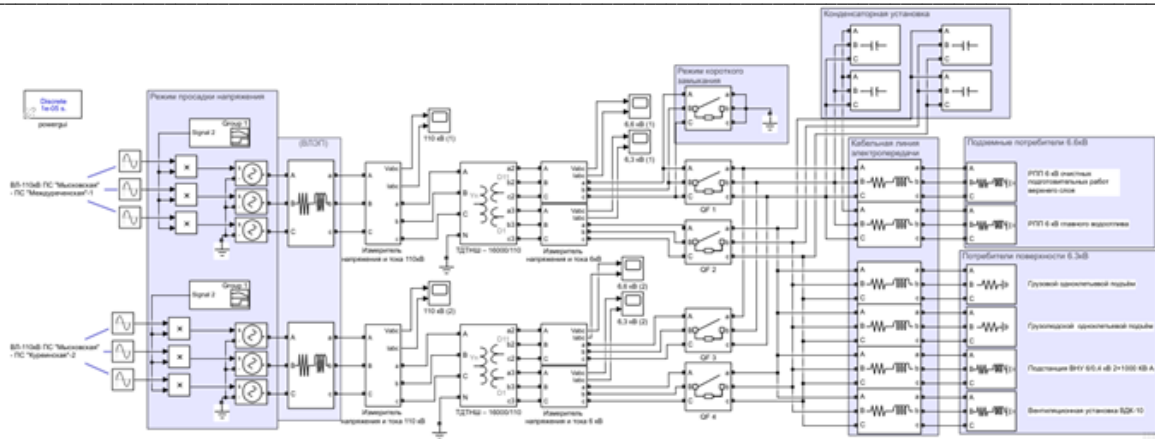


Рис. 1. Принципиальная схема подстанции в среде MatLab Simulink

Смоделировано 4 режима работы трансформатора (рис. 2, 3):

- режим холостого хода характеризуется работой трансформатора без нагрузки (0с-0.05с);
- нормальный нагрузочный режим (0.05-0.1с; 0.15-0.2с);
- аварийный режим работы трансформатора связан с просадом напряжения сети в 0.85. (0.1-0.15с);
- режим короткого замыкания. Признаком возникновения аварийного режима является накоротко замкнутая вторичная обмотка. (0.2-0.25с);

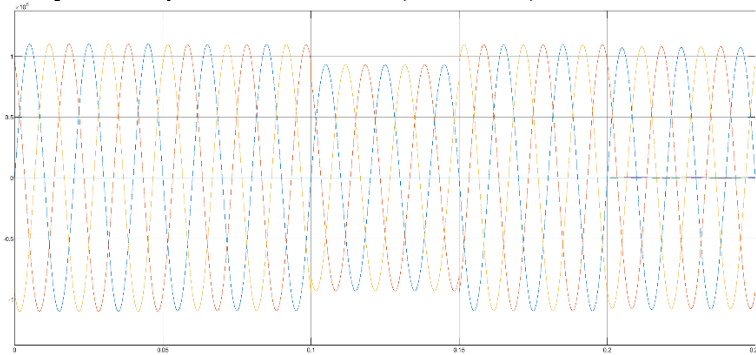


Рис 2. Осциллограмма тока и напряжения на линии 110 кВ

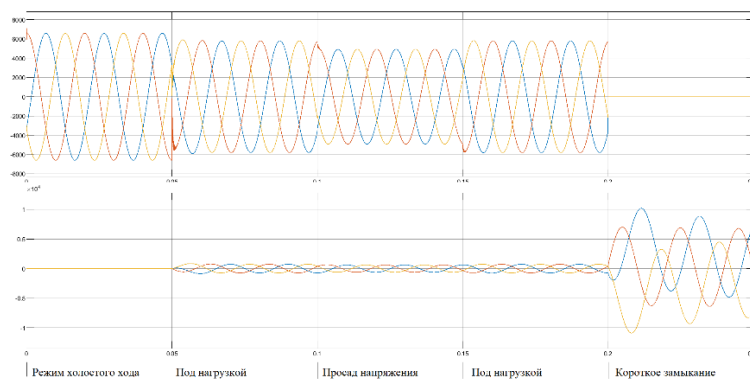


Рис. 3. Осциллограмма тока и напряжения на линии 6.6 кВ

Разработанная с помощью программного комплекса «Matlab Simulink» модель работает корректно, согласно заданным параметрам, и позволяет исследовать различные режимы работы подстанции. Благодаря блочному принципу построения модели, можно легко изменять не только параметры, но и конфигурацию оборудования.

**Выводы.** Simulink предназначен для моделирования и симуляций на системном уровне, что позволяет проводить всестороннее исследование разрабатываемой системы в

единой среде проектирования. Моделирование и симуляции позволяют провести проверку поведения системы в критических условиях или аварийных сценариях. Тем самым происходит снижение затрат на дорогостоящие физические прототипы. Проверка системы осуществляется с помощью полунатурного моделирования и быстрого прототипирования.

**Благодарности.** Работа выполнена в рамках государственного задания:0809-2021-0013

### Список литературы

1. Черных И. Моделирование электротехнических устройств в MatLab, SimPower и Simulink. – М.: Питер, 2007. – 288 с.
2. Кудрин Б.И. Электроснабжение промышленных предприятий: учебник. – М.: Интермет Инжиниринг, 2006. – 67 с.
3. Князев В.С., Свирская Г.С. Расчет коротких замыканий в системах электроснабжения: метод. указ. – Новокузнецк: СибГИУ, 2011. – 56 с.
4. Костюченко Л.П. Имитационное моделирование систем электроснабжения в программе Matlab: учеб. пособие. – Красноярск, 2012. – 215 с.
5. Справочник по электроснабжению и электрооборудованию в 2 т. / Под ред. А.А. Федорова. – М.: Энергоиздат, 1986.
6. Справочник по проектированию электрических сетей и электрооборудования / Под ред. В.М. Круповича, Ю.Г. Барыбина, М.Л. Самовера. – М.: Энергоиздат, 1981.
7. Фёдоров А.А., Ристхейн Э.М. Электроснабжение промышленных предприятий. – М.: Энергия, 1981.
8. Липкин М.Н. Электроснабжение промышленных предприятий и установок. – М.: Энергия, 1983.

УДК 621.311

## АНАЛИЗ АВАРИЙНОСТИ СИСТЕМ ВНЕШНЕГО ЭЛЕКТРОСНАБЖЕНИЯ УГОЛЬНЫХ ШАХТ КУЗБАССА

<sup>1</sup>Ефременко В.М., <sup>1,2</sup>Скребнева Е.В.

**1 – Кузбасский государственный технический университет имени Т.Ф. Горбачева,  
г. Кемерово, Россия**

**2 – ООО «КАТЭН», г. Москва, Россия**

**Аннотация:** В статье приведен анализ аварийности систем внешнего электроснабжения угольных шахт Кузбасса, дана классификация по причинам технологических нарушений, времени возникновения и продолжительности.

**Ключевые слова:** технологические нарушения системы электроснабжения, причины технологических нарушений системы электроснабжения.

Одной из причин остановки технологического процесса добычи угля подземным способом является перерыв в электроснабжении шахт от единой энергетической системы России. При этом перерыв в электроснабжении приводит не только к потере добычи угля, но и к возможности созданий в подземных выработках аварийных ситуаций, связанных с затоплением и загазованием горных выработок.

К полному отключению электроприемников шахты, в том числе и потребителей первой категории и особой группы, приводят следующие события:

- аварийное отключение одной системы шин во время аварийного или планового ремонта другой;
- повреждение одной системы шин с развитием аварии;

- повреждение межсекционного выключателя с развитием аварии на обе системы шин;
- ошибки персонала;
- неправильная работа релейной защиты и автоматики, приводящая к полному погашению распределительного устройства.

Как показывает ряд исследований, проведенных в системах электроснабжения шахт, наибольшей надежностью в сетях 35-110 кВ обладают трансформаторные подстанции, а самым ненадежным звеном электрических сетей являются воздушные линии электропередачи.

Линии электропередач (ЛЭП) подвержены внешним воздействиям, приводящим к их повреждению. Это, в первую очередь, грозовые перекрытия изоляции, ветровая нагрузка и гололед, вибрация и «пляска» проводов, а также механические повреждения опор (ЛЭП 6-35 кВ). Кроме того, наблюдаются повреждения ЛЭП из-за превышения фактических электрических нагрузок, дефектов изготовления, правил монтажа и эксплуатации.

На рис. 1 приведены статистические данные основных причины возникновения аварий на воздушных линиях (ВЛ), по которым осуществляется электроснабжение угольных шахт.

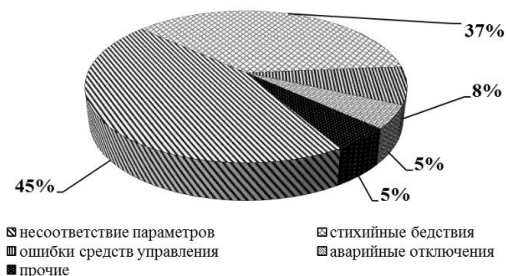


Рис. 1. Причины повреждений ВЛ систем внешнего электроснабжения угольных шахт

Проведенный нами анализ отключений в электрических сетях внешнего и внутреннего электроснабжения угольных шахт АО «СУЭК» показал, что из 1159 зафиксированных отключений, только 74 (6,38%) произошли в сетях территориальной сетевой организации (филиал ПАО «Россети»-«Кузбассэнерго-РЭС»). Остальные отключения происходили в сетях потребителей. При этом в сетях АО «СУЭК-Кузбасс» Энергоуправление и ООО «Энергосервис» – 331 отключение (28,56%). В сетях непосредственных потребителей (шахты, разрезы, обогатительные фабрики и прочие потребители) остальные 754 (65,06%).

На рис. 2 представлен анализ перерывов в электроснабжении, произошедших в сетях 35 и 110 кВ, по месту возникновения аварийной ситуации (виновнику отключения).

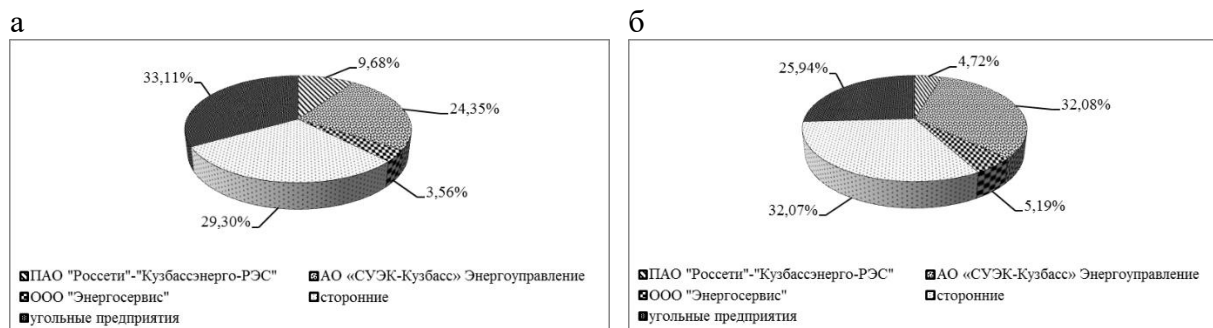


Рис. 2. Анализ перерывов в электроснабжении шахт по виновнику аварии: а – в сетях 35 кВ; б – в сетях 110 кВ

Анализ аварий в питающих шахты от ЕЭС сетях 35 и 110 кВ показывает, что треть всех отключений происходит по вине сторонних потребителей, то есть тех, которые непосредственно не участвуют в технологическом процесс добычи угля. Треть всех нарушений



в электроснабжении происходит в распределительных сетях второго уровня (АО «СУЭК-Кузбасс» Энергоуправление и ООО «Энергосервис»), техническое обслуживание и оперативное управление которыми осуществляет АО «СУЭК-Кузбасс». При этом большая часть сетей находятся на балансе АО «СУЭК-Кузбасс». Около трети аварий в электрических сетях происходят по вине самих конечных потребителей электроэнергии – угольных предприятий.

При этом полное прекращение электроснабжения шахт происходят не часто. Так за период 2014-2016 год произошло две аварии в питающих шахты сетях (обрыв провода ЛЭП-110 и отключение питающей подстанции во время грозы), которые привели к остановке главных вентиляционных установок.

Проанализировав статистику технологических нарушений в системе электроснабжения 10 угольных шахт Кузбасса за последние 5 лет видим, что их абсолютное количество уменьшилось (рис. 3).

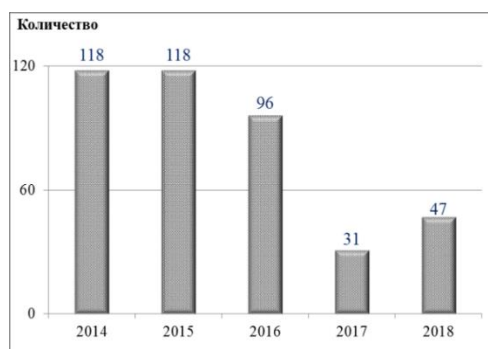


Рис. 3. Количество технологических нарушений в системах внешнего электроснабжения угольных шахт Кузбасса

Основные группы причин технологических нарушений системы электроснабжения угольных шахт представлены на рис. 4.

Рис. 4. Причины технологических нарушений систем внешнего электроснабжения шахт



В течении года число технологических нарушений в системе внешнего электроснабжения шахт АО «СУЭК-Кузбасс» имеет максимум в мае и декабре месяце (рис. 5 а). Среднее время ликвидации технологических нарушений и восстановления электроснабжения шахт максимально в феврале месяце (превышает 4 часа) (рис. 5 б).

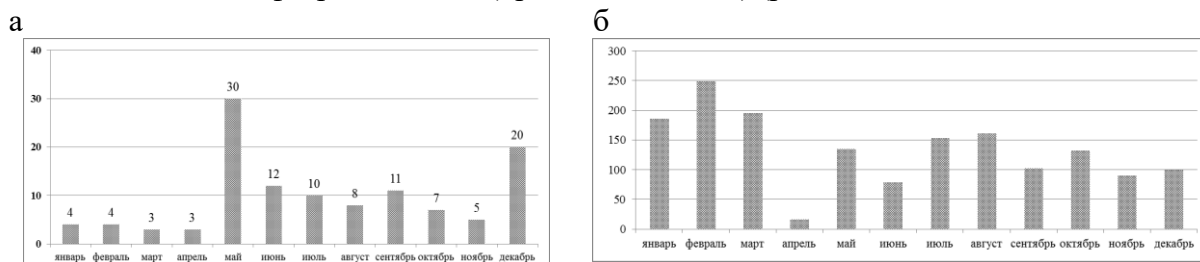


Рис. 5. Количество технологических нарушений в системе внешнего электроснабжения (а); среднее время восстановления электроснабжения  $t_{\text{в}}$ , мин. (б)



Дальнейший детальный анализ представленных статистических данных позволил более подробно установить причины нарушений в системах электроснабжения (рис. 7). Как видно из рис. 6 подавляющее число причин – короткие замыкания в электроустановках потребителей.

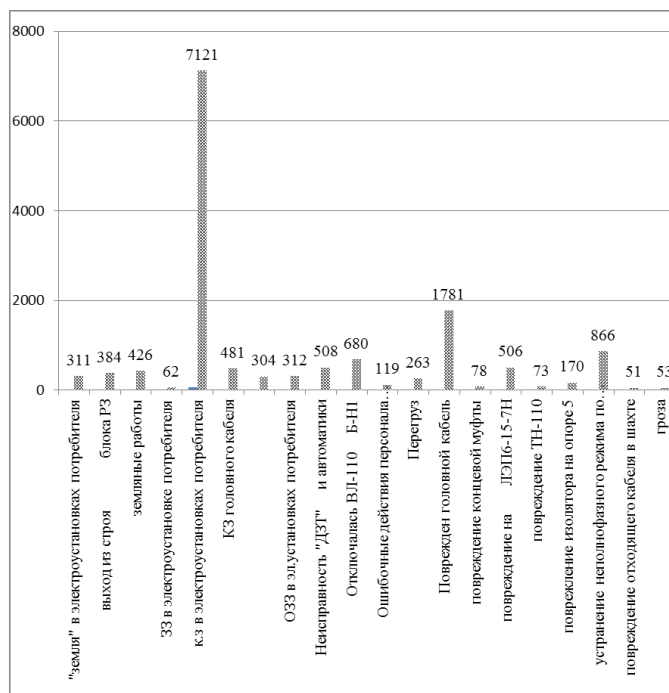


Рис. 6. Причины нарушений в системах электроснабжения

### Список литературы

1. Скрёбнева Е.В. Зими́на А.В. Влияние человеческого фактора на аварийность внешнего электроснабжения угольных шахт // Научные технологии разработки и использования минеральных ресурсов. – 2019. – № 5. – С. 327-330.
2. Скрёбнева Е.В. Проблемы внешнего электроснабжения угольных шахт Кузбасса // Научные технологии разработки и использования минеральных ресурсов. – 2019. – № 5. – С. 330-334.
3. Скрёбнева Е.В., Скрёбнев В.И. Аварийность системы электроснабжения угольных шахт // Актуальные проблемы современной науки, техники и образования: тез. докл. 77-й междунар. науч.-технич. конф. – Магнитогорск: Изд-во Магнитогорск. гос. техн. ун-та им. Г.И. Носова, 2019. – Т.1. – 604 с.

УДК 621.3:622.2

## ОПТИМАЛЬНОЕ УПРАВЛЕНИЕ ЭЛЕКТРОПОТРЕБЛЕНИЕМ НА СИСТЕМНОМ УРОВНЕ ОБЪЕКТОВ ЭЛЕКТРОТЕХНИЧЕСКОГО КОМПЛЕКСА И ГОРНЫХ ПРЕДПРИЯТИЙ

Тимофеев А.С., Чаплыгин В.В., Курдюков М.О., Садов Д.В.

Сибирский государственный индустриальный университет, г. Новокузнецк, Россия

**Аннотация.** Предложены методологические решения оптимизации электропотребления объектов инфраструктуры систем электроснабжения горных предприятий.

**Ключевые слова:** техноценоз, объект, инфраструктура, электропотребление, ранговый анализ, алгоритм, экономия.

Наиболее значимым условием экономии электроэнергии является внедрение комплекса технических и организационных мер, связанных с оптимальным управлением электропотребления объектами инфраструктуры предприятия на системном уровне. Целью является экономия средств за потребленную электроэнергию, полученная за счет организационных мероприятий, а также создание научно обоснованных предпосылок для проведения целенаправленных энергетических обследований.

Наиболее эффективным к настоящему времени апробированным инструментом в области оптимального управления электропотреблением является применение теории техноценозов, основанной на исследовании рангового анализа.

Термин «техноценоз» и ценологический подход к исследованию сложных технических систем предложен профессором Б.И. Кудриным.

Методологические уровни рангового анализа в области энергосбережения представлены на рис. 1.

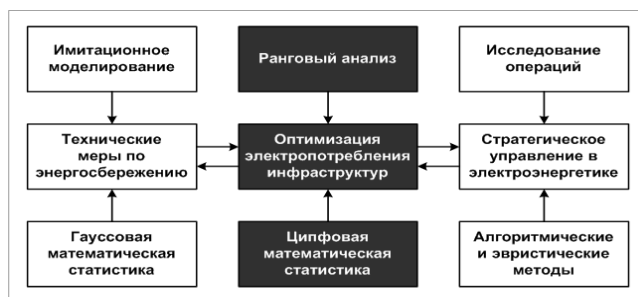


Рис. 1. Ранговый анализ в методологии энергосбережения

Первый уровень рангового анализа соответствует исследованиям, направленным на технические и технологические разработки, способствующие снижению электропотребления, что устанавливается по результатам имитационном моделировании гауссовых распределений.

Третий уровень – стратегическое планирование и прогнозирование в энергетике (оперативное управление, маневрирование максимумами нагрузки, регулирование потоками реактивной мощности и т.д.).

Второй уровень – осуществляется оптимизация электропотребления объектов инфраструктур горного предприятия. Этот уровень является основным при построении методологии управления электропотреблением техноценозов.

Оптимизация электропотребления горного предприятия на системном уровне представлена на рис. 2, основана на статистическом анализе и построении эмпирической модели процесса электропотребления объектами инфраструктуры.

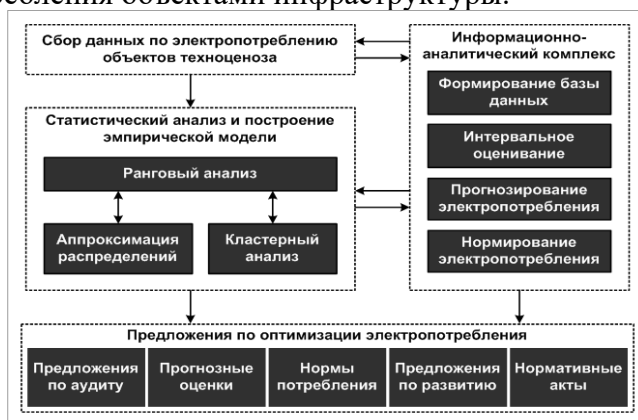


Рис. 2. Оптимизация электропотребления объектами техноценоза

Одной из важнейших аналитических процедур этого анализа является интервальное оценивание параметрического распределения (рис. 3), на основании которого формируется макроиндикаторы жизнеспособности объектов электропотребления, требующих

первоочередного углубленного энергетического обследования, которые являются номерами объектов потребителей электроэнергии в исходной базе данных:

- если номер точки входит в доверительный интервал, то в пределах гауссового разброса параметров можно судить, что данный объект инфраструктуры имеет нормальный режим электропотребления во всем интервале рангового распределения;
- если номер точки находится ниже доверительного интервала, то это означает нарушение нормального технологического процесса электропотребления;
- если номер точки находится выше доверительного интервала, то соответствующий объект имеет аномально большое электропотребление.

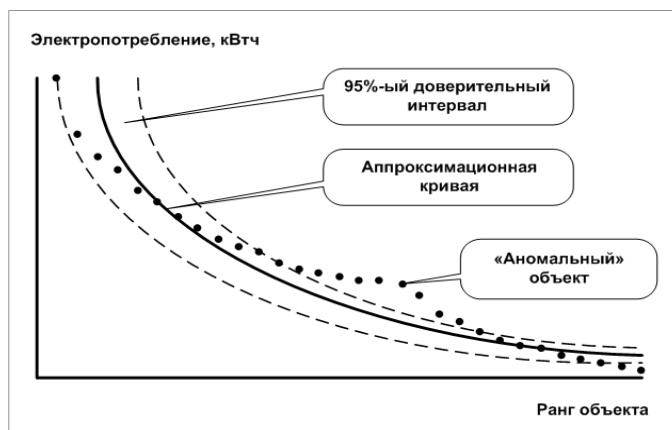


Рис. 3. Определение объектов с аномальным электропотреблением

На рис. 4, представлены результаты практической реализации моделирования, которые показывают, что в условиях техноценоза возможна экономия в течение ближайших нескольких лет исключительно: за счет внедрения методологии оптимального управления электропотреблением без существенных капитальных вложений, а параллельное внедрение технических решений и энергосберегающих технологий еще больше увеличивает экономию.

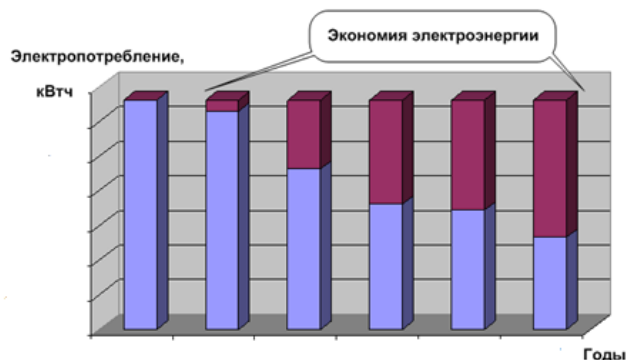


Рис. 4. Результат методологических решений оптимизации электропотребления

**Вывод.** На основе проведенного анализа методологических решений по оптимизации электропотребления объектов инфраструктуры систем электроснабжения горных предприятий обоснован вывод о возможной экономии электропотребления объектами инфраструктуры.



**ПРОМЫШЛЕННАЯ И  
ЭКОЛОГИЧЕСКАЯ БЕЗОПАСНОСТЬ  
ГОРНЫХ ПРЕДПРИЯТИЙ**



## О ПЕРСПЕКТИВАХ И НАПРАВЛЕНИЯХ ЭНЕРГОТЕХНОЛОГИЧЕСКОЙ ПЕРЕРАБОТКИ БУРЫХ УГЛЕЙ КЕМЕРОВСКОЙ ОБЛАСТИ

д.т.н. Прошунин Ю.Е.

Сибирский государственный индустриальный университет, г. Новокузнецк, Россия

**Аннотация.** Показана ретроспектива развития энерготехнологической переработки твердого топлива. Рассмотрены варианты ее осуществления с помощью процессов газификации и полукоксования, сопоставлены материальный и тепловой балансы процессов, приведены характеристики получаемой продукции. Показана перспективность процесса энерготехнологической переработки бурых углей с применением полукоксования и твердого теплоносителя.

**Ключевые слова:** энерготехнологическая переработка, перспективность, газификация, полукоксование, бурые угли, буроугольный полукокс, энергетический газ, химическая продукция.

В настоящее время большая часть твердого топлива сжигается в различных теплоэнергетических установках для получения тепла. Энергетический коэффициент полезного действия в энергетических процессах, например, при получении перегретого водяного пара в современных парогенераторах довольно высок и достигает более 85%.

В технологических же процессах переработки твердых полезных ископаемых степень использования тепла, как правило, не превышает 50%. При сочетании процесса получения энергоносителя (например, водяного пара или горячей воды) сжиганием части топлива или части продуктов его термической переработки с технологическими процессами, нуждающимися в затрате тепловой энергии (полукоксование, коксование, газификация и др.), суммарный энергетический коэффициент может быть повышен до 85-90% и получены продукты, находящие широкое применение [1].

Метод комплексной переработки топлива путем комбинирования технологических процессов с энергетическими, направленными на производство энергоносителя, получил название энерготехнологической переработки топлив.

Повышенный интерес к внутрицикловой газификации угля (ВЦГУ) объясняется двумя причинами: необходимостью повышения КПД использования топлива и актуальностью проблемы уменьшения удельных выбросов в окружающую среду. Тепловые электростанции с внутрицикловой газификацией экологически более эффективны. Благодаря предварительной очистке газа перед его использованием в газовой турбине сокращаются выбросы оксидов серы, азота и твердых частиц. В то же время работа в режиме бинарного цикла позволяет существенно увеличить КПД электростанции и, следовательно, сократить удельный расход топлива [2].

В России создание парогазовых установок с высоконапорными парогенераторами и внутрицикловой газификацией угля воплощено в проектной документации парогазовой установки ПГУ-ВПП-250 с ВЦГУ, разработанной ОАО «Таганрогский котельный завод». В соответствии с расчетами запыленность газа должна составить не более 2 мг/нм<sup>3</sup>, концентрация NO<sub>x</sub> (при содержании O<sub>2</sub> в отходящих продуктах горения 6%) – 150-250 мг/нм<sup>3</sup>, связывание серы составит не менее 80% [2].

Большой интерес представляет так называемое термоокислительное полукоксование в реакторах шахтного типа с плотным слоем бурого угля по технологии «Термококс», разработанной фирмой «Сибтермо» и реализованной в г. Красноярске ЗАО «Карбоника-Ф». Опытное-промышленное производство буроугольного полукокса (БПК) из Канско-Ачинских углей имеет производительность 33 тыс. тонн в год по углю или 10 тыс. тонн в год по полукоксу. Фактически, это - слойовой процесс газификации угля при температуре в зоне газификации 850°C на воздушном дутье, в котором газификации подвергаются в основном

летучие вещества, а степень газификации твердого углеродсодержащего остатка регулируется режимом подачи дутья [1, 3].

Реактор конструктивно состоит из трех частей (рис. 1). В верхней части размещены загрузочный люк, выпускной патрубков газа, электротермическое устройство для начального розжига верхних слоев угля. Верхняя часть газификатора футерована огнеупорным кирпичом и жаростойким бетоном. Средняя часть аппарата снабжена водяной рубашкой. Нижняя треть средней части выполнена в виде усеченного конуса. Там расположено выгрузочное устройство, колосниковая решетка, устройство для подвода воздуха и охлаждающего газа. Производственная программа выполняется в 20 реакторах. Процесс управления полностью автоматизирован. В рабочем режиме фронт горения в реакторе смещается навстречу потоку дутья и за фронтом горения остается твердый остаток – полукокс. При движении фронта горения слой угля последовательно проходит стадию нагрева, сушки пиролиза, горения и активации – реагирования углеродсодержащего остатка с водяным паром, диоксидом углерода. Побочным продуктом этих реакций является горючий газ, который сжигается для генерации тепловой энергии.

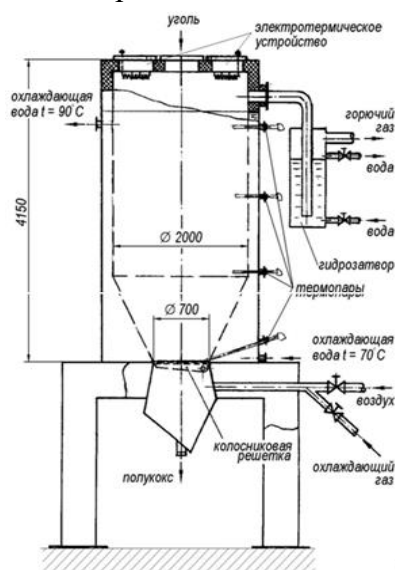


Рис. 1. Газификатор шахтного типа «Термококс»

Из 1 тонны угля бурого угля (отсева класса 0-25 мм после сортировки угля) с тепловой сгорания 3800 ккал/кг производится 0,3 тонны полукокса (БПК) с  $Q = 6500$  ккал/кг и 1700  $\text{нм}^3$  горючего газа с  $Q = 850-900$  ккал/ $\text{нм}^3$ . По энергетическому балансу 56 % теплоты сгорания исходного угля содержится в полукоксе и 40 % - в горючем газе. Теплотери составляют 4 %.

По мнению разработчиков [1, 3, 4], технологический процесс «Термококс» имеет ряд преимуществ по сравнению с существующими промышленными технологическими процессами полукоксования и слоевой газификации.

1. Простота аппаратного оформления одностадийного процесса и объединение в одном аппарате операций сушки, пиролиза, термического разложения летучих веществ и охлаждения полукокса. Процесс автотермичен, в аппарат подается только воздух, а внешний теплоноситель для нагрева угля не используется.

2. Экологическая чистота процесса: все углеводороды, в том числе смолистые вещества, расщепляются и газифицируются внутри аппарата с образованием горючего газа, содержащего только водород, оксиды углерода, азот, водяной пар и незначительное количество метана и сероводорода. Прочие вредные примеси не образуются.

3. Вследствие низкой скорости фильтрации газов в слоевом реакторе (0,02-0,03 м/сек по сравнению с 0,5-2,5 м/сек в шахтных печах типа Лурги) практически отсутствует вынос летучей золы и горючий газ может быть использован в газовой турбине без



предварительной очистки, а также процесс мало критичен к фракционному составу угля, гидравлическому сопротивлению слоя и позволяет перерабатывать мелкозернистые угли.

4. Содержание твердых примесей, оксидов серы и азота в дымовых газах ниже, чем при сжигании эквивалентного по теплосодержанию количества угля. Горючий газ без очистки может быть использован для производства тепловой и (или) электрической энергии, либо как энергоноситель для термических процессов.

В 2003 году были проведены опытно-промышленные испытания по производству полукокса, из длиннопламенного угля марки ДКО класса 25–100 мм разреза «Моховский» (Кузбасс) [4, 5]. Удельный выход полукокса составил 46,5–52 % от массы исходного угля, а максимальная температура в зоне окисления – 1050–1150°K. Каменноугольный полукокк «Термококк» имеет низкое содержание серы (0,13–0,22 %) и фосфора (0,026–0,038 %), достаточно высокую структурную прочность (68,1–76,2 %) и термическую стойкость (79,7–81,3 %) и по этим параметрам не уступает полукокса, получаемым другими производителями.

В 2007 году на котельной Березовского разреза (ОАО СУЭК, Красноярский край) выполнена модернизация типового котла КВТС-20 (рис. 2) [1, 3-5]. Его тепловая мощность была снижена из-за местного ограничения по сбыту тепла до 16,3 МВт (14 Гкал/час). В энерготехнологическом исполнении котел потребляет примерно 10,2 т/час березовского бурого угля с теплотой сгорания около 15,5 МДж/кг и, кроме горячей воды, производит примерно 2,5 т/час буроугольного кокса. При средней температуре кипящего слоя около 750°С КПД по суммарной полезной продукции составляет 83%. Примерное распределение полезной тепловой энергии между продуктами: 45% – тепло и 55% – БПК.

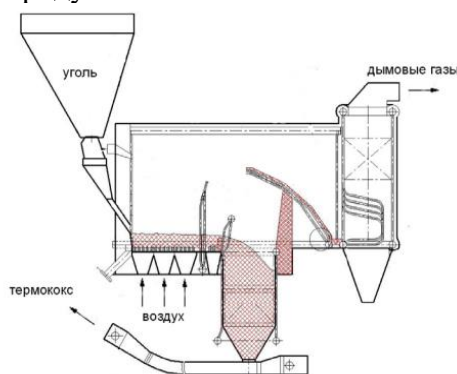


Рис. 2. Схема модернизации типового котла КВТСВ-20 для энерготехнологической переработки бурого угля

Однако, энерготехнология на основе газификации твердого топлива имеет два существенных недостатка [6, 7].

1. Достаточно невысокое теплосодержание получаемого газа – 850-900 ккал/м<sup>3</sup>. Примерно такую же теплотворную способность имеют энергетический газ подземной газификации углей и доменный газ, так как доменная печь также является газогенератором шахтного типа. Это обстоятельство накладывает серьезное ограничение на реализацию рассматриваемой технологии, вследствие невыгодности передачи низкокалорийного газа на значительное расстояние, что не дает возможности сооружать газогенераторы рядом с местом добычи полезных ископаемых, а предполагает их размещение исключительно вблизи потребителей тепловой и (или) электрической энергии.

2. Невозможность получения химической продукции.

Этих недостатков лишена энерготехнология на основе полукоксования твердого топлива. Полукоксование, как технологический процесс, менее распространен, чем коксование. Между тем, твердые, жидкие и газообразные продукты низкотемпературного пиролиза углей имеют своеобразные свойства, представляющие большую ценность для использования в промышленных процессах. Твердые продукты обладают по сравнению с коксом более ярко выраженной реакционной и адсорбционной способностью, легче подвергаются

последующей активации и газификации. Смола, выход которой достигает более 20% от органической массы, содержит до 50% востребованного фенольного сырья [1].

Следовательно, полукоксование в большей мере, чем коксование представляет возможности для реализации химического потенциала угля. Газ полукоксования имеет высокую (более 20 МДж/м<sup>3</sup>) теплотворную способность. Сырьевой базой процесса может служить широкая гамма неспекающихся каменных и бурых углей [1].

Процесс полукоксования рассматривается, в настоящее время, как менее затратный, чем высокотемпературное коксование, способ комплексной переработки угля с получением твердых, жидких и газообразных продуктов. Кроме того, экологическая ситуация в стране уже сейчас настоятельно требует получения бездымного твердого топлива для малых отопительных устройств. Потребность в нем составляет десятки миллионов тонн в год. Подлинно бездымным, к тому же высокорекреационным топливом, могут быть только продукты пиролиза угля. Одним из путей решения этих проблем может быть расширение использования процесса полукоксования [1].

Энерготехнологические процессы переработки твердых топлив предусматривают комбинирование полукоксования с энергетическими агрегатами [1, 6]. Получаемый при этом, как правило, мелкозернистый или пылевидный полукокк используется в качестве топлива для парогенератора. Полукоксовый газ и смола являются дополнительными продуктами технологии, реализация которых позволяет снизить затраты на производство тепло- и (или) электроэнергии. Мелкозернистый полукокк может эффективно применяться в металлургии при получении различных сортов кокса, агломерата, чугуна.

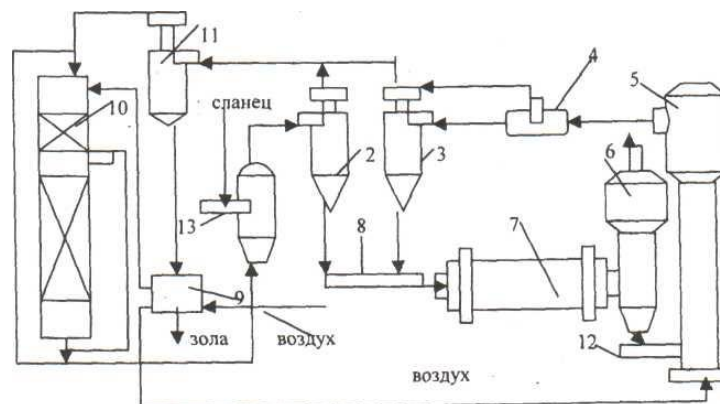
Энергетическим институтом им. Г. М. Кржижановского в конце 50-х годов XX столетия разработаны и освоены в опытно-промышленном масштабе несколько вариантов многопродуктовых энерготехнологических процессов на основе высокоскоростного полукоксования торфа, сланцев и бурых углей. В США, Германии Японии и других странах внимание к этим вопросам возросло лишь с начала 1960-х годов, поэтому Россия пока существенно опережает другие страны по разработке энерготехнологии [8].

Наиболее перспективным вариантом парогазовых установок (ПГУ) на твердом топливе, предлагаемым к реализации в настоящей статье, является сочетание энергоустановок с установками полукоксования. В данном случае не требуется производство кислорода и возможно исполнение установки как в виде комплекса газотурбинного цикла с использованием продуктов сжигания охлажденного газа полукоксования (цикл Брайтона), так и паротурбинного цикла сжигания полукокса (цикл Ренкина). В последнем варианте необходимо организовать переработку химических продуктов полукоксования. Возможен и энергометаллургический вариант с газотурбинным циклом и производством полукокса для черной металлургии [1, 6]. Применение в энерготехнологии установок полукоксования по сравнению с использованием газификации позволяет существенно сократить объем инвестиций на реализацию проекта и получить компактный, экономичный и экологичный агрегат с использованием имеющегося котельного и турбинного оборудования.

Возможны различные варианты реализации этого процесса. Так, целевыми продуктами могут быть кусковый полукокк, используемый в качестве обогащенного бездымного топлива для котельных установок и бытовых печей, активного углеродистого восстановителя для химической и металлургической промышленности, а также смола – сырье для производства различных химических продуктов.

По мнению разработчиков технологии, она может быть также адаптирована для переработки бурых и каменных неспекающихся углей. В этом варианте циркулирующим теплоносителем будет служить, нагретый за счет частичного сжигания в аэрофонтанной (технологической) топке (в количестве 3-4% от поступающей в топку массы) полукокк. Продуктами этого варианта технологии будут: мелкозернистый полукокк, газ, смола. С учетом результатов работы опытно-промышленных установок полукоксования бурого угля с твердым теплоносителем на ТЭЦ-2 г. Калинина (Тверь) и Красноярском металлургическом заводе «Сибэлектросталь» проработан материальный баланс [1, 6].

В настоящем проекте предлагается создать комплекс по энерготехнологической переработке бурых углей Кемеровской области путем реализации отечественной технологии полукоксования с применением твердого теплоносителя (УТТ-3000). Такая установка эксплуатируется на Заводе Масел в г. Нарва с 1980 г. Принципиальная схема установки с твердым теплоносителем УТТ-3000 [1, 6, 8] для производства БПК из бурых углей представлена на рис. 3.



1 – аэрофонтанная сушилка; 2 – циклон сухого бурого угля; 3 – циклон теплоносителя; 4 – байпас; 5 – технологическая топка; 6 – пылевая камера; 7 – реактор; 8 – смеситель; 9 – теплообменник; 10 – котел-утилизатор; 11 – циклон; 12, 13 – шнековые питатели  
Рис. 3. Технологическая схема термической переработки топлива на установке УТТ-3000

Термическую деструкцию бурого угля в этом процессе проводят во вращающемся реакторе барабанного типа. Бурый уголь, предварительно измельченный до класса менее 15 мм, подают в сушилку аэрофонтанного типа 1, где его сушат и подвергают предварительному нагреванию дымовыми газами от котла-утилизатора, поступающими с температурой около 600° С. Далее газоугольная взвесь направляется в двухступенчатый циклон 2, в котором бурый уголь отделяют от сушильного агента и подают в смеситель 8. Здесь происходит смешение бурого угля с твердым теплоносителем - нагретым БПК, полученным при частичном сжигании твердого остатка термической переработки бурого угля в технологической топке 5. В смесителе начинается процесс термической деструкции бурого угля, который развивается и завершается во вращающемся барабанном реакторе 7.

Топливо находится в реакторе 10-20 мин, перемещаясь за это время в соответствии с наклоном «барабана» от входа к выходу из него. Образовавшиеся парогазовые продукты и твердый остаток поступают в пылевую камеру 6, где отделяются парогазовые продукты. Далее они направляются в отделение охлаждения и конденсации, а твердый остаток - в технологическую топку 5.

В топке осуществляется частичное сжигание и нагрев БПК, используемого в дальнейшем в качестве твердого теплоносителя. Для этого в нижнюю часть топки подают воздух, который служит также для транспортирования БПК по тракту. Часть его через байпас 4 направляют в циклон 3 и далее в смеситель 8 для нагревания сухого бурого угля. Остальное количество (избыток) БПК через циклон 11 подают в теплообменник 9 для нагревания воздуха, поступающего в котел-утилизатор 10. Охлажденная БПК выводится из цикла.

Дымовые газы дожигаются в котле-утилизаторе в потоке воздуха, нагретого до 440°С, температура горения при этом составляет 880° С. Топочные газы после котла-утилизатора направляются в сушилку сырого бурого угля 1.

Принцип работы УТТ предлагаемом нами варианте будет основан на высокоскоростном термическом разложении (пиролизе) органической части бурого угля при нагревании его в реакторе без доступа кислорода до 450°С градусов во время перемешивания с твердым теплоносителем - БПК. При разложении органической части бурого угля выделяется углеводородная парогазовая смесь, сжигаемая для получения тепло- и (или) электроэнергии и БПК, часть которого отводится в виде готового продукта.

Уверенность авторов настоящего проекта в его осуществимости базируется на результатах многолетних исследований, выполненных Энергетическим институтом имени Кржижановского (ЭНИИ, Москва) и Восточным углехимическим научно-исследовательским институтом (ВУХИН, Екатеринбург, Новокузнецк) по полукоксованию бурых углей Канско-Ачинского бассейна с использованием установок с твердым теплоносителем. Прежде всего, это пилотная установка на ТЭЦ-4 (г. Тверь), перерабатывавшая четыре тонны в час угля. В длительных (10-20 суток) испытаниях были отработаны основные технологические режимы. Проведены балансовые замеры, определены выходы и составы всех получаемых продуктов. Термический КПД процесса составил 92-95%. В промышленном масштабе процесс реализован на установке Красноярского металлургического завода «Сибэлектросталь», перерабатывающей шесть тонн бурого угля в час. Всего на установках в г.г. Тверь и Красноярск было переработано 100 000 тонн бурого угля Канско-Ачинского бассейна [1, 6].

На опытно-промышленной установке термодатной переработки углей в кипящем слое (ТККУ) производительностью четыре тонны бурого угля в час (ТЭЦ им. В.В. Куйбышева, г. Екатеринбург) ЭНИИом и ВУХИНом в длительных испытаниях (около трех лет) отработан процесс получения зернистых и порошкообразных сорбентов из бурых и каменных углей [1].

Выполненные расчеты и наш опыт показывают, что основные параметры, реализованные в этих процессах (температура теплоносителя (800°C), температура БПК (400°C) и время пиролиза 15-20 минут) могут быть достигнуты на установке УТТ-3000. При этом детально изучено изменение технологических свойств бурых углей в процессе их переработки и характеристики получаемого основного продукта – БПК, разработаны параметры процессов складирования используемых материалов.

Учитывая многолетний успешный опыт эксплуатации оборудования установки УТТ-3000, тот факт, что принципиальных изменений в работе оборудования не планируется, технологические параметры полукоксования будут корректироваться методами режимной наладки, а процесс сжигания газопаровой смеси не должен вызвать особых сложностей (он был решен еще в 1980-х годах применительно к пуску промышленной установки ЭТХ-175) можно, по нашему мнению, рекомендовать процесс к внедрению [1, 6, 7].

Основные технологические параметры получения БПК показаны в табл. 1.

Таблица 1

Основные технологические параметры получения БПК

Общее потребление угля:	
Расход угля, тыс. т/год	3000
Теплосодержание угля (3700 ккал/кг), миллионов Гкал/год	11,1
Производство энергетической продукции:	
Теплоэнергия, миллионов Гкал/год	4,3
Производство буроугольного полукокса:	
Теплосодержание производимого полукокса (6900 ккал/кг), миллионов Гкал/год	4,9
Выход кокса, тыс. т/год	1300
Удельный расход угля, тонн/т кокса	2,25
<i>Всего полезной продукции (100%), миллионов Гкал/год</i>	<i>9,2</i>
в том числе:	
горячая вода (46,7%), миллионов Гкал/год	4,3
теплосодержание полукокса (53,3%), миллионов Гкал/год	4,9
Энергетический КПД производства в целом	83 %

В состав типового энерготехнологического комплекса входят три установки с твердым теплоносителем УТТ-3000 для получения буроугольного полукокса, тепло- и электроэнергии, установка для приема и хранения бурых углей и угля марки ТР, установки для приготовления и отгрузки полупродукта пылеугольного топлива.

Сырье для производства БПК - бурый уголь – на первом этапе может приобретаться на разрезе Березовском. На втором этапе целесообразна организация добычи бурого угля на разрезе Барандатского месторождения Кемеровской области. Полученный БПК крупностью 0-0,25 мм может отгружаться потребителям в виде смесей с мелкими классами каменных углей.

Предложенная технология позволяет получить не только тепло- и (или) электроэнергию (при сжигании углеводородной парогазовой смеси), но и БПК, на основе которого может быть организовано производство следующих видов продукции [1, 6, 7, 9]:

- полупродукт пылеугольного топлива (ПУТ) для доменных печей или энергогенерирующих установок с использованием БПК;
- пластиковые формовки на основе БПК в качестве:
- составной части шихты для коксования;
- высокорекреационного бездымного топлива для коммунально-бытовых и технологических нужд;
- углеродистого восстановителя для ферросплавной промышленности.

Как вариант, возможно, вместо сжигания углеводородной парогазовой смеси, получение ценной химической продукции, ограничившись производством относительно небольшого количества тепло- и (или) электроэнергии для собственных нужд. Эта возможность позволяет располагать установку энерготехнологической переработки бурых углей с применением полукоксования и твердого теплоносителя как вблизи потребителя тепло- и (или) электроэнергии, так и рядом с местом добычи бурого угля, изменив технологическую схему процесса.

Реализация предложенного проекта имеет следующие достоинства [1, 6, 9]:

- получение высококачественного продукта, сбыт которого в течение ближайших 4-5 лет составит как минимум 5-7 миллионов тонн только в качестве компонента пылеугольного топлива (не менее перспективным является использование его в качестве компонента шихты для коксования, экологически чистого энергетического топлива);
- отрицательная себестоимость БПК вследствие низкой стоимости сырья и большого количества выделяющихся попутно тепло- и (или) электроэнергии;
- снижение удельного расхода топлива на выработку тепло- и (или) электроэнергии на 10-15%;
- уменьшение выбросов вредных веществ на выработку единицы тепло- и (или) электроэнергии на 20-30%.

**Выводы.** Исследование процессов полукоксования конкретных бурых углей, оценка технологических свойств полученного БПК, жидких и газообразных продуктов полукоксования, составление материального баланса, проектирование УТТ-3000, установок для получения пластиковых формовок на основе БПК, для приготовления полупродукта ПУТ, разгрузки, подготовки сырья, отгрузки готовой продукции и выполнение пуско-наладочных работ может быть осуществлено ВУХИНОм (Екатеринбург, Новокузнецк), НТЦ «Экосорб» (Москва), ЭНИНОм (Москва), Атомэнергопроект (Санкт-Петербург).

Основные экономические показатели проекта: общая стоимость проекта – 120 млн. долларов США; срок выполнения проекта (с начала получения финансирования до вывода установки на проектный режим) – 30 месяцев; дисконтированный период окупаемости 28 месяцев с начала серийного производства [1, 6, 7].

### Список литературы

1. Школлер М.Б. Полукоксование каменных и бурых углей. – Новокузнецк: Инженерная академия России, Кузбасский филиал, 2001. – 235 с.
2. Сучков С. И., Бабий В. И., Абросимов. А. А. Экспериментальная разработка системы газификации твердого топлива для ПГУ // Теплоэнергетика. – 1998. – № 6. – С. 43-49.

3. Исламов, С.Р. Энерготехнологическая переработка углей: монография. – Красноярск: Поликор, 2010. – 224 с.

4. Степанов С.Г. Промышленные технологии переработки угля: перспективы использования в Канско-Ачинском угольном бассейне. – Красноярск: Красноярский гос. университет, 2002. – 85 с.

5. Исламов, С.Р. Энерготехнологическая переработка бурого угля в типовом котельном агрегате // Промышленная энергетика. – 2008. – № 2. – С. 25-28.

6. Прошунин Ю.Е., Школлер М.Б., Лобанов В.В. Технологическо-проектные проблемы и направления процессов глубокой переработки каменных и бурых углей (обзор) // Химия в интересах устойчивого развития. – 2016. – №24. – С. 1 – 14.

7. Прошунин Ю.Е., Школлер М.Б. К вопросу о перспективах энерготехнологической переработки бурых углей Кемеровской области // Металлургия: технологии, инновации, качество: сб. науч. докладов всерос. науч.-практ. конф. молодых ученых, аспирантов и студентов, 15-16 ноября 2017. – Новокузнецк, 2017. – Часть 2. – С. 369-375.

8. Бруер Г.Г., Иванчиков А. К., Школлер М.Б. Результаты промышленных испытаний установок высокоскоростного пиролиза угля на завод «Сибэлектросталь»: сб. Комплексное использование бурых углей Канско-Ачинского бассейна. – Новосибирск: Наука, 1968, С. 41-46.

9. Школлер М.Б., Прошунин Ю.Е., Степанов С.Г., Исламов С.Р. Сырьевая база производства пылеугольного топлива для вдувания в горн доменных печей // Пылеугольное топливо – альтернатива природному газу при выплавке чугуна: тр. междунар. науч.-технич. конф., 18-21 декабря 2006. – Донецк, 2006. – С. 144 – 151.

УДК 662.74

## О ПЕРСПЕКТИВАХ ИСПОЛЬЗОВАНИЯ ЭНЕРГЕТИЧЕСКОГО ГАЗА ПОДЗЕМНОЙ ГАЗИФИКАЦИИ КАМЕННЫХ И БУРЫХ УГЛЕЙ

д.т.н. Прошунин Ю.Е.

Сибирский государственный индустриальный университет, г. Новокузнецк, Россия

**Аннотация.** Показана ретроспектива развития подземной газификации каменных и бурых углей. Предложен способ подготовки энергетического газа, позволяющий избежать конденсации углеводородов в газопроводах, осуществлять очистку газа сухим способом, исключив дорогостоящие процессы переработки сточных вод, взрывоопасных и токсичных материалов, существенно улучшив экологические и экономические параметры процесса.

**Ключевые слова:** каменные и бурые угли, подземная газификация, энергетический газ, температурный режим, конденсация углеводородов, сухая очистка, способ подготовки газа.

Впервые гипотеза о возможности реализации подземной газификации углей (ПГУ) была сформулирована сэром Вильямом Сименсом в 1868г. в сообщении Химическому Обществу Лондона [1]. Эта идея была развита великим русским ученым Д.И. Менделеевым в 1888г., а несколько позже им же была предложена принципиальная технологическая схема подземного газогенератора и обозначена возможность его использования для тушения подземных пожаров [2].

В Советском Союзе в тридцатых годах прошлого века интенсивные теоретические и экспериментальные исследования позволили сформулировать основные принципы осуществления технологии, на основании которых были введены в эксплуатацию и успешно функционировали в течение ряда лет и даже десятилетий несколько опытно-промышленных установок подземной газификации. Это Южно-Абинская (Кузбасс) и Лисичанская (Донбасс) станции «Подземгаз» на каменных углях, Подмосковная и Шатская (Подмосковный бассейн), Ангренская (Узбекистан) и Синельниковская (Днепровский бассейн) станции

«Подземгаз» (все на бурых углях). Всего на этих станциях было переработано более 15 миллионов тонн угля и получено более 50 миллиардов кубических метров газа. Южно-Абинская станция «Подземгаз» функционировала с мая 1955г. по 1996г., а Ангренская работает с 1963г. по настоящее время [3].

После завершения II Мировой войны в Европе и США, с учетом опыта Советского Союза, были предприняты попытки разработки технологии подземной газификации углей. В 1947-1959г.г. были проведены испытания в Gorgas (штат Техас, США), Newman Spinney (1949-1959г.г.) и Bayton (1950-1955г.г.). Возникшие трудности были успешно преодолены после приглашения советских специалистов [1].

Несмотря на достигнутые, в общем-то, положительные результаты, технология не получила промышленного распространения из-за расширения мировой добычи нефти, открытия новых газовых и газоконденсатных месторождений. В дальнейшем интерес к подземной газификации периодически возрастал при увеличении мировых цен на продукцию нефтегазового комплекса, но так и не было создано постоянно действующих промышленных объектов. Детальный обзор выполненных исследований и проектов приведен в [5].

В России в 2004г. заметным событием стал выпуск монографии [3], где детально проанализированы особенности процесса и разработаны рекомендации, направленные на его совершенствование и тиражирование. К важнейшим из полученных результатов можно отнести: технологию создания первоначальных каналов газификации, аналитическую зависимость параметров процесса газификации от состава и интенсивности нагнетания дутья, качества угля, мощности пласта, притока подземных вод в зону газификации, выявление механизма сдвижения горного массива в процессе выгорания пласта, а также схемы осушения угольных пластов. Эти рекомендации, по мнению автора монографии, составляют основу потенциала традиционной технологии ПГУ в России и делают возможным ее широкое использование.

Несмотря на оптимистический настрой ряда отечественных исследователей, следует отметить, что в течение ряда лет исследования в области подземной газификации углей, в силу отсутствия финансирования, оторваны от конкретной практики, носят, в основном, теоретический характер, а предлагаемые рекомендации основаны на результатах исследований 50-70 летней давности и методах математического моделирования.

Обращает на себя внимание также тот факт, что в России, несмотря на очевидные, декларируемые из публикации в публикацию достоинства процесса: получение ощутимого эффекта в энергетическом обеспечении промышленных районов в случае широкомасштабного использования технологии ПГУ, исключение тяжелого и опасного труда горнорабочих при подземной добыче угля, замену затратных и небезопасных процессов транспортировки, разгрузки и использования угля на менее опасную транспортировку очищенного горючего газа в места его непосредственного использования, исключение нарушения почвенного покрова территории, характерное для открытого способа добычи угля, отсутствуют реальные объекты внедрения.

Объяснить это можно не только традиционным нежеланием отечественного частного капитала вкладывать финансовые ресурсы в создание новых технологий и практически полным отсутствием специалистов, имеющих реальной практической опыт, но и существенными недостатками широко рекламируемой отечественной технологии ПГУ. К последним можно отнести: недостаточную управляемость процессов подготовки пластов и собственно термической переработки; невысокий химический и энергетический КПД процесса из-за низкой теплоты сгорания газа и сравнительно высоких потерь газа и угля в недрах; относительно невысокие теплотехнические свойства газа подземной газификации углей, существенно уступающего широко используемым природному и коксовому газам; возможность фильтрации газа на поверхность.

Следует отметить [2] также отрицательные экологические последствия реализации ПГУ, связанные с деформацией и разрушением многослойной толщи пород от угольного пласта до земной поверхности, то есть над выгазованным пространством, их

тепловыми, химическими, гидрогеологическими изменениями. Так, повышение температуры горных пород, наблюдаемое при ПГУ, достигает более 1600 °С, приводит к спеканию вмещающих пород и потере ими первоначальных свойств, а тепловое воздействие обуславливает повышение температуры подземных вод и их активное химическое загрязнение, последствия чего требуют тщательного изучения.

Следует обратить внимание, что предложенные в вышеуказанных публикациях рекомендации по совершенствованию процесса ПГУ, направлены, в основном, на совершенствование конструкции подземного газогенератора и технологии газификации угольного пласта, практически не затрагивая проблему подготовки энергетического газа, включающей очистку от примесей и обеспечение рационального температурного режима, то есть технологию наземного комплекса. Между тем, по нашему мнению, одним из наиболее узких мест внедрения ПГУ является отсутствие в существующей технологии четкой концепции подготовки и использования энергетического газа.

Важность этой проблемы обусловлена, во-первых, тем обстоятельством, что стоимость наземного комплекса составляет около 75% общей стоимости установки ПГУ [3], и снижение капитальных и эксплуатационных затрат позволит существенно улучшить экономические показатели процесса. Во-вторых, все виды работ, связанные с транспортировкой и очисткой агрессивного, высокотемпературного, содержащего большое количество влаги и смолы газа, переработкой полученных химических продуктов, дорогостоящей операцией обеззараживания сточных вод, сопряжены с повышенной экологической опасностью. В-третьих, наличие жестких требований к качеству энергетического газа для газовых турбин формирует повышенные требования к режиму работы дутьевого оборудования и оборудования для очистки газов.

Между тем, очистка газов и переработка выделяемых химических веществ в работах, посвященных ПГУ, показаны достаточно условно, серьезной технологической и проектной проработки не проводилось. Так, в работе [2] предложено после охлаждения газа до 35°С тяжелые смоляные фракции конденсировать, специальной обработкой конденсата получать раствор аммиака, сырые фенолы, масло, смолы и другие продукты. К сожалению, в монографии не определен перечень получаемой товарной продукции, а маркетинговые исследования, направленные на оценку возможности, стоимость и эффективность ее сбыта не проводились.

Тем не менее, рекомендация предполагает наличие дорогостоящего оборудования и сложной технологии для улавливания, очистки, обезвреживания ряда высокотоксичных веществ и сточных вод. При этом экологические и экономические показатели подземной газификации углей неизбежно ухудшаются. По мнению автора, это обстоятельство в немалой степени тормозит широкое внедрение ПГУ.

Для подготовки предложений по совершенствованию технологии переработки энергетического газа следует определить основные возможные направления его использования. Наиболее перспективным считается получение в подземном газогенераторе газа, который может быть использован в качестве сырья для органического синтеза [2, 4]. Однако, такая возможность остается пока только теоретическим предположением. В СССР, например, она изучалась весьма поверхностно. Да и в других странах в качестве базы для получения моторных топлив и других углеводородов рассматриваются, прежде всего, различные процессы наземной газификации.

Основной причиной этого является недостаточная управляемость ПГУ, значительные потери дутья и продуктов газификации, наличие ряда непредсказуемых технологических факторов: поступления подземных вод, обрушения породы за выгазовыванным пространством, фильтрации газов, качества (крупности, влажности, выхода летучих веществ, зольности) угля, величины реакционной поверхности канала газификации и так далее [3-7], что приводит к трудности стабилизации состава и количества получаемого газа.

Представляется, что в первую очередь следует рассматривать ПГУ, как технологию для получения энергетического газа и лишь позже, после апробирования в промышленных



условиях технических решений, связанных со стабилизацией качества газа и приближением его состава к составу синтез-газа, проведения детальных маркетинговых исследований, рассматривать возможность организации синтеза углеводородов [3, 8, 9].

Рассмотрим разработанную ООО «Прокопьевский горный проектный институт» схему подготовки энергетического газа подземной газификации углей пласта Мощного марки «Т» шахты «Красный Углекоп» и пласта IV Внутреннего марки «Г» шахты «Дальние Горы» в Прокопьевско-Киселевском районе Кузбасса (рис. 1), включающую известные технические решения, связанные с охлаждением энергетического газа до температуры ниже точки конденсации каменноугольной смолы (35°C) и очистку его от пыли, смолы и аммиака [2, 3].

Образующийся при охлаждении газа газовый конденсат перерабатывается в товарный продукт в виде безводного аммиака или аммиачной воды с концентрацией аммиака до 30%, фенолятов натрия. Охлаждение и очистка газа ПГУ осуществляется в несколько ступеней.

Охлаждение газа ПГУ на первой ступени осуществляется за счёт подачи очищенной воды в скважины, по которой он отсасывается из газогенератора дымососами, установленными на каждой скважине по следующей схеме: скважина (1) - бойлерная (2) - дымосос (3) - трубопровод (4) - бойлерная (5). Мощность бойлера (2) должна обеспечить снижение температуры газа до температуры 400°C, а бойлера (5) – до 300°C. Из бойлера (5) газ по трубопроводам (6) засасывается вентилятором (7) горячего дутья типа ВГДН и подается по трубопроводу (8) в скрубберы Вентури (9) – струйные турбулентные газопромыватели, предназначенные для тонкой очистки газов от высокодисперсной пыли.

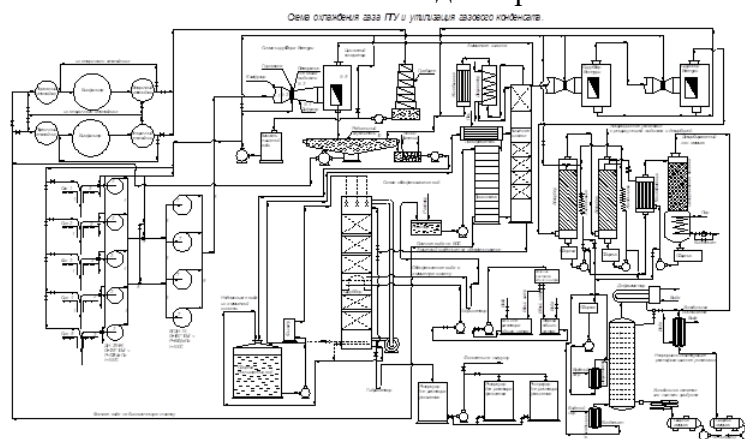


Рис. 1. Технологическая схема охлаждения газа ПГУ и утилизации продуктов конденсации

Очищенный газ на выходе из скруббера Вентури имеет температуру 200°C, а на второй ступени газ проходит последовательно еще через два скруббера Вентури, подвергаясь в каждой мокрой очистке, и охлаждается до температуры 50-60°C. Вода, подаваемая в скрубберы Вентури для очистки и охлаждения газа, после завершения цикла вместе с фенольными составляющими и легкокипящими фракциями каменноугольной смолы поступает в радиальный сгуститель.

После скрубберов Вентури (третья ступень очистки и охлаждения газа) газ, очищенный от фенольных элементов, поступает на абсорбционную установку, где происходит абсорбция аммиака с последующей его десорбцией. Температура газа после прохода его последовательно через две абсорбционные колонны снижается до 35°C. Десорбированный аммиак поступает в холодильник дистиллята, а затем в сборник аммиака для отгрузки потребителям. На данной стадии газ очищается от каменноугольной смолы, фенольных и аммиачных соединений.

Вода после скрубберов Вентури поступает в радиальный сгуститель, где происходит отделение взвешенных частиц и каменноугольной смолы. Смола поступает на переработку,

а слив воды после охлаждения поступает через сборник неочищенных вод в скруббер для обесфеноливания.

В обесфеноливающем скруббере выделяется раствор фенолятов, а в аммиачной колонне получается еще три продукта: аммиачный конденсат, который после выхода из аммиачной колонны направляется на обесфеноливание; сточная вода, направляющаяся на биологическую очистку; конденсат после дефлектора и холодильника, поступающий в радиальный сгуститель. Для биологической очистки воды предусматриваются биофильтр и вторичный отстойник. Для дополнительного охлаждения воды сооружается градирня.

Использование известных технических решений требует дополнительно значительного числа операций, а, следовательно, и оборудования для их осуществления, связанного с улавливанием и переработкой взрывоопасных, высокотоксичных материалов, очисткой, в том числе биохимической, нескольких видов сточных вод ([2]).

Для оценки возможности совершенствования технологической схемы определим состав исходного газа, образующегося в подземном газогенераторе при помощи широко известного метода проф. Доброхотова Н.Н. [10], классической работы Канторовича Б.В. [7], монографий [2, 11]. В принципе, все методы дают сходные результаты, но их общим недостатком является неучтенность процесса пиролиза углей, происходящего в восстановительной зоне газогенератора при высокой температуре – около 1000-1200°C и отсутствии кислорода. В химической технологии известны два основных процесса пиролиза углей: коксование, протекающее при температуре 1000-1100°C и полукоксование – при температуре 500-700°C. Полукоксование углей в чистом виде менее распространено, чем процесс коксования, но всегда является его составной частью. Таким образом, состав исходного газа подземной газификации углей формируется соединением газов газификации и пиролиза (коксования и полукоксования) углей.

Температуры конденсации различных смесей углеводородов, образующихся при пиролизе различных углей, приведены в табл. 1 и 2. Анализ представленных данных показывает, что для различных бурых и каменных углей количество углеводородов, конденсирующихся при температуре до 400°C, весьма значительно. Охлаждение же энергетического газа до 35-50°C используемое в известных технических решениях, неизбежно заставляет организовывать целое производство по его очистке.

Таблица 1

Характеристика фракций, получаемых при фракционировании смол, полученных из углей Кузбасса [12]

Наименование	Пределы выкипания, °С	Выход, %	Содержание по фракции, %		Степень извлечения, %	
			Нафталин	Фенолы	Нафталин	Фенолы
Легкая	до 170	0,6	2,0	0,5	0,12	0,17
Фенольная	170-210	2,5	18,0	38,0	4,5	52,3
Нафталиновая	210-230	10,0	82,0	6,0	82,2	33,0
Поглотительная	230-300	9,5	8,0	1,5	7,6	7,8
Антраценовая						
I	280-370	17,0	2,5	0,7	4,4	6,7
II	310-440	8,0	1,5	-	1,2	-

Таблица 2

Техническая характеристика газообразных продуктов коксования и полукоксования [11]

Газ	Содержание компонентов, %						Теплота сгорания, МДж/м <sup>3</sup>	Плотность, кг/м <sup>3</sup>
	CO <sub>2</sub>	C <sub>m</sub> H <sub>n</sub>	CO	H <sub>2</sub>	C <sub>m</sub> H <sub>n</sub>	NH <sub>3</sub>		
полукоксования	1-7	3-5	1-6	0-20	55-70	3-5	15,5-19,1	0,9-1,2
кокосый	2,0-2,5	1,6-2,6	4,8-8,5	57-62	23-28	15-25	9,3-10,7	0,45-0,50

Предложенный в настоящей работе способ подготовки энергетического газа ПГУ [3, 13, 14] базируется на том факте, что разделение энергетического газа подземной

газификации углей на два разных продукта: газ и конденсирующиеся при условиях подготовки энергетического газа к процессу сжигания углеводороды – смолу каменных или бурых углей, весьма условно. При создании определенных условий можно добиться, чтобы конденсации углеводородов в аппаратах, механизмах и газопроводах не происходило. Обеспечение этого требования при подготовке энергетического газа позволяет производить очистку его от пыли сухим способом, исключив сложные и дорогостоящие процессы очистки и сброса значительного количества сточных вод, а также переработку взрывоопасных и высокотоксичных материалов, существенно улучшив экологические и экономические параметры процесса.

На рис. 2 приведена принципиальная технологическая схема предлагаемого в настоящей публикации способа подготовки энергетического газа подземной газификации каменных и бурых углей [3, 13, 14].

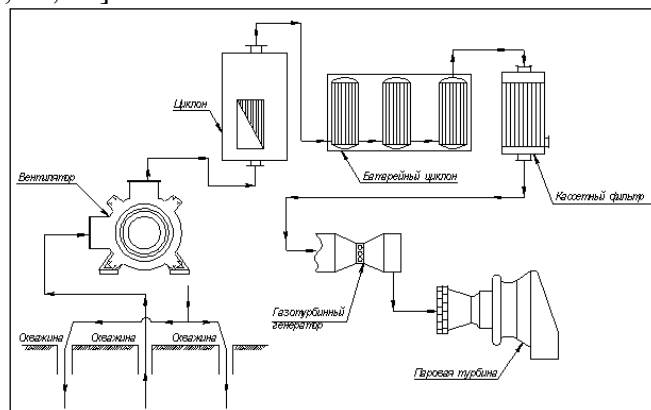


Рис. 2. Принципиальная технологическая схема очистки и подготовки энергетического газа ПГУ

Подготовка энергетического газа осуществляется в несколько этапов. Охлаждение газа с 900 до 600°C на первой ступени осуществляется за счет подачи очищенной воды в скважины или использования рекуперативного бойлера, в котором охлаждаемый газ и охлаждающая вода разделены стенкой. Охлажденный до 600°C энергетический газ отсасывается из газогенератора дымососами специального назначения, например, ДН-НЖ (ДН-21НЖ), установленных на каждой скважине. Максимально допустимая температура газа на входе в дымосос - 700°C.

Очистка газа от пыли сухим способом осуществляется в три ступени при температуре выше температуры конденсации каменноугольной смолы, то есть не опускается ниже 500-600°C по всей системе. В качестве первых двух ступеней очистки могут быть выбраны циклонные аппараты (на второй ступени батарейного типа). На третьей ступени очистки эффективно использование электрофильтров или каскадных фильтров из металлотканых секток.

Согласно выполненным расчетам и данным завода-изготовителя предлагаемая трехступенчатая схема сухой очистки газа ПГУ может эксплуатироваться в диапазоне температур 500-800°C (при необходимости возможно применение более термостойких материалов) и обеспечит требуемую для использования в газовых турбинах величину запыленности – не более 4 мг/м<sup>3</sup>.

При реализации технологической схемы высокотемпературной подготовки энергетического газа для сжигания не допускается снижение его температуры ниже 500°C, поэтому оборудование сухой очистки энергетического газа и агрегаты совмещенных газо- и паротурбинного циклов для получения тепло- и электроэнергии должно располагаться в непосредственной близости от скважин подземного газогенератора. Как вариант, возможно расположение дымососов, оборудования сухой очистки энергетического газа и агрегатов совмещенных газо- и паротурбинного циклов на передвижных автомобильных или

железнодорожных платформах, которые могут находиться в непосредственной близости к скважинам подземного газогенератора и по мере необходимости перемещаться на новые участки.

Предлагаемый способ подготовки энергетического газа подземной газификации каменных и бурых углей предусматривает его сухую очистку при температуре, превышающей температуру конденсации высокомолекулярных углеводородов – каменноугольной смолы и последующее сжигание подготовленного газа. Таким образом, очистке необходимо подвергать только топочные газы, например, в случае необходимости, осуществлять вторичный дожиг окислов азота или осуществлять дополнительную каталитическую очистку. Уловленные сухим способом частицы золы, недогоревшего угля, полукокса и кокса могут быть утилизированы подачей их вместе с нагнетаемым в скважины воздухом (или смесью воздуха с водяным паром, двуокисью углерода или кислородом) без нанесения ущерба окружающей среде. Других подлежащих очистке выбросов в предлагаемом способе не образуется (рис. 2).

Экологические показатели функционирования комплекса подземной газификации при использовании предлагаемого способа улучшаются вследствие отсутствия процесса очистки и сброса значительного количества сточных вод, а также переработки взрывоопасных и высокотоксичных материалов. Технологическая эффективность процесса сжигания энергетического газа подземной газификации углей повышается за счет наличия в его составе высокомолекулярных углеводородов и подачи на сжигание с температурой более 400°C. Количество смолы в газе ПГУ, по разным источникам и методам расчета, может изменяться от 3 до 10%, а тепловой потенциал энергетического газа при этом возрастает на 13-43 % соответственно [11, 14]. Технический результат изобретения показан на конкретном примере, которым предусмотрена проектная мощность подземного газогенератора 400 миллионов кубических метров в год [13, 14] (табл. 3).

Таблица 3

Сравнение технико-экономических показателей установок ПГУ с традиционным и предлагаемым в настоящей статье способами очистки газа

№	Показатели	ПГУ с традиционным способом очистки газа	ПГУ с предлагаемым в настоящей заявке способом очистки газа
1	Проектная мощность подземного газогенератора, млн. м <sup>3</sup> /год	400	400
2	Получение энергетического газа, м <sup>3</sup> /кг выгазовываемого угля	3,6	4,0
3	Объем угля для выгазовывания, тыс. тонн	111,0	100,0
4	Капитальные затраты на строительство ПГУ, млн. руб	2 119	1 025
5	Удельные капитальные затраты на получение 1000 м <sup>3</sup> энергетического газа, руб/1000 м <sup>3</sup>	5 500	2 562,5
6	Срок строительства ПГУ, мес.	24	18
7	Выработка электроэнергии, МВт*ч/год	-	151 296
8	Выработка тепловой энергии, Гкал/год	372 000	415 516
9	Себестоимость газа ПГУ, руб/1000 м <sup>3</sup>	713,2	420,3
7	Дисконтированный срок окупаемости инвестиций, годы	11,67	6,88

Анализ приведенных в табл. 3 данных показывает, что использование предлагаемого в настоящей статье способа очистки энергетического газа подземной газификации углей позволяет уменьшить капитальные затраты на строительство установки ПГУ почти в 2 раза,

себестоимость получаемого энергетического газа в 1,7 раза, дисконтированный срок окупаемости инвестиций на 41%, а также увеличить выработку тепловой энергии на 10,5% и дополнительно произвести электроэнергии 151 296 МВт\*ч в течение года. В варианте с традиционным способом очистки газа не предусмотрено наличие оборудования для выработки электроэнергии. Наличие такого оборудования существенно увеличит капитальные затраты.

**Вывод.** По мнению автора, в настоящее время нецелесообразно вести речь о широком тиражировании процесса ПГУ, следует тщательно с привлечением специалистов не только горного дела, но и экономистов, энергетиков, экологов, химиков разработать технологическое задание на проектирование опытно-промышленной установки, куда должны войти наиболее перспективные разработки отечественных и зарубежных ученых. Решение о широком тиражировании ПГУ может быть принято только после апробирования рекомендованных технических решений в промышленных условиях.

### Список литературы

1. Klimenko A.Y. Early Ideas in Underground Coal Gasification and Their Evolution // *Energies*. – 2009. – №2, p. 456 – 476.
2. Крейнин Е.В. Нетрадиционные термические технологии добычи трудноизвлекаемых топлив: уголь, углеводородное сырье. – М.: ООО «ИРЦ Газпром», 2004. – 235 с.
3. Прошунин Ю.Е. Потурилов А.М. О перспективах и направлениях развития технологии подземной газификации каменных и бурых углей // *Кокс и химия*. – 2016. – № 10. – С. 11 – 22.
4. Зоря А.Ю., Крейнин Е.В., Лазаренко С.Н. Новые возможности // *Уголь Кузбасса*. – 2009. – № 4. – с. 74 – 77.
5. Раимжанов Б.Р., Салтыков И.М., Якубов С.И. Подземная газификация угля: исторические сведения и проблемы // *Горный вестник Узбекистана*. – 2008. – № 1. – С. 20 – 22.
6. Лавров Н.В., Кириченко И.П. Состояние и перспективы подземной газификации углей // *Вестник Академии наук СССР*. – 1958. – № 6. – С. 56 – 61.
7. Канторович Б.В. Введение в теорию горения и газификации углей. – М.: Металлургиздат, 1960. – 355 с.
8. Школлер М.Б., Прошунин Ю.Е. О развитии углеперерабатывающей промышленности в Кузбассе // *ТЭК и ресурсы Кузбасса*. – 2001. – № 2. – С. 142 – 155.
9. Школлер М.Б., Прошунин Ю.Е. Уголь в высоких технологиях. О кластерном подходе к формированию стратегии социально-экономического развития Кузбасса // *Металлы ЕВРАЗИИ*. – 2007. – № 2. – С. 46 – 47.
10. Шишаков Н.В. Основы производства горючих газов. – М.: Госэнергоиздат, 1948. – 475 с.
11. Школлер М.Б. Полукоксование каменных и бурых углей. – Новокузнецк: Инженерная академия России, Кузбасский филиал, 2001. – 235 с.
12. Харлампович Г.Д., Кауфман А.А. Технология коксохимического производства. – М.: Металлургия, 1995. – 384 с.
13. Прошунин Ю.Е., Потурилов А.М. К вопросу о направлениях и перспективах развития технологии подземной газификации каменных и бурых углей // *ТЭК и ресурсы Кузбасса*. – 2010. – № 5 (52). – С. 22 – 30.
14. Патент № 2439313 РФ. Способ подготовки энергетического газа подземной газификации каменных и бурых углей / Ю.Е. Прошунин, А.А. Почечуев, А.М. Потурилов.

## К ВОПРОСУ ПОЛУЧЕНИЯ ВОСТРЕБОВАННОЙ ПРОДУКЦИИ НА ОСНОВЕ БУРОУГОЛЬНОГО ПОЛУКОКСА

д.т.н. Прошунин Ю.Е.

Сибирский государственный индустриальный университет, г. Новокузнецк, Россия

**Аннотация.** Разработана перспективная технология получения востребованной продукции на основе буроугольного полукокса (БПК): полупродукта пылеугольного топлива (ПУТ) для доменных печей, а также пластических формовок в качестве: составной части шихты для коксования; высокореакционного бездымного топлива для коммунально-бытовых и технологических нужд, углеродистого восстановителя для ферросплавной промышленности.

**Ключевые слова:** бурые угли Кемеровской области, запасы и месторождения, буроугольный полукокс, физико-химические свойства, востребованная продукция, технология производства продукции.

Известно, что наиболее экологически чистыми топливами являются бурые угли (БУ) и БПК, полученный при их переработке. Следует отметить, что на территории Кемеровской области расположены два крупнейших месторождения бурых углей: Итатское и Барандатское, относящиеся к Канско-Ачинскому бассейну. Запасы бурых углей Кемеровской области – 66 млрд. т, наиболее перспективного Барандатского месторождения – 36 млрд. т. Средняя мощность угольного пласта Барандатского месторождения – 44-58 м (максимально до 100 м). Себестоимость добычи БУ на разрезах Канско-Ачинского бассейна была в 5 раз ниже средней себестоимости по Министерству угольной промышленности СССР и составляла примерно 50 коп./т. Требуемые инвестиции в развитие добычи БУ в 1,5 раза ниже, чем при строительстве разрезов на Ерунаковском месторождении и в 3,5 раза ниже, чем при строительстве шахт [1].

В качестве сырья для получения БПК может быть предложен высококачественный бурый уголь Барандатского месторождения Канско-Ачинского бассейна (расположено в Тисульском районе Кемеровской области). Качество и состав минеральной части данного угля в сравнении с углями других месторождений Канско-Ачинского бассейна приведены в табл. 1 и 2 [1, 2].

Таблица 1

Качество углей основных месторождений Канско-Ачинского бассейна

Месторождение	Марка угля	$W^r$	$A^d$	$V^{daf}$	$S^d$
Итатское	Б1-Б2	30-34	11-13	44-48	0,7
Барандатское	Б2-Б3	32-36	7-8	44-48	0,3
Березовское	Б2-Б3	32-34	7-10	44-48	0,3
Назаровское	Б2-Б3	29-33	12-14	44-48	0,7
Бородинское	Б2-Б3	32-33	9-12	44-48	0,3

Таблица 2

Состав минеральной части углей основных месторождений Канско-Ачинского бассейна

Месторождение	Марка угля	Состав золы, %						
		SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	MgO	CaO	Na <sub>2</sub> O	SO <sub>3</sub>
Итатское	Б1-Б2	31,3	12,3	8,8	3,5	30,3	10,2	-
Барандатское	Б2-Б3	15,9	12,3	7,2	7,1	42,5	3,5	-
Березовское	Б2-Б3	30,6	9,6	10,6	6,6	43,6	-	1,6
Назаровское	Б2-Б3	30,6	19,6	13,6	5,6	26,8	0,5	-
Бородинское	Б2-Б3	47,0	8,6	13,6	5,6	26,6	0,5	-

Предложенный энерготехнологический метод переработки бурых углей с использованием твердого теплоносителя позволяет получить не только тепло- и (или) электроэнергию (при сжигании углеводородной парогазовой смеси), но и БПК, на основе которого может быть организовано производство следующих видов продукции [1,3]:

- полупродукт пиллеугольного топлива (ПУТ) для доменных печей или энергогенерирующих установок с использованием БПК;
- пластиковые формовки на основе БПК в качестве:
- составной части шихты для коксования;
- высокорекреационного бездымного топлива для коммунально-бытовых и технологических нужд;
- углеродистого восстановителя для ферросплавной промышленности.

Основные физико-химические свойства БПК приведены в табл. 3.

Ценность БПК, как основы для получения различных видов продукции, помимо уникальных технологических свойств повышается вследствие его отрицательной себестоимости из-за низкой стоимости сырья и большого количества выделяющихся попутно тепло- и (или) электроэнергии. Все это существенно увеличивает экономическую эффективность производства вышеуказанной продукции.

Таблица 3

Физико-химические свойства БПК [3, 4]

Показатели	Значение
Технический анализ, %:	
W <sup>a</sup> (влага аналитическая)	1,17
A <sup>d</sup> (зольность на сухую массу)	8,59
V <sup>daf</sup> (выход летучих веществ на горючую массу)	8,31
S <sup>d</sup> (сод. серы на сухую массу)	0,12
P <sup>d</sup> (сод. фосфора на сухую массу)	0,003
Элементный анализ, на горючую массу, %:	
C (содержание углерода)	90,85
H (содержание водорода)	1,97
O (содержание кислорода)	6,16
S (содержание серы)	0,13
Теплота сгорания, ккал/кг	
Высшая (Q <sup>daf<sub>s</sub></sup> )	7760
Низшая (Q <sup>i</sup> )	6908
Реакционная способность по CO <sub>2</sub> при 1000 <sup>0</sup> С, см <sup>3</sup> /г·с	6,48
Плотность, г/см <sup>3</sup> :	
действительная	1,846
кажущаяся	0,924
Пористость, %	49,9
Общий объем пор, см <sup>3</sup> /г	0,540
Структурная прочность, %	3,2

Достоинства использования БПК в качестве компонента ПУТ обосновываются следующим образом [3,4]. Максимальный расход ПУТ ограничивается для углей с высоким выходом летучих веществ повышенным эндотермическим эффектом их разложения, а для углей с низким выходом летучих веществ – возрастанием неполноты газификации угольных частиц за время их пребывания в фурменной зоне. Расчетное время сгорания частиц БПК составило 0,03 с по сравнению с 0,062 с для угольных частиц. Обоснование эффективности применения БПК в качестве инициатора зажигания приведено ниже.

Начало горения БПК (рис. 1) отмечается при температуре около 200<sup>0</sup>С. Максимальная скорость реакции имеет место при 400<sup>0</sup>С. Максимум скорости реакции кислорода с углем

Т приходится на температуру 520°C при значении, которое почти в 4 раза ниже, чем у полукокса. Повышенная химическая активность полукокса является следствием доступности его пористой структуры для проникновения реагента внутрь всего объема частицы. Значительное влияние оказывает на нее также присутствие в золе большого количества окислов щелочноземельных металлов, о чем свидетельствуют результаты работы [5], в которой исследовалась реакционная способность обеззоленных углей.

Интересно протекает процесс окисления смеси, состоящей из 50% БПК и 50% Т. Имеются два максимума реакции. Первый из них наблюдается: при 350°C, что соответствует развитию процесса инициирования, второй - при 450°C, что на 70°C ниже, чем у Т и на 100°C выше, чем у БПК. Скорость реакции во втором максимуме – наиболее высокая из всех исследованных образцов и представляется, как результат сложения скоростей окисления БПК и Т. Скорость реакции окисления в данном случае, значительно выше, чем при использовании в качестве инициатора бурого угля [4] поскольку, процессы удаления влаги из угля и его деструкции были реализованы при полукоксовании. Следовательно, применение БПК в качестве инициатора зажигания более эффективно с точки зрения экономии кокса, чем бурых углей, так как он имеет более низкий выход летучих веществ, к тому же состоящих в основном из СО и Н<sub>2</sub>, являющихся восстановителями.

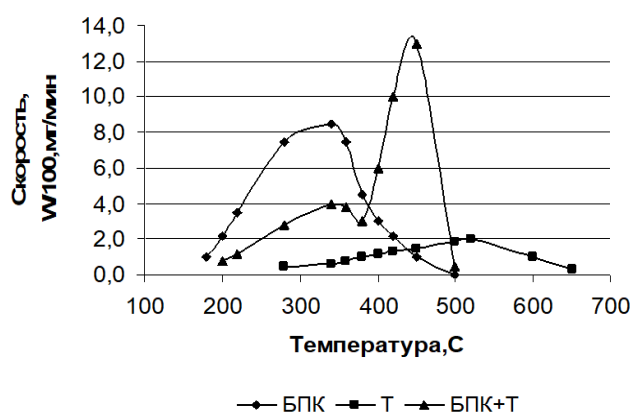


Рис. 1. Влияние температуры на скорость окисления кислородом БПК и угля марки Т

В составе газов, выделяющихся из полукокса, преобладают восстановительные компоненты: СО и Н<sub>2</sub>, содержание которых в сумме составляет около 80 % против 56,4 % в газе пиролиза тощего угля. В то же время в последнем метана содержится в 4 раза больше. Состав остаточных летучих БПК более благоприятен для процессов в доменных печах, поскольку метан в высокотемпературной зоне при недостатке кислорода будет диссоциировать со значительным поглощением тепла.

Кроме того, ряд свойств БПК позволяет при смешивании его с углями значительно упростить технологию пылеприготовления, улучшить ее экологические показатели. Использование ПУТ, состоящего из БПК и тощего угля [4] в равной пропорции, позволит повысить производительность доменного производства на 7,5%, снизить расход доменного кокса до 330 кг на одну тонну чугуна или на 23,4%, полностью исключив при этом подачу природного газа, снизить себестоимость чугуна на 8,8%. Угольная пыль может заместить в доменной печи 100% природного газа и 20-40% кокса, существенно улучшить технико-экономические показатели процесса, а стоимость строительства установки вдувания в 4 раза меньше, чем строительство коксовой батареи производительностью заменяемого ПУТ кокса. На 4,1% сокращается подача кислородного дутья и, вследствие высокой основности золы БПК, подача флюсов может быть сокращена на 60-80% или не понадобится вовсе.

Западно-Сибирским металлургическим комбинатом совместно с заводом «Сибэлектросталь» и Кузнецким центром Восточного научно-исследовательского углехимического института (КЦ ВУХИН) был проведен промышленный эксперимент по вдуванию бурого угольного полукокса (БПК) в горн доменной печи объемом 2000 м<sup>3</sup> ЗСМК (табл. 4) [4].



Результаты опытных – промышленных плавок чугуна с вдуванием БПК на доменной печи № 1 (полезный объем 2000 м<sup>3</sup>) ЗСМК [4]

Показатели	Периоды	
	Сопоставительный	Опытный
Число дней	9	7
Производительность, т/сут.	2809	2846
Расход кокса, кг/т. чугуна	629	617
Расход БПК, кг/т чугуна	-	15
Теоретическая температура горения, °С	2252	2290
Степень использования Н <sub>2</sub> , %	20,5	31,5
Степень использования СО, %	38,3	40,3
Количество сгоревших фурм, шт.	10	6
Простои, мин	44	14
Содержание серы в чугуне, %	0,023	0,021

Качественная характеристика использованного в эксперименте БПК. Технический анализ:  $W_t^r - 23,9\%$ ,  $A^d - 21,4\%$ ;  $V^{daf} - 15,7\%$ . Элементный состав на органическую массу (daf): С – 89,0%; Н – 1,67%; N – 0,51%; О – 8,50%; S – 0,48%. Реакционная способность – 14,7 см<sup>3</sup>/г·с.

В связи с небольшим количеством БПК (600 тонн), его удельный расход был установлен в количестве 15 кг на тонну чугуна. Плавка длилась 7 суток, коэффициент замены кокса составил 0,82. В отличие от применения углей (промпродукт углей марок К+К2) отмечалось повышение теоретической температуры горения топлива. Было зафиксировано увеличение степени восстановительной способности СО и Н<sub>2</sub>. В опытный период возросла от 0,78 до 0,86 основность шлака за счет значительного содержания основных компонентов в составе золы БПК (табл. 2). При этом, в результате повышения десульфорирующей способности шлака содержание серы в нем повысилось с 0,57 до 0,60 %, а в чугуне снизилось с 0,023 до 0,021 %, увеличилось производство чугуна.

Нормальная подвижность шлака свидетельствовала, в частности, о полной газификации вдуваемого полукокса. Об этом же говорят данные о количестве сгоревших фурм. В опытный период шлаковых фурм сгорело в два раза меньше, а горение воздушных фурм вообще не имело места (табл. 1).

Интенсивность плавки по суммарному углероду при вдувании БПК возросла с 0,768 до 0,777 т/м<sup>3</sup>·сут. (+1,2%), что коррелируется с приведенной величиной прироста производительности (+1,3%). В целом опытные плавки с использованием БПК из Канско-Ачинских углей как агента для вдувания в горн доменной печи показали, что это топливо может быть использовано в качестве частичного заменителя доменного кокса.

В качестве недостатка отмечалось значительное абразивное воздействие БПК на пылепроводы. Было выдвинуто предположение, что абразивное воздействие полукокса можно уменьшить при его использовании в качестве инициатора сгорания ПУТ в смеси с трудно зажигаемыми высококалорийными кузнецкими каменными углями. Изучение этого вопроса наряду с исследованиями по кинетике окисления пылевидного каменного угля марки Т Кузнецкого бассейна, в смеси с буроугольным полукоксом, полученным из бурых углей разреза «Бородинский», (табл. 5) выполнено в КЦ ВУХИН [4].

Определение абразивной способности выполнялось по ОСТ 41-89-74 на приборе для определения абразивности горных пород ПОАП 2М, в котором испытуемый образец взаимодействует с дробью при вращении со скоростью 1400об/мин в течение 20 мин. Абразивное действие полукокса, которое в три раза выше, чем у угля Т, после смешения с последним практически исчезает. Полукокс как бы размещается внутри угольной матрицы.

Для установления эффективности использования БПК в качестве инициатора окисления угольной пыли в доменной печи оценили его химическую активность при взаимодействии с кислородом на установке дифференциально-термического анализа по методике,

изложенной в [4, 5]. Из данных табл. 6 и 7 следует [2, 5, 6], что по сравнению с коксом теплота сгорания топливной смеси выше на 107 ккал/кг (449 кДж/кг) из-за большего содержания водорода, а ее зольность и сернистость существенно ниже.

Таблица 5

Качественные показатели исследуемых топлив

Марка угля, предприятие	Технический анализ, %			Элементный анализ (daf), %				Теплота сгорания, daf Q, МДж/кг (ккал/кг)
	A <sup>d</sup>	V <sup>daf</sup>	S <sup>d</sup>	C	H	N	O	
Т, разрез «Краснобродский»	6,7	11,5	0,2	92,8	3,9	0,9	2,2	36,35(8670)
БПК, «Сиб-электро-сталь»	17,2	13,5	0,3	89,0	1,8	1,8	7,5	32,5(7760)
Смесь Т:БПК=1:1	12,0	13,0	0,3	91,0	3,0	1,3	5,0	35,0(835)

Таблица 6

Состав рабочей массы углеродистых материалов, используемых в доменной плавке

Показатели	БПК	Уголь марки Т	ПУТ: 50% БПК+50%Т	Кокс
W <sub>t</sub> <sup>r</sup>	5,0	8,0	6,5	4,0
A <sup>r</sup>	8,16	11,7	9,9	11,1
V <sup>r</sup>	7,21	8,43	7,82	1,5
Углерод	79,8	74,5	77,1;	82,5
Содержание водорода, %	1,49	3,31	2,4	0,42
Содержание азота, %	0,43	1,77	1,1	1,39
Содержание кислорода, %	4,95	0,72	2,84	0,2
Содержание серы, %	0,17	0,2	0,18	0,39
Низшая теплота сгорания (Q <sub>i</sub> <sup>r</sup> ), ккал/кг	6734 или 28215 кДж/кг	6879 или 28823 кДж/кг	6806 или 28517 кДж/кг	6699 или 28068 кДж/кг

Таблица 7

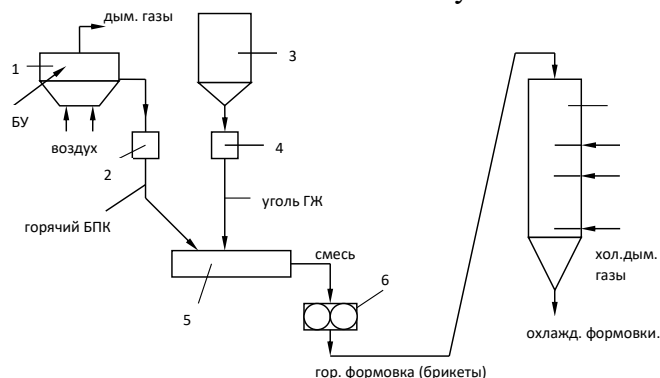
Химический состав золы, %

Топливо	SiO <sub>2</sub>	CaO	MgO	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	SO <sub>3</sub>	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	Cl	Плавкость золы, °С (T <sub>1</sub> , T <sub>2</sub> )
Т	51,9	5,8	2,5	5,4	25,6	3,3	0,58	0,038	1470, 1480
Кокс	57,5	2,7	1,5	8,4	26,6	1,3	0,31	-	1480, 1490
БПК	7,4	50,8	7,0	2,1	6,1	9,1	0,03	0,012	>1500, >1500
Смесь (50Т+50БПК)	31,2	28,3	4,8	3,8	15,9	6,2	0,30	-	

Интенсифицирующее же воздействие полукокса на процесс газификации топливной смеси должно обеспечить ее полную реализацию в фурменной зоне. Эти обстоятельства, а также результаты опытного вдувания БПК в горн доменной печи ЗСМК, позволяют выдвинуть предположение о возможности сохранения на базовом уровне или даже выше его теоретическую температуру горения, а также принять для расчетов коэффициент замены кокса на уровне единицы.

Вариант выпуска востребованной продукции на основе БПК связан с получением формовок. Принципиальная технологическая схема получения формовок приведена на рис. 2 [1, 4, 7]. Смесь горячего БПК с углем ГЖ [4, 7] проходит стадию брикетирования и

охлаждения от 420-440°С до 25-50°С. Полученные пластиковые формовки (термобрикеты) могут быть использованы в качестве составной части угольной шихты для коксования.



1 – агрегат для получения мелкозернистого БПК; 2 – дозатор БПК; 3 – бункер дробленого угля ГЖ; 4 – дозатор угля; 5 – смесительное устройство; 6 – вальцевый пресс; 7 – охладитель пластиковых формовок

Рис. 2. Принципиальная технологическая схема получения охлажденных пластиковых формовок (термобрикетов)

При добавлении пластиковых формовок (брикетов) в количестве 10% к угольной шихте ОАО «ЗСМК» (в случае получения доменного кокса с повышенной реакционной способностью) вследствие удешевления шихты и некоторого роста производительности печей себестоимость валового кокса может быть снижена примерно на 3,8%, а для условий большегрузной коксовой батареи (например, коксовой батареи №7 ОАО «ЗСМК» с объемом 41,6 м<sup>3</sup>) может быть получен годовой экономический эффект в размере более 300 млн. рублей в год. Добавление пластиковых формовок (брикетов) в количестве 35% к угольной шихте ОАО «ЗСМК» приводит к дальнейшему снижению стоимости угольной шихты и росту производительности печей не менее, чем на 10%, вследствие чего себестоимость валового кокса снижается примерно на 9,4%.

**Выводы.** Одним из возможных путей обеспечения России кускованным топливом для коммунально-бытовых целей может быть производство высокорекреационного бездымного формованного топлива, полученного на основе мелкозернистого буроугольного полукокса (БПК) из углей Канско-Ачинского бассейна. В этом случае пластиковые формовки не проходят стадию обогащения, а направляются в коксовальный агрегат непрерывного действия (вертикальная шахтная, кольцевая или другая печь) с целью их термоупрочнения и удаления летучих веществ.

Коксование формовок рационально осуществлять термоокислительным способом, то есть посредством сжигания собственных летучих веществ. Эксплуатационные затраты при получении пластиковых формовок (термобрикетов) для последующего коксования приняты несколько меньшими, чем при производстве товарных формовок в связи с отсутствием в данном случае стадии их охлаждения от 420-440°С до 25-50°С.

Себестоимость высокорекреационного бездымного формованного кокса для коммунально-бытовых и технологических нужд в 1,7 раза ниже себестоимости недоменного кокса слоевого коксования из шихты с добавлением БПК и в 2,0 раза ниже стоимости коксового орешка, повсеместно применяемого в ферросплавной промышленности [4, 7].

### Список литературы

1. Прошунин Ю.Е., Школлер М.Б. К вопросу о перспективах энерготехнологической переработки бурых углей Кемеровской области // *Металлургия: технологии, инновации, качество: сб. науч. докладов всерос. науч.-практ. конф. молодых ученых, аспирантов и студентов*, 15-16 ноября 2017. – Новокузнецк, 2017. – Часть 2. – С. 369-375.
2. Вдовиченко В.С., Мартынова М.И., Новицкий Н.В. [и др.]. *Энергетическое топливо СССР: справочник*. – М.: Энергоатомиздат, 1991. – 184 с.

3. Прошунин Ю.Е., Школлер М.Б., Лобанов В.В. Технологическо-проектные проблемы и направления процессов глубокой переработки каменных и бурых углей (обзор) // Химия в интересах устойчивого развития. – 2016. – №24. – С. 1 – 14.

4. Школлер М.Б. Полукоксование каменных и бурых углей. – Новокузнецк: Инженерная академия России, Кузбасский филиал, 2001. – 235 с.

5. Родькин С. П., Белихмаер Я.А. Исследование реакционной способности углеродистых восстановителей методом дериватографии // Химия твердого топлива. – 1978. – №2. – С. 83 – 85.

6. Школлер М.Б., Прошунин Ю.Е., Степанов С.Г., Исламов С.Р. Сырьевая база производства пылеугольного топлива для вдувания в горн доменных печей // Пылеугольное топливо – альтернатива природному газу при выплавке чугуна: тр. междунар. науч.-технич. конф., 18-21 декабря 2006. – Донецк, 2006. – С. 144 – 151.

7. Белицкий А. Н., Скляр М.Г., Торьяник Э.И. [и др.]. Промышленные коксования частично сформированной и термообработанной шихты // Кокс и Химия. – 1990. – № 9. – С. 7 – 11.

УДК 622.279.34

**ИССЛЕДОВАНИЯ ГАЗОКИНЕТИЧЕСКИХ СВОЙСТВ ПРИРОДНОГО УГЛЯ**  
**к.т.н. Козырева Е.Н., к.т.н. Плаксин М.С., Родин Р.И., Альков В.И.**  
**Федеральный исследовательский центр угля и углехимии СО РАН,**  
**г. Кемерово, Россия**

**Аннотация.** Приведено обоснование подхода к исследованию газокинетических свойств природного угля на базе современного представления о состояниях метана в угольных пластах. Представлен инновационный горно-экспериментальный метод отбора проб угля, который позволит проводить исследования с условно природным (неокисленным) углем. Предполагается, что полученные результаты исследования установят более точную картину процесса газовыделения из природного угля и дополнят представленный авторами статьи научный задел в области определения газокинетических характеристик угольного пласта при снижении геомеханических напряжений.

**Ключевые слова:** газокинетические свойства угольного пласта, отбор штыба угля, сорбционные исследования угля.

Информация о газокинетических свойствах угольных пластов (газоносность, скорость газовыделения при разрушении, удельная энергия выделяющегося газа) является основой для расчетов при проектировании режимов проветриваний шахт и оценки параметров газодинамической безопасности. Актуальность задачи исследования газокинетических свойств значительно возросла при широком внедрении в практику горных работ высокопроизводительных технологий добычи угля. В динамично изменяющихся горнотехнологических условиях недостаточно оценки, выполненной на основе геологоразведочных данных, из-за весьма редкой сетки пробуренных с поверхности скважин и применения закономерностей, установленных накопленным в предшествующие десятилетия горным и научным опытом. Наиболее актуальными становятся работы, ориентирующиеся на оценку свойств и состояний пласта непосредственно при проведении горных выработок. Отходят на второй план представления о газоносности пласта как системе «сорбат-сорбент» [1], разрабатываются новые модели состояний многокомпонентного геоматериала, в т.ч. и весьма оригинальные: генерация метана в угольных пластах [2, 3], синтез радикалов при разрушении угля [4], кристаллогидратная форма существования метана [5].

Фундаментальный научный задел в области описания газоносных пластов как углеметановых геоматериалов сформулирован российскими учеными в 80-х годах прошлого века [6, 7], а в 90-х годах он признан научным открытием [8] и в последние годы активно

развивается [9-12]. Открыто свойство «органического вещества угля образовывать с газами метастабильные однофазные системы по типу твердых растворов, возникновение которых происходит как в результате метаморфизма угля, так и в результате внедрения газа в межмолекулярное пространство угля при совместном воздействии газового давления и механической нагрузки» [8]. Из приведенной формулы открытия твердых углегазовых растворов (ТУГР) следует, что при неизменных механических напряжениях газ в пласте может сохраняться сколь угодно долго (рис. 1).

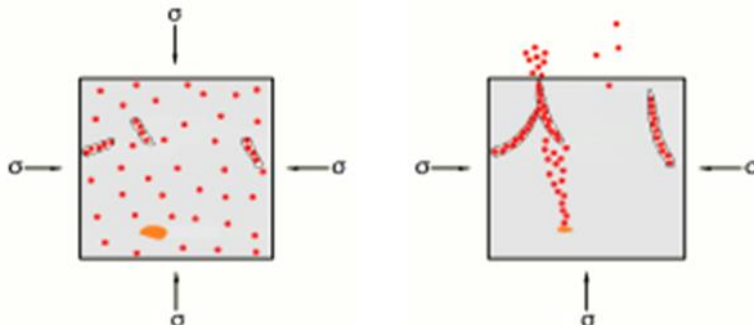


Рис. 1. Физическая модель состояний углеметановых геоматериалов

Вследствие снижения геомеханических напряжений, вызванного ведением горных работ, метан выделяется из блоков твердого раствора в трещинно-пористую систему угля, формируя в трещинах градиент давления свободного газа и, следовательно, фильтрационный поток по направлению к обнаженной поверхности угольного пласта. Поскольку литологическая нагрузка на горные породы в 2,5 раза больше гидродинамического давления в трещинах (по кливажу), по которым «свободно» фильтруются подземные воды, то потенциально возможное повышение давления метана, выделяющегося из блоков вследствие диффузии, в значительной степени определяется снижением механических напряжений. В результате, давление газа в пустотах угля увеличивается, и перешедший в свободное состояние метан частично адсорбируется поверхностью угольных пор, снижая прирост давления газа. Формируется градиент давления для движения газа к поверхности выработки или скважины с вытеснением воды. Согласно закону фильтрации, влияние газопроницаемости линейно, а давления газа – квадратично, следовательно, динамика газоистощения пласта определяется преимущественно интенсивностью распада ТУГР при снижении напряжений.

Практика дегазации угольных пластов подтверждает обоснованность приведенного выше описания газокинетических особенностей ТУГР. На глубинах залегания до 300 м вследствие активного влияния гидродинамики месторождения происходит снижение до 40 % газоносности неразгруженного пласта от её природного значения при применении пластовой дегазации. Дегазационная скважина, пересекая сеть фильтрующих трещин, снижает в них давление воды, что приводит к распаду соответствующей части ТУГР в межтрещинных блоках угля, диффузии из них метана с формированием давления газа в фильтрующих трещинах и вытеснением воды к скважине. В свою очередь, десорбция метана, инициирующаяся с берегов трещин, предрасполагает к усадке угольного вещества, и, как следствие, к снижению напряжений в зоне усадки с дополнительным распадом ТУГР. Совокупное влияние данной особенности не велико, так как плотность природных фильтрующих трещин сравнительно небольшая. В свою очередь увеличение плотности трещин возможно за счет проведения гидроразрыва пласта, но при условии последующего вытеснения воды из систем трещин. Практика вытеснения воды после проведения гидроразрыва пласта скважинами, пробуренными с поверхности, указывает на период времени порядка двух лет. На глубинах более 300 м газоносность ТУГР зависит в большей степени от литологического давления по причине того, что значительная часть природных трещин закрыта и, как следствие, – низкая гидродинамическая связь с дневной поверхностью. Поступление воды в дегазационные скважины практически отсутствует. Мониторинг дегазационных систем, изменяемых на глубинах 500-700 м, указывает на эффективность дегазации неразгруженных

от горного давления пластов менее 10 % при плотности бурения скважин 3-5 м и периода эксплуатации более одного года. При этом затратные технологии гидроразрыва пласта на значительной площади не приносят требуемого результата. Гидродинамическое давление в трещинах и геостатическое давление в блоках угля в результате их упругого восстановления после гидроразрыва пласта выравниваются, состояние ТУГР остается практически неизменным и приток метана из блоков, необходимый для осушки фильтрующих трещин большой протяженности через удаленную скважину, минимизируется. Для достижения эффекта более перспективна технология поинтервального ориентированного гидроразрыва пласта непосредственно через дегазационную скважину [13], когда радиус гидроразрыва составляет несколько метров и для оперативного вытеснения воды из трещин гидроразрыва не требуется больших градиентов давлений газа.

**Измерение газоносности пласта и оценка влияния напряжений.** Технические трудности извлечения проб угля в его природном состоянии без изменения напряжений и газоистощения обуславливают основную сложность изучения состояния метана в угольных пластах. Фактически, за время от начала выбуривания до герметизации проб в колбе напряжения в них снижаются до давления бурового раствора или до атмосферного (при выбуривании без промывки). Значительная часть газа теряется без контроля, а восстановить эти потери без информации о динамике последующих изменений газоносности и давления невозможно. В случае отбора проб угля в виде керна существенного повышения точности также не обеспечивается по причине интенсивного снижения действовавших в нем напряжений с последующим формированием давления свободного газа и развития микро, а затем и макротрещин, и соответствующему увеличению скорости выделения метана. Стоит отметить, что время выбуривания и герметизации керна много больше времени выбуривания такой же массы разрушенного угля. С целью повышения точности измерений газокинетических свойств газоносных пластов в ИУ СО РАН разработана специальная методика и, совместно с ИФП СО РАН, взрывозащищенные термобарометрические колбы с электронными датчиками давления и температуры и чипами хранения информации [14]. Отбор проб выполняется непосредственно в процессе сухого бурения интервала шпура или скважины. Применение бурения с продувкой сжатым воздухом позволяет отбирать пробы за 1-2 минуты от начала бурения интервала даже на больших расстояниях от устья скважины. В устье скважины закрепляется устройство, обеспечивающее отбор буровой мелочи с отделением от нее частиц диаметром менее 0,5 мм через сито, размещенное в устройстве. Основная масса угля через штыбоотборник поступает в колбу, которая герметизируется. Фиксируемые электронной системой изменения температуры и давления обуславливаются газокинетическими характеристиками процесса десорбции метана из угля и нарастанием давления в постоянном свободном объеме колбы. При фактическом средневзвешенном диаметре частиц 1÷5 мм и продолжительности отбора пробы в течение 1-2 минут сохранение остаточных напряжений в угле исключается. При этом процесс распада ТУГР в колбе сдерживается ростом давления свободной фазы выделяющегося из угля газа. Количественная оценка динамики газокинетического процесса обеспечивается непрерывной, в течение длительного времени регистрацией давления и температуры газа в колбе через 0,1÷10 минут. Для снижения теплообмена с окружающей средой внутренняя поверхность колбы футеруется термоизолятором. Замеренное время выравнивания температур в колбе и внешней атмосферы составляет порядка 2-х часов при перепаде температур в 5 °С. Качество термоизоляции принимается удовлетворительным и поправок на теплообмен с окружающей средой на начальном интервале процесса не вводится.

Результаты сорбционных исследований и измерений, выполненных с пробами газоносного угля, представлены на рис. 2. Термин «динамическая газоносность» включает в себя ту часть природной газоносности, которая может десорбироваться при давлении газа выше атмосферного. Результаты измерений по трем пробам, отобранным на различных интервалах одного шпура, приведены на рис. 2 б. Правые верхние точки соответствуют

газоносности, замеренной на момент герметизации. Значения давления для них получены путем аппроксимации значений при ступенчатых выпусках газа ( $P_{\text{пар}} < 0,5$  МПа).

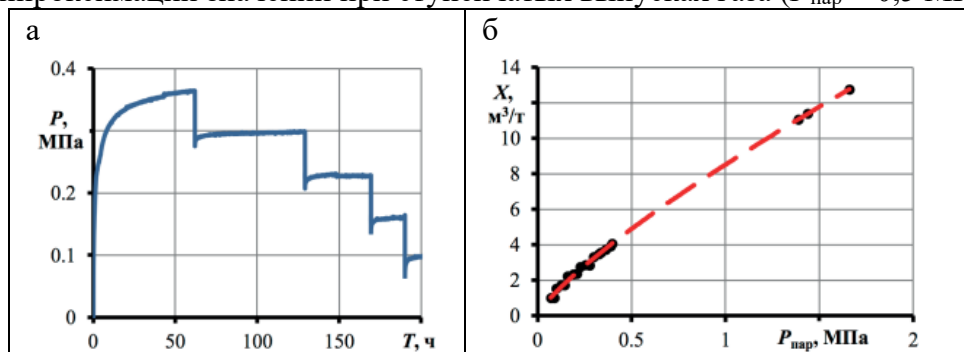


Рис. 2. Изменение давления газа  $P$  в колбе при его ступенчатых выпусках во времени (а); динамическая газоносность  $X$  проб угля при соответствующих значениях парциального давления метана  $P_{\text{пар}}$  (б)

Значительные затруднения вызывает расчет объема упущенного метана. В связи с высокой динамикой газоистощения угля на начальной стадии ее оценка по нарастанию давления газа в замкнутом объеме колбы после герметизации не может в достаточной мере охарактеризовать предшествующий период. Для определения скорости газовыделения в предшествующий период использовались горно-экспериментальные результаты по отбору проб с нагнетанием инертных газов.

На рис. 3 отражены результаты замеров динамической газоносности угольных проб при различных парциальных давлениях метана в условиях:

- давление газа в колбе формируется исключительно за счет газоистощения пробы угля (рис. 3б);
- предварительно давление в колбе с пробой (сразу после ее герметизации) создается нагнетанием гелия (инертный газ), а последующий его рост обеспечивается газоистощением пробы угля.

Сравнивая динамику давления газа в колбах (рис. 3 а) видно, что прирост давления смеси  $\text{CH}_4$  и  $\text{He}$  в результате поступления метана из угля в свободный объем колб с  $\text{He}$  близок давлению при его отсутствии. Следовательно, этого противодействия недостаточно для ограничения распада ТУГР с тем газосодержанием, с которым проба поступила в колбу.

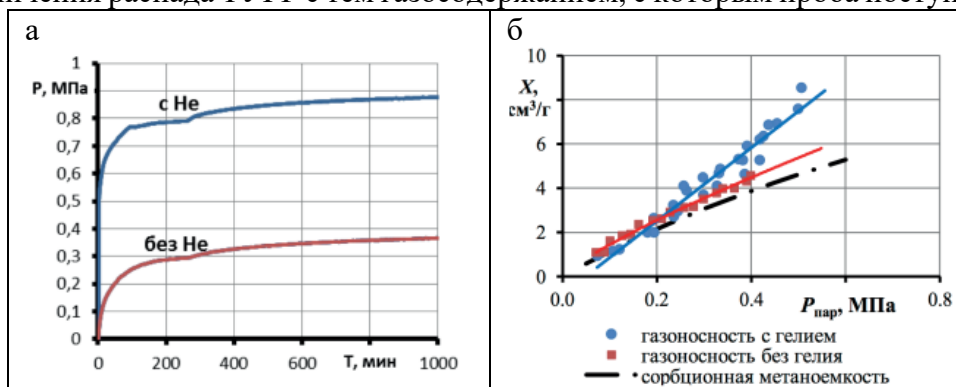


Рис. 3. Динамика давления газа  $P$  в колбах с газоносным углем (а); газоносность и сорбционная метаноемкость проб угля с избыточным парциальным давлением метана  $P_{\text{пар}}$  под влиянием дополнительных напряжений в угле, создаваемых давлением гелия (с гелием и без гелия) (б)

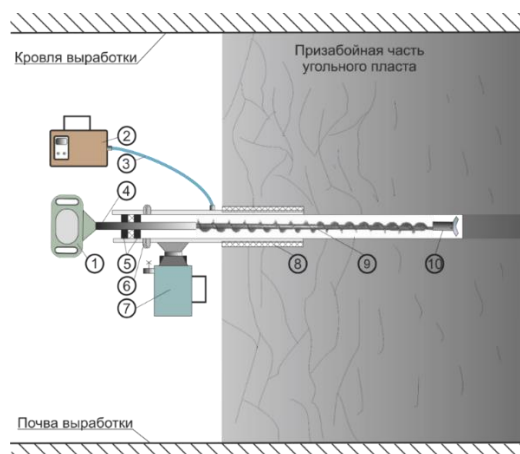
Представленный выше результат является обоснованием положения о ТУГР, выдвинутого российскими учеными [9]. Однако с целью совершенствования доказательной базы выполнение экспериментов необходимо «расширить» в части, например, повышения давления нагнетаемого газа и попытки нагнетания других газов, например, метана. К тому же

требуется совершенствование способа отбора проб угля для его извлечения в условно природном состоянии, т.е. необходимо исключить процесс окисления пробы угля.

С этой целью авторами статьи разработано и изготовлено устройство для отбора проб угольного штыба в изолированном (от атмосферы выработки) режиме. Принципиальная схема устройства представлена на рис. 4. Устройство позволяет использовать как специально изготовленный штыбоотборник (рассчитанный на объем штыба, получаемого с интервала 1 м шпура при его диаметре 43 мм), так и термобарометрические колбы (ТБК), описанные выше.

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

**Экспериментальная часть. Полевые измерения.** Отбор проб для определения газокинетических свойств пласта выполнялся при бурении шпуров в забой проводимой подготовительной выработки с применением устройства для оперативного измерения газоносности угля.



- 1 – сверло бурильное; 2 – расходомер; 3 – пневмомагистраль; 4 – литая штанга;  
 5 – уплотнитель; 6 – быстроразъемное соединение; 7 – штыбоприемник (колба);  
 8 – уплотнитель; 9 – штанга буровая; 10 – забурник

Рис. 4. Принципиальная схема устройства для оперативного измерения газоносности угля

Отбор проб выполнялся при поинтервальном бурении шпуров через каждый метр с отбором и герметизацией угольных проб, а также с фиксацией параметров газовыделения во время бурения. Отбор проб (штыба) выполняется в специально разработанные штыбоприемники (ШТБ) и ТБК. Результаты замеров представлены в табл. 1.

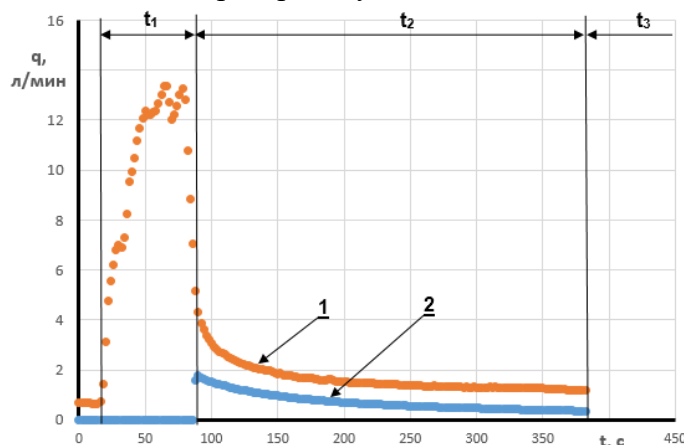
Таблица 1

Характеристики проб

№ ШТБ или ТБК	Давление в ШТБ или ТБК в лаборатории через 2 дня, МПа	Расстояние от кромки пласта, м	Номер интервала бурения	Вес пробы, г
ШТБ 1	0,24	3,5-4,5	3	1640
ШТБ 3	0,16	5,5-6,5	5	1510
ШТБ 4	0,21	2,5-3,5	2	1250
ТБК 5	0,23	1,5-2,5	1	438
ТБК 6	0,31	1,5-2,5	1	477
ТБК 9	0,36	6,5-7,5	6	452



На рис. 5 представлен график выполненного замера при бурении интервала контрольного шпура. Процесс измерения можно разделить на 3 временных этапа: этап бурения ( $t_1$ ); этап с момента окончания бурения до герметизации ( $t_2$ ); этап после герметизации ( $t_3$ ) – ступенчатые выпуски метана в лабораторных условиях.



1 – расход метана со стенок шпура и транспортированного в штыбприемник угля;

2 – расход метана из отобранного угля в штыбприемнике

Рис. 5. График изменения скорости газовыделения в интервале шпура 2,5-3,5 м

Таким образом, планируется, что данный способ позволит оценить процесс газовыделения из угля под принципиально новым углом зрения и позволит дополнить научный задел в области исследования газокинетических свойств природного угля.

**Выводы.** Представленный научный задел в области исследования газокинетических характеристик угольных пластов указывает на необходимость исправления следующих пунктов методики испытания:

- проведение исследований на природных (неокисленных) образцах угля путем отбора проб инновационным горно-экспериментальным методом в изолированном (от атмосферы горной выработки) режиме;
- сорбционные испытания образцов угля при давлении близком к природному давлению пласта в месте отбора проб.

**Благодарности.** Исследование выполнено за счет гранта Российского научного фонда № 22-27-20075, <https://rscf.ru/project/22-27-20075/>

### Список литературы

1. Эттингер И.Л. Физическая химия газоносного угольного пласта. – М.: Наука, 1981. – 104 с.
2. Булат А.Ф., Минеев С.П., Пруткова А.А. Генерирование сорбированного метана, обусловленное релаксационным механизмом деформирования молекулярной структуры угля // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. – № 1. – 2016. – С. 91 – 99.
3. Бобин В.А. Структурная трансформация газонасыщенного угольного вещества: Дальнейшее развитие физической химии газоносного угольного пласта. – LAP LAMBERT Academic Publishing, 2014.
4. Малинникова О.Н., Фейт Г.Н. Эффект образования метана и дополнительной сорбции при разрушении газонасыщенного угля в условиях объемного напряженного состояния // Горный информационно-аналитический бюллетень. – Вып.8. – 2004. – С. 196 – 200.
5. Шепелева С.А., Дырдин В.В., Ким Т.Л. [и др.]. Метан и выбросоопасность угольных пластов. – Томск: Изд-во Том. ун-та. – 2015. – 180 с.
6. Васючков Ю.Ф. Физико-химические способы дегазации угольных пластов. – М.: Недра, 1986. – 254 с.

7. Эттингер И.Л. Растворы метана в угольных пластах // Химия твердого топлива. – 1984. – № 4. – С. 28 – 35.
8. Алексеев А.Д., Айруни А.Т., Зверев И.В. [и др.]. Свойства органического вещества угля образовывать с газами метастабильные однофазные системы по типу твердых растворов // Диплом № 9 на научное открытие. – АЕН, 1994.
9. Алексеев А.Д., Айруни А.Т., Зверев И.В. [и др.]. Распад твердых углегазовых растворов // Физико-технические проблемы разработки месторождений полезных ископаемых. – 1994. – № 3. – С. 65 – 75.
10. Малышев Ю.Н., Трубецкой К.Н., Айруни А.Т. Фундаментально-прикладные методы решения проблемы угольных пластов. – М.: ИАГН, 2000. – 519 с.
11. Фельдман Э.П., Василенко Т.А., Калугина Н.А. Физическая кинетика системы угольный пласт – метан: массоперенос, предвыбросные явления // Физико-технические проблемы разработки месторождений полезных ископаемых. – 2014. – № 3. – С. 46 – 65.
12. Опарин В.Н., Киряева Т.А., Гаврилов В.Ю. [и др.]. О некоторых особенностях взаимодействия между геомеханическими и физико-химическими процессами в угольных пластах Кузбасса // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. – № 2. – 2014. – С. 3 – 29.
13. Клишин В.И., Кокоулин Д.И., Кубанычбек Б., Дурнин К.М. Разупрочнение угольного пласта в качестве метода интенсификации выделения метана // Уголь. – 2010. – № 4. – С. 40 – 42.
14. Полевщиков Г.Я., Рябцев А.А., Титов В.П. Определение газокинетических характеристик угольных пластов // Вестник Научного центра по безопасности работ в угольной промышленности. – 2013. – С. 78 – 84.

УДК 622.831.322

## КОМБИНАЦИЯ ПОДСИСТЕМ МНОГОФУНКЦИОНАЛЬНОЙ СИСТЕМЫ БЕЗОПАСНОСТИ ШАХТЫ ДЛЯ КОНТРОЛЯ ДИНАМИЧЕСКИХ ЯВЛЕНИЙ

д.т.н. Шадрин А.В.

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

**Аннотация.** Обоснована целесообразность комбинации систем аэрогазового контроля атмосферы горных выработок и систем акустического контроля состояния горного массива для организации прогноза динамических и газодинамических явлений с высокой достоверностью результата.

**Ключевые слова:** внезапный выброс угля и газа, геомеханические и геофизические методы прогноза, достоверность прогноза, подсистемы аэрогазового и акустического контроля, многофункциональная система безопасности шахты.

**Введение.** Газодинамические явления (ГДЯ) в угольных шахтах опасны своими катастрофическими последствиями. Начиная с некоторой глубины они происходят практически во всех угольных бассейнах мира: России, Украины, Китая, Казахстана, США, Австралии, Польши и др. [1-7].

По данным АО «НЦ ВостНИИ» в период с 1943 по 2004 гг. на 45 шахтах России зарегистрировано 917 внезапных выбросов, в том числе в Кузбассе - 197. С началом перестройки с целью снижения себестоимости добычи угля и травматизма наиболее опасные шахты были закрыты. На оставшихся в России 20 шахтах, в том числе 17 в Кузбассе, разрабатывающих склонные к внезапным выбросам угля и газа пласты, в период с 2005 по 2021 гг. произошло 16 газодинамических явлений, из них 15 – в Кузбассе.

Для предотвращения ГДЯ применяется комплекс мер, включающий их прогноз, в опасных зонах – мероприятия по снижению опасности, и после их выполнения – контроль эффективности [8].

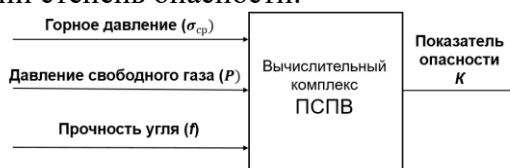
От качества прогноза внезапных выбросов зависят, с одной стороны, обеспечение безопасности ведения горных работ, а с другой – стоимость противовыбросных мероприятий. Чтобы удовлетворить обоим этим требованиям одновременно, методы прогноза должны быть непрерывными, не мешать ведению горных работ и обладать высокой достоверностью результата. Непрерывный текущий прогноз выбросоопасности без остановки забоя на его выполнение могут осуществлять только геофизические методы, контролирующиеся напряженное состояние газонасыщенного углепородного массива и обладающие вычислительными ресурсами для обработки больших объемов информации в режиме on line. Эту задачу должны решать подсистемы прогноза выбросоопасности (ПСПВ), являющиеся составной частью многофункциональной системы безопасности (МФСБ) угольной шахты.

Такая подсистема должна удовлетворять следующим основным требованиям [9]:

- показатель опасности должен учитывать основные факторы выбросоопасности и иметь научно обоснованную методику определения критического значения для данного забоя выработки в текущий момент времени;
- основными контролируемыми факторами выбросоопасности являются горное давление, внутрипластовое давление газа и прочность угля;
- для исключения дублирующих функций при контроле параметров, характеризующих опасные факторы выбросоопасности, ПСПВ целесообразно интегрировать с другими подсистемами МФСБ шахты;
- для контроля всего комплекса противовыбросных мероприятий целесообразно дополнить ПСПВ другими подсистемами МФСБ шахты, позволяющими контролировать процесс выполнения противовыбросных мероприятий и вызванное этим изменение напряженного состояния призабойного пространства.

Цель данной работы обосновать принцип построения ПСПВ и ее связь с другими подсистемами МФСБ шахты.

**Контролируемые геофизическими методами прогноза факторы выбросоопасности.** Для удовлетворения изложенных требований к ПСПВ принцип ее работы должен быть следующим (рис. 1). Элементы подсистемы должны измерять параметры, характеризующие основные факторы выбросоопасности: горное и газовое давление и прочность угля, а ее вычислительный комплекс должен вырабатывать показатель выбросоопасности, количественно характеризующий степень опасности.



$\sigma_{ср}$  – средние напряжения;  $P$  – внутрипластовое давление газа;  $K$  – показатель выбросоопасности

Рис. 1. Структура ПСПВ

Для реализации данного принципа работы необходимо использовать такие геофизические методы, которые способны контролировать горное и газовое давление и прочность угля.

В настоящее время известны пять геофизических методов, применяемых в разное время и с различной степенью внедрения для прогноза выбросоопасности [8 - 10]: акустической эмиссии (АЭ), электромагнитной эмиссии (ЭМЭ), температурный, газоаналитический (по концентрации метана в атмосфере выработки у ее забоя), «по параметрам искусственного акустического сигнала».

Указанные методы основаны на различных физических принципах, прошли необходимые согласно требованиям нормативных документов этапы научного обоснования, и внедрены в различных масштабах. (Из названных метод ЭМЭ в настоящее время применяется преимущественно для прогноза горных ударов и сходных с ними динамических явлений, а температурный не используется из-за сложностей встраивания его в технологический процесс.) Наличие большого числа методов прогноза побудило проведение сопоставления достоверности их прогноза, причем одновременно с ними применяли и геомеханический метод прогноза, основанный на измерении начальной скорости газовыделения из шпуров.

Исследования выполнили при проведении подготовительной выработки на особо-выбросоопасном пласте «Прасковиевский» на шахте им. газеты «Социалистический Донбасс» [11]. Особая выбросоопасность пласта подтверждается тем, что за 5 лет, предшествующих исследованиям, на нем произошло более 3000 выбросов.

Выработку по пласту мощностью 0,68 м площадью сечения 13 м<sup>2</sup> проходили буровзрывным способом в режиме сотрясательного взрывания. Для каждого метода прогноза показатель выбросоопасности определяли в соответствии с действующими на тот момент нормативными документами [11]. Подтверждением достоверности прогноза «опасно» являлось происшествие внезапного выброса после сотрясательного взрывания.

За время проведения исследований для каждого из указанных методов прогноза было проведено от 151 до 176 циклов проходки с прогнозом при среднем продвижении за цикл 1,4 м. При этом было зарегистрировано 11 внезапных выбросов интенсивностью от 10 до 220 т.

Результаты прогноза - следующие [11]. Доля подтверждения прогноза «опасно» составила: для метода АЭ – 0%, для газоаналитического – 6%, для температурного – 12%, для метода «по начальной скорости газовыделения» - 16%, и для метода «по параметрам искусственного акустического сигнала» - 21%. Ошибку первого рода в 100% допустил только метод АЭ, остальные методы такой ошибки не имели (прогноз «опасно» дали большее число раз чем произошло выбросов). Ошибка второго рода составила: для метода «по параметрам искусственного акустического сигнала» - 23%, для метода «по начальной скорости газовыделения» - 33%, для температурного – 46% и для газоаналитического – 89%.

Недостаточная достоверность прогноза рассмотренных методов обусловлена тем, что каждый из них в отдельности контролирует не все факторы выбросоопасности. А именно, методы АЭ и ЭМЭ контролируют процесс развития трещин в массиве, обусловленный тремя основными факторами выбросоопасности. Однако метод не может дать ответ на вопрос о том возросли ли напряжения в призабойном пространстве после зарегистрированных сигналов о трещинах или зона повышенных горного давлений отодвинулась вглубь массива. Газоаналитический и температурный методы способны контролировать только газовый фактор. Метод «по параметрам искусственного акустического сигнала» реагирует преимущественно на горное давление, поскольку акустическая волна распространяется по твердому каркасу массива и ее параметры не зависят от давления газа в трещинах и порах угля [12].

Приближенная количественная оценка достоверности прогноза применяемых в настоящее время геомеханических и геофизических методов прогноза на основе анализа силовой модели выброса выполнена в работе [12]. Где показано, что благодаря учету основных факторов выбросоопасности наибольшей достоверностью прогноза обладает: из геомеханических методов – «по начальной скорости газовыделения и выходу буровой мелочи», из геофизических – разрабатываемый нами спектрально-акустический.

Отсюда следует вывод о невозможности создания высоконадежного метода автоматизированного прогноза выбросоопасности на основе регистрации одного выбросоопределяющего фактора, который одинаково хорошо работал бы при любых горно-геологических и горнотехнических условиях без завышения запаса надежности показателя выбросоопасности на непредвиденные изменения неконтролируемых параметров. Поэтому последующие разработки в области создания автоматизированного непрерывного текущего прогноза

выбросоопасности были направлены на поиск оптимальной комбинации информативных параметров, характеризующих основные факторы выбросоопасности, которые можно автоматизировано и непрерывно регистрировать [9, 12, 13]. Для этого предложили использовать уже известные методы геофизического прогноза. А именно, для контроля горного давления предложено использовать метод «по параметрам искусственного акустического сигнала», для контроля газового фактора – газоаналитический метод, поскольку концентрация метана в атмосфере выработки у забоя функционально связана с газоносностью и внутрипластовым давлением газа [1, 12], а прочность угля было предложено периодически оценивать прочностномером П-1 конструкции ИГД им. А.А. Скочинского, поскольку в настоящее время нет геофизического метода непрерывного измерения прочности угля, не мешающего ведению горных работ. Такой комбинированный метод прогноза выбросоопасности мы назвали спектрально-акустическим.

**Алгоритм определения степени выбросоопасности.** Геофизические методы прогноза основаны на зависимости отдельных параметров зондирующего поля (акустического, электромагнитного) или концентрации метана в атмосфере выработки - от параметров горного массива, непосредственно определяющих факторы выбросоопасности. Поэтому их показатели опасности нужно «настраивать» по результатам прогноза геомеханическими методами, выполняемыми в этом же забое одновременно с геофизическими методами [14]. В результате был разработан алгоритм спектрально-акустического прогноза выбросоопасности, в котором текущее значение показателя выбросоопасности  $K_m$  определяется методом «по параметрам искусственного акустического сигнала» по формуле [14]:

$$K_m = \frac{A_{в,m}}{A_{н,m}}, \quad (1)$$

где  $A_{в,m}$  и  $A_{н,m}$  – текущие значения амплитуд акустических шумов работающего горного оборудования (чаще всего это проходческий или очистной комбайн), замеренные соответственно на высоких и низких частотах, В;

а текущее критическое значение показателя выбросоопасности  $K_{m,кр}$  рассчитывается на основании данных о газовом факторе выбросоопасности (концентрации метана в атмосфере выработки) и прочности угля по формуле [14]:

$$K_{m,кр} = \exp \left\{ -\alpha C d \left[ \frac{\sigma_0}{0,1 \left( \frac{q}{110-q} \right) \sigma_0 - D \sqrt{Q \Omega}} \right] \right\}, \quad (2)$$

где  $\alpha$  – безразмерный коэффициент пропорциональности;  $C$  – параметр, характеризующий коэффициент затухания акустического сигнала в окрестности контролируемого забоя,  $m^{-1}$ ;  $d$  – расстояние между рабочим органом комбайна и геофоном, м;  $\sigma_0 = 1$  МПа - нормирующий множитель, обусловленный определением пределов прочности угля через безразмерный показатель прочности угля  $q$  прочностномером П-1;  $Q$  – расход воздуха вентилятора местного проветривания (ВМП), подающего воздух в выработку,  $m^3/c$ ;  $\Omega$  – текущее значение концентрации метана у забоя выработки, измеренное устройством для измерения концентрации метана (например, датчиком метана аппаратуры АГК), %;  $D$  – параметр, характеризующий фильтрационно-коллекторские свойства угля и коэффициенты интенсивности напряжений в области трещины и вдали от забоя выработки,  $MПа \cdot m^{-3/2} \cdot c^{1/2}$ .

Параметры  $\alpha$ ,  $C$  и  $D$  определяются по результатам одновременно выполняемых геомеханического и геофизического методов прогноза выбросоопасности в соответствии с Методикой определения критического значения показателя выбросоопасности спектрально-акустического метода текущего прогноза, являющейся внутренним документом Института угля ФИЦ УУХ СО РАН. К используемым для определения этих параметров данных геомеханического метода прогноза относятся: показатель выбросоопасности, начальная скорость газовыделения и выход буровой мелочи при бурении контрольных шпуров.

Изложенный алгоритм определения степени выбросоопасности показан на рис. 2. Для реализации спектрально-акустического метода прогноза выбросоопасности необходимо создать информационно-вычислительный комплекс, который рассчитывал бы: параметры  $\alpha$ ,  $C$  и  $D$ , значения  $K_m$ ,  $K_{m,кр}$  в соответствии с выражениями (1) и (2), и, сравнивая их

между собой, определял бы степень выбросоопасности, а при достижении ею опасного значения сигнализировал бы о наступлении критической ситуации.

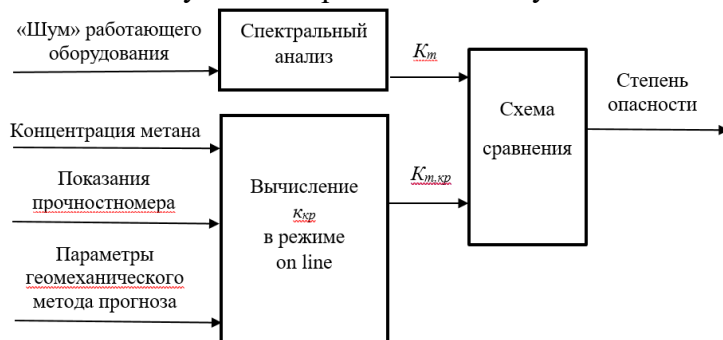


Рис. 2. Алгоритм определения степени выбросоопасности призабойного пространства спектрально-акустическим методом текущего прогноза

**Выводы.** Показано, что для организации в угольных шахтах прогноза динамических и газодинамических явлений с высокой достоверностью результата спектрально-акустическим методом целесообразно осуществить комбинацию систем аэрогазового контроля атмосферы горных выработок и систем акустического контроля состояния горного массива.

В настоящее время нет оборудования и программного обеспечения, позволяющих реализовать спектрально-акустический метод прогноза. Это является предметом дальнейшей научной работы. Однако существующие подсистемы аэрогазового контроля, такие как, например, Микон, а также системы акустического контроля состояния горного массива и прогноза динамических явлений типа САКСМ или Микон-ГЕО могли бы использоваться для реализации спектрально-акустического метода текущего прогноза динамических явлений, включая внезапные выбросы, горные удары и им подобные (недоразвитые) явления.

**Благодарности.** Исследование выполнено при финансовой поддержке РФФИ и Кемеровской области в рамках научного проекта № 20-45-420014.

#### Список литературы

1. Ходот В.В. Внезапные выбросы угля и газа. – М.: Гос. науч.-техн. изд-во лит-ры по горному делу, 1961. – 364 с.
2. Чернов О.И., Пузырев В.Н. Прогноз внезапных выбросов угля и газа. – М.: «Недра», 1979. – 296 с.
3. Основы теории внезапных выбросов угля, породы и газа. – М.: Недра, 1978. – 164 с.
4. International symposium-cum-workshop on management and control of high gas emissions and outbursts in underground coal mines, 20-24 march, 1995. – Wollongong, NSW, Australia, 1995. – 620 p.
5. Q.X.Yu. Mine gas prevention and control. – China University of Mining and Technology, Xuzhou, 1992.
6. C.J. Fan, S. Li, M.K. Luo, W.Z. Du, Z.H. Coal and gas outburst dynamic system // International Journal of Mining Science and Technology. – 2017. – No 1. P. 49-55.
7. Black D.J. Review of coal and gas outburst in Australian underground coal mines // International Journal of Mining Science and Technology. – 2019. – Vol. 29. – Issue 6. – P. 815-824.
8. Инструкция по прогнозу динамических явлений и мониторингу массива горных пород при отработке угольных месторождений: федер. нормы и правила в обл. пром. безопасности. Сер. 05. Вып. 49. – М.: ЗАО НТЦ ПБ, 2020. – 148 с.
9. Шадрин А.В., Телегуз А.С. Основы создания подсистемы прогноза выбросоопасности многофункциональной системы безопасности угольной шахты // Безопасность труда в промышленности. – 2021. – №7. – С. 48-53.

10. Яковлев Д.В., Мулев С.Н. Опыт применения многофункциональной геофизической аппаратуры Ангел-М в угольной и рудной промышленности // Уголь. – 2014. – №10. – С. 14-19.

11. Бабенко С.В., Ткаченко Е.С., Зеленская Е.И. Сопоставление различных критериев выбросоопасности угольных пластов при проведении подготовительной выработки // Уголь. – 1991. – №7. – С. 60-61.

12. Шадрин А.В., Телегуз А.С., Диук Ю.А. Анализ учета основных факторов выбросоопасности существующими методами текущего прогноза // Вестник Научного центра ВостНИИ по промышленной и экологической безопасности. – 2021. – №2. – С. 56-72.

13. Ройтер М. Крах М., Майрхофер К., Кислинг У., Векслер Ю. Мониторинг динамических проявлений горного давления в системе управления марко «Цифровая шахта» // Научно-технологические разработки и использования минеральных ресурсов: сб. науч. статей / Сиб. гос. ун-т; под общей ред. В.Н. Фрянова. – Новокузнецк, 2015. – С. 33-39.

14. Шадрин А.В., Диук Ю.А. Алгоритм «настройки» критерия выбросоопасности усовершенствованного спектрально-акустического метода текущего прогноза // Вестник Научного центра по безопасности работ в угольной промышленности. – 2020. – №4. – С. 17-27.

УДК [622.822.225:552.574.6]:001.891.573

## МАТЕМАТИЧЕСКОЕ МОДЕЛИРОВАНИЕ ПАРАМЕТРОВ ХЕМОСОРБЦИИ КИСЛОРОДА ИСКОПАЕМЫМИ УГЛЯМИ

д.т.н. С.П. Греков, к.т.н. В.П. Орликова

Государственный научно-исследовательский институт горноспасательного дела,  
пожарной безопасности и гражданской защиты «Респиратор»  
г. Донецк, Донецкая народная республика

**Аннотация.** Представлены физическая и математическая модели процесса поглощения кислорода частицами угля, учитывающие протекание реакции окисления. Получено аналитическое решение задачи хемосорбции кислорода и предложен метод, позволяющий установить основные параметры исследуемого процесса.

**Ключевые слова:** кислород, уголь, хемосорбция, подвижная и неподвижная фазы адсорбента, коэффициент адсорбции, моделирование.

Химическая активность угля – природный фактор, основанный на процессе гетерогенной адсорбции кислорода и влияющий на эндогенную пожароопасность шахт.

В результате исследования углей, как микропористых сорбентов, сформулирована математическая задача адсорбции кислорода и получено ее аналитическое решение в предположении, что протекает необратимая реакция окисления первого порядка [1]. Процессы тепло- и массообмена на границе потока с поверхностью пористой частицы подчиняются закону Ньютона-Фурье.

Экспериментальные исследования влияния константы скорости реакции окисления угля на процесс его самонагрева проведены при постоянной концентрации окислителя в газовой фазе, равной 21 %. Однако в местах шахтного угольного скопления концентрация кислорода обычно ниже этого значения за счет разбавления воздуха выделяющимся метаном. Данные НИИГД «Респиратор» и Донецкого государственного научно-исследовательского угольного института показывают, что в некоторых случаях при прямом порядке отработки пластов пологого падения с момента обрушения пород кровли концентрация метана на расстоянии 20 – 30 м от лавы достигала 70 – 80 %, а кислорода снижалась до нескольких процентов [1]. Тем не менее, в этих условиях протекало низкотемпературное окисление скопления угля, оставленного в выработанном пространстве, которое в ряде

случаев приводило к самовозгоранию, о чем свидетельствует статистика эндогенных пожаров Донбасса.

Изучение кинетики адсорбции кислорода углями различной стадии метаморфизма без учета химической реакции и при постоянном значении коэффициента адсорбции позволило определить концентрацию газа в подвижной и неподвижной фазе адсорбента [2]. Однако наиболее актуальным является определение параметров процесса поглощения кислорода с протеканием экзотермической реакции, приводящей к повышению температуры скопления угля при ограниченном отводе теплоты.

В данной постановке решение задачи хемосорбции кислорода имеет вид [3]

$$\bar{C}(\rho, Fo_g) = Bi_g \sum_{i=1}^l \frac{\sin \mu_k \rho}{\rho s'_{\mu_k}} \sum_{n=1}^3 \frac{\exp(p_{kn} Fo_g)}{\mu'_{kn}} \int_0^{Fo_g} [\bar{C}_1(Fo_g) - \bar{C}_0] \exp(-p_{kn} Fo_g) dFo_g + \bar{C}_0; \quad (1)$$

$$\bar{a}(\rho, Fo_g) = Ka \exp(-Ka Fo_g) \int_0^{Fo_g} \bar{C}(\rho, Fo_g) \exp(Ka Fo_g) dFo_g + \bar{a}_0 \exp(-Ka Fo_g), \quad (2)$$

где

$$s'_{\mu_k} = (-1)^k (\mu_k^2 + Bi_g^2 - Bi_g) / \sqrt{(Bi_g - 1)^2 + \mu_k^2}; \quad (3)$$

$$\mu'_{kn} = -\frac{1}{2\mu_k} \left[ 1 + \sum_{i=1}^l \frac{\gamma Ka_i^2}{(p_{kn} + Ka + \Gamma)^2} \right]; \quad (4)$$

$p_{kn}$  – корни уравнения, равные

$$p_{kn} = -\frac{Ka(1+\gamma) + \Gamma + \mu_k^2}{2} \pm \sqrt{\frac{[Ka(1+\gamma) + \Gamma + \mu_k^2]^2}{4} - [\gamma Ka \Gamma + \mu_k^2 (Ka + \Gamma)]}; \quad (5)$$

$\mu_k$  – корни уравнения

$$\operatorname{tg} \mu = -\mu / (Bi_g - 1) \quad [4]; \quad (6)$$

$B_k$  – постоянные коэффициенты, определяемые из соотношения

$$B_k = \frac{6Bi_g^2}{\mu_k^2(\mu_k^2 + Bi_g^2 - Bi_g)}; \quad (7)$$

$C_0$  – концентрация кислорода в газовой фазе пор угля, моль/м<sup>3</sup>, при  $\tau = 0$ ;  $a$  – концентрация адсорбата в неподвижной фазе угля, моль/м<sup>3</sup>;  $\gamma$  – константа Генри;  $Fo_g$  – диффузионный критерий Фурье;  $Bi_g$  – диффузионное число Био.

В выражениях (1) – (7) приняты следующие безразмерные параметры:

$$Ka = \frac{\beta_1 R_1^2}{D}; \quad \rho = \frac{r}{R_1}; \quad Fo_g = \frac{D\tau}{R_1^2}; \quad \Gamma = \frac{ka^* R_1^2 \xi S_{уд}}{D S_{вн}}; \quad Bi_g = \frac{\beta R_1}{D}; \quad (8)$$

$$\bar{C} = \frac{c}{C_0}; \quad \bar{a} = \frac{a}{\gamma C_c}; \quad \bar{C}_1(Fo_g) = \frac{C_1(\tau)}{C_0},$$

где  $\beta_1$  – коэффициент адсорбции, с<sup>-1</sup>;  $\beta$  – коэффициент массообмена, м/с;  $r$  – радиальная координата, м;  $R_1$  – радиус частицы угля, м;  $D$  – коэффициент внутренней диффузии, м<sup>2</sup>/с;  $\tau$  – время, с;  $k$  – константа скорости реакции окисления, м<sup>3</sup>/(моль·с);  $a^*$  – концентрация адсорбента, моль/м<sup>3</sup>;  $\xi$  – часть реакционной поверхности угля, участвующей в реакции окисления;  $S_{уд}$  – удельная реакционная поверхность угля, м<sup>2</sup>/кг, зависящая от выхода летучих веществ  $V^{daf}$ , %, и равная [5]

$$S_{уд} = -0,45(V^{daf})^2 + 18,4V^{daf} + 44,8; \quad (9)$$

$S_{вн}$  – внешняя поверхность угля, м<sup>2</sup>/кг;  $C$  – концентрация кислорода в газовой фазе пор угля, моль/м<sup>3</sup>;  $C_1(\tau)$  – текущая концентрация кислорода в газовой фазе на границе с зерном адсорбента, моль/м<sup>3</sup>.

Рассмотрим случай, когда  $C_1(\tau) = 1$  и текущая концентрация кислорода в угольном скоплении зависит от газоносности пласта  $Q_0$ , м<sup>3</sup>/т, и скорости потока через это скопление  $u$ , м/с, тогда решение уравнений (1) и (2) примет вид

$$\bar{C} = (1 - \bar{C}_0) \left\{ g - \left\{ \frac{1}{2} \sum_{k=1}^{\infty} B_k \mu_k \sum_{n=1}^2 \frac{\exp(p_{kn} Fo_g)}{\mu'_{kn} p_{kn}} \exp(-1,34 \cdot 10^{-2} x) \times \right. \right. \\ \left. \left. \times \sum_{n=1}^2 \left[ \frac{1}{p_{kn}} \{ 1 - \exp(-p_{kn} Fo_g) \} + \frac{1}{z + p_{kn}} \{ \exp[-Fo_g(z + p_{kn})] - 1 \} \right] \right\} \right\}; \quad (10)$$



$$\begin{aligned} \bar{a}(\rho, Fo_g) = & \left\{ g \frac{Ka}{Ka+\Gamma} \{1 - \exp[-Fo_g(Ka + \Gamma)]\} - \right. \\ & - \left. \left\{ \frac{1}{2} \sum_{k=1}^{\infty} B_k \mu_k \sum_{n=1}^2 \frac{Ka[\exp(p_{kn}Fo_g) - \exp(-KaFo_g)]}{\mu_{kn} p_{kn} (Ka + p_{kn})} \exp(-1,34 \cdot 10^{-2} x) \times \right. \right. \\ & \left. \left. \times \sum_{n=1}^2 \left[ \frac{1}{p_{kn}} \{1 - \exp(-p_{kn}Fo_g)\} + \frac{1}{z + p_{kn}} \{ \exp[-Fo_g(z + p_{kn})] - 1 \} \right] \right\} \right\} (1 - \bar{C}_0), \end{aligned} \quad (11)$$

где

$$g = \frac{B_k \mu_k^2}{\mu_k^2 + \gamma Ka \Gamma / (Ka + \Gamma)}; \quad (12)$$

$$z = \frac{R_1^2}{D} \frac{0,76}{0,83 + Q_0 \rho_y} \left( \frac{u}{x_1} + \frac{D_1}{x_1^2} \right); \quad (13)$$

$\rho_y$  – плотность угля, т/м<sup>3</sup>;  $x_1$  – расстояние по длине скопления угля от места поступления в него газа, м;  $D_1$  – коэффициент диффузии газа в межкусковом пространстве скопления, м<sup>2</sup>/с, зависящий от радиуса частиц угля и скорости воздуха [6].

Полученные зависимости использованы для разработки метода определения параметров хемосорбции кислорода, который заключается в получении кинетических кривых поглощения окислителя различной концентрации из смеси его с азотом и сравнении экспериментальных данных с результатами теоретических исследований. При этом хроматографическим методом устанавливают константу скорости реакции окисления и с помощью предложенного аналитического решения определяют параметр  $Ka$ , позволяющий рассчитать коэффициент адсорбции кислорода  $\beta_1$  частицами угля определенного размера.

Для примера воспользуемся результатами экспериментального определения кинетики поглощения угля с выходом летучих веществ  $V^{daf} = 15,7\%$ , помещенного в поток адсорбтива, состоящего из равных частей кислорода и азота. Как показывают проведенные исследования, наличие реакции оказывает существенное влияние на функцию  $\bar{a}$ , а не  $\bar{C}$ , поэтому по формуле (11) определим относительную концентрацию прореагировавшего кислорода в неподвижной фазе твердых частиц. Моделирование проведено для основного времени поглощения газа частицами угля фракцией от 0 до 3 мм, при этом коэффициент диффузии кислорода определен из следующего выражения [7]:

$$D = \delta R_1^2 / \pi^2 \tau_{0,5}, \quad (13)$$

где  $\delta$  – коэффициент, зависящий от формы гранул;  $\tau_{0,5}$  – время, прошедшее от начала опыта до момента, когда количество адсорбированного вещества достигнет 50 % от равновесной адсорбционной способности, с.

Из экспериментальных данных поглощения кислорода частицами угля по соотношению  $\gamma = a/C_c$  определена константа Генри, равная 2,057. С помощью газовой хроматографии установлена константа скорости окисления угля при его критической температуре  $k_{кр} = 1,333 \cdot 10^{-9}$  м<sup>3</sup>/(моль·с), однако по мере заполнения реакционной поверхности эта величина изменяется, поэтому при расчете параметра  $\Gamma$ , учитывающего химическую активность адсорбента, использована зависимость  $k = f(\tau)$  [1].

Значения относительной концентрации кислорода в неподвижной фазе угля, характеризующие протекание химической реакции окисления  $\bar{a}_{теор}$  (формула (11)) и установленные из экспериментальных данных  $\bar{a}_{эксп}$ , представлены на рис. 1.

Анализ полученных результатов показывает значительное отклонение теоретических значений от экспериментальных данных, которое свидетельствует о том, что из общего количества адсорбированного кислорода только часть вступает в химическую реакцию. Из динамики  $\bar{a}$ , представленной на рис. 1, в первые трое суток концентрации  $\bar{a}_{эксп}$  и  $\bar{a}_{теор}$  увеличиваются, однако в дальнейшем значения эксперимента практически постоянны, в то время как расчетное количество прореагировавшего кислорода постепенно уменьшается. Установленный характер изменения  $\bar{a}_{теор}$  свидетельствует о сложности процесса поглощения кислорода, зависящего от физико-химических и кинетических параметров исследуемого угля.

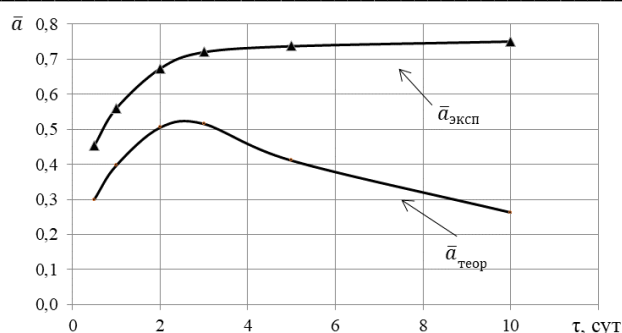


Рис. 1. Динамика относительной концентрации кислорода в неподвижной фазе адсорбента

Применение аналитического решения задачи хемосорбции кислорода позволило определить безразмерный параметр  $Ka = 2,384$ , при котором совпадение экспериментальных и теоретических значений наибольшее, и рассчитать коэффициент адсорбции, изменяющийся в процессе окисления угля (рис. 2).

Динамика коэффициента адсорбции кислорода с достаточной для практики точностью описана логарифмической зависимостью и может быть использована для дальнейшего исследования низкотемпературного окисления угля.

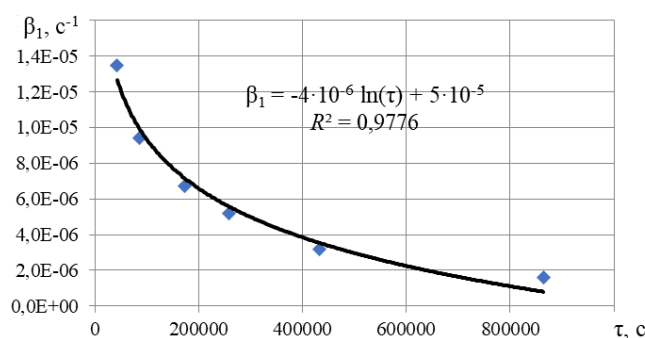


Рис. 2. Изменение коэффициента адсорбции кислорода в процессе окисления угля

**Вывод.** На основании аналитического решения задачи хемосорбции кислорода предложен метод определения основных параметров этого процесса, что позволит в дальнейшем оценить изменение температуры скопления угля в конкретных шахтных условиях.

### Список литературы

1. Пашковский П.С., Греков С.П., Зинченко И.Н. Актуальные вопросы борьбы с самовозгоранием угля: сб. науч. тр. – Донецк: ЧП «Арпи», 2012. – 656 с.
2. Греков С.П., Орликова В.П. Кинетика адсорбции кислорода газонасыщенными углями // Научное издание «Технологии разработки и использования минеральных ресурсов». – 2021. – № 7. – С 341-345.
3. Греков С.П., Калюсский А.Е., Баклан В.В., Кошовский Б.И. Неизотермическая адсорбция вещества сферическим микропористым зерном, сопровождаемая химическими реакциями второго порядка // Теоретические основы химической технологии. – 1998. – Т. 32. – № 2. – С. 122-125.
4. Лыков А.В. Теория теплопроводности: учеб. пособие. – М.: Высшая школа, 1967. – 599 с.
5. Пашковский П.С. Греков С.П., Орликова В.П., Всякий А.А. Развитие процесса низкотемпературного окисления углей // Научный вестник НИИГД «Респиратор». – 2015. – Вып. 52. – С. 153-167.
6. Греков С.П., Орликова В.П. Определение коэффициентов диффузии кислорода в поры угля на основе изотерм адсорбции // Научный вестник НИИГД «Респиратор». – 2021. – № 3(58). – С. 17-23.

7. Кельцев, Н.В. Основы адсорбционной техники. – 2-е изд., перераб., доп. – М.: Химия, 1984. – 591 с.

УДК 622.011.4

## РАЗРАБОТКА АЛГОРИТМА ПРЕДУПРЕЖДЕНИЯ САМОВОЗГОРАНИЯ УГОЛЬНОГО СКОПЛЕНИЯ НА ВЫЕМОЧНОМ УЧАСТКЕ

Головченко Е.А., Момот Д.И., Белокобыльский М.А.

Государственный научно-исследовательский институт горноспасательного дела,  
пожарной безопасности и гражданской защиты «Респиратор»,  
г. Донецк, Донецкая Народная Республика

**Аннотация.** На основании условий возникновения эндогенного пожара, с учетом параметров характеризующих эндогенную пожароопасность (склонность угля к самовозгоранию, величина критической мощности угольного скопления  $h_{кр}$  и критическую температуру самовозгорания угля  $T_{кр}$ ) разработан алгоритм предупреждения самовозгорания угольного скопления на выемочном участке.

**Ключевые слова:** самовозгорание, пожароопасные угольные скопления, критическая мощность угольного скопления, инкубационный период самовозгорания, эндогенный пожар.

Генерация тепла вследствие сорбции кислорода углем происходит во всем объеме угольного скопления, а отведение тепла происходит через внешнюю поверхность. Из этого следует, что возможность самовозгорания угля зависит от отношения объема скопления к поверхности [1]. Практически это подтверждается самовозгоранием достаточно больших скоплений угля [2].

Исследование условий образования пожароопасных скоплений угля показывает, что наибольшее число случаев самовозгорания угля связано со скоплениями угля, которые образуются при отработке пластов угля не на полную мощность, подработке или надработке пластов угля нерабочей мощности, попадающих в зону обрушения основного пласта на выемочном участке. Поэтому первоочередной задачей при предупреждении самовозгорания угольного скопления является определение критической (наименьшей) мощности угля, при которой самовозгорание еще является возможным.

Математически тепловые процессы, происходящие в скоплении самовозгорающегося угля, выражают уравнением теплового баланса [3], которое имеет вид:

$$Qk_p \bar{C}_\gamma = \gamma C_m \frac{dT}{d\tau} + \gamma' C_p W \frac{dT}{dy} + \lambda \nabla^2 T + \Phi(W), \quad (1)$$

где  $Q$  – теплота хемосорбция кислорода углем, Дж/м<sup>2</sup>;  $k_p$  – константа скорости сорбции кислорода рядовым углем, м<sup>3</sup>/кг·с;  $\bar{C}_\gamma$  – средняя концентрация кислорода, доли процента;  $\gamma$  – удельная масса угля кг/м<sup>3</sup>;  $C_m$  – теплоемкость угля, Дж/кг·град;  $T$  – температура в скоплении угля, К,  $\tau$  – время, с;  $\gamma'$  – удельная масса воздуха, кг/м<sup>3</sup>;  $C_p$  – теплоемкость воздуха при постоянном давлении, Дж/кг·град;  $W$  – скорость движения воздуха в угольном скоплении, м/с;  $\frac{dT}{dy}$  – градиент температуры вдоль воздушного потока;  $\lambda$  – коэффициент теплопроводности угля, Дж/кг·град;  $\nabla$  – оператор Лапласа.

Левая часть уравнения (1)  $Qk_p \bar{C}_\gamma$  – описывает генерацию тепла. Правая часть соответственно, потери тепла:

- на нагревание угля  $\gamma C_m \frac{dT}{d\tau}$ ;
- унос его воздухом  $\gamma' C_p W \frac{dT}{dy}$ ;
- потери за счет теплопроводности  $\lambda \nabla^2 T$ ;
- потери за счет испарения влаги  $\Phi(W)$ .

Решение уравнения теплового баланса в скоплении самовозгорающегося угля относительно мощности угольного скопления и критической температуры с точки зрения опасности его самовозгорания, было получено в работе [3]. С учетом сделанных допущений о том, что отведение тепла от скопления происходит только за счет теплопроводности, причем на одной границе происходит теплообмен с вентиляционным потоком согласно с законом Ньютона-Фурье, а на другой границе теплообмен с породами настолько мал, что им можно пренебречь, вычислить величину критической мощности угольного скопления можно из выражения:

$$h_{кр} = \sqrt{\frac{2\lambda(T_{кр} - T_{ок})}{Q_{кр} \bar{C} \gamma}}, \quad (2)$$

где  $T_{кр}$  – критическая температура в скоплении угля, К;  $T_{ок}$  – температура воздуха в месте контакта с поверхностью, К.

В этом случае критическая мощность скопления будет снижена, что дает запас надежности при практическом использовании результатов расчета.

Для расчета по уравнению (2) критической мощности угольного скопления необходимо отобрать в нем пробу угля и определить критическую температуру самовозгорания  $T_{кр}$ , константу скорости кислорода рядовым углем  $k_p$  и удельную массу  $\gamma$ . Средняя концентрация кислорода в угольном скоплении  $\bar{C}$  и окружающая температура  $T_{ок}$  берутся по данным измерений в шахте. Значения теплоты хемосорбции кислорода углем  $Q$  и коэффициента теплопроводности  $\lambda$  принимаются по данным работ [1,3].

В работе [3] предложен приблизительный расчет инкубационного периода для наиболее опасной ситуации, которая соответствует адиабатическому процессу. При этом инкубационный период будет наименьший.

Вследствие малой теплопроводности угля, при небольших притоках воздуха в значительных скоплениях угля адиабатический процесс наиболее приближен к реальному.

Основными начальными данными для расчета служат результаты измерений концентраций кислорода в подземных выработках и лабораторных испытаний сорбционной способности угля по отношению к кислороду и метану.

Уравнение теплового баланса для адиабатического процесса имеет вид:

$$A_1 = \bar{k}_p \bar{C} Q t, \quad (3)$$

где  $A_1$  – количество тепла, которое генерируется при сорбции кислорода углем, Дж/кг;  $\bar{k}_p$  – среднее значение константы скорости сорбции кислорода рядовым углем в интервале температур ( $25^\circ\text{C} - T_{кр}$ ),  $\text{м}^3/\text{кг}\cdot\text{с}$ ;  $\bar{C}$  – концентрация кислорода в выработке, объемные доли;  $Q$  – теплота сорбции кислорода углем, Дж/м<sup>3</sup>;  $t$  – инкубационный период самовозгорания, с.

Теплота, которая выделяется при сорбции углем кислорода, тратится на нагрев, испарение воды и десорбцию метана. Для адиабатического процесса это можно выразить уравнением:

$$A_2 = C_m(T_{кр} - T_0) + \frac{W^p \lambda'}{100} + \mu U', \quad (4)$$

где  $A_2$  – количество тепла, которое тратится на нагревание угля, испарение воды и десорбцию метана, Дж/кг;  $C_m$  – средняя теплоемкость угля в интервале температур ( $T_0 - T_{кр}$ ), Дж/кг·град;  $T_0$  – температура угля в массиве до самонагревания,  $^\circ\text{C}$ ;  $T_{кр}$  – критическая температура самовозгорания угля,  $^\circ\text{C}$ ;  $W^p$  – рабочая влажность угля, %;  $\lambda'$  – скрытая теплота испарения воды, Дж/кг;  $\mu$  – природная газоносность угля, м<sup>3</sup>/кг;  $U'$  – теплота десорбции метана, Дж/м<sup>3</sup>.

Из уравнения (3) и (4) было определено время инкубационного периода:

$$t = \frac{C_m(T_{кр} - T_0) + \frac{W^p \lambda'}{100} + \mu U'}{86400 \bar{k}_p \bar{C} Q}, \quad (5)$$

где  $t$  – время инкубационного периода самовозгорания угля, сут.

Значение теплоемкости угля  $C_m$ , скрытой теплоты испарения воды  $\lambda'$ , теплоты десорбции метана  $U'$  и теплоты хемосорбции кислорода углем  $Q$  принимаются по данным работ [1, 3].

Инкубационный период самовозгорания угля в зависимости от свойств угля и горно-геологических условий залегания колеблется для разных пластов Донецкого угольного бассейна от нескольких суток до нескольких месяцев. Это позволяет ориентироваться в сроках, которые можно использовать для выбора пожаробезопасных способов разработки и отработки пластов и мер по предупреждению и ликвидации эндогенных пожаров.

В работах [2, 3] сформулированы три условия, при одновременном выполнении которых в условиях угольной шахты возможен эндогенный пожар. Эти условия следующие:

- уголь должен быть склонен к самовозгоранию;
- к скоплениям угля должен поступать кислород;
- условия, в которых находится окисляющийся уголь должны быть благоприятными для накопления теплоты реакции взаимодействия угля с кислородом.

Данные условия были взяты за основу при разработке алгоритма предупреждения самовозгорания угольного скопления на выемочном участке. Сущностью алгоритма является последовательность выполнения на конкретном выемочном участке угольной шахты условий возникновения эндогенного пожара, подтвержденных расчетом параметров, которые характеризуют каждое условие (склонность угля к самовозгоранию, величину критической мощности угольного скопления  $h_{кр}$  и критическую температуру самовозгорания угля  $T_{кр}$ ). Алгоритм предупреждения самовозгорания угольного скопления на выемочном участке приведен на рис. 1.

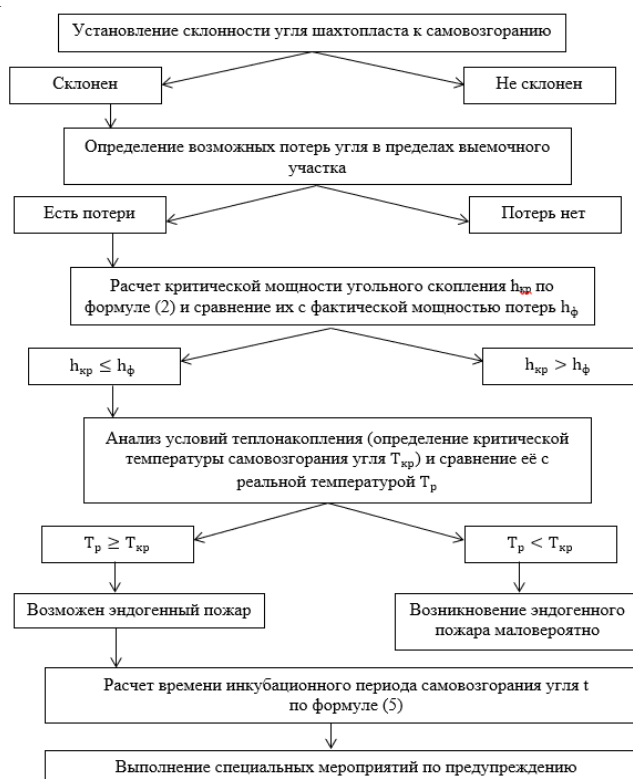


Рис. 1. Алгоритм предупреждения самовозгорания угольного скопления на выемочном участке

**Вывод.** Последним этапом при установлении возможности возникновения эндогенного пожара является расчет инкубационного периода самовозгорания угля по формуле (5). Знание этого параметра позволит выбрать профилактические меры касаясь снижения эндогенной пожароопасности выемочного участка.

## Список литературы

1. Греков С.П., Зинченко И.Н., Тында Г.Б., Головченко Е.А. Кинетика гетерогенного окисления слоя угля и его самонагревание // Горноспасательное дело: сб. науч. тр. – Донецк: НИИГД, 2005. – Вып. 42. – С. 14-21.

2. Пашковский П.С. Эндогенные пожары в угольных шахтах. – Донецк: Ноулидж, 2013. – 792 с.

3. Пашковский П.С., Греков С.П., Зинченко И.Н. Актуальные вопросы борьбы с самовозгоранием угля. – Донецк: ЧП «Арпи», 2012. – 656 с.

УДК 622.822.7:614.844.2

## БАЛЛИСТИКА КАПЕЛЬ МЕЛКОРАСПЫЛЕННОЙ ВОДЫ В ВЕНТИЛЯЦИОННОМ ПОТОКЕ ГОРНОЙ ВЫРАБОТКИ

д.т.н. Агеев В.Г., Коляда А.Ю.

Государственный научно-исследовательский институт горноспасательного дела,  
пожарной безопасности и гражданской защиты «Респиратор»,  
г. Донецк, Донецкая народная республика

**Аннотация.** Разработана математическая модель полета испаряющейся капли в трехмерном пространстве горной выработки. Получены соотношения для разработки рекомендаций по рациональному расположению распыливающих устройств в сечении выработки для эффективного использования подаваемой жидкости при локализации пожара с помощью водяной завесы.

**Ключевые слова:** вода, распыливающее устройство, локализация, водяная завеса, траектория полета, капля, горная выработка.

**Постановка проблемы.** Для локализации подземных пожаров в угольных шахтах наряду с разрывами и пожарными дверями применяют водяные завесы, охлаждающие исходящий из очага пожара поток нагретых газов до безопасных температур.

Для принятия технических решений по обеспечению противопожарной защиты той или иной выработки необходимо четко представлять геометрические параметры завесы, дисперсность, способ и время подачи воды в защищаемый объем и др. Эти вопросы не решены.

Нормативы расхода воды, которые вошли в «Правила пожарной безопасности для предприятий угольной промышленности», не учитывают распределения воды для локализации и тушения пожара. Для ответа на эти вопросы необходимо исследовать и разработать математическую модель процесса испарения капли воды в ограниченном пространстве горной выработки, что позволит обосновать гидравлические и геометрические параметры водяной завесы.

**Анализ последних исследований и публикаций.** Вопросу изучения движения капли воды с переменной массой посвящено большое количество работ [1-6]. В этих работах авторы строили математические модели, описывающие плоскую траекторию полета капли воды с переменной массой в зависимости от законов изменения массы во времени и аэродинамического сопротивления, которое испытывает капля воды при обтекании газовым потоком.

**Цель работы.** Исследование динамики полета испаряющейся капли в трехмерном ограниченном пространстве для разработки рекомендаций по рациональному расположению распыливающих устройств, обеспечивающих наиболее эффективное использование подаваемой жидкости для локализации подземного пожара в горной выработке.

**Полученные научные результаты.** Построена математическая модель, описывающая траекторию полета испаряющейся капли в нагретом газовом потоке проветриваемой горной выработки. Капля, вылетающая под углом  $\alpha$  к горизонту, имеет начальную скорость  $\vec{V}_0$  (рис. 1).

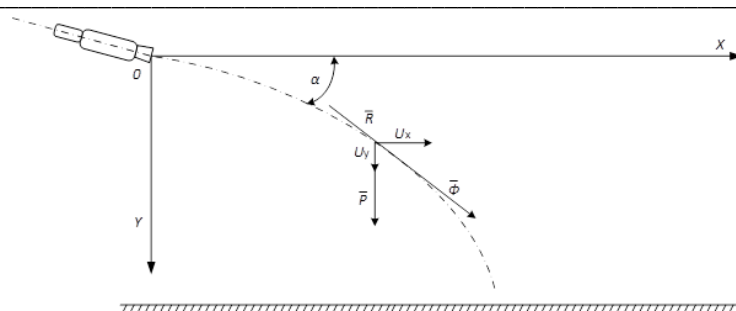


Рис. 1. Расчетная схема для определения скорости движения капли жидкости переменной массы на участке доставки

Форму капли принимаем в виде сферы начального радиуса  $r_0$ , который за счет ее испарения вследствие высокой температуры газового потока изменяется во времени по закону Срезневского [1], т.е.

$$r(t) = r_0 \sqrt{1 - \gamma t}, \quad (1)$$

где  $t$  – время, с;  $r(t)$  – радиус капли в момент времени  $t$ , м;  $r_0$  – начальный радиус капли в момент ее вылета, т.е. при  $t = 0$ , м;  $\gamma$  – коэффициент, характеризующий скорость испарения капли в единицу времени,  $\text{с}^{-1}$ .

Эту формулу использовали Максвелл, Ленгмюр и другие исследователи [2].

Оценку параметров движения капель распыленной воды будем производить, применяя метод движения изолированной капли [3].

Локальную систему декартовых координат располагаем в сечении горной выработки, представленной на рис. 2.

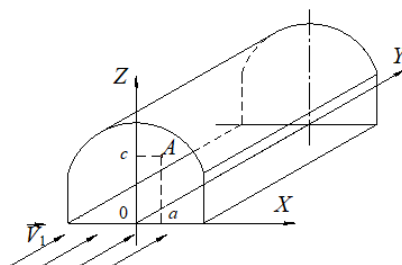


Рис. 2. Схема расположения распыливающего устройства в поперечном сечении горной выработки

Запишем систему дифференциальных уравнений в локальной системе координат. Для построения математической модели полета испаряющейся капли воспользуемся общим законом изменения количества движения:

$$\frac{dm\vec{V}}{dt} = \vec{F}, \quad (2)$$

где  $m$  – масса испаряющейся капли, кг;  $\vec{V}$  – скорость в момент времени  $t$ , м/с;  $\vec{F}$  – результирующая сила, действующая на каплю, Н.

В текущий момент времени на каплю действуют реактивная сила  $\vec{\Phi}$ , сила сопротивления  $\vec{R}$  и сила тяжести  $\vec{P}$ . В первом приближении пренебрегаем силами  $\vec{\Phi}$  и  $\vec{P}$ .

Считаем, что распыливающее устройство расположено в точке  $A$  с координатами  $(a, b, c)$ , причем  $b = 0$ .

Капля после вылета движется в нагретом газовом потоке, имеющем скорость  $\vec{V}_1$  и температуру  $T_2$ , и на нее действует сила земного тяготения. Нагретый газовый поток движется в направлении оси  $OY$  с постоянной скоростью  $|\vec{V}_1| = V_1$ .

Тогда в системе координат  $OXYZ$  векторное уравнение (1) преобразуется в систему дифференциальных уравнений вида

$$\begin{cases} \frac{dm}{dt} \dot{x}(t) + m\ddot{x}(t) = 0; \\ \frac{dm}{dt} (\dot{y}(t) + V_1) + m \frac{d}{dt} (\dot{y}(t) + V_1) = 0; \\ \frac{dm}{dt} \dot{z}(t) + m\ddot{z}(t) = -mg, \end{cases} \quad (3)$$

где  $g$  – ускорение силы тяжести,  $\text{м/с}^2$ .

Так как предполагалось, что капля имеет форму сферы радиуса  $r(t)$ , то массу  $m$  с учетом соотношения (1) запишем в виде

$$m(t) = \frac{4}{3} \pi r_0^3 (1 - \gamma t)^{3/2}, \quad (4)$$

где  $\rho$  – удельная плотность жидкости,  $\text{кг/м}^3$ .

Найдем производную по времени выражения (4)

$$\frac{dm}{dt} = 2\pi r_0^3 (1 - \gamma t)^{1/2} (-\gamma) = -2\gamma \pi r_0^3 (1 - \gamma t)^{1/2}. \quad (5)$$

После подстановки соотношения (5) в систему дифференциальных уравнений (3) и ряда элементарных преобразований получим систему уравнений

$$\begin{cases} \ddot{x}(t) - \frac{3}{2} \frac{\gamma}{1-\gamma t} \dot{x}(t) = 0; \\ \ddot{y}(t) - \frac{3}{2} \frac{\gamma}{1-\gamma t} (\dot{y}(t) + V_1) = 0; \\ \ddot{z}(t) - \frac{3}{2} \frac{\gamma}{1-\gamma t} \dot{z}(t) = -g. \end{cases} \quad (6)$$

Система уравнений (6) описывает движение капли, а, следовательно, потока капель распыленной воды при различных положениях распыливающего устройства. Данная система численно реализуется на ЭВМ при заданных начальных и граничных условиях.

Для получения единственного решения системы (6) необходимо сформулировать начальные условия. В локальной системе координат, связанной с местоположением распыливающего устройства (на рис. 2 точка А), координаты  $x(t)$ ,  $y(t)$ ,  $z(t)$  центра массы капли в начальный момент времени будут равны:

$$x(0) = a; y(0) = b; z(0) = c. \quad (7)$$

Считаем, что капля вылетает с начальной скоростью  $\vec{V}_0$  под углом  $\alpha$  относительно горизонта. Если горная выработка горизонтальная, то угол  $\alpha$  совпадает с углом вылета капли относительно протяженности горной выработки, если горная выработка наклонная с углом наклона к горизонту, равным  $\varphi$ , то угол наклона начального вылета капли относительно протяженности выработки необходимо выбирать в виде

$$\alpha_* = \alpha - \varphi. \quad (8)$$

В дальнейшем будем считать, что угол  $\varphi = \alpha$ , т.е. полагаем, что горная выработка горизонтальная.

Начальные условия для проекции скорости полета капли в момент времени будут иметь вид

$$\left. \begin{aligned} V_x(0) = \dot{x}(0) &= |\vec{V}_0| \cos(n, x); \\ V_y(0) = \dot{y}(0) &= |\vec{V}_0| \cos(n, y); \\ V_z(0) = \dot{z}(0) &= |\vec{V}_0| \cos(n, z), \end{aligned} \right\} \quad (9)$$

где  $\cos(n, x)$ ,  $\cos(n, y)$ ,  $\cos(n, z)$  – направляющие косинусы единичного вектора, совпадающего по направлению с вектором скорости капли в начальный момент времени  $\vec{V}_0$ ;  $|\vec{V}_0|$  – модуль вектора скорости вылета жидкости из сопла,  $\text{м/с}$ .

В нашем случае  $|\vec{V}_0| = U_{cx}$ , где  $U_{cx}$  – поступательная скорость вылета капли из сопла распыливающего устройства,  $\text{м/с}$ .

Система уравнений (6) с начальными условиями (7), (9) представляет собой задачу Коши, решение которой определяет координаты центра массы капли в каждый момент времени  $t$ , т.е. описывает траекторию полета испаряющейся капли.



После интегрирования системы (6) при удовлетворении начальных условий (9) получим первые интегралы, характеризующие скорость полета испаряющейся капли в любой момент времени  $t$  в виде

$$\left. \begin{aligned} V_x = \dot{x}(t) &= \frac{|\vec{V}_0| \cos(n,x)}{(1-\gamma t)^{3/2}}; \\ V_y = \dot{y}(t) &= \frac{|\vec{V}_0| \cos(n,y) + V_1}{(1-\gamma t)^{3/2}} - V_1; \\ V_z = \dot{z}(t) &= \frac{2g}{5\gamma} (1-\gamma t) + \left( |\vec{V}_0| \cos(n,z) - \frac{2g}{5\gamma} \right) (1-\gamma t)^{-3/2}. \end{aligned} \right\} \quad (10)$$

Тогда после интегрирования системы уравнений (10) и при начальных условиях (7) получим функции, определяющие координаты центра массы испаряющейся капли в любой момент времени в системе координат  $OXYZ$  в виде

$$\left. \begin{aligned} x(t) &= \frac{2|\vec{V}_0| \cos(n,x)}{\gamma} \left( \frac{1-\sqrt{1-\gamma t}}{\sqrt{1-\gamma t}} \right) + a; \\ y(t) &= \frac{2|\vec{V}_0| \cos(n,y)}{\gamma} \left( \frac{1-\sqrt{1-\gamma t}}{\sqrt{1-\gamma t}} \right) - V_1 t + b; \\ z(t) &= -\frac{g}{5\gamma^2} (1-\gamma t)^2 + \frac{2}{\gamma} \left( |\vec{V}_0| \cos(n,z) - \frac{2g}{5\gamma} \right) (1-\gamma t)^{-1/2} + \\ &\quad + \frac{1}{\gamma} \left( \frac{g}{\gamma} - 2|\vec{V}_0| \cos(n,z) \right) + c. \end{aligned} \right\} \quad (11)$$

Соотношения (11) позволяют изучить траектории полета испаряющихся капель в пространстве горной выработки. На рис. 3 представлены результаты расчета траектории полета капель в случае, когда распыливающее устройство расположено в центре горной выработки, площадь сечения которой равна  $15 \text{ м}^2$ , или смещено относительно центра.

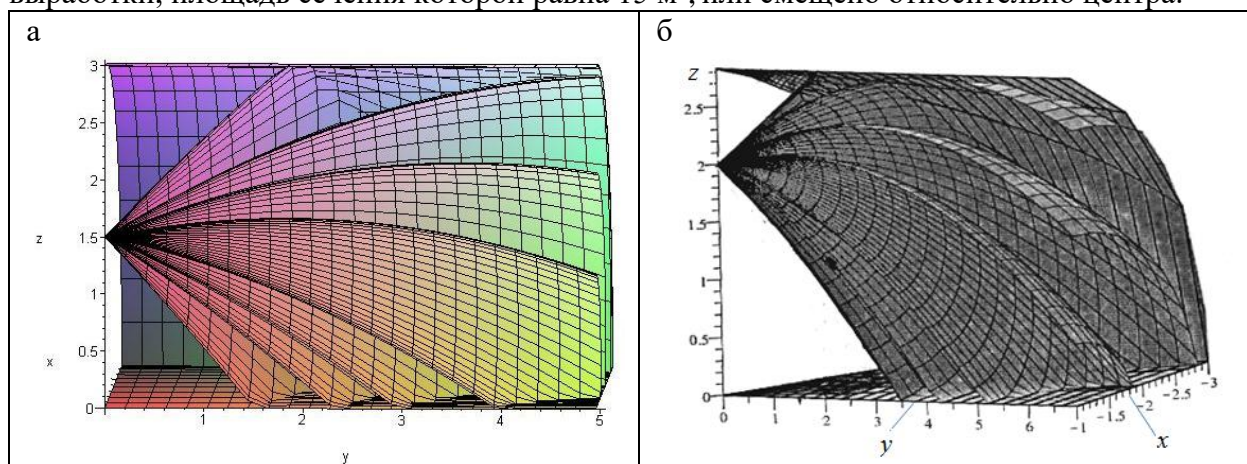


Рис. 3. Траектория полета капель в горной выработке: а – распыливающее устройство находится в центре выработки ( $a = 0; b = 0; c = 1,5$ ); б – распыливающее устройство смещено относительно центра ( $a = 1; b = 0; c = 2,0$ )

Выбор места расположения не влияет на методику расчета, однако из анализа соотношений (11) следует, что в зависимости от расположения распыливающего устройства доля испаряющейся жидкости и жидкости, попадающей на стенки и почву выработки при одних и тех же значениях, которые входят в соотношения (11), в количественном отношении будет меняться. Анализ полученных траекторий полета капель указывает на то, что часть объема подаваемой жидкости оседает на стенках и почве выработки.

Принятая модель движения распыленной воды переменной массы является упрощенной, т.к. предусматривает изолированное автономное движение капель без учета сил сопротивления и реактивной силы. В действительности имеет место более сложный физический процесс, зависящий от целого ряда факторов. Тем не менее, принятая модель является достаточно оправданной, т.к. сохраняется удовлетворительная сходимость расчетных и опытных данных. Расхождение значений скоростей составляет 5 – 14 %.

**Выводы.** Полученные соотношения (11), описывающие кинематику полета испаряющейся капли в ограниченном поверхностью горной выработки пространстве, позволяют разработать рекомендации по рациональному расположению распыливающих устройств, обеспечивающих наиболее эффективное использование диспергированной жидкости для снижения температуры движущегося потока газа до температуры возгораемости горючих веществ, находящихся в горной выработке за завесой.

Полученные результаты также могут быть использованы при обосновании необходимости эшелонирования размещения распыливающих устройств по фактору снижения температуры движущегося газового потока до безопасной.

### Список литературы

1. Ольшанский В.П., Ольшанский С.В., Ларин О.М., Фомин Е.М. Баллистика капель распыленных огнетушащих веществ. – Белая Церковь: ХНТУСГ, 2006. – 123 с.
2. Волков Р.С., Кузнецов Г.В., Стрижак П.А. Численная оценка оптимальных размеров капель воды в условиях ее распыления средствами пожаротушения в помещениях // Пожаровзрывобезопасность. – 2012. – Т. 21, № 5. – С.74 – 77.
3. Грицына И.Н. Математическая модель движения капельного потока огнетушащей жидкости // Проблемы пожарной безопасности: сб. науч. тр. – Харьков: ХИПБ, 1998. – Вып. 3. – С. 55 – 57.
4. Линчевский Е.А., Ольшанский В.П., Выговский А.А. Математическая модель испаряющейся капли огнетушащего вещества в восходящем тепловом потоке // Пожежна безпека та аварійно-рятувальна справа, стан проблеми і перспективи: матеріали 7-й Всеукраїнської наук.- практич. конф. – Київ: Укр НДПБ МНС України, 2005. – С. 225 – 227.
5. Ольшанский В.П., Ольшанский С.В. Моделирование движения испаряющейся капли огнетушащего вещества с учетом встречного или попутного воздушного потока // Пожежна безпека: зб. наук. праць. – Львів: ЛПБ, 2005. – Вип 6. – С. 168 – 174.
6. Ольшанский В.П., Ольшанский С.В. О динамике испаряющейся капли как материальной точки переменной массы // Механика и машиностроение. – 2005. – № 1. – С. 6 – 12.

УДК 614.849

## ОБЕСПЕЧЕНИЕ БЕЗОПАСНЫХ УСЛОВИЙ ТРУДА РАБОТНИКОВ УГОЛЬНЫХ ПРЕДПРИЯТИЙ ПРИ НЕЗАКОННОЙ ДОБЫЧЕ И ПЕРЕВОЗКЕ УГЛЯ

<sup>1</sup>д.т.н. Фомин А.И., <sup>2</sup>к.т.н. Бесперстов Д.А., <sup>1</sup>д.т.н. Ли А.А.

1 – АО «НЦ ВостНИИ», г. Кемерово, Россия

2 – Кемеровский государственный университет, г. Кемерово, Россия

**Аннотация.** В настоящей статье определено, что на незаконную деятельность угольных предприятий необходимо влияние не только правоохранительных органов, но и законодательных. Рассмотрены вопросы обеспечения пожарной безопасности работников недобросовестных предприятий при реализации ими незаконного производства. Описан зарубежный опыт по решению проблемы незаконной добычи и реализации каменного угля.

**Ключевые слова:** незаконная добыча, безопасность на предприятиях, угольная промышленность, пресечение противозаконной деятельности, безопасность работников.

**Актуальность.** В связи с высокой доходностью угледобычи при незаконном её проведении, это служит привлечение криминальных элементов. Данное служит прогнозом перспективы сохранения высокого уровня криминализации сферы топливно-энергетического комплекса угольно развитых регионов Российской Федерации. Особенно актуальна данная проблема для Кузбасса, так как в данном регионе расположено значительное количество

угольных пластов и скоплений, в непосредственной близости к поверхности, ликвидированных угольных разрезов и шахт [1].

Уголь, добытый «черными копателями», перевозится грузовым автотранспортом на угольные склады, принадлежащие организациям, занимающимся перевозкой, легализацией и последующей продажей незаконно добытого угля. Организуются сортировочно-грузочные угольные площадки, расположенные вблизи железнодорожных веток (тупиков), на которых может осуществляться легализация похищенного угля. Правоохранительными органами возбуждаются уголовные дела по факту хищения каменного угля, путем организации незаконной его добычи с использованием тяжелой карьерной техники.

Ситуация осложняется тем, что государственный контроль осуществляется в отношении зарегистрированных добросовестных предпринимателей [2, 3]. Порядок контроля за организациями, осуществляющими угледобычу, переработку, хранение и реализацию без регистрации, в нарушение законодательства Российской Федерации, не определен.

Недобросовестные, неподнадзорные государству такие предприятия имеют значительные приоритеты в своей доходности, в виде не только не перечисления налогов, но и игнорирование мероприятий по обеспечению безопасности работников, так как они не трудоустроены в официальном порядке [4].

Вместе с тем, можно выделить следующие основные мероприятия, осуществляемые «черными копателями» при незаконной угледобыче, углепереработке и реализации угля:

- задействование подрядчиков «фирм однодневок» без лицензий на законно отведенном участке;
- перемаркировка угля (занижение сортности), вплоть до подмены высококачественным шлаком;
- деятельность «черных копателей» без лицензий, регистраций и на территориях не отведенных участках, вдалеке от населенных пунктов и правоохранительных органов;
- частичный учет угля в целях ухода от налоговых сборов.

Данные проблемы указывают на необходимость разработки глобальных мероприятий, позволяющих предупредить незаконную добычу угля и, как следствие, обеспечить безопасность работников недобросовестных организаций, особенно от пожаров, так как уголь и угольная пыль представляет пожарную опасность не только для работника, но и для задействованной техники, зданий, сооружений и окружающей среды [5].



**Пожарные риски, возникающие на угольном предприятии.** Угольные предприятия характеризуются высокой взрыво-пожароопасностью не только из-за основных производственных работ, но и деятельности вспомогательных объектов, таких как колонок и емкостей по заправке автомобильной техники, гаражей для её хранения, складов различного оборудования и угля [6]. Из-за значительных объемов угля, который образует горючие пыли, предприятия угольной промышленности относятся к опасным производственным объектам, к которым устанавливаются дополнительные требования по предупреждению взрывов и аварий, а также по порядку их ликвидации [7].

Несмотря на различные терминологии пожара и взрыва, указанные негативные понятия являются опасными факторами [8, 9]. Данные опасные факторы являются ключевыми при определении пожарных рисков на производственных объектах, к которым относятся, в том числе, предприятия угольной промышленности [10]. Также, для производственных

объектов установлены дополнительные требования и уровни риска гибели персонала [6, 11].

Вместе с тем, методика, приведенная в нормативно-правовых актах по расчетам пожарного риска на производственных объектах, не распространяется на горные выработки, но действует в отношении всех объектов защиты угольных предприятий [10]. Существующая методика предусматривает расчет риска гибели людей, не только работающих на предприятиях, но и находящихся вблизи опасного объекта [12].

Для определения пожарных рисков необходимо понимание опасностей, связанных с технологическим процессом, а также наиболее вероятных различных пожароопасных ситуаций. В свою очередь, те ситуации, которые не представляют угрозы для жизни и здоровья людей, не учитываются. Если пожарные риски превышают допустимые значения, то в технологические процессы необходимо вносить изменения. Так как данные изменения невозможны или являются экономически нецелесообразными, то недобросовестные собственники угольных предприятий уходят в «тень», образуя нелегальное производство, связанное с высокими, неучтенными, рисками гибели и травмирования работников при возникновении «скрытых» пожаров, взрывов и других неблагоприятных факторов.

Статистические показатели по пожарам и гибели людей от них приведены в официальных источниках для добросовестных производителей, для недобросовестных эти показатели отсутствуют [13].

**Локальные и глобальные решения по снижению пожарных рисков при незаконной добыче и переработке угля.** С учетом вышеизложенного решение вопроса по обеспечению безопасности условий труда работников при незаконной добыче, переработке и перевозке угля возможно посредством локальных и глобальных мероприятий.

К локальным решениям, реализуемых, как правило, правоохранительными органами, можно отнести:

- рейдовые, адресные проверки;
- контроль железнодорожных и автотранспортных перевозок и отгрузок угля;
- контроль автодорог с установкой грузофиксации и оборудование их камерами слежения, в том числе автоматического;
- ограничение ночных (в темное время суток) перевозок;
- создание экстренных рабочих групп муниципальных образований с привлечением правоохранительных органов;
- разработка и реализация целевых оперативно-розыскных мероприятий.

Наиболее сложен вопрос по разработке и реализации глобальных решений, к которым относится инициирование и издание соответствующих дополнительных законодательных и нормативно правовых актов, как на региональном (муниципальном) уровне, так и федеральном. Нормативно правовое ужесточение угольного производства не должно «коснуться» добросовестных организаций. Данные правовые меры должны законодательно повлиять на «черных копателей», причем не только по пресечению данного явления, но и его предупреждению. Недобросовестные предприниматели должны понимать как тяжесть, так и неотвратимость пресечения их незаконной деятельности.

Хотелось бы отметить, что добыча и реализация угля актуальна для зарубежных стран [14]. Так, Россия занимает лишь пятое место по добыче угля в мире, но второе место по его запасам [15], что указывает на необходимость развития данного производства. Особенно актуальна для угольного производства высокая степень отходов в виде породы и хвостов, которые достигают 40% от общего количества добычи, что негативно сказывается на экологическую обстановку в регионах, занятых угледобычей [16, 17]. Также актуальна угледобыча на территориях, как, к примеру, Донецкого бассейна Украины, где имеет место высоких рисков в том числе при ведении боевых действий [18-21].

С учетом вышеизложенного обоснована необходимость разработки локальных и глобальных решений по снижению пожарных рисков на незаконном угольном производстве. Особенно актуально решение вопроса на незаконно функционирующих

предприятиях, так как учет пожаров и их последствий на них не ведется, негативные последствия скрываются. Впоследствии негативные последствия, связанные с компенсацией гибели и травмирования работников незаконно функционирующих угольных предприятий, в результате опасных факторов пожара, ложится на «плечи» государства в форме выплаты экономических компенсаций и пенсий.

**Выводы.** Незаконная добыча, переработка и перевозка угля является уголовно наказуемым деянием, которое наносит не только экономический ущерб для государства, но и социальный, в форме необеспечения безопасных условий труда работников. Негативные последствия, связанные с пожарами на данных недобросовестных предприятиях, ведут к дополнительным государственным затратам, выраженных в финансовой помощи семьям погибших и пострадавших.

Вследствие высоких производственных рисков на рассматриваемых предприятиях угольной отрасли назрела необходимость решения вопроса не только силами правоохранительных органов, но и государства, выраженного принятием соответствующих законодательных и нормативно правовых актов Российской Федерации. Данное решение позволит обеспечить слаженное взаимодействие правоохранительных и надзорно-контрольных органов по пресечению незаконной деятельности недобросовестных угольных предприятий.

### Список литературы

1. Фомин А.И., Бесперстов Д.А., Сайбель С.Ю. Выполнение комплекса противопожарных мероприятий на объектах – важнейший элемент снижения риска гибели людей при пожарах // Природные и интеллектуальные ресурсы Сибири: материалы XVI междунар. науч.-практ. конф., 23-24 ноября 2016г., Кемерово. – Кемерово: КузГТУ, 2016. – С. 160-165.
2. О государственном контроле (надзоре) и муниципальном контроле в Российской Федерации: федер. закон от 31.07.2020, № 248-ФЗ (ред. от 11.06.2021). – URL: [http://www.consultant.ru/document/cons\\_doc\\_LAW\\_358750/](http://www.consultant.ru/document/cons_doc_LAW_358750/)
3. О защите прав юридических лиц и индивидуальных предпринимателей при осуществлении государственного контроля (надзора) и муниципального контроля: федер. закон от 26.12.2008, № 294-ФЗ (ред. от 11.06.2021). – URL: [http://www.consultant.ru/document/cons\\_doc\\_LAW\\_83079/](http://www.consultant.ru/document/cons_doc_LAW_83079/)
4. Трудовой кодекс Российской Федерации: федер. закон от 30.12.2001, № 197-ФЗ (ред. от 06.10.2021). – URL: [http://www.consultant.ru/document/cons\\_doc\\_law\\_34683/](http://www.consultant.ru/document/cons_doc_law_34683/)
5. Эндогенные пожары: есть ли будущее у шахтерских городов Кузбасса? – URL: <https://zen.yandex.ru/media/sovinform/endogennye-pojary-est-li-buduscee-u-shahterskih-gorodov-kuzbassa-5ec5d7c7de50fd335207e29f>
6. Технический регламент о требованиях пожарной безопасности: федер. закон от 22.07.2008, № 123-ФЗ (ред. от 30.04.2021). – URL: [http://www.consultant.ru/document/cons\\_doc\\_LAW\\_78699/6e24082b0e98e57a0d005f9c20016b1393e16380/](http://www.consultant.ru/document/cons_doc_LAW_78699/6e24082b0e98e57a0d005f9c20016b1393e16380/)
7. О промышленной безопасности опасных производственных объектов: федер. закон от 21.07.1997, № 116-ФЗ (ред. от 11.06.2021). – URL: [http://www.consultant.ru/document/cons\\_doc\\_LAW\\_15234/6e24082b0e98e57a0d005f9c20016b1393e16380/](http://www.consultant.ru/document/cons_doc_LAW_15234/6e24082b0e98e57a0d005f9c20016b1393e16380/)
8. О пожарной безопасности: федер. закон от 21.12.1994, № 69-ФЗ (ред. от 11.06.2021). URL: [http://www.consultant.ru/document/cons\\_doc\\_LAW\\_5438/](http://www.consultant.ru/document/cons_doc_LAW_5438/)
9. Кошмаров Ю.А. Прогнозирование опасных факторов пожара в помещении: учеб. пособие – М.: Академия ГПС МВД РФ, 2000.
10. Об утверждении методики определения расчетных величин пожарного риска на производственных объектах: приказ МЧС РФ от 10.07.2009, № 404 (ред. от 14.12.2010). – URL: <https://base.garant.ru/196118/> (дата обращения: 10.11.2021).
11. Об утверждении Правил противопожарного режима в Российской Федерации: постановление Правительства РФ от 16.09.2020, № 1479 (ред. от 21.05.2021). – URL: [http://www.consultant.ru/document/cons\\_doc\\_LAW\\_363263](http://www.consultant.ru/document/cons_doc_LAW_363263)

12. Об обязательном страховании гражданской ответственности владельца опасного объекта за причинение вреда в результате аварии на опасном объекте [Электронный ресурс]: федер. закон от 27.07.2010, № 225-ФЗ (ред. от 18.12.2018). – URL: [http://www.consultant.ru/document/cons\\_doc\\_LAW\\_103102/](http://www.consultant.ru/document/cons_doc_LAW_103102/)
13. Оперативная информация. Официальный сайт МЧС России. – URL: <https://www.mchs.gov.ru/deyatelnost/press-centr/operativnaya-informaciya>.
14. Coal Information: Overview. – Paris: International Energy Agency, July 2020.
15. BP Statistical review of world energy June 2007. – BP, June 2007. – Archived from the original (XLS) on 6 February 2009.
16. Waste Coal | Energy Justice Network. – URL: [www.energyjustice.net](http://www.energyjustice.net)
17. Fecko P.; Tora B.; Tod M. Coal waste: handling, pollution impacts and utilization: The Coal Handbook: Towards Cleaner Production. – Woodhead Publishing, Woodhead Publishing Series in Energy. – P. 63–84.
18. Mining: Coal Mining. – Ukraine, Archived 17 October 2015.
19. Coal. – Ukraine, Archived 23 July 2009.
20. Ukraine mine blast leaves 16 dead. – BBC News, 29 July 2011.
21. Illegal mines profitable, but at massive cost to nation. – Kyiv Post, 8 July 2011.

УДК 622.834:550.37

## **ОЦЕНКА ГЕОДИНАМИЧЕСКОГО СОСТОЯНИЯ И УДАРООПАСНОСТИ ЖЕЛЕЗОРУДНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ НА ОСНОВЕ КИНЕТИЧЕСКОЙ КОНЦЕПЦИИ РАЗРУШЕНИЯ ГОРНЫХ ПОРОД**

**к.т.н. Ли К.Х., д.т.н. Иванов В.В.**

**АО «Научный Центр ВостНИИ по промышленной и экологической безопасности  
в горной отрасли», г. Кемерово, Россия**

***Аннотация.*** Приводятся результаты анализа многолетних измерений изменений удельного электросопротивления вмещающих пород и руд Таштагольского рудника перед горными ударами, толчками и другими динамическими проявлениями горного давления. Проведены лабораторные и шахтные исследования закономерности изменения удельного электрического сопротивления вмещающих пород и руд непосредственно перед горными ударами и толчками. Предлагается введение количественного критерия удароопасности для электрометрического метода прогноза как способа установления удароопасности массива при помощи определения таких величин, как электросопротивление, получаемое повторными измерениями в одних и тех же нагруженных участках профиля, начальное электросопротивление данных участков при неудароопасном состоянии массива, критериальное значение изменения электросопротивления участка массива в предразрушенном состоянии. Установленные закономерности предлагается использовать для количественной оценки удароопасности разрабатываемых участков рудных тел железорудных месторождений России.

***Ключевые слова:*** прогноз, горный удар, удароопасность, удельное электросопротивление, руда, электроразведка, электрическое зондирование, динамическое явление, тектонический разлом, сейсмическое событие.

**Кинетико-статистическая модель разрушения горных пород.** В настоящее время вопрос прогнозирования динамических явлений на железорудных месторождениях является актуальной проблемой в сфере горной промышленности. Динамические формы проявления горного давления являются причинами нарушения нормальной работы предприятий и могут приводить к несчастным случаям на производстве. В данной статье вопрос прогнозирования динамических явлений (оценки геодинамического состояния горных пород) с применением кинетической теории разрушения горных пород рассмотрен на примере Таштагольского железорудного месторождения.



Предлагаемая кинетико-статистическая модель разрушения горных пород была разработана на основе [1–4]. Поскольку разрушение сегментов массива горных пород любого уровня является следствием процесса накопления повреждений меньшего размера, процесс накопления трещин в естественных условиях является квазистационарным случайным процессом, при этом периоды стационарности описываются пуассоновским распределением, когда вероятность появления  $m$  событий за время  $\Delta t$  находится следующим образом:

$$P(\xi(\Delta t) = m) = \frac{(\lambda \Delta t)^m}{m!} e^{-\lambda \Delta t}, \quad (1)$$

где  $\lambda$  – среднее число трещин, возникающих в данном объёме за единицу времени.

Скорость трещинообразования при этом оценивается с помощью кинетической двухстадийной модели С.Н. Журкова, уточненной В.В. Ивановым [5–7]:

$$\lambda(t) = \frac{N^*}{\tau_0} \exp \left[ \frac{\gamma \sigma(t) - U_0}{kT} \right], \quad (2)$$

где  $\sigma$  – интенсивность действующих касательных напряжений;  $\tau_0 \cong 10^{-13}$ , с. – период тепловых атомных колебаний;  $U_0, \gamma$  – константы материала и условий нагружения;  $T$  – абсолютная температура материала;  $k$  – постоянная Больцмана.

Разрушение блока происходит при выполнении условия, получившего название «концентрационный критерий разрушения» [6, 7]:

$$\frac{(N^*)^{-1/3}}{L_0} = K \approx 3, \quad (3)$$

где  $N^*$  – критическая концентрация трещин;  $L_0$  – средний линейный размер трещин на данном иерархическом уровне разрушения.

Данные уравнения (1–3) положены в основу кинетико-статистической модели разрушения для любых условий нагружения и любых масштабных уровней разрушения (от образцов горных пород до крупных структурных блоков земной коры) [5, 6].

Долговечность материала в данном случае определяется из условия необратимости накопления повреждений Робинсона – Бейли [7]:

$$\int_0^\tau \frac{dt}{\tau[\sigma(t)]} = 1, \quad (4)$$

которое в контексте вышеизложенного (на основании уравнений 1–3) можно представить в следующем виде:

$$\int_0^\tau \dot{N} dt = \int_0^\tau \frac{N^*}{\tau_0} \exp \left[ \frac{\gamma \sigma(t) - U_0}{kT} \right] dt = N^*, \quad (5)$$

где  $\tau$  – долговечность материала под нагрузкой (время до полного разрушения материала);  $\lambda(t) = \dot{N}$  – скорость трещинообразования.

В результате чего уравнение (5) приобретает простой физический смысл: время первой стадии (оно же время до горного удара) является временем накопления критического числа трещин. При постоянной температуре и напряжениях из данного уравнения немедленно вытекает классическое уравнение С.Н. Журкова.

**Теория накопления трещин и их влияние на удельное электросопротивление горных пород и руд.** Механическое нагружение минералов, слагающих горные породы, сопряжено с ростом как числа точечных дефектов структуры (число которых может достигать до 1 дефекта на 10–100 атомов (ионов)), так и числа дислокаций (плотность дислокаций до  $10^{12}$ – $10^{14}$  см<sup>-2</sup>) и микротрещин [8, 9].

Отсутствие в узле решетки катиона металла эквивалентно отрицательно заряженной катионной вакансии. Замещение металлов одной валентности в структуре решетки на металлы другой равноценно нескомпенсированному заряду ячейки того или иного знака. Краевые дислокации в минералах несут линейный заряд, который в равновесном состоянии скомпенсирован облаком дефектов структуры, что может проявиться в процессе быстрого перемещения дислокаций.

В ионных кристаллах наиболее распространены дефекты структуры по Шоттки и Френкелю [8]. Дефекты структуры по Френкелю образуются путем срыва катиона металла со своего места в решетке и перехода его в междоузлие, при этом образуется пара

«межузельный ион – катионная вакансия» и ячейка остается в целом электрически нейтральной. Дефекты по Шоттки образуются путем удаления равного количества катионов и анионов на поверхность кристалла, в результате чего внутри кристалла остаются пары вакансий разных знаков, и элементарная ячейка, а также внутренние объемы кристалла остаются в целом электрически нейтральными.

Кварцосодержащие горные породы Таштагольского рудника обладают высоким электрическим сопротивлением, при механическом нагружении и при образовании трещин возрастает число заряженных точечных дефектов структуры на их берегах, поэтому удельное электрическое сопротивление таких пород должно падать с накоплением числа трещин. Наоборот, в породах с низким электрическим сопротивлением с ростом нарушенности пород их электрическое сопротивление должно расти.

Рассмотрим удельное электросопротивление высокопроводящих горных пород [10]. Поскольку в процессе подготовки горного удара в материале пород накапливаются трещины, то с ростом числа трещин электрическое сопротивление породы должно расти. Применяв теорию линейных цепей (законы параллельного и последовательного соединения проводников), можно получить для эффективного удельного электросопротивления одной трещины

$$\rho = \rho_2 / \zeta, \quad (6)$$

где  $\rho_2$  – удельное электросопротивление ненарушенной породы,  $\zeta$  – относительная средне-статистическая площадь скальных контактов берегов трещин, которая согласно К.В.Рупп-нейту равна примерно  $3 \cdot 10^{-4}$  [11].

Далее, рассчитывая удельное электросопротивление горной породы с трещинами, получаем

$$\rho = \rho_2 (1 + \delta/h\zeta), \quad (7)$$

где  $\rho_2$  – удельное электросопротивление ненарушенной породы;  $\delta$  – среднестатистическое раскрытие трещин;  $h$  – расстояние между трещинами системы.

Согласно концентрационному критерию разрушения (3) в предельном предразрушающем состоянии расстояние между трещинами  $h$  не может быть произвольным и равно примерно  $3L$ , где  $L$  — длина трещин. Также известно, что среднестатистическое отношение  $\delta / L = 3,6 \cdot 10^{-4}$  [10]. Учитывая все сказанное, уравнение (7) можно привести к виду

$$\rho = 1,4 \cdot \rho_2. \quad (8)$$

Таким образом, в предразрушенном состоянии удельное электросопротивление высокопроводящих пород должно возрастать примерно на 40 %.

Далее рассмотрим удельное электросопротивление низкопроводящих пород (диориты, порфириды, скарны и др.). Так как с ростом механических напряжений в минералах, слагающих эти породы, растет число точечных дефектов структуры — ионов калия, магния, алюминия и их вакансий, особенно вблизи поверхности образующихся трещин, то удельное электросопротивление таких пород должно падать. Вычислим предельное значение удельного электросопротивления таких пород в предразрушенном состоянии.

Аналогичным способом, как и при выводе уравнения (7), получаем

$$\rho = 0,5 \cdot \rho_2 (1 + \rho_1 h / \rho_2 \delta), \quad (9)$$

где  $\rho_1$  – удельное электросопротивление породы вблизи поверхности трещин (в зоне концентрации заряженных точечных дефектов структуры). Остальные обозначения совпадают с пояснениями к формуле (7).

В этом случае относительное изменение удельного электросопротивления в предразрушенном состоянии породы будет равно примерно

$$\Delta\rho / \rho = 8,33 \cdot 10^3 \cdot (\rho_1 / \rho_2). \quad (10)$$

Обобщив вышеизложенное, можно сделать следующий вывод: относительное изменение удельного электросопротивления слабопроводящих пород существенно зависит от отношения электросопротивлений самой породы и заряженных зон вблизи поверхности образующихся трещин в процессе нагружения породы. Далее, из результатов лабораторного эксперимента это соотношение будет получено для разных горных пород.



**Лабораторные исследования зависимости кинетического удельного электросопротивления (КУЭС) от напряжений и их критические изменения.** Для проверки вышеизложенной теории, был проведен лабораторный эксперимент, для которого были отобраны более 500 образцов горных пород и рудных тел диаметром 42 мм с Таштагольского рудника. Эксперимент проводился согласно ГОСТ 25494-82, т. е. удельное электросопротивление образцов определялось по методу охранного кольца [12]. Образцы нагружались электрогидравлическим прессом до полного разрушения, и в процессе нагружения измерялось их удельное электрическое сопротивление. Измерения проводились двухэлектродной установкой, ток через образец и падение напряжения на нем измерялись с помощью цифровых вольтметра и амперметра. Нагружение образца осуществлялось с помощью прессы МИП-50Э.

Схема проведения испытаний была следующей. Сначала измерялось электросопротивление образца в ненагруженном состоянии. Затем образец нагружался до некоторого напряжения и производилось повторное измерение его электросопротивления. На следующем этапе нагружения образец приводился в состояние, близкое к полному разрушению и в этом состоянии измерялось его электросопротивление. Затем образец полностью разрушался, собирался из кусков в цилиндрическую форму (если это было возможно после полного разрушения) и снова измерялось его электросопротивление. При обработке результатов измерений рассчитывалось изменение в процентах электросопротивления образца на каждом этапе нагружения.

При обработке результатов эксперимента были установлены следующие закономерности: для высокопроводящих пород при нагружении характерно увеличение удельного электросопротивления с ростом прикладываемой нагрузки, т. к. при этом число накапливаемых трещин в образце растет, как и следует из теории, приведенной выше. Для предельного состояния (максимальное напряжение  $\sigma$  на образце, но образец еще не разрушен полностью) характерно увеличение удельного электросопротивления пород на 30–50 %, среднее значение изменения электросопротивления образцов в предразрушенном состоянии из табл. 1 составляет 37 %, что практически совпадает с теоретическим значением  $\Delta\rho / \rho$  (40 %).

При полной потере несущей способности образца, т. е. при полном его разрушении удельное электросопротивление может возрасти в 3–8 раз и более.

Результаты исследования образцов с высоким удельным электросопротивлением показывали, что изменение для разных пород при механическом нагружении происходит в основном в направлении уменьшения электросопротивления на 32–42 % и более. В этом случае существенное влияние на результаты измерений оказывает отношение удельных электросопротивлений зон повышенной проводимости на берегах трещин к удельному электросопротивлению ненарушенной породы ( $\rho_1 / \rho_2$ ). Как показывает табл. 1, во всех случаях эти электросопротивления отличаются примерно на пять порядков, причем для разных пород это отношение варьирует в пределах одного порядка. Исходя из этого, по величине этого отношения для разных пород по формуле (9) могут быть определены критические значения изменений электросопротивления в предразрушенном состоянии.

В табл. 1 приведены средние значения изменения удельного электросопротивления горных пород в предразрушенном состоянии, полученные на основе теоретических исследований и обработки результатов эксперимента.

Результаты измерений на образцах высокопроводящих горных пород также дают возможность оценить изменение удельного электросопротивления пород, полностью потерявших свою несущую способность. В этом случае рост удельного электросопротивления составляет сотни и даже тысячи процентов. Такого рода изменения регистрировались службой ППГУ Таштагольского рудника на участках массивов с низким удельным электросопротивлением.

Таким образом, как это следует из табл. 1, измеренный рост удельного электросопротивления высокопроводящих руд непосредственно перед полным разрушением с

учетом стандартной ошибки измерений составляет примерно 40 %, т. е. достигает величины, предсказанной теоретически. Породы с высоким удельным электросопротивлением показывают в предразрушенном состоянии его уменьшение на 15–37 % в зависимости от содержания в породах низкопроводящих минералов и кварца, и отношения удельных электросопротивлений вблизи поверхности трещин и минерального скелета породы.

Таблица 1

Некоторые результаты лабораторных испытаний образцов горных пород Таштагольского рудника

Тип породы	$(\rho_1/\rho_2)_{\text{ср}}$ , $10^{-5}$	$\Delta\rho/\rho$ , %	Примечание
Диориты среднее, Стандартная ошибка среднего	5,96 0,5	34,6 0,4	Электросопротивление падает
Порфириновые диориты, среднее, стандартная ошибка среднего	4,7 0,3	37,1 0,5	Электросопротивление падает
Метасоматиты, среднее, стандартная ошибка среднего	2,22 0,2	15,2 0,6	Электросопротивление падает
Скарны, среднее, стандартная ошибка среднего	2,77 0,4	28,3 0,5	Электросопротивление падает
Магнетиты, среднее, стандартная ошибка среднего	–	42,0 0,8	При полном запредельном разрушении сопротивление возрастает в 4–8 раз
Рудные тела, среднее, стандартная ошибка среднего	–	32,1 0,5	Электросопротивление растет, при за- предельном разрушении рост в 3–5 раз
Среднее изменение электросо- противления по всем высокопро- водящим породам, стандартная ошибка среднего	–	37,0 3,1	Электросопротивление растет

**Анализ шахтных исследований, критические изменения КУЭС.** Для дальнейшей проверки теоретических закономерностей изменения электрического сопротивления в состоянии предразрушения был проведен шахтные исследования методом ретроспективного анализа данных службы прогноза и предотвращения горных ударов рудника (ППГУ), начиная с 1985 года и по настоящее время. Ретроспективный анализ осуществлялся путем сопоставления произошедших на Таштагольском руднике динамических явлений с проведенными электрометрическими измерениями.

Результаты электрометрических измерений выбирались исходя из тех условий, чтобы они были проведены, во-первых, за несколько месяцев перед горным ударом или толчком, во-вторых, в непосредственной близости от места гипоцентра сейсмического события (на расстоянии не более 100 м), либо в самом гипоцентре. Причем главным условием было, чтобы измерения осуществлялись в одних и тех же точках массива и при одной и той же глубине зондирования  $AB/2$  (или на одной и той же глубине скважины, если измерения осуществлялись по скважине), хотя и в разное время (обычно за один–три месяца до сейсмического события, либо чуть больше). Также, особое внимание было уделено измерениям вблизи тектонических нарушений, поскольку при попадании нарушения в зону повышенных напряжений, связанных с перераспределением напряжений при промышленных взрывах, как правило, происходят горные удары, либо толчки большой силы.

Поскольку процесс подготовки горного удара представляет собой кинетический, т. е. протекающий во времени процесс накопления трещин, то удельное электрическое сопротивление (УЭС) горных пород, согласно результатам теоретических и лабораторных исследований, должно для пород с большим электрическим сопротивлением (сиениты, сланцы, скарны, диориты, порфириды и др.) убывать непосредственно перед горным ударом или толчком на 27–37 %, а для высокопроводящих пород (магнетиты и руды) – возрастать примерно на 40 %. Далее в табл. 2 приведены некоторые результаты шахтных измерений изменения удельного электросопротивления вмещающих пород и руд Таштагольского

рудника непосредственно перед горными ударами и толчками (проанализировано более нескольких сотен измерений и более 50 случаев горных ударов и толчков).

Таблица 2

Изменение удельного электросопротивления горных пород Таштагольского рудника по данным шахтных измерений перед сейсмическими событиями

Сейсмическое событие	Энергия, Дж	Дата, время	Место события	Литотип пород, Изменение удельного электросопротивления (УЭС) $\rho$ , Ом·м	Период измерения, место измерения	Изменение $\rho$ перед сейсмическим событием, %
Толчок	$1,9 \cdot 10^8$	22.04.98	Гор.-350, орт 27, запад	Сланцы 197,82-135,02	23.03.98-02.04.98 Гор.-280, СЗППШ, п.102	32
Горный удар	$2,3 \cdot 10^9$	24.10.99	Этаж – 280 /- 210, орт 15, центр, рудные тела 1 и 6+9 с нарушением между ними	Сиенит, микросиенит 254,34-188,4	25.08.99-02.09.99 Гор.- 280,СЗППШ, п.94	26
Толчок	$1,3 \cdot 10^6$	24.09.00	Гор. -350, ств. ортов 25-26	Сиенит, сланцы 628-395,64	04.07.00-08.09.00 Там же, п.98	37
Толчок	$7,49 \cdot 10^7$	03.02.02	Гор.-350, ств. орта 22, восток	Сиенит, микросиенит 502,4-292,02 Сланцы 722,2-502,4	21.12.01-22.01.02 Гор.-280, СЗППШ, п.94 21.12.01-22.01.02 Там же, п.102	42 30
Толчок	$1,5 \cdot 10^3$	18.07.12	Гор.-280, орт 13-14, восток	Руда ( $AB/2 = 2,5$ м) 468,46-616,4	Гор.-280, 13-14 блок, вост. сб, 5 <sup>й</sup> подъэтаж	32

Измерения осуществлялись как методом подземных электрических зондирований с полуразносом питающих электродов  $AB/2 = 20$  м, так и методом каротажа в скважинах. Как следует из результатов анализа, за один–два месяца до горного удара или толчка, а также в процессе подготовки сейсмического события, в породах с высоким электрическим сопротивлением наблюдается однонаправленное изменение УЭС, а именно — уменьшение электросопротивления, причем непосредственно перед горным ударом или толчком это уменьшение составляет, по данным табл. 4, от 27 до 37 %. В породах с низким удельным электросопротивлением, наблюдается монотонный его рост, причем непосредственно перед горным ударом или толчком этот рост достигает почти 40 %. Особый интерес представляют собой измерения вблизи тектонических разломов. Здесь при зондировании пород вне разлома непосредственно перед горным ударом или толчком наблюдается уменьшение удельного электросопротивления слабопроводящих горных пород в тех же пределах, что и на других участках измерений. Для рудного тела непосредственно перед сейсмическим событием наблюдается рост УЭС. При зондировании пород в самом тектоническом разломе или при такой глубине зондирования, при которой часть пород разлома попадает в зону зондирования, непосредственно перед сейсмическим событием наблюдается падение УЭС вмещающих пород, а после удара или горно-тектонического толчка — резкий рост электросопротивления по всем пунктам зондирования, иногда в несколько раз, что связано сначала с закрытием трещин и пор и ростом числа заряженных дефектов структуры пород вблизи

поверхности трещин, а затем – с масштабным разрушением горных пород. Некоторые примеры рассмотренных динамических явлений представлены в табл. 2.

В общей сложности было проанализировано 58 случаев динамических явлений и более 400 соответствующих им массивов данных с электрометрическими измерениями. Во всех случаях были установлены однозначные закономерности – в процессе подготовки динамического явления в слабопроводящих породах удельное электросопротивление монотонно уменьшается, а в высокопроводящих породах монотонно возрастает. На основании данного анализа, была составлена табл. 3, в которой приведены значения изменений удельного электросопротивления пород и руд Таштагольского рудника в критическом состоянии по данным шахтного эксперимента.

Таблица 3

Значения изменений удельного электросопротивления пород и руд Таштагольского рудника в критическом состоянии по данным шахтного эксперимента

Литотип породы	По данным шахтного эксперимента, %
Диориты, среднее	35
Стандартная ошибка среднего	0,4
Порфиритовые диориты, среднее	37
Стандартная ошибка среднего	0,5
Метасоматиты, среднее	27,3
Стандартная ошибка среднего	4,5
Скарны, среднее	32
Стандартная ошибка среднего	2,7
Сиениты, сланцы, среднее	29,3
Стандартная ошибка среднего	0,8
Сиениты, среднее	28,2
Стандартная ошибка среднего	5,2
Сиениты, микросиениты, среднее	32,7
Стандартная ошибка среднего	6,1
Скарны, сланцы, среднее	31,6
Стандартная ошибка	5,9
Сиениты, скарны, среднее	31,8
Стандартная ошибка	2,9
Сланцы, среднее	31
Стандартная ошибка	3,9
Магнетиты, рудные тела, среднее, стандартная ошибка среднего	39 2,5

Затем эти данные были сопоставлены с данными, полученными в ходе лабораторного эксперимента (табл. 1), в результате чего были получены критериальные значения изменений удельного электросопротивления  $\mu$  пород и руд Таштагольского рудника в предразрушенном состоянии (табл. 4). Далее эти значения использовались в методике электрометрического прогноза удароопасности.

В результате вышеизложенного сделан следующий вывод: при накоплении трещин в процессе подготовки горного удара наблюдается закономерный рост удельного электросопротивления рудных тел вплоть до критического значения его изменения, составляющего 40 %, и закономерное же уменьшение электросопротивления вмещающих пород вплоть до критического значения, составляющего 27–37 % в зависимости от минерального состава пород, причем эти критические значения не зависят от масштаба разрушения, т. е. от энергии готовящегося горного удара или толчка.

Таблица 4

Критериальные значения изменений удельного электросопротивления  $\mu$  пород и руд Таштагольского рудника в предразрушенном состоянии

Литотип породы		По данным шахтного эксперимента
Диориты	0,35	С нагрузкой электросопротивление падает
Порфириновые диориты	0,37	Электросопротивление падает
Метасоматиты	0,273	Электросопротивление падает
Скарны	0,32	Электросопротивление падает
Сиениты, сланцы	0,293	Электросопротивление падает
Сиениты	0,282	Электросопротивление падает
Сиениты, микросиениты	0,327	Электросопротивление падает
Скарны, сланцы	0,316	Электросопротивление падает
Сиениты, скарны	0,318	Электросопротивление падает
Сланцы	0,31	Электросопротивление падает
Магнетиты, рудные тела	0,39	С нагрузкой электросопротивление растет, при предельном деформировании и потере несущей способности электросопротивление возрастает в 4 – 10 раз

**Разработка методики количественного прогноза горных ударов и толчков и показатель удароопасности.** В шахтных условиях электрометрические измерения производятся методами подземного электропрофилеирования (ПЭП) и электроразведки (ПЭЗ) с помощью симметричной четырехэлектродной установки. Методом электропрофилеирования выработок вмещающего массива контролируется региональная напряжённость массива, определяются пригруженные участки (блоки) массива, в пределах которых необходимо проведение работ по локальному прогнозу удароопасности. Наблюдения методом ПЭП проводятся в квершлагах, подводящих к рудным телам, и в полевых штреках на всех эксплуатируемых и вновь вскрываемых горизонтах.

ПЭП позволяет выявить зону опорного давления и место максимума опорного давления по минимальному значению удельного электросопротивления вмещающих пород. При этом за неудароопасное значение принимается значение удельного электросопротивления в точках профиля на значительном удалении от максимума опорного значения (вдали от обнажения после массового промышленного взрыва).

На участках пород с низким удельным электросопротивлением, к которым относятся магнетиты и рудные тела, пригруженные участки отличаются от остальных более высокими значениями электросопротивления. Причем при повторных измерениях в одних и тех же точках массива наблюдается монотонный рост электросопротивления. Непосредственно перед горным ударом или толчком рост удельного электросопротивления (УЭС) составляет примерно 40 %. Полностью разрушенные участки рудных тел, потерявшие несущую способность, отличаются в несколько раз (иногда более чем на порядок) от остальных пород по электросопротивлению в сторону его роста.

Наоборот, на участках пород с высоким электросопротивлением, к которым относятся диориты, скарны, метасоматиты, порфириды и др. породы, пригруженные части массива отличаются по электросопротивлению от остальных на 27–37 % в сторону уменьшения удельного электросопротивления.

Поскольку сравнение абсолютных значений УЭС на разных участках массивов горных пород не может привести к правильным выводам относительно пригруженных зон, т. к. на результаты измерений очень сильно влияют неоднородность пород в массиве, влажность контура выработок (при зондировании) или поверхности скважин (при измерениях по скважине) и другие факторы, зоны повышенных напряжений при профилировании следует искать по монотонному росту или убыванию УЭС на каких-либо участках массивов при повторных измерениях в одних и тех же точках выработки или скважины.

Вдоль профилей электрометрических наблюдений размечаются пикеты с шагом АВ = 20–25 м, причем точки установки электродов необходимо размечать так, чтобы они были легко найдены при повторных измерениях даже через большой промежуток времени. Два соседних пикета используются для установки питающих электродов АВ. Приемные

электроды MN с расстоянием между ними  $MN = 1$  м. устанавливаются на равном расстоянии от питающих электродов, при этом  $AM = NB = (AB - 1) / 2$  м.

Метод крупнобазового ПЭЗ предназначен для глубинного контроля массива в районах тектонических нарушений и прогноза горных ударов с энергией  $10^7$ – $10^9$  Дж.

При повторных измерениях в одних и тех же точках массива вычисляются изменения  $\rho_i$  в процентах, причем разница УЭС в повторных измерениях относится к первоначальному значению  $\rho_{in}$ , по которым для профиля целиком и для каждого структурного блока строится график, отражающий изменение  $\rho$  во времени в процентах. По вертикальной оси откладываются значения  $(\Delta\rho / \rho) \cdot 100$ , по оси абсцисс – календарное время в сутках. Производится сравнение изменений электросопротивления  $\rho_i$  по профилю и по участкам профиля с предыдущими измерениями для выявления зон пригрузки и разгрузки, установления активных структурных блоков по знакопеременным изменениям  $\rho$  в зонах контакта литологических разностей пород и тектонических нарушений, смыканию или их размыканию по аномальным значениям  $\rho$ . Если на каком-то участке массива происходит монотонный рост (в рудных телах) или монотонное уменьшение УЭС (для слабопроводящих пород), то по результатам анализа определяется место локального прогноза удароопасности. В качестве критерия удароопасности может быть принят показатель удароопасности

$$P = |(\rho_i - \rho_{in})| / \rho_{in} \cdot \mu, \quad (11)$$

где  $\rho_i$  – электросопротивление, получаемое повторными измерениями в одних и тех же нагруженных участках профиля, либо в одних и тех же точках ПЭЗ;  $\rho_{in}$  – начальное электросопротивление данных участков при неудароопасном состоянии массива (в начальном слабо нагруженном состоянии);  $\mu$  – критериальное значение изменения электросопротивления участка массива в предразрушенном состоянии, которое определяется для разных горных пород по табл. 4. При показателе удароопасности 0,5 и выше устанавливается категория «удароопасно», при показателе ниже 0,5 – «неопасно».

**Вывод.** На основании вышеизложенного был сделан следующий вывод: критерием удароопасности при подземном электрическом зондировании и подземном электропрофилеировании железорудного массива может служить показатель удароопасности как отношение изменения электросопротивления, получаемое в одних и тех же точках профиля повторными измерениями по сравнению с начальным электросопротивлением данных участков в неудароопасном состоянии, к начальному электросопротивлению и критическому изменению этого электросопротивления в предразрушенном состоянии, определяемому по таблице для разных пород и рудных тел. При показателе 0,5 и выше устанавливается категория «удароопасно», при показателе ниже 0,5 – «неопасно».

### Список литературы

1. Иванов В.В., Егоров П.В., Пимонов А.Г. Статистическая теория эмиссионных процессов в нагруженных структурно-неоднородных горных породах и задача прогнозирования динамических явлений // ФТПРПИ. – 1990. – № 4. – С.59–65.
2. Иванов В.В. Физические основы электромагнитных процессов при формировании очага разрушения в массиве горных пород: дис. докт. техн. наук / В.В. Иванов. – Кемерово, 1994. – 366 с.
3. Пимонов А.Г., Егоров П.В., Иванов В.В. Статистическое моделирование и прогноз разрушения горных пород в очагах горных ударов. – Кемерово, 1997. – 178 с.
4. Гор А.Ю., Куксенко В.С., Томилин Н.Г. Концентрационный порог разрушения и прогноз горных ударов // ФТПРПИ. – 1989. – № 3. – С. 54–60.
5. Куксенко В.С. Модель перехода от микро- к макроразрушению твердых тел // Физика прочности и пластичности. – Л.: Наука, 1986. – С. 36–41.
6. Журков С.Н., Куксенко В.С., Петров В.А., Савельев В.Н. О прогнозировании разрушения горных пород / Известия АН СССР. Физика Земли. – 1977. – № 6. – С. 11–18.
7. Журков С.Н., Куксенко В.С., Петров В.А. Физические основы прогнозирования механического разрушения // Доклады АН СССР. – 1981. – Т. 259. – № 6. – С. 1350–1353.

8. Троллоп Г.Х., Бок Х., Бест Б.С. Введение в механику скальных пород. – М.: Мир, 1983. – 276 с.
9. Косевич А.М. Основы механики кристаллической решетки. – М.: Наука, 1972. – 280 с.
10. Хямяляйнен В.А., Иванов В.В., Дудко К.В., Шиканов А.И. Прогноз геодинамических проявлений горного давления в тектонических блоках шахтного поля // Горный журнал. – 2013. – № 5. – С. 16–21.
11. Руппенейт К.В. Деформируемость трещиноватых массивов. – М.: Недра, 1975. – 221 с.
12. ГОСТ 25494-82. Породы горные. Метод определения удельного электрического сопротивления. – Введ. 4.11.1982.

УДК 622.451:004.942

### К ВОПРОСУ ОБ ОЦЕНКЕ АДЕКВАТНОСТИ МОДЕЛИ ШАХТНОЙ ВЕНТИЛЯЦИОННОЙ СЕТИ

<sup>1</sup>к.т.н. Говорухин Ю.М., <sup>1,2</sup>д.т.н. Домрачев А.Н., <sup>1</sup>к.т.н. Криволапов В.Г.,  
<sup>1,3</sup>д.т.н. Палеев Д.Ю., <sup>1</sup>Поздеева И.М.

1 – ФГКУ «Национальный горноспасательный центр», г. Новокузнецк, Россия

2 – Сибирский государственный индустриальный университет,  
г. Новокузнецк, Россия

3 – Горный институт УрО РАН, г. Пермь, Россия

**Аннотация.** Статья посвящена результатам исследования адекватности компьютерных моделей вентиляционных сетей действующих шахт, используемых при расчетах нормального и аварийного воздухораспределения. На основании результатов анализа сформированы критерии и разработана методика оценки адекватности шахтной вентиляционной сети фактическому состоянию системы вентиляции шахты.

**Ключевые слова:** шахтная вентиляционная сеть, оценка адекватности, критерии оценки, расчёт, воздухораспределение.

Широкое использование компьютерного моделирования воздухораспределения в вентиляционных системах шахт при перспективном планировании горных работ, проверке аварийных вентиляционных режимов и прогнозировании развития аварийной ситуации при ведении горноспасательных работ [1, 2] предопределяет повышенные требования к оценке соответствия моделей фактическому состоянию системы вентиляции шахты и делает весьма актуальной задачу разработки методологии оценки адекватности моделей шахтных вентиляционных сетей (ШВС).

Для анализа текущего состояния моделей ШВС выбрано 10 опасных производственных объектов ведения подземных горных работ. В качестве источника моделей предложено использование базы данных «Информационно-аналитическая система ВГСЧ» (ИАС ВГСЧ). Версия ИАС ВГСЧ – апрель 2021 года.

Для оценки адекватности моделей ШВС при моделировании воздухораспределения в горных выработках при нормальном и аварийном режимах определены наиболее характерные признаки несоответствия между фактическими и модельными характеристиками. К таким признакам отнесены:

1. Совпадение значений аэродинамических сопротивлений, указанных в таблице ветвей с расчётным сопротивлением для этих же ветвей, полученных в редакторе (или что то же, контрольное сопротивление).

2. Очень низкие значения аэродинамических сопротивлений для вентиляционных перемычек. Для сравнения возможно использование Альбома вентиляционных сооружений

[3], Руководства по проектированию вентиляции угольных шахт [4], где приведены аэродинамические сопротивления различных вентиляционных сооружений. Ориентировочные минимальные сопротивления отрицательных регуляторов  $R$ , кп, составляют:

- изолирующие перемычки –  $10 \div 15$  кп.
- шлюзы в капитальных выработках –  $1,5 \div 2,5$  кп.
- шлюзы в участковых выработках –  $0,8 \div 1,5$  кп.
- шлюзы в конвейерных выработках –  $0,3 \div 0,6$  кп.

3. Значения аэродинамических сопротивлений для вентиляционных сооружений без дробной части (10,0; 2,0; 0,8; 0,1 кп и т. д.), что получается при отсутствии непосредственных замеров, т. к.  $R = h / Q^2$ .

4. Различные значения сопротивлений при нормальном воздухораспределении  $R_{п}$  и реверсии  $R_{р}$  для глухих перемычек и перемычек с окнами.

5. Равные значения  $R_{п}$  и  $R_{р}$  для регуляторов с дверями, или  $R_{р}$  выше  $R_{п}$ . Основной вентиляционный режим на шахте нормальный, реверсивный режим применяется или два раза в год при плановой реверсии или ещё реже при возникновении аварии. Реверсивные сооружения часто технически находятся в худшем состоянии, чем вентиляционные сооружения в нормальном режиме, поэтому, как правило значение  $R_{р}$  ниже  $R_{п}$ .

По результатам анализа адекватности ШВС предложена Fuzzy-модель, основанная на алгоритме Sugeno [5-8]. В качестве функций принадлежности в модели были использованы функции Гаусса, основные параметры модели приведены в табл. 1.

Таблица 1

Параметры функций принадлежности модели на основе нечёткой логики

№ п/п	Вход/выход модели	Функция принадлежности	Параметры функции принадлежности (σ,с)
1	Число ветвей, сопротивление которых равно расчётному	gaussmf	[2,684 -5,551 e-17] [2,654 7,5] [2,654 15]
2	Число перемычек без дверей с сопротивлениями, различными в нормальном и реверсивном режимах		
3	Число перемычек с дверями и сопротивлениями, совпадающими в нормальном и реверсивном режимах		
4	Число перемычек с сопротивлением менее 0,3 кп		
5	Число ветвей с сопротивлением более 10 кп	gaussmf	[2,684 -2,082 e-16] [2,654 7,5] [2,654 15]
6	Балльная оценка адекватности ШВС	В соответствии с алгоритмом Сугено (Sugeno)	

На основании результатов моделирования получена регрессионная зависимость адекватности модели ШВС от ряда её параметров, которая имеет вид

$$mA = 114,1 - 4,2N_{расч} - 2,6N_{бд,рев} - 0,26N_{R10} - 0,92N_{д,рев} - 0,52N_{R03}, \quad (1)$$

где  $mA$  – значение балльной оценки;  $N_{расч}$  – число ветвей с расчётным сопротивлением;  $N_{бд,рев}$  – число перемычек без дверей с сопротивлениями, различными в нормальном и реверсивном режимах;  $N_{R10}$  – число ветвей с сопротивлением более 10 кп;  $N_{д,рев}$  – число перемычек с дверями и сопротивлениями, совпадающими в нормальном и реверсивном режимах;  $N_{R03}$  – число перемычек с сопротивлением менее 0,3 кп.

По результатам расчётов коэффициент множественной корреляции составил 0,96.

Для оценки адекватности модели ШВС предлагается шкала, разработанная на основе сводного графика результатов оценки по видам недостоверности, приведённого на рис. 1.



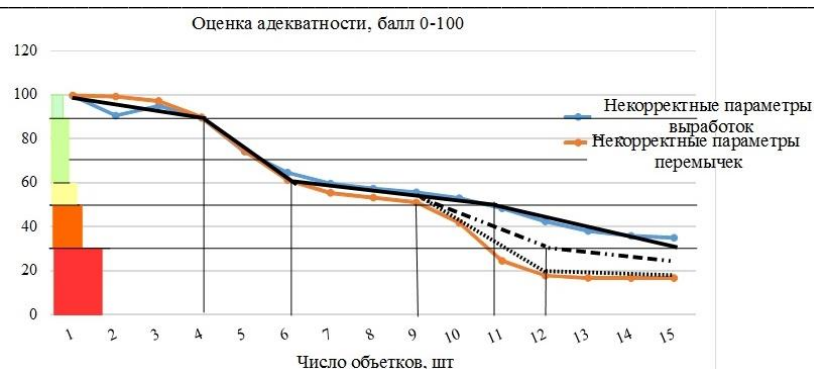


Рис. 1. Сводный график результатов оценки адекватности модели ШВС по видам недоуверности

Выделение диапазонов баллов производилось на основе линеаризации по изменению угла наклона линии тренда. Предлагаемая шкала приведена в табл. 2.

Таблица 2

Шкала оценки адекватности модели ШВС

Баллы	Адекватность	Рекомендации
100-90	Модель ШВС адекватна	Корректирующие действия не требуются
90-60	Модель ШВС адекватна только в нормальном режиме	Расчёты аварийных режимов вентиляционной сети не рекомендуются. Необходимо проверить и скорректировать сопротивления перемычек в нормальном и реверсивном режимах
60-50	Модель ШВС неадекватна	Требуется корректировка модели ШВС прежде всего в части проверки обоснованности использования расчётных сопротивлений выработок. Корректировка может потребовать частичной депрессионной съёмки
50-30	Модель ШВС неадекватна	Необходима корректировка с частичной или полной депрессионной съёмки
Менее 30	Модель ШВС несостоятельна	Модель ШВС не соответствует топологии шахты

**Вывод.** Таким образом, в ходе выполнения исследований разработана методика оценки адекватности моделей ШВС, использование которой позволит принимать оперативные решения об возможности их применения в ходе ведения аварийно-спасательных работ на опасном производственном объекте ведения горных работ.

### Список литературы

1. 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 // Научно-технические разработки и использования минеральных ресурсов. – 2019. – № 5. – С.448-450.
1. Домрачев А.Н., Криволапов В.Г., Говорухин Ю.М., Палеев Д.Ю. К вопросу о формализации оценки действий руководителя ликвидации аварии при ведении аварийно-спасательных работ на горных предприятиях // Научно-технические разработки и использования минеральных ресурсов. – 2018. – № 4. – С.476-479.
3. Альбом вентиляционных сооружений для угольных шахт / ВостНИИ по безопасности работ в горной промышленности. – Кемерово: ВостНИИ, 1978. – 85 с.
4. Руководство по проектированию вентиляции угольных шахт / Кол. авторов. – Макеевка-Донбасс: МакНИИ, 1989. – 319 с.
5. Fuzzy Logic Toolbox// The MathWorks, Inc., 2017. – 472с.
6. Дьяконов В.П., Круглов В.В. Математические пакеты расширения MATLAB. Специальный справочник. – СПб.: Питер, 2001. – 488 с.

7. Domrachev A.N., Paleev D.Y., Govorukhin Y.M., Krivolapov V.G., Lipatin V.I. The use expert methods and game theory methods when making decisions during rescue works // Bulletin of Research Center for Safety in Coal Industry (Industrial Safety). – 2014. – № 1. – С.33-36.

8. Домрачев А.Н., Палеев Д.Ю., Говорухин Ю.М., Криволапов В.Г., Липатин В.И. Использование аппарата нейронных сетей и нечёткой логики при оценке вероятности взрыва пылеметановоздушной смеси // Вестник научного центра по безопасности работ в угольной промышленности. – 2014. – № 1. – С.40-43.

УДК 622.83:004.42

**РАЗРАБОТКА СИСТЕМЫ ИМИТАЦИОННОГО МОДЕЛИРОВАНИЯ  
ОЧИСТНЫХ РАБОТ В ДЛИННОМ КОМПЛЕКСНО-МЕХАНИЗИРОВАННОМ  
ЗАБОЕ ПРИ ПЕРЕХОДЕ РАЗРЫВНОГО НАРУШЕНИЯ**

**к.т.н. Говорухин Ю.М., д.т.н. Домрачев А.Н., к.т.н. Криволапов В.Г.,  
д.т.н. Палеев Д.Ю., Поздеева И.М.**

**ФГКУ «Национальный горноспасательный центр», г. Новокузнецк, Россия**

**Аннотация.** Рассмотрена имитационная модель работы длинного КМЗ при переходе разрывного нарушения, позволяющая учесть влияние геометрических параметров смещения пласта, изменение условий выемки угля и функционирования очистного оборудования. С использованием модели выполнен проверочный расчет нагрузки на забой и оценено влияние угла встречи с нарушением на показатели очистных работ.

**Ключевые слова:** имитационная модель, разрывное нарушение, очистной забой, угол встречи с нарушением

В основе модели лежит геометризация нарушения по системе оценки его параметров на основе данных профилирования выемочных выработок (рис. 1) [1].

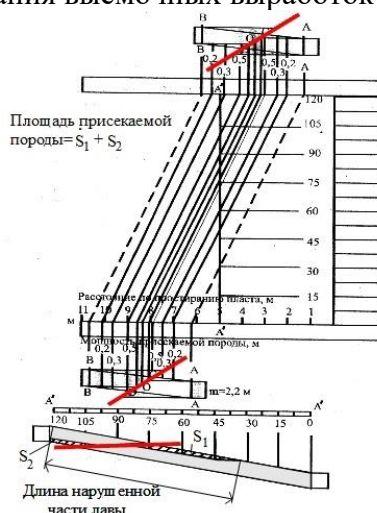


Рис. 1. Геометризация разрывного нарушения

В развитии данного подхода разработана расчетная схема, приведенная на рис. 2, которая положена в основу модели оценки параметров резания при работе очистного комбайна в зоне разрывного нарушения [4-6].

$$\begin{aligned}
 f_1 &= k_1(y - y_{нач}); \\
 f_2 &= k_2(y - y_{нач} - y_1); \\
 f_3 &= b - k_3(y - y_{нач} - y_3),
 \end{aligned}
 \tag{1}$$

где  $b$  – длина разрывного нарушения.

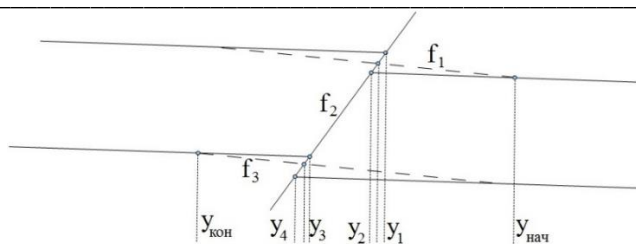


Рис 2. Расчетная схема геометризации нарушения

Для оценки величины (мощности) присечки  $m_{пр}$  в каждый момент времени используются условия вида

$$IF((y - y_{нач} < y_1) \& \& (y - y_{нач} > y_1)) \quad m_{пр} = f_1(y - y_{нач}); \tag{2}$$

$$IF((y - y_{нач} < y_4) \& \& (y - y_{нач} > y_{кон})) \quad m_{пр} = f_3(y - y_{нач} - y_3).$$

Укрупненная структурная схема имитационной модели приведена на рис. 3.

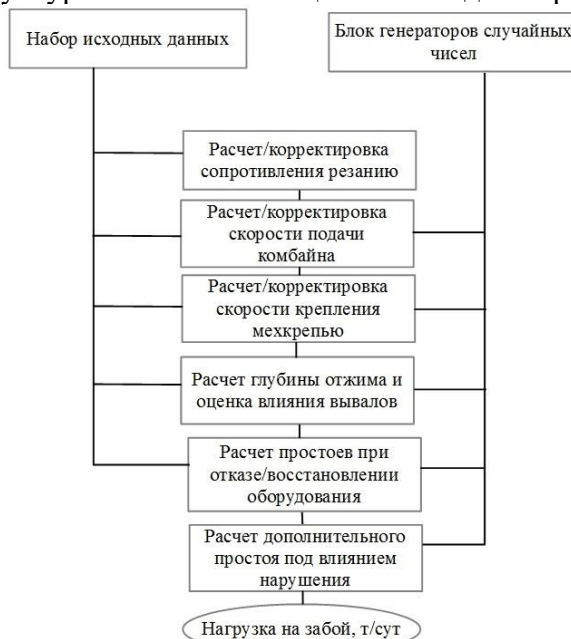


Рис. 3. Укрупненная структурная схема имитационной модели

Для оценки адекватности (возможностей использования) модели было выполнено моделирование нагрузки на очистной забой при различных параметрах разрывного нарушения. На рис. 4 приведены результаты моделирования в виде зависимости нагрузки на забой от длины нарушенной части пласта, а также результаты расчетов, выполненных согласно [1].

Необходимо отметить, что методики [1-3] не учитывают непосредственно значение угла встречи очистного забоя с нарушением. Моделирование позволяет оценить влияние этого параметра, что иллюстрируется рис. 5.

**Вывод.** Результаты имитационного моделирования предлагается использовать для прогнозирования показателей работы очистных забоев при переходе разрывных нарушений.

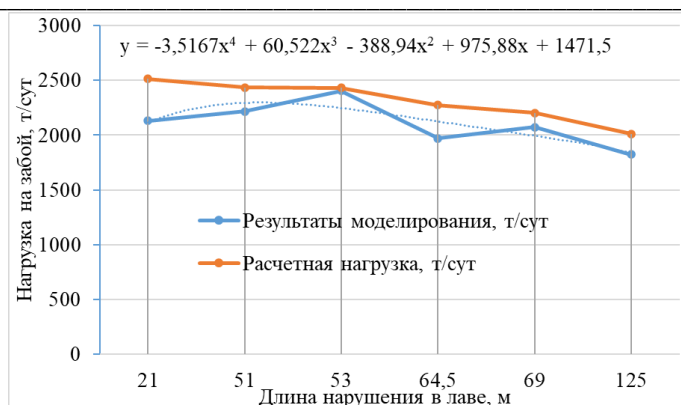


Рис. 4. Результаты моделирования в виде зависимости нагрузки на забой от длины нарушенной части пласта

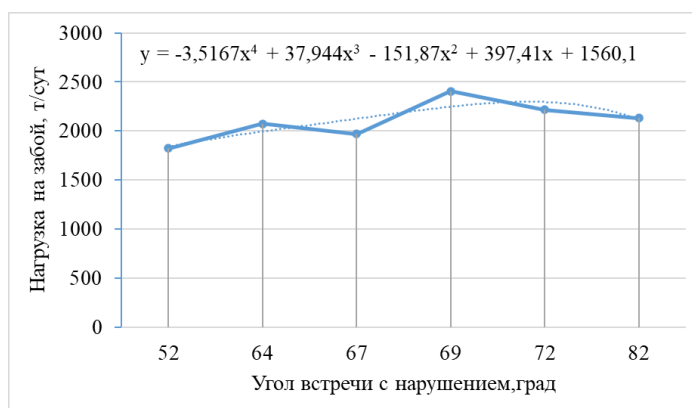


Рис. 5. Результаты моделирования в виде зависимости нагрузки на забой от угла встречи с нарушением

### Список литературы

1. Нагрузки на очистные забои действующих угольных шахт при различных горно-геологических условиях и средствах механизации выемки. – Люберцы: ИГД им. А.А. Скочинского, 1996. – 48 с.
2. Прогрессивные технологические схемы разработки пластов на угольных шахтах / ИГД им. А.А. Скочинского. Часть первая: Технологические схемы. – М. : Недра, 1979. – 232 с.
3. Нормативы нагрузки на очистные забои и скорости проведения подготовительных выработок на шахтах/ Колл. авт. – Донецк, Изд-во ДонУГИ, 2007. – 41 с.
4. Домрачев А.Н. Сравнительная оценка аналитического расчета и результатов имитационного моделирования нагрузки на длинный комплексно-механизированный очистной забой // Вестник Сибирского государственного индустриального университета. – 2016. – № 3 (17) – С. 8-10.
5. Домрачев А.Н. Моделирование технологической схемы действующей шахты современного технического уровня // Научные технологии разработки и использования минеральных ресурсов: сб. науч. стат. междунар. науч.-прак. конф. – Новокузнецк, 2009. – С. 103-107
6. Говорухин Ю.М. Программа расчета вентиляции выемочных участков // Научные технологии разработки и использования минеральных ресурсов. – 2016. – № 3. – С. 445-448.

**ИНФОРМАЦИОННОЕ ОБЕСПЕЧЕНИЕ МОНИТОРИНГА ПРОИЗВОДСТВА РАБОТ ПО ЛЕСНОЙ РЕКУЛЬТИВАЦИИ НА ТЕРРИТОРИИ КРАСНОЯРСКОГО КРАЯ С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ РЕСУРСОВ СПУТНИКОВОЙ СЪЕМКИ**<sup>1, 2, 3</sup> д.т.н. Зеньков И.В.**1 - Сибирский государственный университет науки и технологий имени академика М. Ф. Решетнёва, г. Красноярск, Россия****2 - Сибирский федеральный университет, г. Красноярск, Россия****3- Федеральный исследовательский центр информационных и вычислительных технологий, г. Красноярск, Россия**

*Аннотация.* В статье представлены результаты дистанционного мониторинга изменения площади породных отвалов, на которых угольными разрезами Красноярского края проведена лесная рекультивация за 45-летний период. В ходе анализа данных выявлен повышательный тренд исследуемого показателя. Лидерами в проведении работ по лесовосстановлению являются угольные карьеры, работающие на Бородинском, Березовском и Назаровском месторождениях.

*Ключевые слова:* дистанционное зондирование, лесовосстановительная экология, Красноярский край, угольные карьеры, породные отвалы, лесная рекультивация, дистанционный мониторинг.

**Введение.** Восстановление земель, нарушенных в ходе открытой разработки твердых полезных ископаемых, было предложено в бывшем СССР проводить по четырем направлениям. Как показала практика, единственным высокоэффективным направлением восстановления экологического баланса на породных отвалах является лесная рекультивация. В свое время на территории Красноярского края производственным объединением «Красноярскуголь» выполнены работы по двум направлениям рекультивации породных отвалов: для использования в сельском хозяйстве и высадка саженцев деревьев хвойных пород. В эпоху глобального ухудшения экологической обстановки в районах с добычей угля открытым способом во всех странах мира проводится систематическая оценка результатов природоохранных мероприятий. Эффективным и достоверным инструментом выполнения таких оценок является дистанционный мониторинг. В последние годы результаты дистанционного зондирования Земли используются практически во всех сферах экономики и в решении широкого спектра задач восстановительной экологии, о чем свидетельствует краткий обзор статей [1-12]. На очередном этапе работы проведена оценка результатов работ по лесной рекультивации на поверхности породных отвалов угольных разрезов в Красноярском крае.

**Результаты дистанционного мониторинга производства работ по лесной рекультивации.** Всего на территории края работает 17 угольных разрезов с производственной мощностью в широком диапазоне от 100 тыс. т до 20 млн. т. в год. По данным спутниковой съемки установлено, что работы по рекультивации земель проведены на шести угольных разрезах: «Березовский», «Назаровский», «Бородинский», «Переясловский», «Канский» и «Абанский» [13]. На породном отвале разреза «Канский» проведены работы по рекультивации для использования в сельском хозяйстве в качестве сенокосных угодий.

Впервые с 1975 по 1978 гг. работы по лесной рекультивации проводились на породных отвалах, отсыпанных при разработке Бородинского угольного месторождения в ретроспективном периоде с 1950 по 1970 гг. На участке внешних породных отвалов между карьером и г. Бородино были высажены кустарники облепихи и саженцы сосны на площади 75 га.

В период с 1984 по 1986 гг. на территории западного крыла Канско-Ачинского угольного бассейна участком рекультивации при опытно-промышленном разрезе «Березовский» производственного объединения «Красноярскуголь» саженцы сосны были высажены на двух участках общей площадью 42 га. Один из участков был оформлен в виде лесозащитной

полосы из 16 рядов деревьев шириной 100 м и общей протяженностью 1560 м на поверхности породного отвала, отсыпанного в районе выхода угольного пласта под наносы в юго-западной части месторождения. В этом секторе с 1975 г. более 10 лет запасы угля отрабатывались опытно-промышленным разрезом «Березовский». Второй участок находится на поверхности внешнего породного отвала, сформированного драглайнами в ходе строительства Березовским разрезостроительным управлением разрезной траншеи для ввода роторных экскаваторов ЭРП-5250 в эксплуатацию.

В этот же период (1984-1986 гг.) на поверхности породных отвалов площадью 40 га участком рекультивации при Назаровском угольном разрезе были высажены саженцы сосны. Далее по данным спутниковой съемки установлено, что в 1994-1996 гг. на поверхности внутренних отвалов, отсыпанных в ходе отработки одного из угленасыщенных участков Назаровского бурогоугольного месторождения, выполнены работы по лесной рекультивации путем высадки саженцев сосны на площади 115 га.

В 2000 году в границах восточного сектора Канско-Ачинского угольного бассейна разрез «Абанский» произвел комплексную рекультивацию внешнего отвала, отсыпанного в строительный период на северо-восток от карьера, путем создания участка, предназначенного для использования в сельском хозяйстве, и высадку саженцев сосны на площади 10 га. Изменение площади участков с лесной рекультивацией, проведенной угольными разрезами, работающими на территории Красноярского края, установленное по данным дистанционного мониторинга, показано на рис. 1.

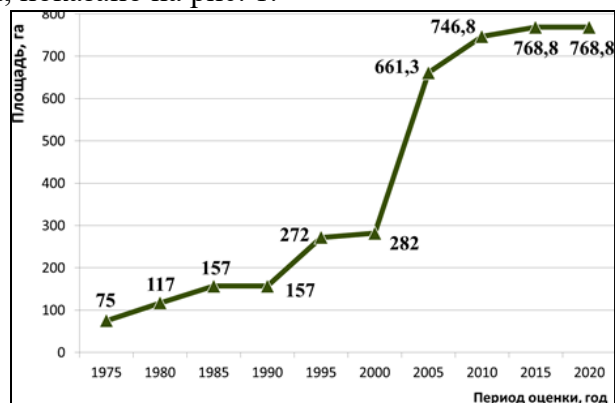


Рис. 1. Изменение площади участков породных отвалов с лесной рекультивацией на угольных разрезах Красноярского края

В период с 2004 по 2006 г. работы по лесной рекультивации проводились на трех угольных разрезах. В этот период на внутренних породных отвалах разреза «Бородинский» проводились работы по высадке саженцев сосны, ели, клена на общей площади 317,3 га. На поверхности внутренних отвалов площадью 50 га, отсыпаемых разрезом «Березовский», в этот же период были посажены сосны. На внутренних отвалах разрезом «Переясловский» лесная рекультивация также проводилась путем высадки сосен.

На следующем этапе лесовосстановления на породных отвалах были проведены работы по посадке сосен угольными разрезами «Березовский», «Назаровский», «Бородинский» и «Переясловский». За период с 2009 по 2011 гг. площади участков с лесной рекультивацией, проведенной этими разрезами, увеличились на 12, 3,5, 62 и 8 га соответственно. В период с 2014 по 2015 гг. работы по лесной рекультивации были проведены на породных отвалах угольных разрезов «Березовский» и «Переясловский» на площади 12 и 10 га соответственно. В настоящее время сформированный древостой практически не отличим от сосновых боров, находящихся в естественном природном состоянии.

Мы провели сопоставление годовых темпов проведения работ по лесной рекультивации в двух принципиально различающихся периодах – период добычи угля с начала 1950-х гг. до 1991 г. (развал СССР и переход народного хозяйства на рыночную экономику) и с начала 1990-х гг. по настоящее время. Среднегодовой темп увеличения площади участков

с лесной рекультивацией во временных рамках первого периода, начиная с 1975 г., составлял 10,46 га. Ситуация с проведением работ по лесной рекультивации в период, начиная с начала 1990-х гг., кардинально поменялась с переходом прав собственности основных активов угольных разрезов. В этом периоде аналогичный показатель находился на уровне 20,4 га.

В настоящее время лесовосстановительные работы угольные разрезы не проводят, хотя как показывает обзор космических снимков, общая площадь поверхности породных отвалов, пригодных для проведения лесной рекультивации, составляет не менее 1200 га по всем предприятиям.

**Выводы.** В ходе дистанционного мониторинга на территории Красноярского края на угольных разрезах выявлены породные отвалы, на которых в период с 1975 по 2015 гг. проводились работы по лесной рекультивации. Установлено, что в последние годы угледобывающие предприятия не проводят рекультивацию земель путем лесовосстановления.

Вместе с тем, практически вся лесная рекультивация проведена угледобывающими предприятиями, работающими на открытой разработке Березовского, Назаровского и Бородинского угольных месторождений. Удельный вес – по сути, вклад в восстановление экологического баланса техногенных нарушенных территорий – трех угольных разрезов в структуре земель с лесопосадками суммарно составляет 94,8 %.

К настоящему времени общая площадь хорошо развитого соснового леса на породных отвалах составляет 768,8 га. Эта площадь составляет примерно 7 % от общей площади земель, нарушенных открытыми горными работами на угольных месторождениях края. В этой связи необходимо отметить актуальность возрождения работ по лесной рекультивации с годовыми темпами на уровне 2005 года.

#### Список литературы

1. Крутских Н.В. Оценка трансформации природной среды в зоне воздействия горнодобывающих предприятий с использованием данных дистанционного зондирования земли // Горный журнал. – 2019. – № 3. – С. 88-93.
2. Legostaeva Y.B., Ksenofontova M.I., Popov V.F. Geocologic situation at site of drainage brine utilization during development of primary deposits in Yakutia // Eurasian Mining. – 2019. – № 1. – PP. 43-48.
3. Кучейко А.А., Иванов А.Ю., Григорьев Н.С., Ушков Д.А., Терлеева Н.В. Канализационные выбросы в прибрежной зоне Черного моря: наблюдение и дистанционный контроль из космоса // Экология и промышленность России. – 2019. – № 12. – С. 54-60.
4. Иванов А.Ю., Матросова Е.Р. Техногенная грифонная активность в северо-западной части Черного моря по данным съемок из космоса // Экология и промышленность России. – 2019. – № 8. – С. 57-63.
5. Симонова Ю.В., Станичный С.В., Лемешко Е.М. Исследование краткосрочных повышений уровня моря в прибрежной зоне в районе Южного берега Крыма с использованием данных контактных и спутниковых наблюдений // Современные проблемы дистанционного зондирования Земли из космоса. – 2020. – Т. 17. – № 4. – С. 238-245.
6. Timothy G. O'Brien, Jorge Ahumada, Emmanuel Akampurila, Lydia Beaudrot, Kelly Boekee, Terry Brncic, Jena Hickey, Patrick A. Jansen, Charles Kayijamahe, Jennifer Moore, Badru Mugerwa, Felix Mulindahabi, Mireille Ndoundou-Hockemba, Protais Niyigaba, Madeleine Nyiratuza, Cisquet K. Opepa, Francesco Rovero, Eustrate Uzabaho, Samantha Strindberg. Camera trapping reveals trends in forest duiker populations in African National Parks // Remote Sensing in Ecology and Conservation. – 2020. – V. 6. – I. 2. – PP. 168-180.
7. Michelle A. LaRue, David G. Ainley, Jean Pennycook, Kostas Stamatiou, Leo Salas, Nadav Nur, Sharon Stammerjohn, Luke Barrington. Engaging 'the crowd' in remote sensing to learn about habitat affinity of the Weddell seal in Antarctica // Remote Sensing in Ecology and Conservation. – 2020. – V. 6. – I. 1. – PP. 70-78.



8. Jessica A. Bolin, David S. Schoeman, Carme Pizà-Roca, Kylie L. Scales. A current affair: entanglement of humpback whales in coastal shark-control nets // Remote Sensing in Ecology and Conservation. – 2020. – V. 6. – I. 2. – PP. 119-128.

9. Annalise Taylor, Tanushree Biswas, John M. Randall, Kirk Klausmeyer, Brian Cohen. Parched pines: a quantitative comparison of two multi-year droughts and associated mass mortalities of bishop pine (*Pinus muricata*) on Santa Cruz Island, California // Remote Sensing in Ecology and Conservation. – 2020. – V.6. – I.1. – PP. 20-34.

10. Francisco Javier Ancin-Murguzur, Lorena Munoz, Christopher Monz, Vera H. Hausner. Drones as a tool to monitor human impacts and vegetation changes in parks and protected areas // Remote Sensing in Ecology and Conservation. – 2020. – V. 6. – I. 1. – PP. 105-113.

11. Kaitlyn Elkind, Temuulen T. Sankey, Seth M. Munson, Clare E. Aslan. Invasive buffelgrass detection using high-resolution satellite and UAV imagery on Google Earth Engine // Remote Sensing in Ecology and Conservation. – 2019. – V. 5. – I. 4. – PP. 318-331.

12. Julie A. Fortin, Jason T. Fisher, Jeanine M. Rhemtulla, Eric S. Higgs. Estimates of landscape composition from terrestrial oblique photographs suggest homogenization of Rocky Mountain landscapes over the last century // Remote Sensing in Ecology and Conservation. – 2019. – V. 5. – I. 3. – PP. 224-236.

13. <https://www.google.com.earth>.

УДК 622.882(571.53):550.814

## РЕЗУЛЬТАТЫ КОНТРОЛЯ ВЫПОЛНЕНИЯ РАБОТ ПО ЛЕСНОЙ РЕКУЛЬТИВАЦИИ В ИРКУТСКОЙ ОБЛАСТИ С ПРИВЛЕЧЕНИЕМ РЕСУРСОВ ДИСТАНЦИОННОГО МОНИТОРИНГА ЗЕМЛИ ИЗ КОСМОСА

<sup>1,2,3</sup> д.т.н. Зеньков И.В.

**1 - Сибирский государственный университет науки и технологий имени академика М.Ф. Решетнёва, г. Красноярск, Россия**

**2 - Сибирский федеральный университет, г. Красноярск, Россия**

**3- Федеральный исследовательский центр информационных и вычислительных технологий, г. Красноярск, Россия**

*Аннотация.* В статье представлено исследование динамики производства работ по лесной рекультивации на породных отвалах, отсыпанных в ходе добычи угля открытым способом на территории Иркутской области. По данным дистанционного зондирования за 35-летний период установлена позитивная динамика в проведении лесной рекультивации. Весь объем работ по лесовосстановительной экологии выполнен на породных отвалах, отсыпанных в ходе открытой разработки Черемховского, Азейского, Мугунского и Жеронского угольных месторождений.

*Ключевые слова:* дистанционное зондирование, лесовосстановительная экология, Иркутская область, угольные карьеры, породные отвалы, лесная рекультивация, дистанционный мониторинг.

**Введение.** Развитие восточных территорий бывшего СССР предполагало становление экономики, создание новых производств, в том числе потребляющих бурый и каменные угли в значительных объемах. В начале 1920-х гг. на территории Иркутской области было положено начало разработки Черемховского месторождения каменного угля. Более масштабная разработка угольных месторождений на территории области началась во второй половине 1940-х гг. Восстановление земель, нарушенных в ходе разработки открытым способом месторождений угля, в регионе проводилось, в основном, по одному направлению – лесовосстановление (лесная рекультивация) на породных отвалах угольных карьеров.

С середины XX в. во всем мире начинаются работы по исследованию экологической обстановки в регионах с добычей твердых полезных ископаемых, в том числе и на территориях, где производится добыча угля открытым способом. Интерес к повышению



экологизации горного производства всегда находится на достаточно высоком уровне и со временем не снижается. Результаты исследования экологии горного производства, полученные как в ходе проведения полевых экспедиций, так и в ходе дистанционного мониторинга на разных континентах кратко представлены в обзоре [1-9].

**Актуальность направления исследования.** Добыча угля производится в регионе более 100 лет (в небольших объемах уголь добывали здесь в XIX в.). Из них на протяжении последних 50 лет производилась наиболее масштабная разработка угольных месторождений открытым способом, после чего угледобывающие предприятия обязаны проводить восстановление экологического баланса в ходе реализации природоохранных мероприятий. В этой связи исследование результатов работ по рекультивации нарушенных земель является актуальным. Наш коллектив на протяжении 15-летнего периода использует космические технологии дистанционного мониторинга экологического состояния земель, нарушенных в ходе добычи твердых полезных ископаемых. Как известно, именно, этот метод обладает достаточной наглядностью, измерительной точностью, а также отсутствием субъективизма при проведении исследований. Кроме того, использование ресурсов дистанционного зондирования позволяет в кратчайшие сроки провести исследования на больших по площади территориях.

**Результаты дистанционного мониторинга производства работ по лесной рекультивации.** По данным дистанционного мониторинга и аналитических расчетов на территории региона работает 11 угольных карьеров с производственной мощностью в широком диапазоне от 150 тыс. т до 6 млн. т. в год [10]. Основной объем бурого и каменного угля добывают на четырех месторождениях: Мугунском, Азейском, Черемховском и Жеронском, лицензии на разработку которых принадлежат угледобывающей компании «Востсибуголь». Несколько угленасыщенных участков на Черемховском и Азейском месторождениях отработаны. Разработка Мугунского месторождения открытым способом началась в 1990, а Жеронского – в 1994 г. после чего, спустя 13 лет (в 2007 г.) началась его масштабная разработка при увеличении фронта горных работ в северном направлении. Отметим, что мощность угольных пластов на месторождениях в Иркутской области редко достигает 10-12 м, поэтому при больших объемах добычи угля производится масштабное изъятие земель под нужды угольных разрезов. Пласты угля имеют практически горизонтальное залегание, что обуславливает применение бестранспортных систем разработки с перевалкой вскрышных пород драглайнами в выработанное пространство карьера на место отработанного угольного пласта.

По данным спутниковой съемки установлено, что работы по лесной рекультивации земель проведены на территории породных отвалов, отсыпанных в ходе открытой разработки этих месторождений. На территории области имеются два отработанных карьера по добыче угля, где рекультивация земель не проводилась. Эти карьеры общей площадью 220 га находятся в 57 км на запад от г. Ангарска [10]. Также в ходе дистанционного мониторинга выявлены результаты производства работ по сельскохозяйственной рекультивации. На породных отвалах Азейского и Черемховского месторождений имеются небольшие по площади участки, используемые фермерскими хозяйствами в качестве сенокосных угодий.

Территории, на которых разрабатывают месторождения угля, в основном представлены лесостепной зоной. В ней преобладают березовые леса с небольшим включением сосны. В северном районе области, где разрабатывается Жеронское месторождение угля, территории представлены таежными лесами. Основой этих лесов являются ель, пихта, кедр, лиственница с примесью осины и березы.

На предварительном этапе были выделены временные этапы, в рамках которых угольные разрезы проводили работы по лесной рекультивации. Лесовосстановительные работы проведены в шесть этапов на протяжении 30-летнего периода. Впервые в Иркутской области работы по лесной рекультивации выполнялись в период с 1986 по 1988 гг. Фрагмент космоснимка с изображением хорошо развитого соснового бора на породных отвалах, отсыпанных в ходе разработки Черемховского угольного месторождения, представлен на

рис. 1. Высота взрослых деревьев составляет 12-14 м. Высота саженцев сосны в пятилетнем возрасте на породных отвалах, отсыпанных при разработке Жеронского месторождения, составляет 0,8-1,2 м. Площади участков с лесной рекультивацией для этого и других месторождений представлены в табл. 1.

Далее с 1991 по 1993 гг. на породных отвалах двух угольных разрезов были высажены сосны на участках общей площадью более 240 га. Деревья высажены на породных отвалах, отсыпанных при разработке Черемховского и Азейского месторождений угля. Участки породных отвалов с лесной рекультивацией чаще всего имеют в плане форму многоугольников, за исключением небольших по площади лесозащитных полос. Взрослые сосны и пятилетние саженцы сосны с разницей в 28 лет фрагментарно представлены на рис. 1. Расстояние между рядами высаживаемых деревьев составляет 4 м.

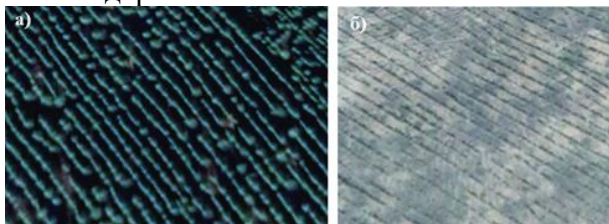


Рис. 1. Фрагменты космоснимков с хвойными деревьями на породных отвалах (лесная рекультивация): а – на отработанном участке Черемховского месторождения (лесопосадки 1989 г.); б – на отработанном участке Жеронского месторождения (лесопосадки 2017 г.)

В период с 2000 по 2002 гг. на отработанных участках Черемховского и Азейского месторождений угледобывающими предприятиями были продолжены работы по лесной рекультивации. В этот период посадка саженцев сосны проведена на участках общей площадью, сопоставимой с площадью лесной рекультивации с 1991 по 1993 гг.

На последующем этапе с 2005 г. по 2006 гг. проведены работы по лесовосстановлению на породных отвалах угольного разреза, работающего на Мугунском месторождении. С 2009 г. работы по лесной рекультивации начали проводиться на всех месторождениях угля, разрабатываемых предприятиями угледобывающей компанией «Востсибуголь». В период с 2009 по 2017 гг. суммарная площадь нарушенных земель, на которых проведена лесная рекультивация была увеличена на 533,8 га.

По данным дистанционного мониторинга и аналитических расчетов выявлены тренды в увеличении площади расширения горных отвалов на угольных месторождениях и в увеличении площади участков с лесной рекультивацией. Сопоставление этих трендов позволяет выявить значительную разницу в темпах систематического отставания работ по лесной рекультивации от изъятия природных ландшафтов под нужды добывающих предприятий в ходе разработки участков месторождений угля.

В период с 2013 по 2017 гг. работы по лесной рекультивации были проведены на породных отвалах, отсыпанных при разработке четырех месторождений (табл. 1). В настоящее время сформированный хвойный древостой, появившийся на породных отвалах в результате лесной рекультивации не позднее 2010 г., практически не отличим от сосновых боров, находящихся в естественном природном состоянии.

По аналогии с Красноярским краем проведено сопоставление показателей проведения работ по лесной рекультивации в рамках двух принципиально различающихся периодов – период добычи угля с середины 1940-х гг. до 1991 г. (развал СССР и переход народного хозяйства на рыночную экономику) и с начала 1990-х гг. по настоящее время. Площадь лесной рекультивации в первом периоде составила 70 га, в то время как за период с начала 1990-х гг. выполнены работы по лесовосстановлению на участках породных отвалов общей площадью 1092,8 га. Ситуация с проведением работ по лесной рекультивации в период, начиная с начала 1990-х гг., кардинально изменилась с переходом прав собственности основных активов угольных разрезов.

Изменение площади участков породных отвалов с результатами лесной рекультивации на угольных разрезах Иркутской области

Месторождение угля	Изменение площади породных отвалов с лесной рекультивацией по периодам производства работ по лесовосстановлению, га						Итого, га
	1986-1988	1991-1993	2000-2002	2005-2006	2009-2010	2013-2017	
Азейское	-	102	212	90	211	110	725
Черемховское	70	130	4	-	12	82	298
Мугунское	-	-	-	21	42	36,5	99,5
Жеронское	-	-	-	-	9,8	30,5	40,3
Изменение площади, га	70	232	216	111	274,8	259	1162,8
Площадь нарастающим итогом, га	70	302	518	629	903,8	1162,8	1162,8

Вместе с тем, к настоящему времени, как показывает обзор космоснимков и определение площадей, на которых возможно проведение лесовосстановительных работ, суммарная площадь участков породных отвалов на угольных разрезах находится на уровне 2300 га.

**Выводы.** На территории Иркутской области с использованием разновременных информационных ресурсов дистанционного зондирования на отработанных открытым способом участках месторождений угля выявлены породные отвалы, на которых в период с 1989 по 2015 гг. проводились работы по лесной рекультивации.

Установлено, что угледобывающие предприятия проводят рекультивацию земель путем лесовосстановления по цикличной схеме, т.е. по мере появления участков породных отвалов, на которых процессы усадки горных пород в теле отвалов практически завершены. Вся лесная рекультивация в объеме 100 % проведена угольными разрезами, работающими на четырех месторождениях.

К настоящему времени общая площадь хорошо развитого соснового леса на породных отвалах составляет 903,8 га. Молодые хвойные деревья на участках породных отвалов общей площадью 259 га находятся в стадии роста. Результаты дистанционного мониторинга доказывают на практике высокую социальную и экологическую ответственность угольной компании «Востсибуголь», производящей разработку месторождений угля на территории Иркутской области.

#### Список литературы

1. Zenkov I.V., Zayats V.V., Nefedov B.N., Nefedov N.B. Earth remote sensing in ecological evaluation of disturbed lands in south Yakutia // Eurasian mining. – 2017. – № 2. – P. 49-52.
2. Legostaeva Y.B., Ksenofontova M.I., Popov V.F. Geocologic situation at site of drainage brine utilization during development of primary deposits in Yakutia // Eurasian Mining. – 2019. – № 1. – P. 43-48.
3. Zenkov I.V., Yuronen YU.P., Nefedov B.N., Baradulin I.M. Remote sensing in estimation of forest ecosystem generation at crushed stone quarries in Siberia // Eurasian mining. – 2016. – № 1. – P. 50-54.
4. Zenkov I.V., Yuronen YU.P., Nefedov B.N., Zayats V.V. Remote monitoring of ecological state of disturbed lands in the area of Trojanovo open pit coal mine in Bulgaria // Eurasian mining. – 2017. – № 1. – P. 38–41.
5. Zenkov I.V., Vokin V.N., Kiryushina E.V., Raevich, K.V. Remote monitoring data on opencast mining and disturbed land ecology in the bakal iron ore field // Eurasian mining. – 2018. – № 2. – P. 29-33.

6. Zenkov I.V., Morin A.S., Vokin V.N., Kiryushina E.V. Justification of disturbed land reclamation after open pit mining of kimberlite pipes in the Republic of Sakha (Yakutia) // Eurasian mining. – 2020. – № 1. – P. 65-69.

7. Amalesh Dhar, Philip G. Comeau, Robert Vassov. Effects of cover soil stockpiling on plant community development following reclamation of oil sands sites in Alberta // Restoration Ecology. – 2019. – V 27. – I 2. – PP. 352-360.

8. Stephen A.J. Bell. Translocation of threatened terrestrial orchids into non-mined and post-mined lands in the Hunter Valley of New South Wales, Australia // Restoration Ecology. – 2020. – V 28. – I 6. – PP. 1396-1407.

9. Fuqiang Zhao, Yue Ma, Fengming Xi, Lun Yang, Jing Sun. Evaluating the sustainability of mine rehabilitation programs in China // Restoration Ecology. – 2020. – V 28. – I 5. – PP. 1061-1066.

10. <https://www.google.com.earth>.

УДК 504.03/06:622.271.3

## ГИДРОТЕРМИЧЕСКИЙ РЕЖИМ РЕКУЛЬТИВИРОВАННЫХ ПОЧВ С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ ОТХОДОВ УГЛЕБОГАЩЕНИЯ

к.б.н. Семина И.С., к.с.н. Шипилова А.М., Турмий Я.А., Рязанова Е.М.

Сибирский государственный индустриальный университет, г. Новокузнецк, Россия

**Аннотация.** На основании оценки параметров температурного режима рекультивированных почв определено, что сумма биологически активных температур ( $\Sigma t > 10\text{ }^{\circ}\text{C}$ ) молодых почв на рекультивированных участках выше, чем у приземного слоя воздуха. Сумма температур выше  $10\text{ }^{\circ}\text{C}$  в верхнем 5-сантиметровом слое различных почв варьирует в широких пределах. Максимальные значения отмечаются в инициальных эмбриоземах (точка 1) и превышают  $2500\text{ }^{\circ}\text{C}$ ; в техноземах, верхняя часть профиля которых сформирована легкими супесями и суглинками (точка 2), приближаются к  $2400\text{ }^{\circ}\text{C}$ . В техноземе гумусогенном недифференцированном, с нанесением смеси потенциально плодородных пород (ППП) и плодородного слоя почвы (ПСП) на поверхность отвала (точка 4), сумма биологически активных температур ниже; здесь она максимально приближена к таковой естественных, зональных почв. Отмечается, что сформированные с участием углевмещающих пород эмбриоземы и техноземы характеризуются более высокой теплообеспеченностью по сравнению с зональными почвами. Анализ водного режима исследуемых почв показал значительные отклонения рекультивированных почв от водного режима зональных почв.

**Ключевые слова:** рекультивация, почва, отходы углеобогащения, техноземы, эмбриоземы, температура и влажность почв.

**Введение.** Кемеровская область – Кузбасс является одним из развитых промышленных регионов России. Объем добычи угля в Кузбассе за январь – сентябрь 2021 года составил 178,03 млн. т, и в сравнении с 2020 годом, за аналогичный период, добыча угля увеличилась на 9 % [1]. Производственная деятельность горнодобывающей и перерабатывающей отраслей оказывает существенное влияние на компоненты окружающей среды, происходит деградация рельефа местности, разрушение почвенного покрова, изменение видового разнообразия растительных сообществ, и образование отходов, объемы которых обусловлены масштабами добычи полезных ископаемых, технологией отработки месторождений [2]. Углесодержащие отходы после обогащения занимают особое место, и вопрос о размещении и использовании данных отходов является актуальным.

В соответствии с нормативной документацией отходы промышленного производства должны складироваться в специальных инженерных сооружениях, которые учитываются как объекты размещения отходов [3]. Однако, часто, на технологическом этапе рекультивации, с целью заполнения выработанного пространства (внутренних отвалов) используются отходы производства, в том числе и углесодержащие отходы после обогащения

полезных ископаемых. В настоящее время накоплен существенный опыт в восстановлении нарушенных территорий [4, 5, 6]. Также, ряд исследователей уделяют внимание вопросам применения угля в восстановлении нарушенных территорий [7, 8].

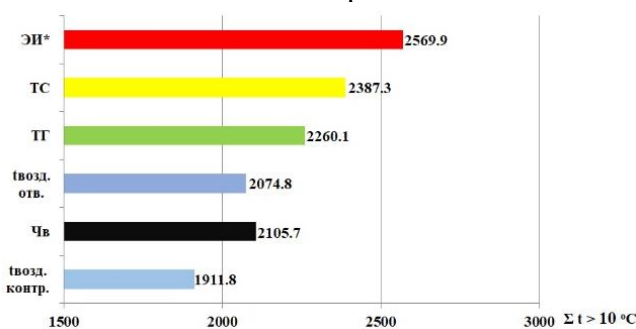
В связи с проведенными исследованиями были установлены негативные антропогенные факторы сформированных почв (техноземы и инициальные эбриоземы) на участках рекультивации нарушенных земель (высокая плотность сложения подстилающих пород (более 2 г/см<sup>2</sup>), повышенная щелочность от 8,04 до 9,22 ед.; значительное содержание общего углерода – от 11,2 до 26,5 %, в подстилающем горизонте, сложенном отходами углеобогащения), влияющие на развитие растительного и почвенного покрова. Дополнительными причинами угнетенного состояния растений на участках, рекультивированных с использованием отходов углеобогащения может быть изменение теплового и водного режимов нарушенных территорий [9]. Ведь именно температура почвы, наряду с влажностью, оказывает мощное воздействие на основные почвообразующие процессы, накопление биомассы и биологическую продуктивность ландшафта [10].

Цель работы: сравнительный анализ температурного и водного режимов молодых почв, сформированных на рекультивированных участках с отходами углеобогащения.

**Материалы и методы исследований.** Наблюдение за температурным и водным режимами проводилось на участках, рекультивированных с использованием отходов углеобогащения (продукт флотации «кек» и порода после углеобогащения). Участки располагаются на территории г. Ленинска-Кузнецкого, в западной части Кемеровской области – Кузбасса, практически в центре Кузнецкой котловины. Сформированные участки рекультивации различаются возрастом после выполнения рекультивационных работ и технологией формирования корнеобитаемого слоя. В качестве контрольного варианта был выбран участок с естественными почвами – черноземами выщелоченными. В соответствии с классификацией почв техногенных ландшафтов [11] молодые почвы на участках рекультивации представлены: без нанесения на поверхность отвала ППП и ПСП (точка 1 – эмбриозем инициальный (смесь отходов углеобогащения), возраст участка – более семи лет; с нанесением на поверхность ППП (точка 2 – технозем литогенный, возраст участка – более четырех лет); с нанесением смеси на поверхность отвала ППП и ПСП (точка 4 – технозем гумусогенный недифференцированный, возраст участка – более восьми лет). При этом слой ППП размещается непосредственно на отходы углеобогащения и служит своеобразным экраном и переходным горизонтом между ПСП и отходами (точки 2 и 4). Минералого-петрографический состав отходов углеобогащения на всех участках довольно схож, начиная с глубины 20 см и более присутствуют: обломки каменного угля, размеры обломков 10 – 30 мм до 0,1 мм, пыль угольная глинистая, обломки аргиллитов, песчаник мелкозернистый. Разрезы заложены на горизонтальной поверхности в центральной части участков. Контрольный участок – чернозем выщелоченный (точка 6). Также, проводилось наблюдения за температурой воздуха на рекультивированных участках и контрольном.

Измерение температурного режима в исследуемых почвах осуществлялось с использованием датчиков «Термохрон», которые устанавливались на глубинах 5, 15 и 35 см. Изучение температурного режима проводилось в течение одного года (с июня 2020 г. по июнь 2021 г.). Полученные данные использовались для определения температур, по которым в дальнейшем были рассчитаны среднегодовые значения и суммы биологически активных ( $\Sigma t > 10\text{ }^{\circ}\text{C}$ ) температур (рис. 1). Кроме того, учитывались максимальные и минимальные показатели, максимальные и минимальные среднесуточные температуры, суммы отрицательных и положительных среднесуточных температур, переход к отрицательным и положительным температурам (табл. 1). Водный режим почв определялся общепринятыми методами. Исследования по запасам полевой влажности проводились в течение двух лет (с июня по сентябрь 2020 г. и с мая по август 2021 г.). Оценка влагообеспеченности проводилась по запасам почвенной влаги с использованием почвенно-гидрологических констант. Подвижность влаги определялось по шкале, предложенной А.А. Роде [12].

**Результаты и обсуждение.** Исследования показали, что сумма биологически активных температур почв выше ( $\Sigma t > 10^\circ\text{C}$ ), чем у приземного слоя воздуха (рис. 1). Ее значения превышают температуру воздуха на 200 – 500 градусов. При этом, максимальное превышение отмечается в инициальных эмбриоземах (точка 1), минимальное – в черноземах выщелоченных (точка 6). Приведенные на рис. 1 данные показывают, что сумма температур выше  $10^\circ\text{C}$  в верхнем 5-сантиметровом слое различных почв варьирует в широких пределах. Максимальные значения в инициальных эмбриоземах (точка 1) превышают  $2500^\circ\text{C}$ ; в техноземах, верхняя часть профиля которых сформирована легкими супесями и суглинками (точка 2), приближается к  $2400^\circ\text{C}$ . В техноземе гумусогенном недифференцированном, с нанесением смеси на поверхность отвала ППП и ПСП (точка 4) сумма биологически активных температур ниже; здесь она максимально приближена к таковой зональных почв.



ЭИ – эмбриоземы инициальные (точка 1); ТС – технозем литогенный (точка 2) недифференцированные; ТГ – технозем гумусогенный недифференцированный (точка 4); Чв – черноземы выщелоченные

Рис. 1. Сумма биологически активных температур воздуха и почв на глубине 5 см

Оцениваемые параметры теплового режима также показывают, что за период измерений температура верхней части почв (5-сантиметрового слоя) опускалась до  $-15^\circ\text{C}$  в зимний период и поднималась до  $+40^\circ\text{C}$  летом (табл. 1). Ее среднегодовые значения остались в интервале от  $5,3$  до  $7,7^\circ\text{C}$ . Наиболее высокие значения среднегодовых и максимальных температур зафиксированы в инициальных эмбриоземах (точка 1), что очевидно связано с темно-серой окраской субстрата и высокой каменистостью, слагающей поверхность этих почв, а также со слабым развитием растительного покрова (общее проективное покрытие не более 7 %). Среднегодовая температура воздуха и почвы за период исследования существенно различаются. В тоже время температура воздуха на данной территории различалась незначительно. Над отвалами она составила  $1,2^\circ\text{C}$ , над контролем  $1,0^\circ\text{C}$ . Во всех почвах на рекультивированных участках средняя температура, также была положительной и существенно выше, чем температура воздуха и контрольного варианта. Максимальная среднесуточная температура была зафиксирована в инициальных эмбриоземах (точка 1) и составляла  $31,0^\circ\text{C}$  (глубина 5 см), что выше на  $3,1^\circ\text{C}$  в сравнении с контрольным вариантом. Минимальная среднесуточная температура отмечена в техноземах гумусогенных недифференцированных (точка 4) и составляла  $-10,1^\circ\text{C}$  (глубина 5 см), что максимально приближено к контрольному варианту (табл. 1). Максимальная среднесуточная температура на глубине 35 см была зафиксирована в инициальных эмбриоземах (точка 1) и техноземах литогенных (точка 2) и составляла  $26,0^\circ\text{C}$ , что выше на  $6^\circ\text{C}$ , чем в контрольном варианте. Анализ данных температурного режима в зимний период также показал существенные различия температур и ее динамику на глубине, между рекультивированными почвами и контрольным вариантом. Так, минимальная среднесуточная температура на глубине 35 см в инициальных эмбриоземах (точка 1) составляла минус  $3,5^\circ\text{C}$ , что теплее на  $3^\circ\text{C}$  контрольного варианта (черноземы выщелоченные) (табл. 1). Следует отметить, что в данный период все рекультивированные почвы с глубиной теплее, чем контрольный вариант.

Переход к отрицательным температурам для воздуха над рекультивированными почвами и контрольным вариантом был зафиксирован 13 ноября 2020 года.

Основные показатели, характеризующие температурный режим 35-сантиметрового слоя исследуемых почв

Тип почв	Глубина, см	Температура, °С									Сумма температур выше 10 °С
		среднегодовая	минимальная	максимальная	максимальная среднесуточная	минимальная среднесуточная	сумма отрицательных среднесуточных	сумма положительных среднесуточных	переход к отрицательным	переход к положительным	
Эмбриозем инициальный (ЭИ) – точка 1	5	6,8	-8,0	40,5	31,0	-7,7	-522,0	2874,35	14.11.20	05.04.21	2569,9
	15	7,5	-5,0	30,0	27,9	-5,0	-338,3	2894,08	18.11.20	04.04.21	2518,7
	35	7,7	-3,5	26,5	26,0	-3,5	-207,2	2829,8	01.12.20	11.04.21	2392,6
Технозем литогенный (ТС) – точка 2	5	6,7	-5,0	36,5	29,3	-5,0	-368,2	2686,68	15.11.20	06.04.21	2387,3
	15	7,1	-4,0	28,0	26,5	-4,0	-278,6	2718,13	01.12.20	11.04.21	2370,5
	35	7,5	26,5	26,0	25,8	-3,0	-190,3	2766,81	11.12.20	12.04.21	2380,5
Технозем гумусогенный недифференцированный (ТГ) – точка 4	5	5,9	-15,0	39,0	28,6	-12,2	-590,6	2608,71	15.11.20	03.04.21	2260,1
	15	6,1	-9,0	26,0	24,3	-8,1	-424,5	2520,76	30.11.20	08.04.21	2173,5
	35	6,2	-6,0	22,5	22,5	-6,0	-327,5	2462,13	26.12.20	18.04.21	2064,6
Чернозем выщелоченный (Чв) – контроль	5	5,3	-10,5	33,0	27,3	-10,1	-590,3	2400,48	16.11.20	09.04.21	2105,7
	15	5,3	-8,5	24,5	23,0	-8,3	-469,6	2307,06	01.12.20	15.04.21	1967,2
	35	5,4	-6,5	21,0	20,2	-6,5	-369,3	2225,35	27.12.20	29.04.21	1796,0
Т воздуха – контроль	-	1,0	-40,0	33,5	24,9	-39,5	-1961,75	2314,5	13.11.20	07.04.21	1911,8
Т воздуха на отвалах	-	1,2	-40,0	34,5	26,3	-38,9	-2029,83	2445,9	13.11.20	03.04.21	2074,76

В рекультивированных почвах и контрольном варианте данное событие произошло несколько позже: эмбриоземы инициальные (точка 1) – 14 ноября 2020 года (глубина 5 см) и 1 декабря 2020 года (глубина 35 см); техноземы литогенные (точка 2) – 15 ноября 2020 года (глубина 5 см) и 11 декабря 2020 года (глубина 35 см); техноземы гумусогенные недифференцированный (точка 4) – 15 ноября 2020 года (глубина 5 см) и 26 декабря 2020 года (глубина 35 см); черноземы выщелоченные (контроль) – 16 ноября 2020 года (глубина 5 см) и 27 декабря 2020 года (глубина 35 см). Устойчивый переход к положительным температурам для воздуха над рекультивированными почвами отмечен 3 апреля 2021 года, над контрольным вариантом 7 апреля 2021 года. Это может быть вызвано более быстрым сходом снега на рекультивированных участках по сравнению с контрольным. Переход через ноль к положительным температурам в рекультивированных почвах и контрольном варианте зафиксирован в разное время, а именно: эмбриоземы инициальные (точка 1) – 5 апреля 2021 года (глубина 5 см) и 11 апреля 2021 года (глубина 35 см); техноземы литогенные (точка 2) – 6 апреля 2021 года (глубина 5 см) и 12 апреля 2021 года (глубина 35 см); техноземы гумусогенные недифференцированные (точка 4) – 3 апреля 2021 года (глубина 5 см) и 18 апреля 2021 года (глубина 35 см); черноземы выщелоченные (контроль) – 9 апреля 2021 года (глубина 5 см) и 29 апреля 2021 года (глубина 35 см).

Наблюдения за устойчивыми переходами в сторону отрицательных и положительных температур рекультивированных почв и контрольного варианта показали, что в зимний период времени с глубиной по профилю эмбриоземы инициальные (точка 1) и техноземы



литогенные (точка 2) быстрее выхолаживаются, а в весенний период интенсивнее прогреваются. Причинами такого различия для инициальных эмбриоземов (точка 1), как было уже отмечено выше, являются темно-серая окраска субстрата, высокая каменистость слагающей поверхности этих почв, а также незначительный растительный покров (общее проективное покрытие не более 7 %, растения находятся в угнетенном состоянии), для технозема литогенного (точка 2) – незначительная мощность верхнего слоя из потенциально плодородной породы (около 20 см) [13]. Также эти варианты обладают меньшей влагоемкостью по сравнению с другими рекультивированными участками. Так, динамика влагозапасов на инициальном эмбриоземе (точка 1) показывает, что уровень влагозапасов в слое 0 – 20 см в вегетационный период, в течение двух лет исследования, находится в нижней части интервала ВРК (влажность разрыва капилляров) – ВЗ (влажность завядания) – в диапазоне труднодоступной влаги, а в середине июля опускается ниже уровня ВЗ. В слое 20 – 30 см влагозапасы еще меньше и за весь вегетационный период находятся в недоступной для растений форме. Полученные результаты свидетельствуют об очень напряженном водном режиме данных почв. Подобная картина наблюдается и на техноземе литогенном (точка 2) в слое 0 – 20 см. В слое 20 – 40 см в начале вегетационного периода влага находится в доступном состоянии для растений (рис. 2).

В техноземе гумусогенном недифференцированном (точка 4) события устойчивого перехода в сторону отрицательных и положительных температур приближены к контрольному варианту. Хороший растительный покров (общее проективное покрытие более 80 %) и более мощный верхний слой (30 см) из потенциально плодородной породы (по гранулометрическому составу, по классификации Качинского, материал мелкоземной части субстратов в основном относится к тяжелым суглинкам и глинам), а также наличие плодородного слоя почвы позволяют дольше удерживать влагу и обеспечивают наиболее благоприятные гидротермические условия для развития растительного покрова и восстановления почвенных процессов [14]. Так, наибольшее количество запасов влаги (с мая по июнь) отмечается в верхнем, гумусированном горизонте 0 – 20 см и на глубине 20 – 40 см. С повышением температуры воздуха и уменьшением количества атмосферных осадков запасы влаги по профилю исследуемых почв уменьшаются. Жаркий июль и теплый август не способствовали накоплению влаги в почвах, и в августе запасы влаги находились в интервале ВРК – ВЗ. Следует отметить, что на данном участке сформирован мощный растительный покров и в результате интенсивной транспирации и активного физического испарения происходит снижение влажности почв.

Водный режим зональных почв в течение всего вегетационного периода практически всегда оставался в интервале НВ (наименьшая влагоемкость) – ВРК (влажность разрыва капилляров) – в диапазоне легкодоступной влаги, за исключением второй половины августа. Следует отметить, что количество атмосферных осадков в вегетационный период по данным метеостанции в течение двух лет исследований существенно не изменялось.

Анализ водного режима исследуемых почв показал значительные отклонения рекультивированных почв от водного режима зональных почв. Это проявляется в дефиците влажности корнеобитаемого слоя, причем на участках 1 (эмбриозем инициальный, верхний слой отсыпан отходами углеобогащения) и 2 (технозем литогенный, верхний слой отсыпан легкими супесями и суглинками) в корнеобитаемом слое (0 – 20 см) дефицит влаги наблюдается на протяжении всего вегетационного периода. Вероятнее всего, значительная каменистость субстрата и высокие летние температуры на поверхности исследуемых почв (максимальная температура в летний период в верхней части (пятисантиметрового слоя) инициального эмбриозема поднималась до + 40 °С), и недостаточная мощность верхнего слоя из благоприятной породы для биологического освоения – все это приводит к иссушению верхнего горизонта молодых почв и отрицательно влияет на запасы продуктивной влаги в сравнении с естественными почвами.



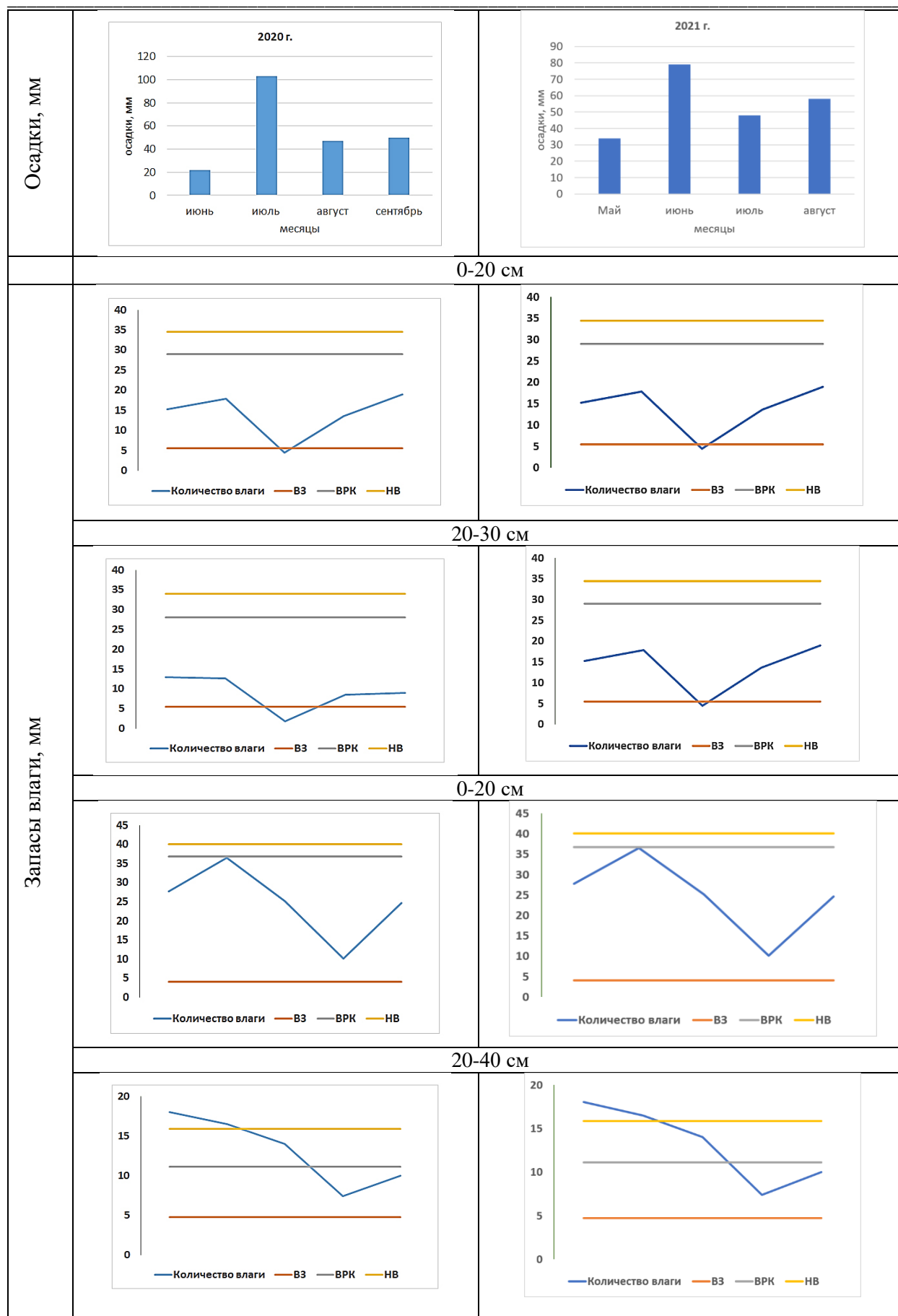


Рис. 2. Сезонная динамика запасов на начальном эмбриоземе (точка 1) и техноземе литогенном (точка 2)

**Выводы.** Оценивая параметры температурного режима исследуемых почв, можно утверждать, что сформированные с участием углевмещающих пород эмбриоземы и техноземы характеризуются более высокой теплообеспеченностью по сравнению с зональными почвами. Согласно классификации теплового режима почв, предложенной В.Н. Димо, зональные почвы (черноземы выщелоченные) относятся к холодным, длительно- и сезонно-промерзающим почвам [15], а все рекультивированные почвы по этой классификации уже относятся к сезоннопромерзающим, что свидетельствует о более высокой теплообеспеченности данных территорий. С одной стороны, использование субстрата из отходов углеобогащения приводит к улучшению теплового режима почв рекультивируемых участков, что немаловажно для Кузбасса, природно-климатические условия которого во многих районах характеризуются дефицитом теплообеспеченности, но без улучшения водного режима рекультивированных почв они будут испытывать дефицит влаги для развития растительного покрова.

С другой стороны, высокая теплообеспеченность рекультивированных территорий отходами углеобогащения может быть следствием окислительных процессов в теле отвала, в результате которых выделяется тепло. Постепенное окисление углей в теле отвала может привести к развитию пожароопасной ситуации на территории, а также явиться мощным источником выделения CO<sub>2</sub> и вносить вклад в изменение климата и экосистемы. В настоящее время проводятся исследования рекультивированных почв (горизонт D техноземов и инициальных эмбриоземов, сложенных отходами углеобогащения) методом окисленности углей. Исследования выполнены при финансовой поддержке РФФИ и Кемеровской области в рамках научного проекта № 20-44-420006\20.

#### Список литературы

1. Таразанов И.Г. Итоги работы Угольной промышленности России за январь – сентябрь 2021 года // Уголь. – 2021. – № 1. – С. 47–58.
2. Семина И.С., Андроханов В.А., Куляпина Е.Д. Опыт использования отходов углеобогащения для рекультивации нарушенных участков // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2020. – №9. – С. 159–175.
3. ГОСТ 30772-2001 Ресурсосбережение. Обращение с отходами. Термины и определения. – Москва : Изд-во стандартов, 2002. – 15 с.
4. Ruiz F, Perlatti F, Oliveira DP, Ferreira TO. Revealing tropical technosols as an alternative for mine reclamation and waste management // Minerals. – 2020 – Vol. 10 (2). – P.110..
5. Masciandaro G. Phytoremediation of dredged marine sediment: Monitoring of chemical and biochemical processes contributing to sediment reclamation // Journal of Environmental Management. – 2014. – Vol. 134. P. 166-174.
6. Santos ES, Abreu MM, Macías F. Rehabilitation of mining areas through integrated biotechnological approach: Technosols derived from organic/inorganic wastes and autochthonous plant development // Chemosphere. – 2019. – Vol. 224. – P. 765-775.
7. Нечаева Т.В., Соколов Д.А., Соколова Н.А. Оценка поглотительной способности углей различной степени метаморфизации на примере фиксации калия // Вестник Томского государственного университета. – Биология. – 2018. – № 44. – С. 6–23.
8. Glaser B, Birk JJ. State of the scientific knowledge on properties and genesis of Anthropogenic Dark Earths in Central Amazonia (terra preta de Índio) // Geochimica et Cosmochimica Acta. – 2012. – Vol. 82. – P. 39-51.
9. Кашулина Г.М., Литвинова Т.И., Коробейникова Н.М. Сравнительный анализ температуры горизонта О подзола на двух в различной степени деградированных участках техногенно трансформированной экосистемы (Кольский полуостров) // Почвоведение. – 2020. – № 9. – С. 1132–1143.
10. Хазиев Ф.Х. Температура и влажность как экологические факторы биологической активности почв // Экология. – 1976. – № 6. – С. 50–55.

11. Курачев В.М., Андроханов В.А. Классификация почв техногенных ландшафтов // Сибирский экологический журнал. – 2002. – № 3. – С. 255–261.
12. Роде А.А. Основы учения о почвенной влаге. – Л.: Гидрометеиздат, 1965. – Т. 1. – 663 с.
13. Semina I.S., Androkhanov V., Solovyev S. Assessment of revegetation with waste coal on the reclaimed sites in the Kemerovo Region – Kuzbass // E3S Web of Conferences : International Scientific and Research Conference on Knowledge-Based Technologies in Development and Utilization of Mineral Resources, Novokuznetsk, Russia, June 1–4. – 2021. – Vol. 330.
14. Семина И.С., Андроханов В.А. Почвенно-экологическое обследование участков рекультивированными отходами углеобогащения, на примере Кемеровской области – Кузбасса / И.С. Семина // Уголь. – 2021. – № 7 (1144). – С. 57–62.
15. Димо В.Н. Тепловой режим почв СССР. – Москва : Сельхозгиз, 1949. – 447 с.

УДК 574.3

## ОПРЕДЕЛЕНИЕ ЖИЗНЕПРИГОДНОСТИ ЭМБРИОЗЕМОВ ЗАРАСТАЕМЫХ ХВОСТОХРАНИЛИЩ АБАГУРСКОЙ ОБОГАТИТЕЛЬНОЙ ФАБРИКИ

<sup>1</sup>Глумова Е.С., <sup>1</sup>Булавина М.С. <sup>2</sup>д.б.н. Андроханов В.А.

1 – Лицей № 34, г. Новокузнецк, Россия

2 – Институт почвоведения и агрохимии СО РАН, г. Новосибирск, Россия

**Аннотация.** Изучена жизнеспособность органо-аккумулятивных эмбриоземов по показателям: встречаемость, культурально-морфологическое разнообразие и рост почвообразующей *Azotobacter chroococcum Beijerinck*; анализ энергии прорастания, всхожести семян, морфометрических и весовых показателей проростков *Avena sativa L.*, *Trifolium repens L.*, *Sinapis alba L.*, выращенных на пробах эмбриоземов; актуальная кислотность эмбриозёмов.

**Ключевые слова:** органо-аккумулятивные эмбриоземы, жизнеспособность, техногенные отходы, *Azotobacter chroococcum Beijerinck*, лесная рекультивация.

Проблема восстановления продуктивных свойств почв на территориях, нарушенных при добыче и переработке твёрдых полезных ископаемых, стоит чрезвычайно остро. Естественное преобразование техногенных отходов до почвоподобных тел происходит медленно и мозаично. Новообразование биогенности в верхнем (корнеобитаемом) слое сдерживается негативным наследием литогенных пород и технологических реагентов, ограничивающих колонизацию растений и микроорганизмов, участвующих в формировании гумуса и биологической активности почв. Актуальным и своевременным является изучение жизнеспособности биогенно-неразвитых почв – эмбриозёмов, образующихся на отходах агломерации железной руды [2].

Цель исследования: изучить жизнеспособность эмбриозёмов зарастаемых хвостохранилищ Абагурской обогатительной фабрики.

Задачи исследования:

1. Провести анализ показателей энергии прорастания, всхожести семян, морфометрических показателей проростков овса посевного (*Avena sativa L.*), клевера белого (*Trifolium repens L.*), горчицы белой (*Sinapis alba L.*), выращенных в лабораторных условиях.
2. Определить актуальную кислотность исследуемых эмбриозёмов (рН).
3. Изучить встречаемость и морфологическое разнообразие азотфиксирующей аэробной бактерии *Azotobacter chroococcum Beijerinck*.

Предмет исследования: жизнеспособность органо-аккумулятивных эмбриозёмов на самозарастаемых участках хвостохранилища, морфологические особенности *Azotobacter chroococcum Beijerinck*, как тест-системы.

Нами исследованы эмбриозёмы органо-аккумулятивные, формирующиеся на зарастаемых отходах агломерации обогащения железосодержащей руды и её концентратов Абагурской обогатительно-агломерационной фабрики г. Новокузнецка, Кемеровской области.

Для выявления встречаемости и культурально-морфологического разнообразия аэробной бактерии *Azotobacter chroococcum Beijerinck* использовали метод обрастания почвенных комочков на питательной среде Эшби. Для определения фитотоксичности органо-аккумулятивных эмбриозёмов использовали семена овса посевного (*Avena sativa L.*), клевера белого (*Trifolium repens L.*), горчицы белой (*Sinapis alba L.*). Семена предварительно размещали в чашках Петри (по 25 штук в каждой) в 3-х кратной повторности. рН исследуемых эмбриозёмов определяли традиционным в почвоведении методом с использованием датчика рН в 3-х повторностях. Математическая обработка результатов выполнена в программах Statistica, Excel.

Техногенные отходы переработки твердых полезных ископаемых представляют серьёзную экологическую проблему. В Кузбассе источником загрязнения окружающей среды являются отходы агломерации преимущественно магнетитовых руд ( $Fe_3O_4$ ), запасы которых составляют в регионе более 1,5 млрд. т. Кроме железа, они содержат, сульфиды цинка, меди, а также кобальт, бор, золото. Они присутствуют в отвалах рудников и в отстойниках аглофабрик, одна из которых Абагурская обогатительная фабрика – крупный промышленный объект, расположенный в г. Новокузнецке, Кемеровской области. Ее хвостохранилище действует с 1954 года, занимает к настоящему времени площадь около 35 га, где скопилось более 50 млн. м<sup>3</sup> отходов [3], является причиной многолетнего загрязнения атмосферы города. Хвосты – это мелкозернистые или пылеватые пески, зачастую очень токсичные и радиоактивные [1]. По истечении 30-40 лет на поверхности минеральных отходов регистрируются локальные природоподобные образования – эмбриозёмы. Они пребывают десятилетиями на открытом воздухе, представляя угрозу окружающей среде. Первичное почвообразование в них происходит медленно. Эмбриозёмы органо-аккумулятивные – это хвосты магнитной сепарации рудных пород, представляющие собой смесь измельчённой железосодержащей руды и технологических реагентов после обогатительного передела минерального сырья.

Объёмы техногенных отходов растут, обуславливая повышение экологической нагрузки на окружающую среду. Для её снижения предлагается вовлечение отходов в озеленение, которое невозможно без активизации почвообразования в корнеобитаемом слое и детоксикации тяжёлых металлов в ней.

Для этих целей предлагается привнос традиционных и альтернативных почвоулучшителей, применение биоаугментации – добавки микроорганизмов, преимущественно местного происхождения, способных к детоксикации [4].

Следует отметить, что в пробах молодых почв, формирующихся на железорудных отходах, обнаружено минимальное содержание углерода. Низкие значения Сорг. выявлены в эмбриозёмах под злаковой растительностью – 1,22%, в варианте эмбриозёмов под ассоциацией злаковых и бобовых растений – 4,05% [2]. Низкое содержание Сорг. обусловлено наличием в техногенном субстрате хлоридов и сульфатов, закисляющих эмбриозёмы (табл. 1).

Таблица 1

Результаты анализа определения углерода

№ пробы (нумерация Л.Д.)	С, %	Повторности				min-max	Гумус, % (в пересчёте на 1,724)
		1	2	3	4		
1	1,22	1,34	1,21	1,12		1,12-1,34	2,103
2	4,05	3,878	4,15	4,21		3,878-4,21	6,982

Низкое содержание Сорг. обусловлено наличием в техногенном субстрате хлоридов и сульфатов, закисляющих эмбриозёмы [2], (табл. 2).

Солевой состав водной вытяжки субстрата [2]

Плотный осадок, %	Содержание подвижной формы, мг-экв/100г							Токсичность	
	CO32-	HCO3-	Cl-	SO42-	Ca2+	Mg2+	Na++K+	По Cl-	По SO42-
2,74	-	0,68	1,04	33,43	10,10	17,52	6,50	3,40	3,10

**Результаты исследований и их обсуждение.** На первом этапе – осенью 2021 года были отобраны почвенные образцы на Абагурской обогатительной фабрике: точка №1: органо-аккумулятивные эмбриозёмы под злаковой растительностью. Проектное покрытие на участке достигает 40 % и представлено однолетними и многолетними травами: овсяница луговая (*Festuca pratensis*), кострец безостый (*Bromopsis inermis*), веерник (*Miscanthus capensis*), ежа сборная (*Dactylis glomerata*), пырейник сибирский (*Elymus sibiricus L.*). Точка №2: органо-аккумулятивные эмбриозёмы под ассоциацией злаковых и бобовых растений. Проектное покрытие на участке достигает 90 % и насчитывает около 30 видов. Среди злаков доминируют костер безостый (*Bromopsis inermis*), овсяница луговая (*Festuca pratensis*), часто встречается житняк гребенчатый (*Agropiron cristatum*), реже полевица тонкая (*Agrostis tenuis Sibth*). Среди бобовых определяются доминантные виды – донник лекарственный (*Melilotus officinalis*), донник белый (*Melilotus albus*) и клевер красный (*Trifolium pratense*). Среди разнотравья преобладают различные виды полыни – обыкновенная (*Artemisia vulgaris L.*), в растительном покрове присутствует большая доля сорных видов – синяк обыкновенный (*Echium vulgare L.*), бодяк полевой (*Cirsium arvense*).

На втором этапе, для определения фитотоксичности были использованы семена овса посевного (*Avena sativa L.*), клевера белого (*Trifolium repens L.*), горчицы белой (*Sinapis alba L.*), приобретённые в фирме «Агрос», с действующим сроком годности. Семена предварительно размещали в чашках Петри (по 25 штук в каждой) в 3-х кратной повторяемости. О фитотоксичности эмбриоземов судили по энергии прорастания, всхожести, длине и сухой массе корней и ростков данных культур. Получены следующие результаты.

Энергия прорастания – это количество нормально проросших семян в течение установленного короткого срока, выраженное в процентах от всего количества семян. Установлено, что всхожесть семян овса посевного (*Avena sativa L.*), клевера белого (*Trifolium repens L.*) и горчицы белой (*Sinapis alba L.*) в контроле (на дистиллированной воде) составила - 98%, 94% и 96% соответственно. На участках в эмбриозёмах под злаковой растительностью всхожесть оказалась ниже, чем на участках под ассоциацией злаковых и бобовых растений и составила 89%, 88% и 53% соответственно (рис. 1, табл. 3).

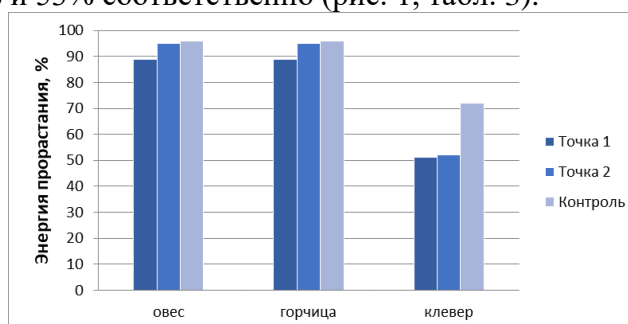


Рис. 1. Диаграмма значений энергии прорастания семян

Всхожесть семян – это количество появившихся всходов, выраженное в процентах к количеству высеванных семян. По результатам оказалось, что всхожесть семян на 7 сутки выращивания овса, клевера и горчицы в контроле (на дистиллированной воде) составила - 98%, 94% и 96% соответственно.

На участках в эмбриозёмах под злаковой растительностью всхожесть оказалась ниже, чем на участках под ассоциацией злаковых и бобовых растений (рис. 2, табл. 4).

Таблица 3

Значения коэффициента вариаций энергии прорастания проростков, %

Субстрат	Растение	N	U, %
Точка 1	Овес	3	8,2
	Горчица	3	9,1
	Клевер	3	7,4
Точка 2	Овес	3	7,3
	Горчица	3	5,6
	Клевер	3	6,3
Контроль	Овес	3	9,6
	Горчица	3	9,8
	Клевер	3	6,1

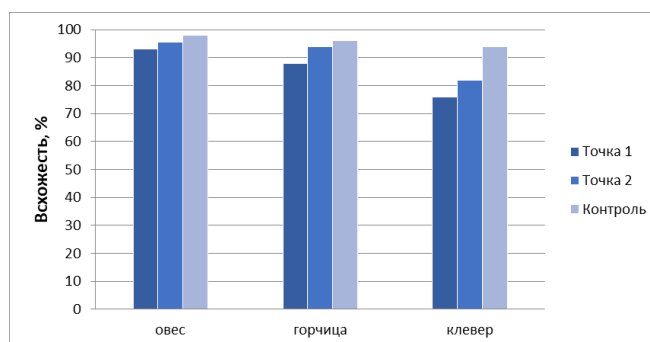


Рис. 2. Диаграмма значений всхожести семян

Таблица 4

Значения коэффициента вариаций всхожести проростков, %

Субстрат	Растение	N	U, %
Точка 1	Овес	3	5,3
	Горчица	3	6,8
	Клевер	3	5,2
Точка 2	Овес	3	9,3
	Горчица	3	8,3
	Клевер	3	5,2
Контроль	Овес	3	7,3
	Горчица	3	6,5
	Клевер	3	5,9

Анализ морфометрических данных проростков в исследуемых пробах показывает, что на участках под злаковой растительностью наблюдается подавление роста корней по сравнению с контролем: овса и горчицы в 1,13-1,15 раза, клевера белого в 2,2 раза.

В пробах эмбриозёмов, отобранных под ассоциацией злаковых и бобовых растений длина корней так же оказалась ниже контрольных значений: овес в 1,08 раза, горчица в 1,4 раза, клевер в 2,3 раза, составила 86,84 мм, 50,67 мм и 11,53 мм соответственно. Длина ростков исследуемых проростков во всех пробах сохраняет схожую тенденцию. Таким образом, исследуемые образцы почв проявляют свою фитотоксичность (рис. 3).

В пробах эмбриозёмов сухая масса проростков овса оказывается ниже, по сравнению с контрольными значениями и составляет: 150мг под злаковой растительностью и 180 мг под ассоциацией растений. Стоит отметить, что масса корней проростков овса в исследуемых пробах выше, чем таковая у ростков в 1,1 - 1,3 раза, что говорит о недостатке минеральных и органических веществ (азота и Сорг), необходимых для питания растений.

Недостаток азота и засоленность субстрата увеличивает относительный вес корней, что и показывают результаты исследования [7].

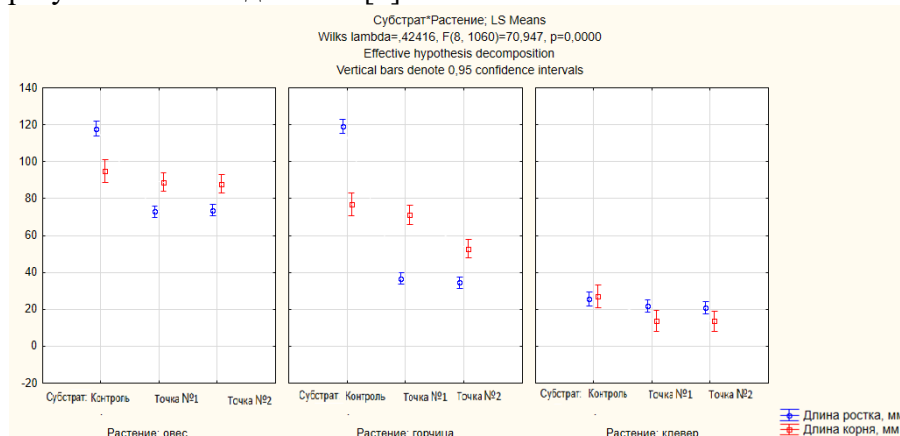


Рис. 3. Диаграмма значений длины ростков и корешков проростков

Масса проростков клевера и горчицы во всех точках оказалась ниже контроля: клевер в 1,2-1,3 раза, горчица в 1,3-1,4 раза (рис. 4, табл. 5). Тем не менее в пробах эмбриозёмов отобранных под ассоциацией злаковых и бобовых растений показатели сухой массы клевера и горчицы оказываются выше. Во всех исследуемых образцах с этих точек, масса ростков оказывается выше массы корней проростков, что соответствует нормальным значениям, не исключено, что на полученные результаты позитивное влияние оказывают метаболиты азотобактера, продуцента биогенного азота ростовых веществ и хелатов.

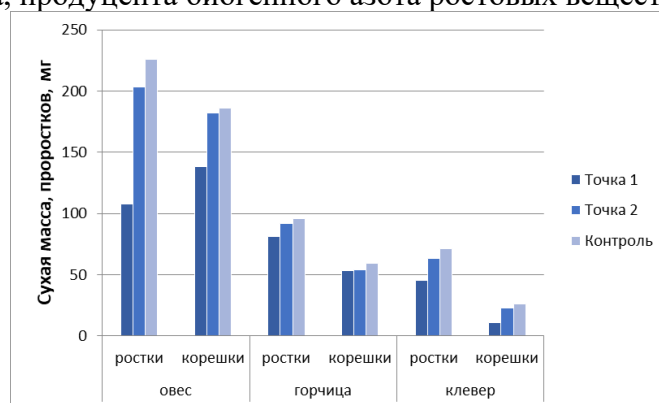


Рис. 4. Диаграмма значений массы проростков

Таблица 5

Морфометрические данные горчицы, овса, клевера

Субстрат	Растение	Длина	N	M	σ	v, %	Доверительный интервал	
							-95%	95%
1	Горчица	Длина ростка, мм	3	34,5	6,2	18,1	33,0	36,0
		Длина корня, мм	3	52,8	15,3	28,0	46,8	58,7
	Клевер	Длина ростка, мм	3	21,0	7,8	37,4	19,0	23,0
		Длина корня, мм	3	13,5	5,5	20,3	12,2	14,9
	Овес	Длина ростка, мм	3	73,7	17,3	23,5	69,7	77,8
		Длина корня, мм	3	88,0	18,7	21,2	83,7	92,3
2	Горчица	Длина ростка, мм	3	36,7	6,9	18,7	35,0	38,4
		Длина корня, мм	3	71,0	24,4	28,4	62,5	79,4
	Клевер	Длина ростка, мм	3	21,9	9,0	20,8	19,6	24,3
		Длина корня, мм	3	13,9	6,1	24,2	12,2	15,5

Субстрат	Растение	Длина	N	M	$\sigma$	v, %	Доверительный интервал	
							-95%	95%
	Овес	Длина ростка, мм	3	72,9	14,9	20,4	69,4	76,5
		Длина корня, мм	3	88,9	17,2	19,4	84,7	93,0
контроль вода	Горчица	Длина ростка, мм	3	137,6	11,9	8,6	122,8	152,3
		Длина корня, мм	3	109,2	11,9	10,9	94,4	124,0
	Клевер	Длина ростка, мм	3	49,5	10,1	20,4	36,9	62,0
		Длина корня, мм	3	7,7	4,5	38,4	2,1	13,3
	Овес	Длина ростка, мм	3	186,4	12,3	6,6	171,1	201,7
		Длина корня, мм	3	38,0	5,9	15,5	30,7	45,3

На третьем этапе мы определяли встречаемость и морфологическое разнообразие азотфиксирующей аэробной бактерии *Azotobacter chroococcum Beijerinck* методом обрастания почвенных комочков.

*Azotobacter chroococcum Beijerinck* включён в состав показателей эколого-гигиенической оценки класса опасности отходов производства и потребления [6]. Для обнаружения этого представителя аэробной почвообразующей микрофлоры использовали метод обрастания почвенных комочков на питательной среде Эшби. На чашках Петри со стерильной средой Эшби помещали 50 комочков почвы диаметром 1-2 мм, чашки ставили в термостат при  $t=28^{\circ}\text{C}$ . В течении двух суток, через каждые 12 часов подсчитывали количество комочков почвы с колониями азотобактера, а также учитывали его морфологические особенности, согласно нормам по ГОСТу [6]. По результатам исследования встречаемости *Azotobacter chroococcum Beijerinck* в органических органо-аккумулятивных эмбриоземах было установлено, что эмбриоземы в исследуемых пробах жизнепригодны для азотобактера, обрастание почвенных комочков составило 96-98%. Стоит отметить, что колонии имеют ряд морфологических особенностей: были обнаружены колонии с ризоидной формой роста, что является защитной реакцией от неблагоприятных условий (рис. 5).

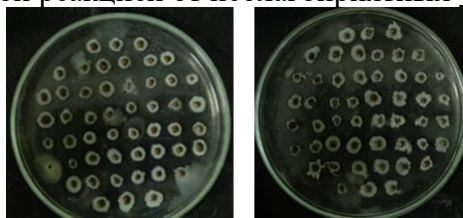


Рис. 5. Метод обрастания почвенных комочков

Обнаружены колонии, подавляющие рост актиномицетов и слабая флюоресценция (обнаружена в одной колонии): такие морфологические особенности можно объяснить экстремальными условиями обитания (температура, влажность, химический состав грунта, низкое содержание органического углерода) и высокой конкуренцией за источники минерального органического питания (рис. 6).

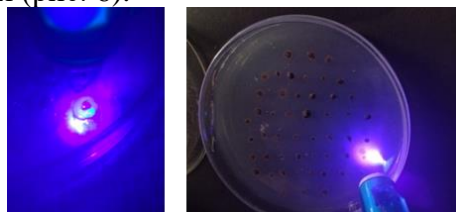


Рис. 6. Слабая флюоресценция *Azotobacter chroococcum Beijerinck*

На четвертом этапе мы определяли актуальную кислотность исследуемых эмбриозёмов (рН). Во всех исследуемых точках наблюдается слабокислая среда, что оказывает негативное влияние на рост и развитие растений (табл. 6).



Результаты анализа определения рН

№ пробы	Повторности			Среднее значение рН
	1	2	3	
1	6,05	6,05	6,14	6,08
2	5,85	5,98	6,08	5,97

Таким образом, рассматриваемые точки эмбриозёмов, наследуют токсичные свойства сульфидсодержащих отходов агломерации железной руды, о чем и свидетельствуют полученные показатели. Для приготовления почвенной вытяжки использовали бидистиллированную воду (рН=6,7).

**Выводы.** Все исследуемые образцы органо-аккумулятивных эмбриозёмов хвостохранилищ Абагурской агломерационной обогатительной фабрики под знаками и ассоциацией злаковых и бобовых растений оказались фитотоксичны. Анализ сухой массы ростков и корней проростков свидетельствует также о недостатке азота. Не исключено, что положительное влияние на полученные результаты оказывают метаболиты азотобактера, продуцента биогенного азота ростовых веществ и хелатов.

Во всех исследуемых точках эмбриозёмов наблюдается слабокислая среда, что также оказывает негативное влияние на рост и развитие растений.

В лабораторных условиях обнаружен представитель аэробной почвообразующей микрофлоры – *Azotobacter chroococcum Beijerinck*.

По результатам исследования встречаемости *Azotobacter chroococcum Beijerinck* в органических органо-аккумулятивных эмбриоземах было установлено, что эмбриоземы в исследуемых пробах жизнепригодны, обрастание почвенных комочков составило 96-98%. Колонии имеют ряд морфологических особенностей: были обнаружены колонии с ризоидной формой роста, что является защитной реакцией от неблагоприятных условий.

Органо-аккумулятивные эмбриоземы, формирующиеся на зарастаемых участках Абагурского хвостохранилища, проявляют относительно низкую токсичность для растений и для азотфиксирующих бактерий, которые приспособляются к этим условиям, что и показывают наши результаты исследования. Семена овса, горчицы и клевера можно использовать в качестве чувствительных тестов для определения жизнепригодности эмбриозёмов. Данная работа будет продолжена. В дальнейшем планируется подобрать методы биологической рекультивации с использованием азотфиксирующей бактерии азотобактер.

### Список литературы

1. Артамонова В.С., Булавина М.И. Об участии гетеротрофных микроорганизмов в первичном почвообразовании на отходах агломерации железных руд // Вестник Пермского университета. Сер. Биология.
2. Булавина М.И., Артамонова В.С. О токсичности почв, формирующихся на техногенных отходах // Симбиоз-Россия 2020: сб. стат. XII всерос. конгресса молодых ученых-биологов, 28–30 сентября 2020 г., Пермский государственный национальный исследовательский университет. – Пермь, 2020.
3. Булавина М.И., Артамонова В.С. Определение фитотоксичности эмбриозёмов зарастаемых хвостохранилищ Кузбасса // Экологический мониторинг опасных промышленных объектов: современные достижения, перспективы и обеспечение экологической безопасности населения: сб. науч. трудов 2-й всерос. науч.-практ. конф. – Саратов: Амирит, 2020.
4. Водолеев А.С., Андроханов В.А., Клековкин С.Ю. Почвоулучшители: рекультивационный аспект. – Новосибирск: Наука, 2007. – 148 с.
5. ГОСТ Р ИСО 22030 – 2009. Качество почвы. Биологические методы. Хроническая фитотоксичность в отношении высших растений. – М.: Стандартинформ, 2010. – 28с.

6. СП 2.1.7.1386-03. Почва, очистка населенных мест. Отходы производства и потребления. Определение класса опасности токсичных отходов производства и потребления. – М., 2003. – 15 с.

7. Шилова И.И. Корневые системы многолетних злаковых растений в условиях шламового отвала уральского алюминиевого завода: ученые записки УрГУ, 1969. – № 94. – С. 147.

УДК 622.2:504.054

## ПОТЕНЦИАЛ ГЕНЕРАЦИИ «ПАРНИКОВЫХ» ГАЗОВ УГОЛЬНОЙ ПРОМЫШЛЕННОСТЬЮ КУЗБАССА

Дробышев В.К., к.т.н. Стерлигов В.В.

Сибирский государственный индустриальный университет, г. Новокузнецк, Россия

**Аннотация.** Рассмотрена работа угольной промышленности в условиях реализации Парижского Соглашения, основанного на сокращении выбросов в атмосферу продуктов горения, прежде всего CO<sub>2</sub>. Это может быть достигнуто либо снижением потребления углеводородного топлива, либо за счёт репрессивных мер для пользователей угля.

**Ключевые слова:** Парижское соглашение по климату, парниковые газы, шахтный метан, диоксид углерода, углеродный налог.

Историки, изучая прошлое, и футурологи, пытаясь предсказать будущее человечества, сходятся на том, что для прогресса необходимо три компонента – материалы, энергия и знание. Целые эпохи были названы по этим признакам: каменный век, атомный век, информационный век.

Правительство России в соответствии с принятыми в стране порядком планирования разработало и приняло «Энергетическую стратегию РФ на период до 2035 года», признавая этим приоритет энергетики. В рамках этого документа был разработан план реализации этой стратегии. Отличием в этой общепринятой практике законоприменительных актов и действий особое внимание уделено внедрению в сознание молодежи понимания важности энергетических процессов, о чём свидетельствует межведомственный план мероприятий, утверждённый пятью разными федеральными органами управления, включая Минэнерго, Министерство науки и высшего образования.

Руководствуясь этими же целями ряд студентов Сибирского государственного индустриального университета энергетических специальностей создали общественное объединение «Клуб ЮнЭнерго» (Энергия юности) и представляемая работа есть результат работы этого клуба, и, конечно она посвящена вопросам энергетики.

С другой стороны, все мы рождены, живём, учимся и собираемся работать в Кузбассе и поэтому эта первая работа посвящена изучению положения базовой для Кузбасса отрасли-угольной промышленности. Нам понятна роль угля, доступны в понимании тенденции использования углеводородного топлива, но нам пока неизвестны работы и статьи по положению Кузбасса в этой новой обстановке. Планируя добычу угля на уровне 400 млн. тонн в год, что обеспечит благосостояние региона, мы хотим предостеречь об одной угрожающей Кузбассу опасности – введения санкций по производству выбросов (парниковых газов), что ведет к намерениям практического отказа от производства угля.

Для нас наибольший интерес представляет энергия, которая в настоящее время всё же большей частью реализуется за счёт накопленных за миллиарды лет горючих ископаемых, созданных энергией Солнца. Материально – энергетическое равновесие нашей планеты в разные геологические эпохи складывалось по-разному. Для юного возраста Земли преимущественно происходило накопление энергии в полезных ископаемых. Сейчас мы имеем преобладание объёма потребления над объёмом аккумуляции энергии, что приводит

к снижению запасов топливных ископаемых ресурсов. Это убедительно показано в работе [1], содержащей строгий и обширный анализ ресурсов мировой экономики. Тридцатилетний мониторинг прогнозов этой работы подтверждает правильность сделанных выводов.

Снижение запасов энергии, в том числе в виде угля, казалось бы, должен радовать угольщиков, так как сокращение объёма рынка угля должно привести к возрастанию стоимости угля как дефицитного товара и прибылей производителей угля. Но увлекшись извлечением энергии из топливно-минеральных материалов, человечество забыло о материальном балансе и снижении запасов любого топлива, включая уголь: обращая химическую энергию углеводородов в тепловую и далее по "пищевой цепочки" с обязательной необходимостью приходится производить перерождение топлива в газовые выбросы и золу. Таким образом, человечество столкнулось с проблемой "парниковых газов" и потепления климата Земли.

Первые международные акты, выражающие озабоченность человечества о влиянии выбросов продуктов горения на климат планеты, относятся ещё к XX веку. Мы не будем ссылаться ввиду их большой известности и признания на такие документы, как Рамочная конвенция ООН по вопросам изменения климата и Киотский протокол, принятые ещё в 90-е годы прошлого столетия. Обратимся к современной ситуации, отраженной в Парижском Соглашении [2]. Этот международный акт, подписанный представителями 189 стран, был ратифицирован в России Постановлением Правительства РФ [3], а затем введён в действие рядом законодательных документов [4-6] и подтверждён Президентом РФ в печати с обещанием снижения "углеродного следа" к 2060.

Такая позиция является очень важной для Кузбасса, активного производителя угля в стране, а также территории, где основной доход, а, следовательно, и социальная жизнь, зависит от производства угля.

Концепция реализации Парижского Соглашения основана на сокращении выбросов в атмосферу продуктов горения, прежде всего  $\text{CO}_2$ . Это может быть достигнуто или снижением потребления углеводородов (далее в важном для нас контексте означает "уголь") или же за счёт репрессивных мер для пользователей угля, (в виде штрафов, санкций, тарифов и др.), что в конечном итоге отразится на поставщиках угля.

В данной статье не рассматриваются вопросы замещения энергии угля другими видами топлив и источников, здесь речь идёт только о возможных условиях работы угольной промышленности. Вначале будут рассмотрены условия, связанные с выбросами диоксида карбоната  $\text{CO}_2$  как продукта горения угля.

Химия горения углеводородного топлива дает уравнение реакции окисления углерода



При этом на основе материального баланса получаем, что на 1 кг сожжённого углерода образуется 3,67 кг  $\text{CO}_2$ . Все сообщения о поисках нового способа сжигания топлива ничего не меняют и основаны на безграмотности. Поэтому единственным и основным способом снижения выбросов  $\text{CO}_2$  является снижение расхода топлива при повышении энергоэффективности в технологиях и агрегатах, где топливо входит, как компонент этой технологии, и энергосбережении, когда имеет пассивное использование энергии.

При таком подходе становится очевидным, что содержание углерода в топливе (угле) будет определять объёмы выбросов  $\text{CO}_2$ , поэтому выбор топлива с определенных составом является одним из способов управления выбросами. Но состав топлива определяет его ценность, выражаемую теплотой сгорания. При этом возникает логическая цепочка: количество углерода в сжигаемой массе топлива определяет необходимую массу топлива  $M_f$  для удовлетворения энергетических потребностей.

С другой стороны, количество сожжённого угля определяет объём выбросов. Для замыкания этой цепочки в целях определения выбросов  $\text{CO}_2$  представляется рациональным ввести такую характеристику топлива как "удельный объём эмиссии  $\text{CO}_2$ " [ $\text{м}^3/\text{кДж}$ ], [ $\text{м}^3/\text{МДж}$ ], которая определяется выражением

$$q_r = \frac{V_{CO_2}}{Q_H^P}, [m^3/kДж] \quad (2)$$

где  $Q_H^P$  – теплота сгорания 1 кг угля, кДж<sup>3</sup>/кг;  $V_{CO_2}$  – объём выбросов CO<sub>2</sub>, м<sup>3</sup>/кг.

Эти величины находятся при расчете горения топлива по известным методикам [7]. Обработка литературных данных, представленных в работе [8], показала устойчивый показатель свойств угля. Для кузнецких энергетических углей марок Г, Д, Т эта величина равна  $(0,190 \div 0,210) \cdot 10^{-3} \text{ м}^3/\text{ккал} = (0,810 \div 0,860) \cdot 10^{-3} \text{ м}^3/\text{кДж}$ . Эти данные получены для разных марок и для разных шахт.

Накопление статистического материала позволило бы определить устойчивую величину для угля, которую, на наш взгляд, необходимо вводить в сертификат происхождения (соответствия). Такой подход в разработке и введению показателей «публичной нефинансовой отчетности» рекомендуется принимать в рамках управления выбросами парниковых газов. Другим подобным показателем в отгрузочных документах должна быть «углеродоемкость», которая сейчас для твёрдого топлива выражается в элементном составе угля, как содержание углерода, как правило на рабочую массу.

Для газообразного топлива этот показатель в настоящее время отсутствует, поскольку в этом случае используется химический состав топлива, используемый при его расчётах на основе детерминированной математической модели, основанной на реакциях окисления для горючего химического вещества топлива. В работе [9] показана возможность использовать статистическую модель расчета, которая в настоящее время используется только для твёрдого топлива, когда используется элементный состав топлива и указывается концентрация (содержания) не химического вещества, а химического элемента. Примером может служить известная формула Д.И. Менделеева, где все характеристики топлива определяются в зависимости от содержания углерода, водорода, серы и других элементов. При создании методики и аппарата расчета одного и того же показателя – объёма выбросов парниковых газов, удачнее всего иметь одну и ту же унифицированную методику. И в плане всего вышесказанного таким общим подходом должно быть исходные содержания углерода в топливе в массовых долях.

Определяя экологические факторы и риски производства угля необходимо учитывать предлагаемые виды карбонового (углеродного) налога или штрафа (определение ещё твёрдо не сформировалось). В предположении, что вся тяжесть возможности "парникового загрязнения" атмосферы будут перенесены на производителя углеродного топлива, угольные компании должны учитывать возможные риски по уплате такого налога. Это тем более важно, что, как отмечает министр энергетики А.В. Новак, в угольной отрасли действуют только частные угледобывающие предприятия, которые несут полную ответственность за результаты своей деятельности.

Сумма затрат на штраф может быть определена по следующему алгоритму при производительности предприятия G т/год.

1. Определение массы углерода в продукции угля

$$M_C = \% C^P \cdot G, \text{ т/год.} \quad (3)$$

2. Определение массы выбросов

$$M_{CO_2} = M_C \cdot 3.67 \text{ т/год.}$$

3. Плата за выбросы (углеродный аналог, С руб./год)

$$C_{CO_2} = M_{CO_2} \cdot H, \text{ руб./год,} \quad (4)$$

где H – величина налога, руб./т.

Хотя плата за выбросы CO<sub>2</sub> установлена ещё в 2010 году величиной 400 руб./т CO<sub>2</sub>, о ней мало кто знает даже в органах, созданных для контроля этого вопроса. Предложение по возможным уровнях углеродного налога выражается величиной 35 долларов за тону CO<sub>2</sub> для 2030 года. Оперативная информация из разных источников показывает тот же порядок величин.

Если учесть тот аспект, что уже с 2012 года угольная отрасль в России стала убыточной, то становится понятно, что будущее угольщиков далеко не радужное.

Принимая во внимание, что в среднем в угле содержание углерода меняется в пределах 70-80%, то из приведенных ранее пропорций из уравнения химической реакции горения, 1 тонна угля уже даст 2,5 тонны  $\text{CO}_2$ . При цене угля за 40 \$/т плата за выбросы будет примерно в 2 раза больше возможного дохода. Это показывает, что такие методы являются разрушительными, как и отметил премьер-министр Правительства РФ, на совещании в Кемерово. С учётом того, что шахтный метан, который является попутным газом при добыче угля  $\text{CH}_4$  тоже относится к парниковым газам, то уже никакая арифметика не нужна, чтобы понять, что уголь становится непродávаемой продукцией. При этом для учета действия метана вводится понятие "углекислотный" эквивалент, который показывает интенсивность поглощения тепловой энергии по сравнению с диоксидом углерода. По справочным данным углеродный эквивалент для метана  $K_3 = 25$  [10].

Для метана будет несколько иной алгоритм (масса)

1. Определяется объём попутного метана

$$M_{\text{CH}_4} = m_{\text{CH}_4} \cdot G, \text{ кг/год}, \quad (5)$$

где  $m_{\text{CH}_4}$  – удельный выход метана, как правило, он дается в  $\text{м}^3/\text{т}$  угля. Для Кузбасса характерным средним показателем является 50-75  $\text{м}^3/\text{т}$ , что при плотности метана  $\rho_{\text{CH}_4} = 0,733 \text{ кг/м}^3$  даёт  $m_{\text{CH}_4} = 35 \div 55 \text{ кг} = 0,035 \div 0,055 \text{ г}$ ;  $G$  – производительность по углю,  $\text{кг/год}$ .

2. Перевод по углеродному эквиваленту

$$M_{\text{CO}} = M_{\text{CH}_4} \cdot K_{\text{э}}, \frac{\text{кг}}{\text{год}}. \quad (6)$$

3. Плата за выбросы  $\text{CH}$  (аналогично уравнению (4))

$$C_{\text{CH}} = M_{\text{CO}_2} \cdot H, \text{ руб./год}. \quad (7)$$

Общая плата за выбросы парниковых газов

$$\sum C = C_{\text{CO}_2} + C_{\text{CH}}, \text{ руб./год}.$$

Очевидно, что тяжесть углеродного налога должна быть разделена с теми, кто его сжигает уголь и более того, большая ответственность должна быть на тех, кто сжигает уголь, что можно сделать разными способами.

**Вывод.** В условиях настоящей неопределенности невозможно перейти к расчету численных показателей, однако изложенный материал позволит ориентироваться в ценовой политике. Очевидно, что плата за выбросы парниковых газов на обсуждаемом уровне углеродного налога 30-100 \$/т будет весьма значительной для экологии Кузбасса.

**Благодарности.** Работа выполнена в рамках государственного задания № 0809-2021-0013

### Список литературы

1. Медоуз Д.Х., Медоуз Д.Л. За пределами роста. – М.: Прогресс, 1994. – 302 с.
2. Paris Agreement on Climate Change // The Intergovernmental Panel on Climate Change, 2015. – URL: <http://www.ipcc.ch>.
3. О подписании Парижского соглашения об изменении климата: распоряжение от 14 апреля 2016 г., №670-р. – URL: <http://government.ru/docs/22726/>.
4. О сокращении выбросов парниковых газов: указ Президента Российской Федерации от 04.11.2020 г., № 666.
5. Стратегия социально-экономического развития России с низким уровнем выбросов парниковых газов до 2050 года: распоряжение от 29 октября 2021 г., №3052-р. – URL: <http://government.ru/docs/43708/>.
6. План мероприятий по реализации Энергетической стратегии Российской Федерации на период до 2035 года: распоряжение от 1 июня 2021 г., №1447-р. – URL: <http://government.ru/docs/42431/>.
7. Семикин И.Д., Аверин С.Н. Топливо и топливное хозяйство металлургических заводов: учеб. пособие. – М.: Металлургия, 1965. – 392 с.
8. Стерлигов В.В., Козлова Н.Е., Абдыкалык Т.Е. Комплексная стоимостная оценка энергоэкологического качества топлива // Вестник Сибирского государственного индустриального университета. – 2017. – № 2(20). – С. 60-64.

9. Стерлигов В.В., Е.С. Татаринова, И.В. Чикурова Прогнозирование эмиссии диоксида углерода на основе углеродного потенциала топлива // Вестник Сибирского государственного индустриального университета. – 2017. – № 1(19). – С. 54-58.

10. Потенциал глобального потепления. – URL: <https://plus-one.ru/sustainability/co2-ekvivalent>.

УДК 620.9

## ПОТЕНЦИАЛ ЭНЕРГОСБЕРЕЖЕНИЯ ЭЛЕКТРОСТАНЦИЙ НА БАЗЕ УГОЛЬНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ.

Дробышев В.К., к.т.н. Кузнецова Е.С., Романова В.А., Алюханов А.А.,  
Полянский К.В.

Сибирский государственный индустриальный университет. г. Новокузнецк, Россия

**Аннотация.** Проанализирована тепловая работа паросиловой установки (ПСУ), где особое внимание уделено работе конденсаторов. Рассмотрено использование низкопотенциальной энергии с дальнейшим снижением потребляемых водных и топливных ресурсов на тепловых электростанциях при повышении энергоэффективности их работы в условиях угольной промышленности.

**Ключевые слова:** топливно-энергетический комплекс, тепловые электростанции, угольные месторождения, паросиловая установка, низкопотенциальная энергия, тепловой насос.

Мировой уровень добычи и потребления энергии в начале XXI века существенно выше показателей начала XX века, что обусловлено научно-техническим прогрессом, ростом уровня жизни и т.д. Поэтому обеспечение энергетической безопасности является одним из главных приоритетов практически для любого национального правительства и многих международных организаций. Для России это отражено в «Энергетической стратегии Российской Федерации на период до 2035 года» [1].

Кузбасс занимает 1 место по добыче угля в Сибирском ФО и в России, его удельный вес составляет 60 % в России и 70 % в Сибирском ФО. И развитие топливно-энергетического комплекса (ТЭК) в Кемеровской области – основная составляющая экономики, обеспечивающая жизнедеятельность всех отраслей хозяйства, а также формирования значительной части бюджетных доходов.

Общие геологические запасы угля Кузнецкого бассейна до глубины 1800 метров оцениваются в 733,4 млрд. т, из них 724,3 млрд. т отвечают параметрам по мощности пластов и зольности угля, принятым кондициями для месторождений, вовлекаемых в промышленное освоение. Запасы метана в угольных пластах оцениваются в 13 трлн. куб. м [1-2].

В угольной промышленности региона занято более 140 тыс. человек. Добычей угля занимаются более 50 шахт и 44 разреза, его обогащением – 27 обогатительных фабрик и установок. Угольная промышленность и электроэнергетика вместе образуют основную часть валового регионального продукта (ВРП) – около 50 %. А на долю угольной промышленности Кемеровской области приходится более 30 % промышленного производства [3]. Это позволяет говорить, что угольная отрасль в Кузбассе является бюджетообразующей, благодаря ей функционируют и развиваются другие, зависящие от неё отрасли.

Топливо-энергетический комплекс имеет большое районообразующее значение. По расчетам администрации области в регионе за счет частных инвестиций могут быть введены дополнительные генерирующие мощности на 6130 МВт. В этом случае совокупный прирост генерирующих мощностей только по Кемеровской области за вычетом выбывающих мощностей может составить 8032 МВт, что существенным образом повысит использование угля в финишных переделах. Однако сделать это можно лишь при гарантиях потребления вырабатываемой электроэнергии [4].

Наиболее эффективным способом использования дополнительно получаемой электроэнергии является создание при строящихся тепловых электростанциях (ТЭС) и энергоблоках промышленных парков, предусматривающих размещение в них энергоемких производств. При этом регион получает инфраструктурно подготовленные площадки для размещения новых производств, экономию развертывания последних за счет использования инфраструктур строек, возможность изменить структуру экономики. Опыт развертывания промышленных парков при строящихся электростанциях есть за рубежом, и в настоящий момент прорабатывается Росатомом для строительства АЭС. Этот опыт может быть использован при строительстве энергогенерирующих мощностей в Кемеровской области. Тем более что в Кузнецком бассейне дополнительный эффект экономии издержек может быть получен при строительстве станций на разрезах и шахтах.

Проекты развития производственно-энергетических комплексов на базе угледобывающих мощностей [5]:

1. Строительство электростанции конденсационного типа мощностью 1650 МВт с возможным расширением до 3300 МВт с применением технологии сжигания углей Кузнецкого бассейна в котлах с циркулирующим кипящим слоем на базе угольных месторождений (ОАО «УК «Кузбассразрезуголь»).

2. Институтом «Кузбассгипрошахт» при участии администрации Кемеровской области разработаны проектные предложения по созданию угледобывающего и энергетического комплекса на Менчерепском угольном месторождении, предусматривающие строительство двух шахт (Менчерепская-3 и Менчерепская-4, каждая мощностью 3,5 млн. т угля в год, угольного разреза Инский-1 мощностью 3,5 млн. т угля в год, обогатительной фабрики мощностью 9,5 млн. т угля в год и ТЭС мощностью 500 МВт.

При этих ТЭС могут быть развернуты новые промышленные парки. Стоит отметить, что основу ТЭС составляет паросиловая установка (ПСУ) — это комплекс энергетического оборудования, в котором в качестве рабочего тела используется водяной пар. Базовым циклом работы ПСУ является цикл Ренкина [6,7], который был создан еще 150 лет назад и в значительной степени остается неизменным, несмотря на его модификации, определенные условиями термодинамики. В нашем исследовании рассматривается тепловая работа ПСУ с использованием низкопотенциальной энергии, за счет введения новых технологий в конструкцию паросиловой установки.

Анализ практических данных работы ПСУ имеет следующую структуру распределения тепла (табл. 1) [4].

Таблица 1

Структура распределения тепла

Вид	Количество, %
полезное тепло	32-35
потери в котлоагрегатах	8-12
потери на турбине	1-2
потери при конденсации	50-55

Поэтому основой эффективного использования выделенной при сжигании топлива энергии является работа конденсатора, которому нужно уделить особое внимание.

Внедрение теплового насоса в систему паросиловой установки является многообещающим решением в использовании низкопотенциальной энергии, эффект от которого приведет не только к увеличению КПД всей станции, но и к снижению потребляемого топлива, которому на сегодняшний день уделяется особое внимание, в связи с его огромным потреблением и истощаемостью. Тепловая схема паротурбинной установки с тепловым насосом представлена на рис. 1.

Установка содержит турбоагрегат, состоящий из цилиндра высокого давления (ЦВД) 1, цилиндра среднего давления (ЦСД) 2, цилиндра низкого давления (ЦНД) 3, электрогенератора 4; конденсатор 5, конденсатный насос 6; паровые эжекторы 7,



хозяйственный эжектор (ХЭ-40) 8, подогреватель сальниковый (ПС-125) 9; подогреватели низкого давления 10; деаэратор 11 (6 ата), питательный электронасос (ПЭН) 12, подогреватели высокого давления (ПВД) 13; паровой котел 14 с пароперегревателем 15; систему охлаждения отработанного пара, которая включает в себя, пруд-охладитель 17, холодный канал 18; береговую насосную станцию (БНС) 16, насосную станцию 19; систему химводоподготовки, включающую насосную станцию подпитки теплосети (НПТС) 20, тепловой насос 21, который состоит из испарителя 23, циркуляционного насоса (компрессора) 24, конденсатора-теплообменника 25, дроссельного клапана 26 и химводоподготовку 22.

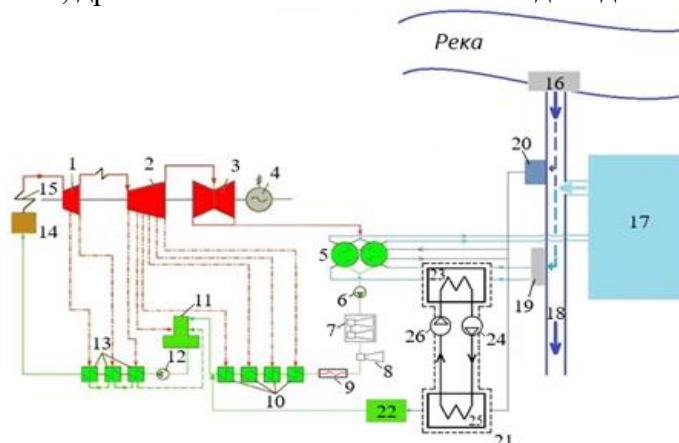


Рис. 1. Тепловая схема паротурбинной установки с тепловым насосом

Установка работает следующим образом, в турбину паросиловой установки подается пар, который проходя последовательно через цилиндр высокого давления 1, среднего давления 2 и низкого давления 3 отдает свою энергию, которая используется для электрогенератора 4. После этого пар проходит в конденсатор 5, где поддерживается пониженное давление (вакуум), что позволяет обеспечивать заданную температуру насыщения, около 28 °С, необходимую для превращения пара в конденсат. При этом температура охлаждающей воды должна быть 20 – 22 °С. Далее конденсат идет через систему устройств - конденсатный насос 6, паровые эжекторы 7, хозяйственный эжектор 8, подогреватель сальниковый 9, подогреватели низкого давления 10. Затем конденсат поступает в деаэратор 11, для удаления растворенных газов, питательным электронасосом 12, перекачивается через элементы подогревателей высокого давления 13 и после подается в котел 14 с пароперегревателем 15.

Для создания системы охлаждения отработанного пара устанавливается береговая насосная станция 16, пруд-охладитель 17, холодный канал 18, насосные станции 19 и 20. В летнее время данная компоновка не позволяет достичь заданного температурного режима, в результате чего предлагается установить тепловой насос 21.

На подводящей линии охлаждающей воды конденсатора 5 устанавливается испаритель 23 теплового насоса 21, доводящий температуру охлаждающей воды до уровня 20-22°С, за счет отбора тепла от воды при испарении хладагента. После сжатия в компрессоре 24 теплового насоса 21 рабочий агент повышает свою температуру до 160-180°С и подается в конденсатор-теплообменник 25, где при конденсации отдает тепло воде, идущей в цех химводоподготовки 22, подогревая воду до режимной температуры, которая ранее достигалась за счет продувочной воды котлов и отбора пара из турбины. В тепловом насосе 21 рабочее тело (хладон) после конденсации в конденсаторе-теплообменнике 25 проходит через дроссельный клапан 26, затем в испаритель 23 и цикл теплового насоса 21 повторяется.

Для расчетов возьмем тепловой насос Вода-вода Screw MWH 360СА имеющего следующие характеристики:

- мощность охлаждения составляет: 1 266 кВт = 1 088 Мкал/ч;
- мощность нагрева составляет: 1 328 кВт = 1 142 Мкал/ч.



Согласно информации о количестве необходимой теплоты для подогрева воды в химводоподготовке в данный момент составляет 1 075 Мкал/ч, тогда для покрытия данных условий понадобится:

$$x = \frac{1\,075}{1\,142} = 0,94. \quad (1)$$

Для полного восполнения теплоты понадобится 2 насоса. В табл. 2 приведены значения  $\eta_k$  кинетической энергии струи пара при разных температурах  $t_{\text{охл}}$  охлаждающей воды и условиях работы конденсатора, температуре  $t_n$  конденсации (насыщения) и соответствующего ей давления  $P_2$ .

В соответствии с теорией работы тепловых насосов основным показателем его работы является коэффициент преобразования энергии  $\varphi$ , который связывает температуру на входе в ТН  $t_1$  и на выходе  $t_2$  по уравнению:

$$t_1 = \frac{\varphi}{\varphi - 1} t_2, \quad (2)$$

где  $\varphi = q_1 - q_2$  – работа, совершаемая в тепловом насосе одним килограммом хладагента, кДж/кг;  $q_1$  и  $q_2$  – теплота, подводимая к высокопотенциальному источнику с температурой  $t_1$  и забираемая ТН у низкопотенциального источника с температурой  $t_2$ , кДж/кг.

Таблица 2

Зависимость температуры насыщения (конденсации) от температуры охлаждающей воды при определенном давлении

№	$t_{\text{охл}}, ^\circ\text{C}$	$t_n, ^\circ\text{C}$	$P_2, \text{кПа}$	Энтальпия, кДж/кг		$\eta_k$
				$i_1$	$i_n$	
1	23,7	28,7	4,0	1945	137	0,455
2	24,7	29,7	4,2	1955	140	0,449
3	27,9	32,9	5,0	1968	153	0,456
4	29,1	34,1	6,4	1989	180	0,449
5	39,8	44,8	9,5	2026	209	0,437
6	49,0	54,0	12,0	2590	226	0,420

По практическим данным, в летнее время в конденсаторе паровой турбины устанавливается давление  $P_2 = 12$  кПа и температура охлаждающей воды на входе в конденсатор, которая рассматривается для условий анализа как низкопотенциальный источник, составляет 49 °С. Для теплового насоса ТН – 400 коэффициент преобразования теплоты  $\varphi = 1,2 \div 2,5$ . Если взять значение  $\varphi = 1,4$ , то после подстановки всех численных значений в уравнение получим:

$$t_1 = \frac{1,4}{1,4 - 1} \cdot 49 = 171,5 \text{ } ^\circ\text{C}.$$

Подбор теплового насоса позволит поддерживать температуру подогрева для реакции при использовании фосфатного доумягчения, при температуре 120-140 °С, а также других методов очистки, требующих определенным температурный режим.

Оценка результатов внедрения предложения может быть произведена следующим образом. Стабилизация условия работы конденсатора и перевод его работы на проектные условия дает повышение термического КПД цикла:

$$K_t = \frac{\eta_1}{\eta_2}, \quad 3$$

где  $\eta_1$  – кпд кинетической энергии струи пара при  $t_{\text{охл}} = 23,7$  °С;  $\eta_2$  – кпд кинетической энергии струи пара при  $t_{\text{охл}} = 49,0$  °С.

$$K_t = \frac{\eta_1}{\eta_2} = \frac{0,455}{0,420} = 1,08.$$

Экономический эффект. Для нагрева воды химводоподготовки потребляется 1 075 Мкал/ч. Исследуемая ТЭС была спроектирована для работы на угле марки Д калорийностью свыше 4 900 ккал/кг.

Сколько потребуется сжечь угля для того, чтобы получить 1 075 Мкал/час:

$$m_{\text{уголь}} = \frac{Q}{Q_{\text{у.т.}}}, \quad (4)$$

где  $Q$  – постоянный расход теплоты для подогрева питательной воды в химводоподготовке;  
 $Q_{\text{у.т.}}$  – Теплота сгорания 1 кг твердого условного топлива.

$$m_{\text{уголь}} = \frac{1\,075\,000}{4\,900} = 219,38 \text{ кг/ч} = 5,265 \text{ т/день.}$$

Как упоминалось выше, что для работы на угле марки Д калорийностью свыше 4 900 ккал/кг, цена которого варьируется в диапазоне от 1000 до 1700 руб. за тонну, затраты на уголь составят:

$$S_{\text{уголь}} = m_{\text{уголь}} \cdot C_{\text{у}}, \quad (5)$$

где  $m_{\text{уголь}}$  – количество сжигаемого угля;  $C_{\text{уголь}}$  – цена угля.

$$S_{\text{уголя}} = 5,265 \cdot 1500 = 7\,897,5 \text{ руб/день} = 2\,882\,587 \text{ руб/год.}$$

Согласно табл. 1 при  $t_{\text{охл}} = 23,7 \text{ }^\circ\text{C}$ , то  $\eta_{\text{конд}} = 0,455$ ; при  $t_{\text{охл}} = 49 \text{ }^\circ\text{C}$ , то  $\eta_{\text{конд}} = 0,42$ .

Соответственно количество усваиваемой теплоты составит:

$$\frac{Q_1}{Q_2} = \frac{\eta_2}{\eta_1} = \frac{0,42}{0,455} = 0,92.$$

Количество охлаждающей воды при одинаковой теплоемкости воды и повышении температуры будет определяться этим же уравнением:

$$\frac{Q_1}{Q_2} = \frac{m_1}{m_2} = 0,92 \text{ м}^3/\text{ч.}$$

При этом конденсатор с мая по октябрь, 6 месяцев нуждается в  $m_1 = 100\,000 \text{ м}^3/\text{ч}$  охлаждающей воды, а с ноября по апрель, остальные 6 месяцев нуждается в  $m_2 = 70\,000 \text{ м}^3/\text{ч}$  охлаждающей воды. Тогда:

$$m_1 = 0,92 \cdot 100\,000 = 92\,000 \text{ м}^3/\text{ч.}$$

Разница составит:

$$\Delta m_1 = 100\,000 - 92\,000 = 8\,000 \text{ м}^3/\text{ч.}$$

Экономия с мая по октябрь составит:

$$m_2 = 0,92 \cdot 70\,000 = 64\,400 \text{ м}^3/\text{ч.}$$

Разница составит:

$$\Delta m_2 = 70\,000 - 64\,400 = 5\,600 \text{ м}^3/\text{ч.}$$

С учетом ставки за водопользование электростанций, которая составляет 670 руб. за 1000 куб. м, стоимость составит:

$$E_1 = 8 \cdot 670 = 5\,360 \text{ руб/ч} = 23541120 \text{ руб/полгода};$$

$$E_2 = 5,6 \cdot 670 = 3\,752 \text{ руб/ч} = 16478\,84 \text{ руб/полгода};$$

$$E_{\text{воды}} = 23\,541\,120 + 16\,478\,784 = 40\,019\,904 \text{ руб/полгода.}$$

При условии, что тепловой насос будет использоваться непрерывно на протяжении всего года, то количество часов работы составит:

$$t = 365 \cdot 24 = 8\,760 \text{ ч.}$$

Тепловой насос, в режиме обогрева, потребляет мощность в  $2 \times 163,6 \text{ кВт/ч}$ , значит за весь период:

$$N_{\text{т.н.}} = 2 \cdot 163,6 \cdot 8\,760 = 2\,866\,272 \text{ кВт.}$$

Себестоимость выработанной электроэнергии на ТЭС равна:

$$S_{\text{ТЭС}} = 1,59 \frac{\text{руб}}{\text{кВт}}$$

Следовательно, на работу тепловых насосов затраты по электроэнергии составят:

$$S_{\text{тн.эл.}} = N_{\text{т.н.}} \cdot S_{\text{ТЭС}}, \quad (6)$$

где  $N_{\text{т.н.}}$  – потребление теплового насоса;  $S_{\text{ТЭС}}$  – себестоимость выработанной электроэнергии на ТЭС.

$$S_{\text{тн.эл.}} = 2\,866\,272 \cdot 1,59 = 4\,557\,372,48 \text{ руб.}$$

Стоимость двух теплонасосных установок Screw MWH 360CA в целом составит:  $S_{\text{ТН}} = 120\,000\,000$  руб.

Стоимость монтажа двух тепловых насосов:  $S_{\text{М}} = 12\,100\,000$  руб.

Суммарные затраты на тепловые насосы:

$$S_{\text{об.ТН}} = S_{\text{ТН.эл.}} + S_{\text{ТН}} + S_{\text{М}}; \quad (7)$$

$$S_{\text{об.ТН}} = 4557372,48 + 120000000 + 12100000 = 136657372,48 \text{ руб.}$$

Срок окупаемости внедрения теплового насоса составит:

$$T = \frac{S_{\text{об.ТН}}}{E_{\text{угля}} + E_{\text{воды}}};$$

$$T = \frac{136657372,48}{2882587 + 40019904} = 3,18 \text{ года.}$$

Положительным эффектом при использовании теплового насоса является то, что достигается проектный температурный уровень охлаждающей воды, это означает, что термический КПД вырастет, и каждая единица затраченной энергии будет давать больший выход продукции.

**Выводы.** Масштабное применение тепловых насосов на промышленных предприятиях – то, на что должны быть нацелены развивающиеся страны. С внедрением теплового насоса могут быть повышены следующие показатели: экологические, экономические, ресурсные. В том числе с внедрением теплового насоса появятся следующие положительные эффекты: отпадет нужда в закупке воды из реки, уменьшится количество потребляемого топлива, уменьшатся выбросы вредных веществ, увеличится энергоэффективность ТЭС. Применение тепловых насосов на промышленных предприятиях означает увеличение КПД и снижение потребляемых водных и топливных ресурсов, что в конечном счете приводит к снижению расходов предприятий на закупку энергоресурсов.

**Благодарности.** Работа выполнена в рамках государственного задания № 0809-2021-0013

#### Список литературы

1. Россия в цифрах. 2003: краткий статистический сборник / Редколлегия: В.Л. Соколин (пред.) и др. – М.: Госкомстат, 2003. – 398 с.
2. Официальный сайт Администрации Кемеровской области – URL: [www.ako.ru](http://www.ako.ru)
3. Центр стратегических разработок «Северо-Запад». Стратегия социально-экономического развития Кемеровской области на долгосрочную перспективу. – СПб., 2007. – 190 с.
4. Официальный сайт ОАО «Кузбассразрезуголь». – URL: [www.kru.ru](http://www.kru.ru)
5. Регионы России. Социально-экономические показатели. 2007: статистический сборник / Росстат. – М., 2007, – 991 с.
6. Кирилин В.А., Сычев В.В., Шейндлин А.Е. Техническая термодинамика. – М.: Энергия, 1974. – 447 с.
7. Семенов, Ю. П., Левин А.Б. Теплотехника. – М.: НИЦ ИНФРА-М, 2015. – 400 с.

УДК 622.33

### ПЕРСПЕКТИВЫ РАЗВИТИЯ ТЕХНОЛОГИИ ОТКРЫТОЙ УГЛЕДОБЫЧИ В БУНГУРО-ЧУМЫШСКОМ РАЙОНЕ КУЗБАССА

Горбунова А.Р., Мишин С.А.

Сибирский государственный индустриальный университет, г. Новокузнецк, Россия

**Аннотация.** Выполнен анализ современного состояния угольной отрасли Кузбасса. Рассмотрены перспективы дальнейшего развития угольных компаний Кемеровской области, а также выявлены основные проблемы совершенствования угольной отрасли.

**Ключевые слова:** добыча угля, угольные предприятия, динамика, лицензионный участок, запасы, регион.

Россия является одним из мировых лидеров по производству и экспорту угля, она занимает шестое место по объемам угледобычи после Китая, США, Индии, Австралии и Индонезии (на долю России приходится около 5% мировой угледобычи) и третье место по экспорту угля после Индонезии и Австралии (на международном рынке на долю России приходится около 15%).

В России уголь потребляется во всех субъектах Российской Федерации. Основные потребители угля на внутреннем рынке – это электростанции и коксохимические заводы. Из угледобывающих регионов самым крупным поставщиком угля является Кузнецкий бассейн – здесь производится более половины (55,0%) всего добываемого угля в стране и 71,6% углей коксующихся марок [1]. Распределение добычи угля по основным угольным бассейнам и месторождениям, представлено на рис. 1.

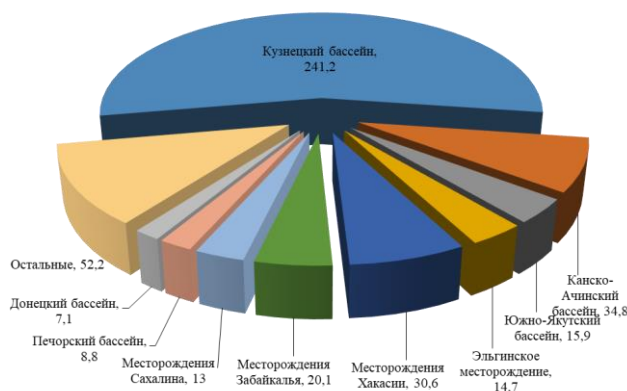


Рис. 1. Распределение добычи угля по основным угольным бассейнам и месторождениям, МЛН.Т

По качественным показателям и величине запасов добываемого угля Кузнецкий бассейн является наиболее перспективной угольной базой страны. Общие геологические запасы Кузнецкого бассейна оцениваются более чем в 700 млрд т, что составляет около 70% всех угольных запасов России [2].

По состоянию на 01.01.2021 суммарная производственная мощность Кузбасских угледобывающих предприятий составила 241,2 млн. т угля в год (109,3% к уровню 2020 г.), в том числе по шахтам – 87,1 млн. т угля в год (107,0%), по разрезам – 154,1 млн. т угля в год (110,6%) [3]. На рис. 2 представлена добыча угля в Кемеровской области по способам добычи за последнее десятилетие.

На территории области находится 158 угольных предприятий. Добычу угля в регионе ведут 76 шахт и 82 угольных разрезов, а также функционирует около 70 обогатительных фабрик и установок.

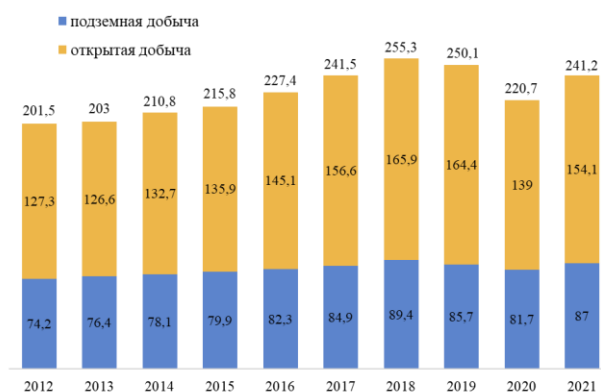


Рис. 2. Добыча угля в Кузбассе по способам добычи, млн.т [4]

Расширение минерально-сырьевой базы Кемеровской области возможно по нескольким направлениям. Главным полезным ископаемым, добыча которого ведется в области, является каменный уголь. При существующих разведанных балансовых запасах каменного угля в целом ситуация с сырьевой базой по Кузбассу тревоги не вызывает. В настоящее время стоит вопрос по рациональному использованию разведанных запасов угля. Это касается, как распределенного фонда, так и не распределенного фонда недр. Лицензирование участков недр с целью добычи каменного угля по заявочному принципу привело к появлению множества мелких участков добычи, сосредоточенных на разведанных шахтных и карьерных полях. Эта ситуация привела к консервации значительных разведанных запасов в барьерных целиках, под объектами инфраструктуры и т.п. Давно назрела необходимость анализа сложившейся ситуации с распределенным фондом участков недр и оставшимся нераспределенным фондом участков недр для добычи каменного угля [5].

В данной статье рассмотрен Бунгуро-Чумышский район, который характеризуется сосредоточением действующих и перспективных предприятий по добыче угля, а также наличием обширных угленасыщенных зон. Схема расположения лицензионных участков Бунгуро-Чумышского района представлена на рис. 3.

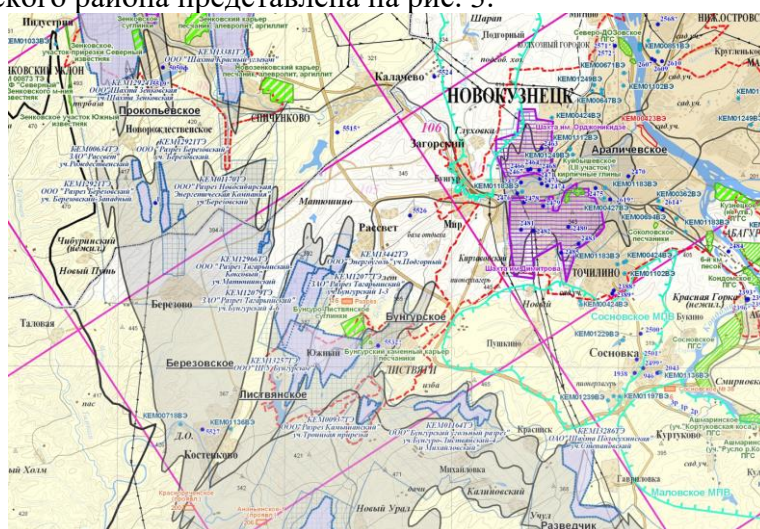


Рис. 3. Схема расположения лицензионных участков Бунгуро-Чумышского района

Бунгуро-Чумышский район расположен на южном фланге Присалаирской зоны Кузнецкого прогиба и подразделяется на две различные по размерам и строению части. Северо-западная, которая относится к Бачатско-Прокопьевской подзоне с характерной для нее линейной напряженной складчатостью, и юго-восточная, которая относится к Чумышско-Новокузнецкой подзоне. Эта подзона имеет характер сложно построенной синклинали с погружающимся к северу шарниром. Границу между этими тектоническими подзонами можно провести по крупному региональному Маганакскому взбросу, пришедшему из Прокопьевско-Киселевского района.

В Бунгуро-Чумышском районе концентрация угольных предприятий достаточно высокая. В районе располагается большое количество угольных предприятий: ООО «Разрез Березовский», ООО «Сибэнергоуголь», ЗАО «Разрез Тагарышский», ООО «Бунгурский угольный разрез», ООО «Разрез Камышанский» и т.д.

В распределенном фонде недр области на 01.01.2022 учитывается 265 объектов с балансовыми запасами угля. В дальнейшем планируется строительство 105 объектов (44 – для отработки запасов угля подземным способом и 61 – открытым). Региональная администрация планирует увеличить добычу угля в Кузбассе к 2025 году до 394,6 млн тонн [5].

Использование производственных мощностей на предприятиях угольной промышленности в 2021 г. существенно возросло к уровню предыдущего года – коэффициент использования производственных мощностей в 2021 г. составил 88,1 (в 2020 г. – 81,1%), что

свидетельствует о наличии достаточного резерва производственных мощностей в отрасли (более 10,0%).

Наличие и использование разведанных запасов полезных ископаемых в Кемеровской области способно поддержать положительную динамику социально-экономического развития региона в долгосрочной перспективе [6].

Данная динамика приведет к притоку денежных средств, образованию новых рабочих мест, развитию региона, притоку высококвалифицированных специалистов и инвесторов. Разработка новых месторождений влияет не только положительно на развития региона, но также несет за собой ряд проблем: загрязнение биосферы, загрязнения атмосферного воздуха, загрязнение воды, нарушение земель, отходы, профессиональные заболевания, влияние на здоровья населения [7].

Так же опасным фактором воздействия на окружающую среду является сейсмическая активность, возникающая вследствие проведения массовых взрывов на угольных предприятиях, способных нанести существенный вред инфраструктуре человека и самое главное самому человеку.

Угольная промышленность на всех ее стадиях (от добычи угля до его использования на ТЭС и ликвидации отходов) оказывает негативное влияние на окружающую среду и человека. Негативное влияние предприятий по добыче топлива и энергетических предприятий, использующих уголь, столь велико, что многие территории, расположенные вблизи объектов угольной промышленности, получили статус зон чрезвычайной экологической ситуации. Данные наблюдений в угольных городах Кузбасса демонстрируют, что показатели по уровням выбросов коррелируют с показателями заболеваемости и смертности - в угольных регионах эти показатели ~~в-разы~~ в разы выше, чем в среднем по России. Угольная отрасль остается одной из опасных по показателям аварийности и профессиональной заболеваемости. Кроме того, деятельность угольных предприятий ставит под угрозу традиционный быт и существование местного населения и коренных малочисленных народностей [8].

Подсчитано, что по доле нарушенных земель в общей площади Кемеровская область в 10 раз опережает средний показатель по России. По оценкам экспертов, площадь нарушенных земель в Кемеровской области составляет не менее 100 тысяч га. Это 10% территории Кузнецкой котловины [9].

**Вывод.** Представленный выше анализ состояния планов и проектов развития угледобывающих предприятий, осуществляющих свою деятельность в Кузбассе, позволил установить, что все усилия направлены на увеличение объемов и роста динамики добычи угля, что благоприятно сказывается на экономике региона, но несет негативное воздействие на окружающую среду. Таким образом проведение исследований по экологической и сейсмической безопасности являются актуальными.

### Список литературы

1. Петренко И.Е. Итоги работы угольной промышленности России за 2021 год. // Уголь. – 2022. – № 3. – С. 9-24.
2. Плакиткина Л.С. Перспективы развития кузнецкого угольного бассейна на период до 2035 г // Горный журнал. – 2015. – № 12. – С.28-33.
3. Добыча угля в Кузбассе в 2021 г. увеличилась на 10%: информационный ресурс neftegaz.ru. – Режим доступа: <https://neftegaz.ru>
4. Кузнецкий угольный бассейн: информационный ресурс wikipedia.ru. – Режим доступа: <https://ru.wikipedia.org>
5. Людвиг В.М. Справка о состоянии и перспективах использования минерально-сырьевой базы Кемеровской области – Кузбасса на 15.03.2021 г. // Федеральное агентство по недропользованию. – 2021. – С. 1-4.
6. Астафьева О.Е. Формирование механизма устойчивого развития угольной промышленности. // Уголь. – 2021. – № 3. – С. 10-14.

7. Панков Д.А., Афанасьев В.Я. Анализ тенденций мирового рынка угля и направлений российского экспорта // Уголь. – 2021. – № 03. – С. 23-27.

8. Подосенова О.А., Сливяк В.А. Уголь России: влияние на окружающую среду и человека: информационный ресурс экозащита!.ру. – Режим доступа: <https://ecodefense.ru>

9. Рекультивация нарушенных земель: информационный ресурс regnum.ru. – Режим доступа: <https://regnum.ru>

Научное издание

# **НАУКОЕМКИЕ ТЕХНОЛОГИИ РАЗРАБОТКИ И ИСПОЛЬЗОВАНИЯ МИНЕРАЛЬНЫХ РЕСУРСОВ**

**НАУЧНЫЙ ЖУРНАЛ**

Под общей редакцией профессора В.Н. Фрянова

Компьютерная верстка Л.Д. Павловой

Подписано в печать 24.05.2022 г.

Формат бумаги 60x84 1/16. Бумага писчая. Печать офсетная.  
Усл.печ.л. 23,18 Уч.-изд. л. 24,74 Тираж 1000 экз. Заказ 142

Сибирский государственный индустриальный университет  
654007, г. Новокузнецк, ул. Кирова, 42.  
Издательский центр СибГИУ