

МИНИСТЕРСТВО НАУКИ И ВЫСШЕГО ОБРАЗОВАНИЯ РФ
Федеральное государственное автономное образовательное учреждение
высшего образования «Национальный исследовательский технологический
университет «МИСиС»

ХАРЧЕНКО ВЛАДИМИР ФЕДОРОВИЧ

ПОВЫШЕНИЕ ЭФФЕКТИВНОСТИ ПОДСИСТЕМЫ
ВЗРЫВОПОДАВЛЕНИЯ-ЛОКАЛИЗАЦИИ ВЗРЫВОВ
КАК ЭЛЕМЕНТА МНОГОФУНКЦИОНАЛЬНОЙ СИСТЕМЫ
БЕЗОПАСНОСТИ УГОЛЬНОЙ ШАХТЫ

Специальность 05.26.03 – «Пожарная и промышленная безопасность»
(в горной промышленности)

Диссертация
на соискание ученой степени кандидата технических наук

Научный руководитель
доктор технических наук,
профессор, В.И. Ефимов

Москва - 2021

ОГЛАВЛЕНИЕ

ВВЕДЕНИЕ.....	5
ГЛАВА 1 СОСТОЯНИЕ ВОПРОСА. ЦЕЛЬ И ЗАДАЧИ ИССЛЕДОВАНИЙ.....	11
1.1. Оценка эффективности и качества проектной документации угольных шахт.....	11
1.2. Анализ проектной документации ООО «ММК-УГОЛЬ» Шахта «Чертинская-Коксовая» по параметрам комплексного обеспыливания и пылевзрывозащиты сети горных выработок.....	13
1.2.1. Краткая характеристика шахты.....	13
1.2.2. Проектные решения и их анализ по пылевому фактору.....	18
1.2.3. Анализ проектных решений многофункциональной системы безопасности по параметрам взрывозащиты.....	22
1.3. Свойства угольной пыли, влияющие на пылевзрывобезопасность шахты....	26
1.4. Приборы контроля запыленности воздуха для предприятий угольной промышленности.....	31
1.5. Предварительное увлажнение, как фактор борьбы с угольной пылью.....	32
Выводы.....	35
1.6. Цель работы и задачи исследований.....	36
ГЛАВА 2 ИССЛЕДОВАНИЕ ПРОЦЕССОВ ПЫЛЕОБРАЗОВАНИЯ В УГОЛЬНЫХ ШАХТАХ ДЛЯ ОПРЕДЕЛЕНИЯ ПАРАМЕТРОВ ПРИ ПРОЕКТИРОВАНИИ СРЕДСТВ ВЗРЫВОЗАЩИТЫ.....	38
2.1. Исследование влияния горнотехнических факторов на пылевую обстановку в очистном забое, определение удельного пылевыделения для проектирования средств предотвращения пылеобразования.....	38
2.2. Исследование процесса распространения угольной пыли в горных выработках шахты.....	50

2.3. Исследование процесса осаждения угольной пыли и перехода ее в аэрозольное состояние.....	60
Выводы.....	69
ГЛАВА 3 РАЗРАБОТКА РЕКОМЕНДАЦИЙ ПО КОМПЛЕКСНОМУ ОБЕСПЫЛИВАНИЮ ВОЗДУХА И ПЫЛЕВЗРЫВОЗАЩИТЕ.....	72
3.1. Обоснование выбора противопылевых мероприятий для подготовительных горных выработок и выемочных участков.....	72
3.2. Перечень и расчет параметров мероприятий по борьбе с пылью при ведении очистных работ.....	74
3.2.1. Орошение при работе очистного комбайна.....	76
3.3. Расчет параметров мероприятий по борьбе с пылью при проведении горных выработок.....	85
3.4. Предварительное увлажнение угольного массива в очистных и подготовительных забоях.....	87
3.5. Проектные решения по выбору мероприятий по предупреждению и локализации взрывов.....	90
Выводы.....	99
ГЛАВА 4 ИССЛЕДОВАНИЕ ВЗРЫВЧАТОСТИ УГОЛЬНОЙ ПЫЛИ И ПАРАМЕТРОВ ВЗРЫВОЗАЩИТЫ ДЛЯ ПРОЕКТИРОВАНИЯ МНОГОФУНКЦИОНАЛЬНЫХ СИСТЕМЫ БЕЗОПАСНОСТИ УГОЛЬНЫХ ШАХТ.....	101
4.1. Факторы влияющие на взрывчатые свойства угольной пыли.....	101
4.2. Особенности протекания взрывов угольной пыли в горных выработках....	103
4.3. Методические рекомендации определения параметров взрыва угольной пыли для оценки эффективности применения автоматической системы взрывоподавления-локализации взрывов в рамках МФСБ.....	108
4.4. Автоматическая система локализации взрывов и адаптация ее в систему МФСБ угольной шахты.....	112

4.4.1. Датчик интенсивности пылеотложения как средство МФСБ в автоматической системе локализации взрыва.....	112
Выводы.....	117
ЗАКЛЮЧЕНИЕ.....	119
Список литературы.....	122
Приложение 1.....	128

ВВЕДЕНИЕ

Актуальность работы. На угольных шахтах России значительную опасность представляют аварии, связанные со взрывом метанопылевоздушных смесей. При этом участие во взрыве угольной пыли в сети горных выработок приводит к значительному числу погибших горняков (шахты «Ульяновская», «Юбилейная», «Воркутинская», «Распадская», «Северная»).

Пылевзрывобезопасность горной выработки, характеризуется количеством отложившейся угольной пыли в расчете на единицу объема горной выработки, способной перейти во взвешенное состояние при взрыве.

В соответствии с требованиями «Правил безопасности в угольных шахтах» многофункциональная система безопасности (МФСБ) шахты должна содержать подсистему контроля запыленности воздуха и пылевых отложений, а также подсистему контроля и управления средствами взрывозащиты горных выработок.

Универсальным показателем степени пылевзрывоопасности горных выработок в угольных шахтах является время накопления взрывоопасного количества угольной пыли, под которым понимается время, в течение которого отлагается такая масса пыли, которая численно равна нижнему пределу взрывчатости отложившейся угольной пыли. В границах шахтного поля, когда нижний предел взрывчатости в зависимости от содержания метана может меняться не более чем в два раза, время накопления взрывоопасного количества угольной пыли зависит, в основном, от интенсивности пылеотложения.

Для определения путей дальнейшего повышения эффективности существующих и разрабатываемых способов и средств борьбы с пылью необходимо изучить процесс образования, переноса и отложения угольной пыли. При этом необходимо обеспечить непрерывный автоматический контроль интенсивности отложения угольной пыли, что позволит получать информацию о взрывоопасном состоянии горной выработки и оперативно реагировать на

предаварийные ситуации в рамках МФСБ шахты. Знание процессов пылевой динамики позволит выделить существенные факторы, влияющие на эффективность средств пылевзрывозащиты шахты, выявить резервы ее повышения и указать практические способы реализации.

Поэтому тема диссертационной работы, направленной на решение задачи повышения эффективности средств пылевзрывозащиты шахты, прежде всего автоматической системы взрывоподавления-локализации взрывов, как подсистемы взрывозащиты МФСБ шахты, является актуальной.

Целью работы является повышение безопасности ведения горных работ, на основе исследования процессов пылевой динамики в горных выработках для разработки эффективных средств пылевзрывозащиты, в том числе автоматической системы взрывоподавления-локализации взрывов как подсистемы взрывозащиты МФСБ шахты.

Идея работы заключается в использовании датчиков непрерывного контроля интенсивности отложения угольной пыли в конструкции автоматических систем взрывоподавления-локализации взрывов (АСВП-ЛВ), для текущей оценки степени пылевзрывоопасности выработок, а также управления АСВП-ЛВ и оценки эффективной области их применения.

Методы исследования включают в себя анализ научных исследований и печатных работ по теме пылевзрывоопасности; аналитические исследования источников образования пыли; шахтные эксперименты по исследованию источников пылеобразования и их подавлению; методы статистической обработки результатов аналитических и шахтных экспериментов.

Научные положения, выносимые на защиту:

1. Ожидаемая запыленность воздуха в очистном забое прямо пропорциональна удельному пылевыделению, с учетом установленных коэффициентов, отражающих влияние конструктивных параметров комбайна и скорости движения воздуха в забое, - и обратно пропорциональна количеству

воздуха, проходящего по лаве.

2. Угольная пыль, которая отложилась в выработках с исходящей струей воздуха из высокопроизводительных очистных забоев, по своему составу является мелкодисперсной, с весовой долей фракций 50 мкм более 94%. При этом среднее модальное значение эквивалентного диаметра отложившихся частиц угольной пыли составляет 8-21 мкм. Рост доли тонкодисперсной фракции в пыли способствует увеличению протяженности взрывоопасной зоны горной выработки.

3. При обработке выработки смачивающе-связывающими веществами изменение средней по сечению концентрации пыли с удалением от источника описывается экспоненциальной зависимостью, позволяющей рассчитывать ожидаемую эффективность пылеподавления по заданной протяженности обработки или рассчитывать необходимую протяженность обработки для достижения желаемой эффективности снижения запыленности воздуха.

4. Использование автоматической системы подавления-локализации взрыва (АСВП-ЛВ) с датчиком дистанционного контроля интенсивности пылеотложения в горных выработках являющейся подсистемой взрывозащиты многофункциональной системы безопасности шахты, позволяет контролировать количество отложившейся угольной пыли в расчете на единицу объема выработки и определять эффективную область применения АСВП-ЛВ, когда она гарантированно предотвращает распространение взрыва угольной пыли по сети горных выработок.

Достоверность научных положений, защищаемых в работе подтверждаются:

- достаточным объемом стендовых и шахтных исследований;
- удовлетворительной сходимостью результатов аналитических исследований распространения угольной пыли в горных выработках и результатов исследования процесса осаждения угольной пыли и перехода ее в аэрозольное состояние в рудничную атмосферу с результатами шахтных исследований;

- положительными результатами стендовых и шахтных испытаний многофункциональной автоматической системы взрывоподавления-локализации взрыва (АСВП-ЛВ.МФ) с датчиком контроля интенсивности пылеотложения (ДИП-1).

Научная новизна заключается в следующем:

- установлена количественная зависимость определения ожидаемой запыленности воздуха в очистном забое;
- установлена закономерность распределения дисперсного состава отложившейся угольной пыли при высокопроизводительной комбайновой выемке;
- разработана методика расчета параметров обработки выработок смачивающе-связывающими веществами для снижения запыленности;
- разработана методика расчета параметров распространения взрыва (скорость распространения фронта пламени) в зоне до 40 м от эпицентра взрыва, где учитывается влияние источника воспламенения пыли и в зоне до 300 м, где взрыв происходит вследствие термического пиролиза угольной пыли, отложившейся в выработке;
- разработаны рекомендации по совершенствованию автоматической системы взрывоподавления-локализации взрывов, как подсистемы взрывозащиты МФСБ угольной шахты.

Научное значение работы заключается в развитии научно-методической базы проектирования комплексного обеспыливания и пылевзрывозащиты при ведении горных работ, базирующейся на разработанной методологии исследований распространения угольной пыли в очистных забоях и сети горных выработок при различных горнотехнических условиях пылеобразования, и использования данных интенсивности пылеотложения для оценки эффективной области применения многофункциональных автоматических систем взрывоподавления-локализации взрыва.

Практическое значение работы состоит в разработке системы контроля интенсивности пылеотложения и управление средствами пылевзрывозащиты горных выработок, в частности повышения качества осланцевания выработок, а также возможностей диспетчерского контроля многофункциональной автоматической системы взрывоподавления-локализации взрыва (АСВП-ЛВ.МФ).

Реализация работы. Результаты проведенных исследований использованы при разработке «Проекта комплексного обеспыливания и пылевзрывозащиты при ведении горных работ» в условиях шахт «Чертинская-Коксовая» и «Костромовская» ООО «ММК-Уголь», а также «Технических проектов «Многофункциональная система безопасности шахт «Чертинская-Коксовая» и «Костромовская» (АС «МФСБ»), в части подсистемы пылевзрывозащиты.

Результаты исследований использованы при проектировании многофункциональной автоматической системы взрывоподавления-локализации взрыва (АСВП-ЛВ.МФ).

Апробация работы. Основные положения и содержание работы докладывались на научных симпозиумах «Неделя горняка» в 2019 и 2020 гг., а также на научных семинарах АО КФ «ВНИМИ» и ООО «Геотехнология-взрывозащита» (2018-2020 гг.).

Личный вклад автора заключается в постановке задач исследований, проведении аналитических исследований процесса пылеобразования в очистном забое, разработке методики исследования процесса взрыва угольной пыли в сети горных выработок и в выборе и адаптации автоматической системы взрывоподавления-локализации взрыва в многофункциональную систему безопасности шахты «Чертинская-Коксовая» и получении основных научных результатов исследований.

Публикации. По теме диссертации опубликовано 4 статьи в изданиях, рекомендованных ВАК РФ.

Объем и структура работы. Диссертация состоит из введения, четырех глав,

заклучения и приложений, содержит 17 таблиц, 21 рисунок, список использованных источников из 61 наименования.

ГЛАВА 1 СОСТОЯНИЕ ВОПРОСА. ЦЕЛЬ И ЗАДАЧИ ИССЛЕДОВАНИЙ

1.1. Оценка эффективности и качества проектной документации угольных шахт

Определение рациональных проектных параметров шахты следует проводить при условии многовариантности, когда сравниваются альтернативные варианты [1, 2].

Качество проекта – это интегральный показатель, его оценку осуществляют методами, позволяющими провести учет всех технических и технологических сторон работы шахты. Особенно, низкое качество проектной документации прослеживается в разделах, посвященных обеспечению безопасных условий труда. Операции (технологические), в частности, ведение извлечения (добычи) угля, перевозки (транспортирование) угольной или породной массы, различных материалов (лес, запчасти комбайнов, металлической крепи и пр.) не должны приводить к смерти и травмированию шахтеров и ИТР.

При оценке технико-экономического качества проекта используются разнообразные технологические, экономические и эксплуатационные показатели, с учетом организации управления горным производством на шахте.

Следует учитывать соответствие комплекса производственно-технических показателей показателем экономической эффективности капитальных вложений и производства, то есть комплексу экономических показателей, при этом следует учитывать комплекс горно-геологических характеристик, отражающих технологичность условий разработки угольного месторождения.

Практически все проекты, а вернее их разделы, которые посвящены промышленной безопасности, не делают анализа и рассмотрения возможности взрыва в шахте по параметрам: источника выделения взрывчатого газа метана,

взрывчатой угольной пыли, источника воспламенения опасных смесей метана и пыли.

Показатели работы шахты и ее характеристики, которые определяют эффективность добычи угля включают [3, 4]:

- Объем добычи угля шахтой;
- Срок службы шахты;
- Срок строительства шахты;
- Нагрузка на очистной забой;
- Удельный объем горных выработок $V_{г.в.}$);
- Показатель объема промышленных зданий и сооружений на 1000 т годовой мощности;
- Показатель удельной протяженности выработок;
- Скорость проведения горных выработок в условиях все возрастающих темпов подвигания очистных забоев;
- Оценка допускаемых проектом потерь угля;
- Надежность технологической схемы шахты;

Комплекс экономических показателей эффективности проекта включает:

- Производительность труда трудящегося;
- Себестоимость 1 т рядового угля;
- Сметную стоимость строительства шахты;
- Удельные капитальные затраты;
- Приведенные (удельные) затраты;
- Рентабельность шахты;
- Оптовую цену;
- Фондовооруженность труда рабочего по угледобыче.

Комплекс вышеприведенных показателей нельзя выразить одним критерием, особенно при разработке проектов, связанных с безопасностью производственных этапов (процессов), нет качественных проектов, предусматривающих мероприятия

по исключению взрывов опасных смесей в шахте или хотя бы снижающих тяжелые последствия аварий.

1.2. Анализ проектной документации ООО «ММК-УГОЛЬ» Шахта «Чертинская-Коксовая» по параметрам комплексного обеспыливания и пылевзрывозащиты сети горных выработок

1.2.1. Краткая характеристика шахты

В настоящее время на шахте «Чертинская-Коксовая» ведется отработка запасов угля марки «Ж» пластов 4 и 5.

Средняя мощность пласта 4 - 1,50 м (1,0 ÷ 2,8).

Средняя мощность пласта 5 - 2,11 м (1,39 ÷ 3,3).

Абсолютная газообильность шахты составляет 204,8 м³/мин, относительная 95,2 м³/т, шахта опасная по внезапным выбросам.

Согласно распоряжению № 341/13 от 23.10.2017 г. глубина, с которой пласты 4 и 5 отнесены к опасным по ГДЯ – 300 м. Сейчас уголь добывается на глубине 536 м и 620 м соответственно.

Согласно протоколам испытаний №146-18-Л от 31.08.18 г. и №85-17-Л от 25.07.17г. угольная пыль пластов 4 и 5 является взрывоопасной.

ООО «ММК-УГОЛЬ» шахта «Чертинская-Коксовая» ведет добычу угля подземным способом. Границы горного отвода ООО «ММК-УГОЛЬ» утверждены горноотводными актами №2701 от 02.06.2017 г. и №2702 от 02.06.2017 г.

Уровень добычи шахты на 2018 год составил 2460 тыс. тонн в год, на 2019 год – 2300 тыс. тонн в год в соответствии с «Техническим проектом разработки Чертинского каменноугольного месторождения.

Центральная часть шахтного поля (гор. минус 150 м) вскрыта тремя наклонными выработками: конвейерным бремсбергом 401, восточным фланговым

бремсбергом 501 и наклонным конвейерным стволом.

Вентиляционный горизонт +50 м вскрыт вертикальными клетевым стволом и западным вентиляционным стволом №2.

Западная часть шахтного поля вскрыта западным фланговым бремсбергом 501 и западным конвейерным наклонным стволом 401. Данные выработки пройдены с целью обеспечения запасных выходов в западной части шахтного поля, а также необходимы для проветривания и транспортировки горной массы из подготовительных забоев на поверхность.

Рассматриваемая документация охватывает период подготовки и отработки пластов 4 и 5 в 2018-2020 гг. В данный период времени предусматривается подготовка и отработка выемочных столбов 449, 448, 447-1, 560, 555 и 559, а также подготовка выемочных участков 158 бис и 454. Выемочные участки 449, 448 и 447 находятся в западной части шахтного поля. Подготовка западной части шахтного поля осуществляется панельным способом в соответствии с документацией «Отработка запасов Чертинской брахисинклинали в границах горных отводов ООО «Шахта Чертинская-Коксовая», разработанной ОАО «Кузбассгипрошахт», получившей положительное заключение ФАУ «Главгосэкспертизы России» №774-15/ГГЭ-9197/15 от 26.05.2015 г. Подготовка панели осуществляется двумя бремсбергами конвейерным 401 и вентиляционным 401, пройденными вдоль границы лицензионного участка (лицензия КЕМ 02025 ТЭ), а также двумя западными бремсбергами путевого 401 и конвейерным 401, пройденными на фланге. С помощью квершлагов панельные выработки пласта 4 сбиваются с выработками пласта 5. Устьевая часть конвейерного бремсберга 401 пройдена по породе и имеет выход на земную поверхность. Панельные выработки западной части пласта 4 и блочные квершлагы №3 горизонта минус 150 м связаны друг с другом с помощью западных вентиляционного и конвейерного штрека пласта 4, пройденных по простиранию пласта. Выемочные столбы подготавливаются выемочными штреками, монтажной и демонтажной камерами. Для организации

запасного выхода «тело» выемочного столба прорезается разрезными печами. Формирование монтажных камер осуществляется у границы предохранительного целика под фланговые панельные выработки. Демонтажные камеры проводятся вдоль границы предохранительного целика под конвейерный бремсберг 401. Для газуправления выемочных участков пласта 4 с поверхности проводят газодренажные скважины. Выемочные участки 158 бис и 454 находятся в центральной части шахтного поля. Подготовка центральной части пласта 4 также предусмотрена панельным способом в соответствии с вышеупомянутой документацией.

Горные работы по пласту 5 осуществляются в центральной части шахтного поля, ведется отработка запасов в лаве 555. Объем горно-капитальных выработок, необходимый для подготовки центральной части шахтного поля полностью пройден.

Выемочный участок №559 находится в западной части шахтного поля. В западной части пласта 5 также предусмотрена панельная схема подготовки. Отработка запасов предусматривается на бремсберги 501. Учитывая большую протяженность выемочного участка 559 от бремсбергов 501, в целях безопасного ведения аварийно-спасательных работ, для его отработки предусматривается задействовать выработки нижележащего выемочного участка №557 (осевой штрек 557 со сбоями).

Для газуправления выемочных участков пласта 5 с поверхности проводят газодренажные скважины.

Система разработки, применяемая на шахте – длинные столбы по простиранию. Управление кровли - полным обрушением.

Выемка угля в лаве 555 осуществляется комплексом, состоящим из механизированной крепи ZY6800/11.5/24D и комбайна KSW-460NE. Данный комплект очистного оборудования предусматривается применять в лаве 559.

Отработка запасов лавы 449 осуществляется механизированным комплексом,

состоящим из механизированной крепи GLINIK-10/21-2x3848-1 и комбайна SL-300. Данный комплект очистного оборудования предусматривается применять в лавах 448 и 447-1.

Среднемесячная нагрузка на очистной забой за весь период отработки выемочного столба составит 110 тыс. т/мес. в лавах 555, 559 и 185 тыс. т/мес. в лавах 448, 449, 447-1.

При отработке выемочных столбов переход механизированного комплекса из лавы в лаву предусматривается путем перемонтажа с использованием подвесных дизельгидравлических локомотивов DZ 1800, DLZ 110F и Becker KPCS-96. Перемонтаж механизированного комплекса предусматривается осуществлять в течение 1,0-2,0 месяцев.

В настоящее время на шахте реализована схема полной конвейеризации транспортировки горной массы от очистных и подготовительных забоев через наклонный конвейерный ствол и западный конвейерный наклонный ствол 401 на поверхность.

В наклонном конвейерном стволе установлен ленточный конвейер 4ЛЛ1200ТС с шириной ленты 1200 мм, мощностью приводов 4x500 кВт. В западном конвейерном наклонном стволе 401 установлен ленточный конвейер 2Л1000А-01 с шириной ленты 1000 мм, мощностью приводов 2x160 кВт.

В магистральной цепочке установлены ленточные конвейеры 3ЛЛТ1200ТС, КЛКТ1200 с шириной ленты 1200 мм и ленточные конвейеры КЛК-1000 с шириной ленты 1000 мм.

На конвейерных штреках лав устанавливаются ленточные конвейеры КЛКТ-1000, 2КЛЛТ1000А с шириной ленты 1000 мм и КЛКТ-1200 с шириной ленты 1200 мм. Для транспортирования угля из подготовительных забоев на шахте используются ленточные конвейеры КЛКТ-800 с шириной ленты 800 мм, а также скребковые конвейера 2СР-70М.

При перегрузке горной массы с проходческого комбайна на конвейер также

применяются ленточные перегружатели типа SIGMA (ПЛП-800).

Предусматривается оборудование конвейерного бремсберга 401 напочвенной речной дизелевозной дорогой с дизельным локомотивом KSZS-148 компании «Becker». Основанием для заложения именно напочвенной зубчатой дороги, является большой угол наклона конвейерного бремсберга 401, который достигает 23 град.

Способ проветривания шахты – нагнетательный.

Проветривание выемочных участков осуществляется по комбинированной схеме, с изолированным отводом метана за счет газоотсасывающих установок, оборудованных на устьях газодренажных скважин.

Для снижения газообильности выемочных участков разрабатываемых пластов в рассматриваемом периоде, применяется предварительная дегазация и дегазация выработанного пространства.

Проветривание подготовительных забоев осуществляется вентиляторами местного проветривания (ВМП) типа ВМЭ–6, ВМЭ-8, ВМЭ-2-10А, ВМЭВО-8А, ВМЭВО- 12А по гибким вентиляционным трубопроводам. Для снижения газообильности подготовительных забоев применяется барьерная дегазация.

Дегазация пластов с бурением скважин предусматривает:

- дегазацию пласта перекрещивающимися скважинами;
- дегазацию из пространства где извлечен уголь;
- дегазацию пласта и пространства где извлекли уголь с поверхности.

Коэффициент эффективности удаления метана (дегазации) составляет $0,3 \div \div 0,65$.

Действующей в настоящее время проектной документацией, на основании которой планируется развитие горных работ, является:

- «Отработка запасов Чертинской брахисинклинали в границах горных отводов ООО «Шахта Чертинская-Коксовая», разработанный ОАО «Кузбассгипрошахт» в 2015 году и получившей Положительное заключение ФАУ

«Главгосэкспертиза России» №774-15/ГГЭ-9197/15 от 26.05.2015 г.;

– «Техническое перевооружение шахты ...» в части проведения горных выработок», разработанная ОАО «Кузбассгипрошахт» и получившая положительное заключение экспертизы промышленной безопасности №32-2018/ПД от 10.04.2018 г. (ООО «Экспертная организация «Альфа»);

– Нормативы потерь по добыче угля шахты «Чертинская-Коксовая» согласованы протоколом ЦКР-ТПИ «Роснедр».

– «Техническое перевооружение опасного производственного объекта шахта ...» в части замены проходческого оборудования», разработанная ОАО «Кузбассгипрошахт» и получившая положительное заключение экспертизы промышленной безопасности №77- 2018/ПД от 11.10.2018 г. (ООО «Экспертная организация «Альфа»).

– «Технический проект «Многофункциональная система безопасности «ООО Шахта Чертинская-Коксовая» (АС «МФСБ»)

– «Проект комплексного обеспыливания и пылевзрывозащиты ...», разработан АО НЦ «ВостНИИ», и получивший положительное заключение экспертизы промышленной безопасности ООО «НЭЦ» №400/18 от 23.11.2018 г.

1.2.2. Проектные решения и их анализ по пылевому фактору

Проектом комплексного обеспыливания и пылевзрывозащиты рассмотрены мероприятия по комплексному обеспыливанию и пылевзрывозащите сети горных выработок и забоев шахты на перспективу развития предприятия (декабрь 2018г. – 2019 г. включительно).

Перспектива развития горных работ шахты принята на основании технических решений действующей проектной документации.

Мероприятия по комплексному обеспыливанию и пылевзрывозащите принимались исходя из требований действующих нормативных документов,

свойств угольной пыли и вмещающих пород, прогнозной запыленности воздуха в проектных забоях.

Угольная пыль пластов 4 и 5 в условиях ООО «ММК-УГОЛЬ» Шахта «Чертинская-Коксовая» является опасной по склонности ее ко взрыву.

В качестве основных мер борьбы с запыленностью рудничного воздуха в шахте документацией приняты следующие мероприятия.

Для выемочных участков:

- увлажнение угольного пласта с применением добавки смачивателя, за исключением выемочных столбов для которых получено распоряжение главного инженера предприятия «об отмене увлажнения в лаве»;
- взрывозащитное орошение при работе комбайнов KSW-460NE и SL-300, удельный расход жидкости не менее 40 л/т горной массы с применением добавки смачивателя;
- секционное орошение при передвижке секций механизированной крепи;
- обеспыливание исходящей из лавы вентиляционной струи;
- орошение мест погрузки угля.

Для забоев подготовительных выработок:

- увлажнение угля в пласте подготовительного забоя водой с применением добавки смачивателя (за исключением выработок, для которых получено распоряжение главного инженера предприятия «об отмене предварительного увлажнения в проходческих забоях»);
- орошение при работе проходческих комбайнов с давлением в системе взрывозащитного орошения, расходом жидкости на резец и удельным расходом не менее показателей, указанных в заключениях испытания образцов пород на опасность фрикционного воспламенения метана и определения ТДУ запыленности забоев, с применением добавки смачивателя;
- обеспыливание исходящей вентиляционной струи воздуха из проходческого забоя осуществляется при помощи установки туманообразующих,

лабиринтных или водяных завес;

– орошение мест разрушения, погрузки и перегрузки горной массы в контуре проходческого забоя с давлением жидкости не менее показателей, указанных в заключениях специализированных лабораторий определения ТДУ запыленности забоев с применением смачивателя.

Для обеспыливания воздуха в транспортных и околоствольных выработках документацией предусматривается орошение горной массы в пунктах перегрузки (погрузки) на ленточные конвейеры и ожокушивание пересыпов.

Также документацией определены основные водопотребители и нормы подачи воды, представлен среднесуточный расход воды для проведения полного комплекса противопылевых мероприятий ООО «ММК-УГОЛЬ» Шахта «Чертинская-Коксовая» при одновременной работе 2 очистных и 8 комбайновых проходческих забоев на момент запуска лавы 448.

В документации выполнен расчет расхода основных материалов для выполнения противопылевых мероприятий (пыли и смачивателя). Расчеты расхода смачивателя и инертной пыли должны уточняться технической службой шахты с учетом оперативного планирования горных работ и технических характеристик применяемых материалов и оборудования.

Контроль запыленности рудничного воздуха предусмотрен стационарными датчиками контроля запыленности, входящими в единую «Систему автоматизированного аэрогазового контроля ООО «ММК-УГОЛЬ» Шахта «Чертинская-Коксовая».

Документацией рекомендовано осуществлять непрерывный контроль пылевзрывобезопасности датчиками интенсивности пылеотложения «ДИП-1», производства ООО «Аэротест», г. Москва.

Для предотвращения взрывов пыли предусмотрено осланцевание и обмывка горных выработок, применение сланцевых и водяных заслонов, а также автоматических систем локализации взрывов.

Документацией предусмотрен комплекс мероприятий по безопасности выполнения работ по обеспыливанию и пылевзрывозащите.

Расход инертной пыли и смачивателя на годовую перспективу развития ООО «ММК-УГОЛЬ» Шахта «Чертинская-Коксовая» (2019 г.) составил:

- инертная пыль – 2129,5 т;
- смачиватель «СМУГ» - 120,5 т.

Контроль пылевзрывобезопасности горных выработок производится специальными приборами или лабораторно-аналитическим способом в следующих точках:

- 5-10 м от места перегруза;
- 25 м от подготовительного забоя;
- сопряжение с лавой;
- 25 м от сопряжения с лавой.

Согласно п. 3 «Правил безопасности в угольных шахтах», сроки оснащения шахты средствами непрерывного контроля пылевзрывобезопасности определяются руководителем шахты. До приведения шахты в соответствие требованиям ПБ, техническим руководителем разрабатываются мероприятия, обеспечивающие безопасную эксплуатацию шахты.

На ООО «ММК-УГОЛЬ» Шахта «Чертинская-Коксовая» контроль пылевзрывобезопасности горных выработок производится ежедневно при помощи прибора ПКП.

Непрерывный контроль пылевзрывобезопасности предусматривается осуществлять датчиками интенсивности пылеотложения «ДИП-1», производства ООО «Аэротест», г. Москва (Сертификат соответствия технического регламента таможенного союза ТС RU С-RU.ME92.B.00607).

Телеинформация с датчиков контроля запыленности передается в диспетчерский пункт шахты к оператору АГК и хранится в базе данных информации.

Система АГК должна осуществлять контроль пылевзрывоопасности. Места контроля пылевзрывоопасности определяются технической службой шахты и утверждаются техническим руководителем (главным инженером).

В настоящее время в практике мирового горного дела отсутствуют методы и автоматизированные системы объективного контроля запыленности шахтного воздуха. В связи с этим, до разработки технических средств автоматического контроля запыленности, предусматривается осуществлять контроль пылевзрывобезопасности и пылевой обстановки в горных выработках ООО «ММК-УГОЛЬ» Шахта «Чертинская-Коксовая» при помощи переносных приборов эпизодического действия и (или) лабораторно-аналитическими методами контроля (анализа).

Техническим руководителем (главным инженером) угледобывающей организации разрабатываются технически и экономически обоснованные мероприятия по контролю запыленности воздуха и пылевзрывобезопасности состояния горных выработок. Мероприятиями могут быть предусмотрены корректировки проектных решений. При этом, действие корректировок проектных решений в части автоматического контроля пылевзрывобезопасности и пылевой обстановки в горных выработках должно носить временный характер на период замены датчиков или их последовательной модернизации.

1.2.3. Анализ проектных решений многофункциональной системы безопасности по параметрам взрывозащиты

АС «МФСБ» создается с целью предотвращения аварий и инцидентов, уменьшения случаев нарушения правил безопасности ведущих к угрозе жизни и здоровья персонала, упрощению управления шахтой в аварийных ситуациях.

АС «МФСБ» предназначена:

– для обеспечения решений задач безопасного процесса добычи угля;

- контроля технологических и производственных процессов;
- гарантированное предупреждение должностных лиц о зафиксированных системой нарушениях, инцидентах, авариях;
- автоматическое оповещение должностных лиц (по спискам в зависимости от ситуации) о большинстве типов аварий и инцидентов в минимальные сроки;
- повышение эффективности работы диспетчерской службы за счёт достоверного и быстрого восприятия информации персоналом;
- повышения эффективности работы штаба ликвидации аварии из-за предоставления оперативной и достоверной информации для принятия управленческих решений;
- передачи с МФСБ информации в режиме реального времени о срабатывании систем противоаварийной защиты людей.

АС «МФСБ» является полностью централизованной 3-х уровневой системой, обеспечивающей сбор сигналов о событиях, влияющих на безопасность. На первом уровне находится сервер АС «МФСБ», включённый в Центр обработки данных (ЦОД) через общую локально-вычислительную сеть, обеспечивающий сбор данных и ведение учёта событий, и терминалы (ПК) или автоматизированные рабочие места (АРМ), работающие с АС «МФСБ» и автоматизированными системами безопасности (АСБ в дальнейшем). На втором уровне находятся сети передачи данных, объединяющие верхние уровни АСБ. На третьем уровне находятся автоматизированные системы безопасности (АСБ), работающие на Шахта Чертинская-Коксовая и выполняющие специализированные функции в соответствии с требованиями ПБ 2013.

АС «МФСБ» собирает из смежных систем технологическую информацию, в той мере, которая необходима для достижения цели создания системы.

Рисунок 1.1 кратко отображает функциональные связи между подсистемами. Полный перечень подсистем АС «МФСБ» приведён ниже:

- подсистема информационного (сетевое) взаимодействия;

- подсистема сбора, фильтрации и обработки сообщений;
- подсистема хранения и архивирования данных;
- подсистема диагностики;
- подсистема энергоснабжения;
- подсистема терморегулирования;
- подсистема отображения информации;
- подсистема формирования отчётов;
- подсистема оповещения и учёта событий, включая передачу оповещений в Ростехнадзор и МЧС;
- подсистема(-ы) администрирования, включая информационную безопасность;
- подсистема оповещения по списку №1 и записи переговоров (на базе АС «Список»);

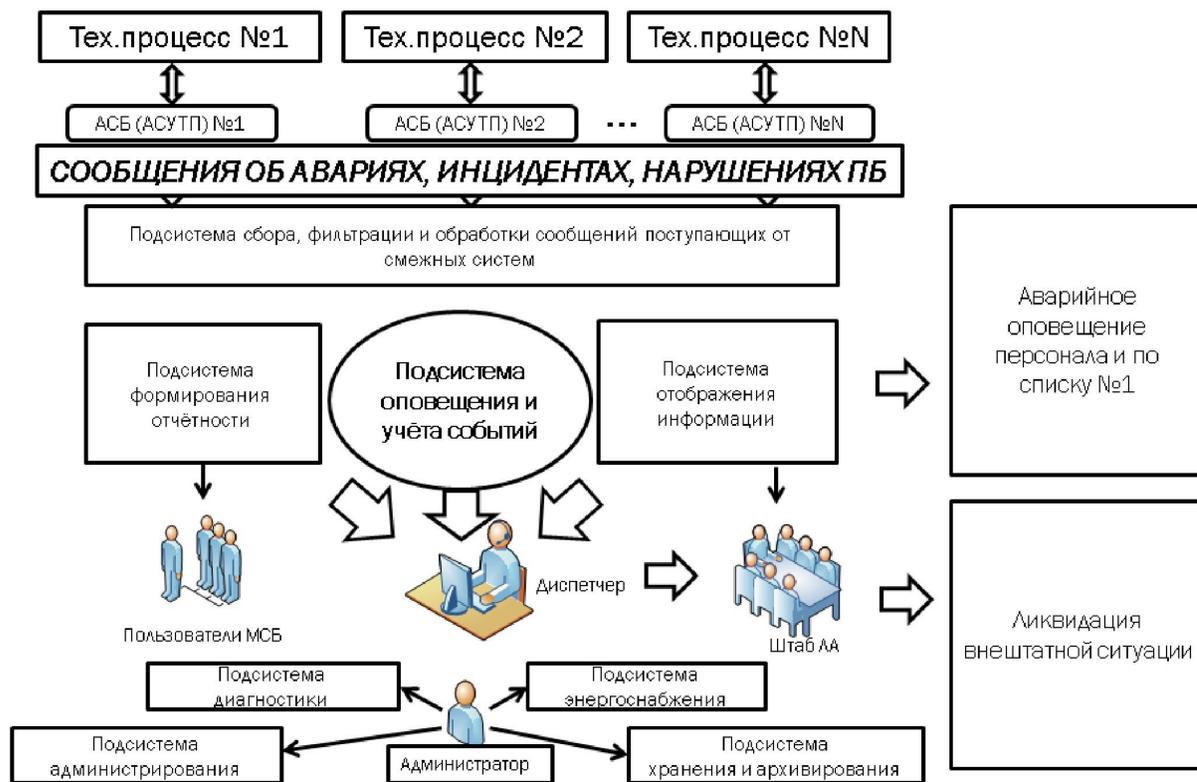


Рисунок 1.1 - Структурная схема автоматической системы

«Многофункциональная система безопасности шахты «Чертинская-Коксовая»

Для реализации гарантированной передачи информации между серверами смежных систем и сервером АС «МФСБ» сеть, через которую обеспечивается передача информации, выполнена с использованием отдельных сетевых входов/выходов серверов и отдельного сетевого коммутатора серии CATAL YST 3560G-24TS фирмы CISCO.

Передача данных для внешних пользователей системы МФСБ, включая передачу данных для ООО «ММК-УГОЛЬ», используется подключение по оптическому кабелю провайдера интернета «ТТК-Западная Сибирь» через шлюз сети. Для организации резервного канала связи используется сеть ООО «ММК-Уголь» (включая оптические линии связи и резервную радиорелейную линию связи от Шахты Чертинская-Коксовая до ЦОФ «Беловская»).

Система защиты МФСБ шахты должна обеспечивать контроль средств взрывозащиты. Сигнал должен поступать на пульт диспетчера в следующих ситуациях:

- полное или частичное разрушение системы (в том числе обрыв датчиков);
- отказ связи (в том числе переход на резервный канал связи);
- переход на резервный, либо аварийный источник энергии части компонентов или всей системы;
- срабатывание систем взрывозащиты;
- превышение показаний пыли и CH_4 ;
- предупреждение о взрыве;
- отказ принудительного срабатывания средств взрывозащиты.

В соответствии с проектом АС МФСБ взаимодействие системы взрывозащиты с системой МФСБ должно быть включено во вновь разрабатываемую документацию по техническому перевооружению ООО Шахта «Чертинская-Коксовая». Однако таких систем на шахте нет потому, что систем управления автоматическими устройствами взрывозащиты нет.

1.3. Свойства угольной пыли, влияющие на пылевзрывобезопасность шахты

Рост механизации и интенсификации добычи угля привел к значительному пылеобразованию при ведении горных работ в угольных шахтах. Продолжительное вдыхание горнорабочими запыленного воздуха вызывает тяжелое легочное заболевание – пневмокониоз. Всестороннее изучение угольной пыли является необходимым элементом борьбы с ней. Оно помогает оценить степень вредности пыли для человека, выбрать наилучшие способы борьбы с ней, найти оптимальные параметры пылеочистительных установок, оценить работу и пригодность пылеизмерительной аппаратуры. Кроме того, угольная пыль при определенных условиях является взрывчатой, что также необходимо учитывать. На это в значительной степени влияет дисперсный состав угольной пыли, а также на распространение ее по сети горных выработок [5-7].

Дисперсный состав витающей пыли исследовался многими учеными [8, 9] в шахтах, наиболее оснащенных современными угледобывающими машинами и разрабатывающих пласты угля различных крепости и степени метаморфизма. Крупность пыли является величиной изменчивой, характеристика ее зависит от способа отбора проб. Для шахтных исследований был выбран достоверный и простой способ отбора пылевых частиц путем протягивания запыленного воздуха через растворимые нитроцеллюлозные мембранные ультрафильтры со скоростью, равной скорости движения воздуха в точке пробоотбора. Пробы пыли отбирались в верхней третьей части выработки в зоне дыхания рабочих около источников пылеобразования и на различном расстоянии от них.

В результате исследований оказалось, что дисперсный состав витающей пыли весьма изменчив и практически не зависит от крепости угля в пласте и стадии метаморфизма (рисунки 1.2 и 1.3).

Разброс процентного содержания пыли по фракциям весьма велик. Только

выделение данных с идентичными условиями пылеобразования (размеры выработки, скорость движения воздуха, степень шероховатости и др.) и пробоотбора показали некоторую связь между средними значениями дисперсного состава тонких частиц и стадией метаморфизма углей.

С увеличением метаморфизации углей несколько уменьшается выход тонких фракций (см. кривые распределения пыли по крупности на рисунке 1.4).

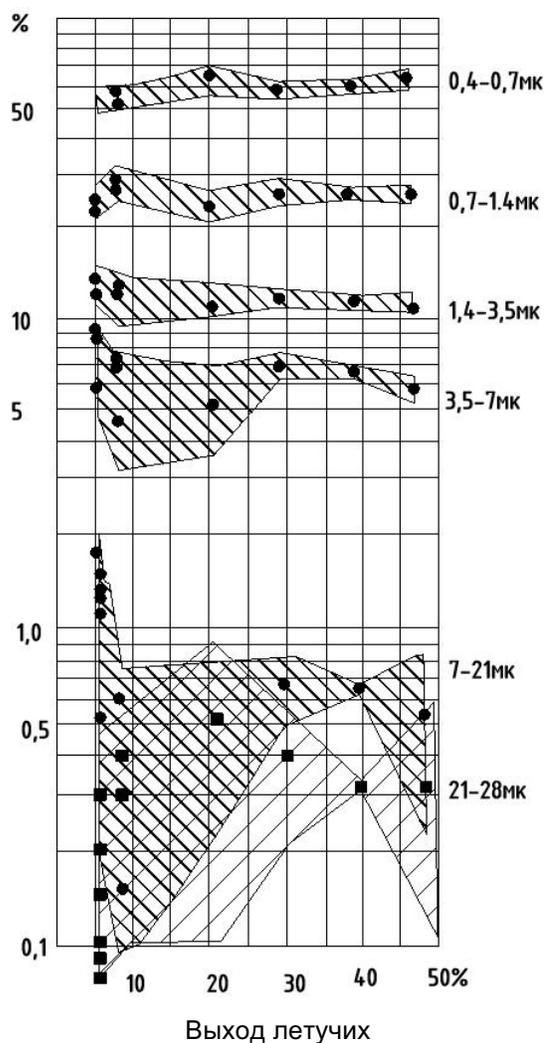


Рисунок 1.2 - Дисперсный состав витающей угольной пыли в зависимости от выхода летучих (крестом обозначено процентное содержание пыли размером 21-28 мм, штриховкой показана область возможных значений процентного содержания пыли различных размеров с достоверностью $\alpha = 0,9$)

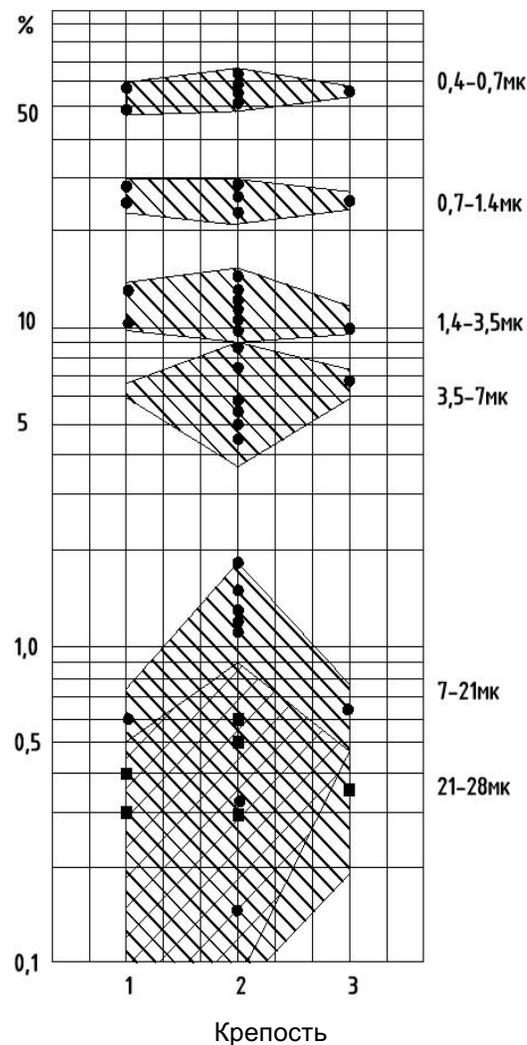


Рисунок 1.3 - Дисперсный состав витающей угольной пыли в зависимости от крепости угля в пласте

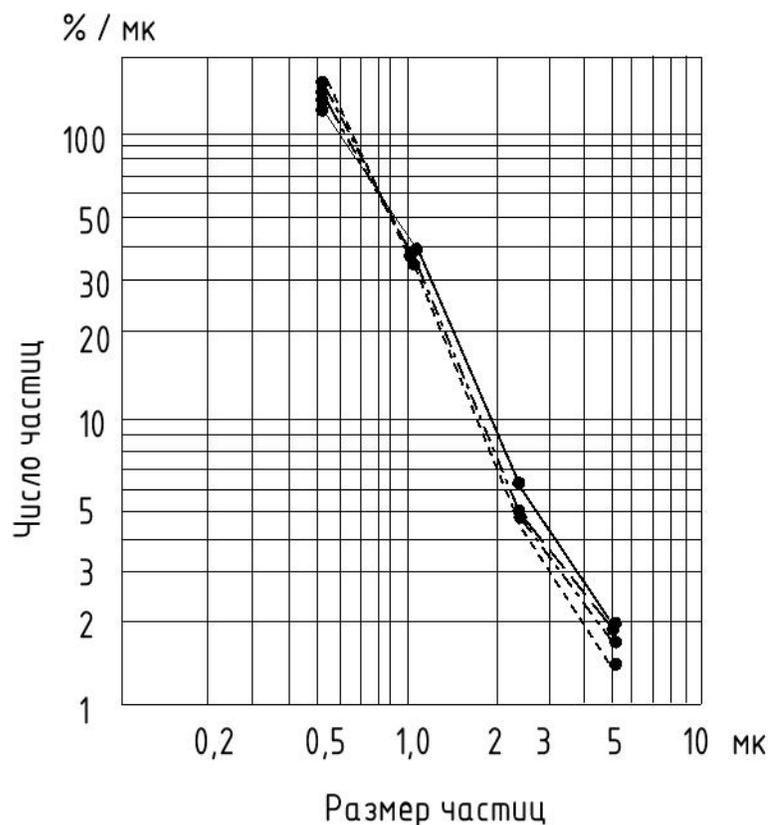


Рисунок 1.4 - Зависимость распределения тонкой пыли по крупности от метаморфизма угля

Зависимости дисперсного состава пыли от крепости угля даже при прочих равных условиях не обнаружено.

Дисперсный состав пыли у различных источников пылеобразования представлен на рисунке 1.5.

Из данных видно, что наряду с непостоянством дисперсного состава пыли колебания этой характеристики от пробы к пробе примерно одинаково у комбайнов. У участковых погрузочных пунктов дисперсный состав пыли меняется в более широких пределах. В одном случае, когда конвейер выходил из лавы на высоте 1,5-1,8 м от почвы, крупность была такой же, как и у первичных источников пылеобразования. В других случаях (погрузочный пункт второго рода), когда конвейер, доставляющий уголь по уклону, выходил в штрек на высоте 2,5-3 м, распределение пыли по крупности было иным.

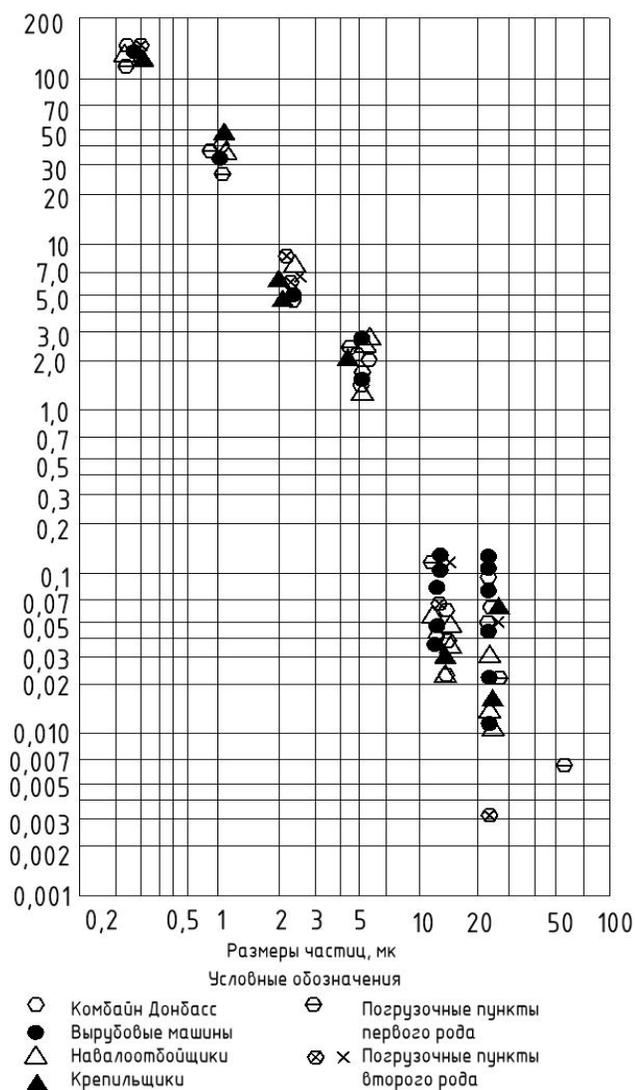


Рисунок 1.5 - Дисперсный состав пыли у различных источников пылеобразования

Воздушный поток, омывающий падающий уголь, сносил пыль и вместе с нею крупные частицы так, что на расстоянии 4 и даже 6 м от погрузочного пункта на высоте 1,5-1,6 м наблюдались частицы пыли размером в 60 мкм.

Дисперсный состав пыли связан с вентиляционным потоком, поскольку, во-первых, частицы, попавшие в него, поддерживаются поперечными пульсационными скоростями; во-вторых, они относятся на некоторые расстояния от источников пылеобразования продольными скоростями потока. Но так как основные факторы, определяющие величину пульсационных и продольных

скоростей потока – средняя скорость движения воздуха в выработке, шероховатость границ потока (выработок), расстояние от них, форма и др., весьма изменчивы в шахтных условиях даже в одной и той же выработке, то зависимость дисперсного состава витающей пыли от параметров вентиляционного потока очень сложна и выделить влияние какой-либо характеристики потока на дисперсный состав пыли трудно.

Броер [10] считает зависимость весового распределения пыли по крупности от скорости воздуха в лавах сложной и не сильной в пределах 1,2-0,5 м/сек. О том же говорят данные исследований [11], которые не дифференцирует дисперсный состав пыли в пределах скоростей воздуха от 3 до 1,5 м/сек и в пределах 1,5-0 м/сек. В описываемых исследованиях также не удалось обнаружить существенное влияние скорости потока на дисперсный состав витающей в шахтах пыли. Наряду с другими факторами действие вентиляционного потока, по-видимому, сказывается на предельных размерах витающих частиц (см. условия витания частиц по В.Н. Воронину), которые не превышают в основном 30 мкм (за исключением случаев у погрузочных пунктов второго рода). Однако процентное содержание крупных частиц размером 7-30 мкм сильно колеблется, достигая $\pm 200\%$ и более. Это говорит о неустойчивом и случайном характере пребывания их в воздухе. Такие частицы способны быстро выпадать и изменять дисперсный состав пылевого аэрозоля с увеличением расстояния от источника пылеобразования, что и имеет место в выработках. Содержание тонкой пыли в воздухе колеблется значительно меньше и одинаково во всех без исключения случаях.

Полученные результаты хорошо сходятся с теоретической оценкой размеров витающих частиц, произведенной по условию витания частиц в турбулентном потоке, предложенному В.Н. Ворониным, и по эмпирической формуле П.И. Мустеля для скорости падения угольных частиц в воздухе. Как показал расчет, размер пыли, витающей в шахтных выработках, обычно меньше 42 мкм. Устойчиво пребывают во взвешенном состоянии частицы менее 9 мкм и особенно 4,5 мкм.

1.4. Приборы контроля запыленности воздуха для предприятий угольной промышленности

Решение проблем пылевзрывобезопасности в горных выработках шахт невозможно без пылевого контроля. Известно два способа контроля - это контроль запыленности атмосферы шахты для снижения заболеваемости горнорабочих и производственный контроль запыленности выработок для борьбы со взрывами.

Приборы, получившие широкое применение за границей - ТМ-data и Респикон. В приборе ТМ-data регистрируется поглощение света в пылегазовой среде. Второй прибор использует гравиметрический принцип.

Эти импортные регистраторы измеряют пыль фракцией менее 5-7 мкм. Требования нормативных документов РФ рекомендуют мерять все фракции вдыхаемой пыли. Прибор «Респикон» регистрирует угольную пыль всех фракций, которые откладываются в сети горных выработок и витают в атмосфере.

В России используется прибор АЭРА, который использует весовой принцип. Воздух прокачивается через специальное устройство накопления угольной пыли, где пыль связывается специальным фильтром. Когда на весах в лаборатории определяется вес использованного фильтра, происходит определение концентрации угольной пыли в конкретных местах выработки.

ИПКОН РАН создал серию приборов ИКАР-02, РКП-7 и РКП-11, которые работают на основе поглощения мягкого бета-излучения пылевыми частицами. Источником излучения является углерод -14.

Ведущие угольные страны мира учитывают среднесменные пылевые нагрузки человека, поэтому необходимы индивидуальные пылепроботборники, чтобы измерять всю вдыхаемую угольную пыль. Такой дозиметр пыли (ДП) выпускается в России, в Германии - приборы MR9P и VT/BF-50, во Франции прибор СРМ-3.

На сегодняшний день приборы пылевого контроля используют три

принципах: оптический, радиоизотопный и гравиметрический, и каждый имеет свои недостатки. Очень важно определять интенсивность отложения пыли, которая может перейти в атмосферу выработки и принять участие во взрыве метанопылевоздушной смеси, так как это может привести к гибели людей, находящихся в шахте, а также причинить значительный материальный ущерб.

1.5. Предварительное увлажнение, как фактор борьбы с угольной пылью

Решение многих задач предварительного увлажнения угля на практике связано с изучением процессов фильтрации воды в пласте. Исследования по данному вопросу затруднительны в условиях шахты, требуют специального оборудования, а в отдельных случаях не позволяют установить точных зависимостей. В связи с этим целесообразно изучать многие вопросы фильтрации в лабораторных условиях. Например, изучение капиллярного движения в порах угля практически невозможно осуществить в шахтных условиях и легко производится в лаборатории. В лабораторных условиях можно наблюдать за деформацией угля и изменением его фильтрационных свойств и прочностных характеристик, а также исследовать влияние метана и смачивающих добавок на процесс увлажнения угля.

В зависимости от задач исследования необходимо выбирать и соответствующую методику проведения лабораторных экспериментов. Для изучения процессов фильтрации воды и изменения пористости необходимо, чтобы исследуемые образцы угля находились в условиях, близких к шахтным. При исследовании таких вопросов, как влияние метана и смачивающих добавок, можно обойтись без внешней нагрузки на образец, а фильтрацию жидкости производить при малом давлении, что значительно упростит и ускорит проведение экспериментов. При изучении процесса капиллярного перемещения жидкости по порам и трещинам угля образцы пропитываются вообще без приложения бокового давления.

Изменение горного давления на угольный пласт влечет за собой изменение пористости, причем в основном за счет фильтрующего объема пор, поэтому необходимо при изучении фильтрационных свойств угля учитывать влияние внешней нагрузки.

Проведенные исследования [12] по определению эффективной пористости в угольном пласте показали, что в глубине нетронутого массива эффективная пористость составляет $\approx 0,9\%$, в зоне уплотнения $\approx 0,3\%$ и в зоне отжима $\approx 1,6\%$. Сравнивая эти цифры с данными [12], легко установить, что давление обжатия образца $0,3$ МПа сжимает его до такой степени, что эффективная пористость образца соответствует эффективной пористости пласта в зоне отжима $n_3 = 1,5-1,6\%$. Боковое давление равное $0,5$ МПа, соответствует сжатию угля в нетронутом массиве ($n_3 = 0,8-0,9\%$). Боковое давление на образец $1,5-2,0$ МПа дает значение эффективной пористости, соответствующей зоне уплотнения ($n_3 = 0,7-0,3\%$). Давление обжатия образца свыше $2,0$ МПа будет соответствовать шахтным условиям при залегании пласта на больших глубинах (более 400 м).

Экспериментами установлено, что при фильтрации воды происходит перемещение частичек угля в трещинах. В результате этого периодически происходит закупорка пор, что ведет к резкому уменьшению скорости фильтрации и повышению давления воды. После прорыва такой пробки происходит скачкообразное увеличение скорости фильтрации и уменьшение давления. Определять среднюю скорость фильтрации по кратковременным замерам не следует. Для получения более точных данных требуется более продолжительное время замеров.

В работе [12] проводились эксперименты по фильтрации воды и раствора смачивателя ДБ концентрации $0,1$ %. При испытании образцов, параллельных напластованию, скорость фильтрации раствора смачивателя больше, чем при фильтрации воды. При образцах, перпендикулярных напластованию, эта разница значительно меньше.

Влагонасыщение при фильтрации смачивателя на $12 \div 14\%$ больше, чем воды. Коэффициент фильтрации по напластованию и вкрест напластования меняется для воды от $6,3 \cdot 10^{-6}$ до $4,9 \cdot 10^{-6}$ см/мин, для смачивателя ДБ - от $18,4 \cdot 10^{-6}$ до $5,7 \cdot 10^{-6}$ см/мин. Таким образом, применение смачивателя улучшает условия фильтрации в основном по трещинам и порам, расположенным параллельно напластованию.

Фильтрация раствора смачивателя приводит также к изменению эффективной пористости.

Среднее значение эффективной пористости при движении раствора смачивателя перпендикулярно напластованию составляет $1,0\%$, а при движении параллельно напластованию - $2,0\%$, т.е. в два раза больше. Подобные эксперименты, проведенные при фильтрации воды, показали эту разницу в эффективной пористости только на 20% .

Действие смачивателя на изменение эффективной пористости по сравнению с водой показывает, что при движении раствора смачивателя перпендикулярно напластованию пористость увеличивается на 39% , а при движении параллельно напластованию - на 28% . Это еще раз подтверждает, что смачиватель оказывает влияние главным образом на трещины, расположенные параллельно напластованию. Можно предполагать, что в этом случае мелкие трещины и поры в меньшей степени участвуют в движении. Однако для случая полного насыщения угля водой наличие смачивателя может приводить, наоборот, к заполнению более мелких пор за счет увеличения капиллярных сил.

Увеличение скорости фильтрации при добавлении к воде поверхностно-активных веществ может расширить зону увлажнения, т.е. увеличить расстояние между шпурами или скважинами.

Эксперименты показали, что процесс насыщения угля водой является очень длительным. Наблюдалось прохождение воды через керн и в случае, если над керном располагался стеклянный стаканчик, в котором скапливалась вода. Однако

наличие стаканчика не сказывалось на величине водопоглощения, следовательно, скорость капиллярного движения воды больше скорости ее испарения.

В течение трех суток величина водопоглощения практически не меняется, следовательно, заполнение крупных трещин и пор заканчивается за сутки. Для заполнения мелких пор требуется более продолжительное время.

Характерно, что объем поглощаемой воды как при капиллярной пропитке, так и при фильтрации под давлением значительно больше объема эффективной пористости. Следовательно, при увлажнении угля возможно: во-первых, заполнение жидкостью заземленных пор, во-вторых, адсорбция жидкости на стенках ультрапор.

Таким образом, капиллярное движение воды в угле имеет место и играет определенную роль в процессе увлажнения. За счет капиллярного движения возможно перемещение воды после снятия давления. В этом случае происходит заполнение более мелких пор.

Выводы

1. Качество проекта угольной шахты оценивается интегральным показателем, который учитывает все стороны работы шахты, в том числе показатель безопасности ведения горных работ, направленный на повышение эффективности взрывозащиты горных выработок.

2. Анализ проектной документации ООО «ММК-УГОЛЬ» шахта «Чертинская-Коксовая» в части комплексного обеспыливания и пылевзрывозащиты сети горных выработок показал, что на шахте отсутствует система автоматического контроля накопления угольной пыли в сети горных выработок, что снижает эффективность комплекса пылевзрывозащитных мероприятий (осланцевание, побелка, обмывка и т.д.) и соответствующий выбор средств локализации взрывов (водяные и сланцевые заслоны или автоматические

системы взрывозащиты).

3. Интенсификация добычи угля привела к значительному росту пылеобразования при ведении горных работ в угольных шахтах, что усугубляет негативное санитарное состояние предприятия (рост легочных заболеваний), а также повышает риск крупных аварий на шахтах из-за возможного взрыва метана и угольной пыли. Это в свою очередь вызывает необходимость серьезного исследования процессов пылеобразования в сети горных выработок для определения параметров, при проектировании средств пылевзрывозащиты.

4. Борьба с угольной пылью в шахтах невозможна без действенного контроля интенсивности накопления ее в горных выработках.

В настоящее время осуществляется гигиенический контроль запыленности атмосферы в шахте и производственный (технический) контроль запыленности выработок.

На угольных шахтах России в настоящее время не применяются приборы автоматического контроля отложений пыли в выработках.

5. Существующие, в настоящее время, и применяющиеся на угольных шахтах автоматические системы подавления и локализации взрывов пыли (АСВП-ЛВ.1М; АСВП-ЛВ.1М (ПГИ); АСВП не адаптированы как часть многофункциональной системы безопасности (МФСБ) угольной шахты.

1.6. Цель работы и задачи исследований

На основании анализа состояния безопасности ведения горных работ в части пылевзрывобезопасности угольных шахт и соответствующей проектной документации в диссертационной работе ставится следующая цель и задачи исследований.

Цель работы – повышение безопасности ведения горных работ, на основе исследования процессов пылевой динамики в горных выработках для разработки

эффективных средств пылевзрывозащиты, в том числе автоматической системы взрывоподавления-локализации взрывов как подсистемы взрывозащиты МФСБ шахты.

Задачи исследований:

1. Исследование влияния горнотехнических условий на процесс пылеобразования в очистном забое, определение удельного пылевыделения для выбора средств предотвращения пылеобразования.

2. Исследование распространения угольной пыли в горных выработках шахты для определения параметров средств пылеподавления и оценки их эффективности.

3. Исследование процесса осаждения угольной пыли в горной выработке и перехода ее в аэрозольное состояние в рудничную атмосферу для определения параметров средств пылевзрывозащиты.

4. Исследование параметров распространения взрыва угольной пыли, в зависимости от горнотехнических факторов, с целью выбора эффективного средства его подавления и локализации.

5. Разработка требований к функциональной структуре автоматической системы взрывоподавления-локализации взрыва как подсистемы взрывозащиты МФСБ угольной шахты.

ГЛАВА 2 ИССЛЕДОВАНИЕ ПРОЦЕССОВ ПЫЛЕОБРАЗОВАНИЯ В УГОЛЬНЫХ ШАХТАХ ДЛЯ ОПРЕДЕЛЕНИЯ ПАРАМЕТРОВ ПРИ ПРОЕКТИРОВАНИИ СРЕДСТВ ВЗРЫВОЗАЩИТЫ

В соответствии с действующей нормативной документацией пылевзрывозащита шахт должна содержать:

- определение склонности пыли к ее взрыву;
- определение интенсивности отложения пыли в выработках;
- выбор средств, уменьшающих интенсивность пылеобразования и пылеотложения;
- выбор средств предупреждения взрывов угольной пыли;
- выбор средств локализации взрывов угольной пыли.

2.1. Исследование влияния горнотехнических факторов на пылевую обстановку в очистном забое, определение удельного пылевыделения для проектирования средств предотвращения пылеобразования

Пылевая обстановка в очистном забое зависит от свойств угольного пласта. Это дает основание разделить угольные пласты на группы по степени их пылеобразующей способности. Известные методы классификации углей по петрографическому составу, выходу летучих веществ, механической прочности не используются для оценки углей по их пылеобразующей способности, так как в этих методах в качестве классификационного критерия принят какой-либо один фактор, а пыльность угольного пласта, как это отмечено в работах Б.Ф. Кирина, Л.Я. Лихачева, Э.М. Москаленко, А.В. Трубицина, О.В. Скопинцевой и др., определяется совокупным действием нескольких факторов [13, 14].

Вопросам разработки метода определения пылеобразующих свойств углей посвящено много отечественных и зарубежных исследований (работы А.П.

Поелуева, Л.И. Рыжих, В.П. Журавлева, Е.З. Позина, В.З. Меламеда, А.И. Берона, А.Г. Фролова, Г.Е. Панова, И.Г. Ищука, В. Das, P.C. Thakur, M. Landweg др.). В этих исследованиях оценку пылеобразующих свойств углей рекомендуется производить по количеству пылевых частиц, образующихся при механическом разрушении углей или по содержанию отдельных компонентов в угле.

Для решения поставленных задач важно:

- определить основные факторы, влияющие на пылевую обстановку в лаве и установить степень их влияния;
- установить основные закономерности процессов образования пылевых частиц и перехода их во взвешенное состояние;
- разработать метод оценки пылеобразующих свойств углей и классифицировать угольные пласты по пылевому фактору.

Для изучения влияния различных факторов на пылевую обстановку в очистном забое собраны данные о горногеологических и горнотехнических условиях, а также о запыленности воздуха. В связи с тем, что значения отдельных факторов нельзя выразить количественно (тип комбайна, принадлежность пласта к определенной свите, степень метаморфизма угля), их влияние на запыленность воздуха изучалось приемами дисперсионного анализа [15].

Основные закономерности образования пылевых частиц и перехода их во взвешенное состояние были установлены в результате экспериментальных работ [16]. Исследования влияния режима разрушения угля на процесс образования пылевых частиц, а также влияния компоновки комбайна, конструкции исполнительного органа и режима разрушения на процесс выдувания пыли были выполнены в 103 очистных забоях.

При выполнении шахтных и лабораторных экспериментов результаты оценивались по значениям запыленности воздуха, удельному пылевыделению, содержанию пыли в разрушенном угле, коэффициенту выдувания пыли.

В результате дисперсионного анализа по однофакторной схеме установлено влияние на запыленность воздуха в очистном забое таких факторов, как степень метаморфизма угля, его влажность и сопротивляемость разрушению, тип комбайна, скорость движения воздушной струи, глубина ведения работ. При двухфакторной, трехфакторной и четырехфакторной группировках влияние степени метаморфизма угля и глубины ведения работ оказалось несущественным. Влияние степени метаморфизма и глубины ведения работ на запыленность воздуха проявляется через действие таких факторов, как влажность угля, сопротивляемость его разрушению. В то же время зависимость запыленности воздуха в очистной выработке от совокупности действия группы факторов, характерных для данной свиты пластов, оказалась существенной при любых группировках. При сопоставлении значений суммарного содержания пылевых частиц в угле (частицы размером менее 0,07 мм), разрушенном комбайном, у которого режим резания изменялся в широких пределах, а показателями, характеризующими пылевую обстановку в очистном забое (запыленность воздуха, удельное пылевыделение, интенсивность пылевыделения), установлено, что наиболее тесная корреляционная связь имеет место между суммарным содержанием пылевых частиц (a) и удельным пылевыделением (q).

В результате обработки данных лабораторных исследований получено значение коэффициента корреляции между q и a , равное 0,95, и уравнение регрессии вида [16]:

$$q = 0,74a\% \quad (2.1)$$

С учетом действия факторов, существенность влияния которых на пылевыделение была установлена при дисперсионном анализе, уравнение (2.1) переписется в виде:

$$q = 10^4 k_W k_H k_B k_\omega a \text{ мг/кг}, \quad (2.2)$$

где k_W, k_H, k_B, k_ω – коэффициенты, учитывающие влияние на удельное пылевыведение: влажности угля; мощности угольного пласта; типа очистного комбайна; скорости движения воздуха в забое.

Значение удельного пылевыведения, рассчитанное по формуле (2.2), было принято в качестве критерия для оценки угольных пластов по пылевому фактору, так как оно одновременно учитывает степень измельчения угля и интенсивность выдувания пыли.

Для обоснования методов определения показателей, входящих в зависимость (2.2), были изучены основные закономерности образования пылевых частиц и перехода их во взвешенное состояние.

Влияние содержания пыли в разрушенном угле, высоты падения разрушенного угля, влажности угольной мелочи и скорости движения воздуха было изучено в лабораторных условиях. По результатам исследований была получена зависимость

$$q = 0,85aH\omega^{1,7} \exp[-(0,0094 + 0,0362\omega)W]\%, \quad (2.3)$$

где H – высота падения угольного штыба, м; ω – скорость воздуха в камере, м/с;
 W – влажность угольного штыба, %.

По формуле (2.3) были определены коэффициенты, учитывающие влияние на удельное пылевыведение высоты падения разрушенного угля, скорости движения воздуха и содержания влаги в угле. Путем сопоставления расчетных значений этих коэффициентов со значениями, полученными в шахтных условиях, установлена удовлетворительная сходимость результатов. Это дало основание использовать полученные значения коэффициентов для расчета величины удельного пылевыведения. Для анализа влияния режима разрушения угля на выход пыли использована известная формула, полученная из уравнения Розина-Раммлера

$$a_i = 100[1 - \exp(-\lambda d_i^m)]\%, \quad (2.4)$$

где λ – показатель степени измельчения угля, характеризующий удельную работу разрушения;

d_i – фракция угольных частиц i -го класса, мм;

m – коэффициент влияния пылеобразующей способности угля.

Путем подстановки в уравнение (2.4) значения удельной работы разрушения, выраженной через параметры резания угля, получена зависимость

$$a = 100 \left\{ 1 - \exp \left[- \frac{k_1 k_{om}}{A} \sum_1^n \frac{h_i^2 v_p n_i t_i (35 v_i + 0,3) k_{oi} k_{yi} k_{\phi i}}{S_i \cos \beta_i} \right] \right\} \%, \quad (2.5)$$

где $k_1, k_{om}, k_o, k_y, k_\phi$ – коэффициенты, учитывающие влияние соответственно свойств пласта и способ его разрушения, отжим пласта, обнажение забоя, заострения, форму передней границы резца;

A – объем угля, разрушаемого в единицу времени, $\text{м}^3/\text{с}$;

h, t, v – соответственно глубина резания, расстояние между линиями резания и ширина резца, м;

v_p – скорость резания, м/с; n – число одновременно работающих резцов;

S – сечение среза, м^2 ; β – угол наклона оси резца к направлению подачи, град;

i – число групп резцов с одинаковыми параметрами резания.

В результате сопоставления значений a , рассчитанных по формуле (2.5), с фактическими данными, полученными при разрушении угля комбайнами, у которых режим резания изменялся в широком диапазоне, установлено следующее:

– изменение режима резания угля исполнительным органом комбайна приводит к изменению содержания пыли в разрушенном угле всего лишь в 2-3 раза, а содержание пыли в разрушенном угле на различных пластах при одинаковом режиме резания может изменяться в 5-10 раз. Это указывает на возможность деления угольных пластов на группы по пылевому фактору;

– при скорости подачи комбайна до 0,05 м/с содержание пыли в разрушенном угле зависит от режима резания. При большей скорости подачи комбайна на

пылеобразование влияет конструкция исполнительного органа комбайна.

На основании выполненного анализа пылевыведения следует принимать значение содержания пыли в угле при условии работы какого-либо одного комбайна со скоростью подачи более 0,05 м/с. Для установления удельного пылевыведения при работе любых комбайнов с использованием зависимости (2.4) определен коэффициент влияния конструкции комбайна на содержание пыли в разрушенном угле.

Влияние конструкции выемочного комбайна и его компоновки на процесс выдувания пыли изучено в шахтных условиях. Количество выдуваемой пыли зависит от скорости движения воздушной струи у исполнительных органов комбайна. В зависимости от компоновки комбайна скорость воздуха у исполнительных органов может в 1,5-2,0 раза отличаться от средней величины по лаве. Поэтому при одинаковом режиме разрушения угля комбайном количество выделяющейся в атмосферу очистного забоя пыли зависит от компоновки комбайна. Выделение пыли в атмосферу очистного забоя при разрушении угля комбайнами с одинаковым режимом резания не зависит от типа исполнительного органа (горизонтальный барабан, шнеки или диски), что указывает на преимущественное влияние степени разброса угля исполнительным органом на переход пылевых частиц во взвешенное состояние. Как установлено, процесс выдувания пыли при разрушении угля комбайном зависит от многих конструктивных особенностей комбайна. В качестве показателя, характеризующего комбайн по пылевому фактору, принят коэффициент выдувания пыли, представляющий собой отношение количества пыли, перешедшей во взвешенное состояние, к количеству, образовавшемуся при разрушении угля комбайном.

В качестве критерия оценки угольных пластов по пылевому фактору использовано значение удельного пылевыведения при постоянной скорости движения воздуха в забое, равной 1 м/с ($K_{\omega} = 1$), и стандартизированных

параметрах разрушения угля. Значение коэффициента было принято равным 0,025, что близко к максимальному значению для действующих комбайнов при скорости воздуха 1 м/с.

Содержание пыли в разрушенном угле определялось по формуле (2.4). В работах Е.З. Позина и В.З. Меламеда показано, что величина λ , входящая в зависимость (2.4), определяется по зависимости:

$$\lambda = k_M \left[\Gamma \left(1 + \frac{2}{m} \right) - \Gamma^2 \left(\frac{1}{m} + 1 \right) \right]^{\frac{1}{2}}, \quad (2.6)$$

где k_M – коэффициент, характеризующий режим разрушения; Γ – гамма-функция.

Для условий классификации угольных пластов по пылевому фактору значение коэффициента k_M принято равным 0,04. Такое значение коэффициента k_M имеют комбайны, при работе со скоростью подачи более 0,05 м/с. С учетом вышеизложенного зависимость (2.2) переписется в виде:

$$q = 250k_H k_W \left\{ 1 - \exp \left[0,04 * 0,07^m \sqrt{\Gamma \left(1 + \frac{2}{m} \right) - \Gamma^2 \left(\frac{1}{m} + 1 \right)} \right] \right\} \%, \quad (2.7)$$

Значение q , рассчитанное по формуле (2.7), зависит только от свойств пласта и используется для определения пылеобразующих свойств пласта.

Для установления способа определения значений m проведены рассевы угля, разрушенного при толчении (прибор ПОК-2), раздавливании угля прибором конструкции А.Н. Кульбачного, выбуривании шпуров и при разрушении угля комбайном. Анализ показал, что величина m не зависит от способа разрушения. Для определения значений выбран наименее трудоёмкий способ – определение значений по данным рассева угля, разрушенного комбайном. Это продиктовано тем, что на шахтах производится систематический рассев угля и для определения значений m потребуется только обработка накопленного материала. По данным ситового состава угля, значения m вычислены по формуле, полученной путем

преобразования зависимости (2.4):

$$m = \frac{n \sum_{i=1}^n x_i y_i - \sum_{i=1}^n x_i \sum_{i=1}^n y_i}{n \sum_{i=1}^n x_i^2 - (\sum_{i=1}^n x_i)^2}, \quad (2.8)$$

где $x_i = \ln d_i$;

$$y_i = \ln \left[\ln \left(1 - \frac{a_i}{100} \right) \right].$$

В связи с тем, что разделение шахтопластов на группы в зависимости от их пылеобразующей способности имеет цель дать научное обоснование выбора комплекса обеспыливающих мероприятий для различных условий, классификация угольных пластов строилась исходя из условий возможного снижения запыленности воздуха.

Анализ результатов различных средств пылеподавления показал, что запыленность воздуха в 10 м от комбайна может быть снижена до 50 мг/м^3 ($q = 5 \text{ мг/кг}$). Так как пылевой поток имеет максимум концентрации у забоя, то при указанном значении q запыленность воздуха будет близка к уровню предельно допустимой концентрации (ПДК). В связи с этим значение удельного пылевыделения, равное 5 мг/кг , принято в качестве требуемого уровня снижения запыленности воздуха.

К первой группе отнесены пласты, на которых требуемый уровень снижения запыленности воздуха может быть достигнут при работе комбайна только с орошением. При эффективности орошения, равной 90%, это может быть достигнуто на пластах с начальным уровнем пылевыделения 50 мг/кг . Данное значение удельного пылевыделения принято в качестве верхней границы 1-ой группы пластов деления их по пылевому фактору.

Угольные пласты, разрабатываемые в Кузбассе, имеют значения q от 10 до 3400 мг/кг , причем максимальному числу шахтопластов соответствуют малые значения q . В связи с этим границы последующих групп деления шахтопластов по пылевому фактору приняты в геометрической прогрессии. Определен коэффициент

вариаций значений q для отдельных забоев, по значению которого рассчитан знаменатель прогрессии по формуле

$$\alpha = \left(100 + \frac{2v}{n}\right) \left(100 - \frac{2v}{n}\right), \quad (2.9)$$

где v – коэффициент вариации значений q , %; n – число наблюдений.

Значение знаменателя прогрессии оказалось равным 1,7, с учетом которого все пласты угля указанного бассейна разделены на 8 групп (см. таблицу 2.1).

Таблица 2.1 - Классификация угольных пластов Кузбасса по пылевому фактору

Характеристика пласта по пылевому фактору		Удельное пылевыведение, мг/кг	Число шахтопластов, %	Необходимая эффективность обеспыливания, %
Категория	Группа			
Малопыльные	I	До 50	8,7	90,0
	II	50-100	17,1	95,0
Средней пыльности	III	101-150	13,1	96,7
	IV	151-250	14,5	98,0
	V	251-400	16,4	98,8
Пыльные	VI	401-700	14,6	99,3
	VII	701-1200	8,9	99,5
Весьма пыльные	VIII	Более 1200	6,7	99,8

По значению удельного пылевыведения, может быть рассчитана ожидаемая запыленность воздуха в очистном забое по формуле

$$C = \frac{qK_v K_\omega p}{Q}, \text{ мг/м}^3, \quad (2.10)$$

где p – производительность выемки, кг/с;

Q – количество воздуха, проходящего по лаве.

Коэффициент K_v , учитывающий влияние на удельное пылевыведение выемочной машины, определен как произведение величин относительного содержания пыли в разрушенном угле и относительного удельного пылевыведения. Коэффициент K_ω , учитывающий влияние на удельное пылевыведение скорости воздуха был установлен по данным лабораторных и шахтных экспериментов.

Значения этого коэффициента для скоростей воздуха 1, 2, 3, 4 и 5 м/с соответственно равны 1, 3, 6, 9, 2 и 13,6.

Разделение шахтопластов на группы позволило установить, что применение орошения на выемочных комбайнах в комплексе с предварительным увлажнением угля позволяет снизить запыленность воздуха до ПДК только на пластах до IV группы пыльности. Чтобы снизить запыленность воздуха до ПДК на пыльных и весьма пыльных пластах требуется либо применение более эффективных средств пылеподавления, либо необходимо переходить на такие способы разрушения угля, при которых обеспечивается резкое снижение пылевыведения в процессе выемки.

В работе проведены исследования закономерностей и особенностей пылевыведения, распределения дисперсного состава витающей пыли и ее распространения по горным выработкам угольных шахт в условиях высокопроизводительной добычи угля.

Проведенные исследования позволили установить, что угольная пыль, которая отложилась в выработках с исходящей струей воздуха из высокопроизводительных очистных забоев по своему составу является мелкодисперсной, с весовой долей фракций 50 мкм более 94%. При этом среднее модальное значение эквивалентного диаметра отложившихся частиц угольной пыли составляет 8-21 мкм.

Угольная пыль с размером частиц более 100 мкм наблюдаются только на первых 10 м, что связано с эффективным пылеподавлением установленными водяными завесами.

Важно отметить, что интенсивность отложения мелкодисперсной фракции угольной пыли уменьшается с расстоянием от очистного забоя, но при этом сохраняется на всем протяжении горной выработки. Мелкодисперсная угольная пыль с размером фракций до 50 мкм отлагается на всем протяжении горной выработки с исходящей струей воздуха из очистного забоя, это связано с высокой скоростью воздуха в выработках с исходящей струей. Этому способствует большое

количество воздуха подаваемого для проветривания очистного забоя, связанного с газовым фактором, который зависит от нагрузки на очистной забой.

В таблице 2.2 представлены результаты анализа дисперсного состава отложившейся угольной пыли, в конвейерном штреке 555, при отработке пласта 5, высокопроизводительным очистным забоем (до 7000 т/сут), лава 555, шахты «Чертинская-Коксовая».

В таблице 2.3 представлены результаты исследований дисперсного состава отложившейся угольной пыли по фракциям в конвейерном штреке 559 на шахте «Чертинская-Коксовая».

Таблица 2.2 - Дисперсный состав отложившейся пыли в конвейерном штреке 555 шахты «Чертинская-Коксовая»

Наименование шахты	Расстояние от лавы, м	Размер частиц, мкм			
		0-20	20-50	50-90	Более 90
		Весовая доля фракции, %			
ООО «ММК-УГОЛЬ» Шахта «Чертинская-Коксовая» пласт 5, лава 555	10	79,85	13,22	5,28	11,45
	50	81,77	18,32	8,99	0,85
	100	95,66	11,94	2,13	0,01
	410	98,25	4,41	6,03	0,99

Таблица 2.3 - Дисперсный состав отложившейся угольной пыли по фракциям в конвейерном штреке 559 шахты «Чертинская-Коксовая»

Наименование шахты	Расстояние от лавы, м	Размер частиц, мкм			
		0-20	20-50	50-90	Более 90
		Весовая доля фракции, %			
ООО «ММК-УГОЛЬ» Шахта «Чертинская-Коксовая» пласт 5, лава 449	10	81,97	10,87	5,41	11,76
	50	88,38	12,1	8,03	0,89
	100	86,62	10,83	6,14	0,01
	410	92,86	8,13	6,18	0,8

Проведенный, по апробированной методике микроскопический анализ дисперсного состава витающей угольной пыли позволил сделать следующие выводы:

– экспериментально установлена обратно пропорциональная зависимость численных показателей дисперсного состава угольной пыли в зависимости от расстояния между точкой контроля и источником образования пыли (комбайном). Уменьшение этого расстояния происходит к увеличению моды, математического ожидания и среднеквадратического отклонения диаметра частиц;

– на расстоянии свыше 20 метров от очистного комбайна преобладают фракции $10 \div 25$ мкм. Доля фракций ($1 \div 7$ мкм) составляет более 8%, фракции $1 \div 4$ мкм, чуть более 2%;

– крупные частицы пыли ($75 \div 171$ мкм), улавливаемые приборами пылевого контроля, составляют от 10 до 28% по объему. С учетом разницы в удельном весе частиц различных фракций пыли, весовая доля таких частиц угольной пыли составляет около $35 \div 40\%$;

Выемка угольных пластов современными комбайнами приводит к образованию большого количества угольного (органического) аэрозоля в шахтах.

При внезапном (вспышка, взрыв) нагреве угля существует критическая температура, при которой осуществляется фазовый переход, т.е. кипение раствора угольных компонентов угля. При достижении критической температуры пиролиза происходит резкое увеличение выброса органического аэрозоля в воздух [17-19].

Наличие данного органического аэрозоля в метановоздушной среде существенно сдвигает порог воспламенения метана и значительно увеличивает скорость нарастания давления при взрыве метановоздушной смеси [20].

Увеличение энергии, прикладываемой к разрушению горного массива современными выемочными комбайнами, привело к существенному росту доли тонкодисперсной фракции в пыли, способной привести к мощному взрыву в шахте.

Возникает обоснованная необходимость в разработке противопылевых мероприятий и специальных решений для снижения опасности взрывов угольной пыли и выбора эффективных средств локализации взрывов, которые представлены в разделах 3 и 4 данной диссертации.

Обобщая можно констатировать:

1. На основании статистической обработки данных о запыленности воздуха установлено, что пылевая обстановка в очистном забое определяется свойствами угольного пласта, характерными для той свиты, к которой относится пласт, влажностью пласта, сопротивляемостью угля разрушению, величиной вынимаемой мощности пласта, скоростью движения воздушной струи, конструкцией выемочного комбайна.

2. В результате исследования процессов пылевыведения при выемке угля комбайнами доказана возможность характеризовать пылеобразующие свойства угольного пласта значением удельного пылевыведения, рассчитанным по содержанию пыли в разрушенном угле.

3. В результате анализа ситовых составов угля, разрушенного комбайном, установлена возможность использования уравнения Розина-Раммлера для расчета содержания пыли в угле по распределению частиц размером более 6 мм, что позволило определять содержание пыли в угле по данным ситового состава угля.

4. Определены закономерности образования пыли от режима резания угля комбайном. Содержание пыли в разрушенном угле зависит от режима резания в 2-3 раза, а при разрушении углей различных пластов с постоянным режимом резания содержание пыли изменяется в 5-10 раз. Это предопределило возможность деления угольных пластов на группы по пылевому фактору.

2.2. Исследование процесса распространения угольной пыли в горных выработках шахты

Раздел посвящен постановке и решению задачи распространения пыли в горных выработках с учетом основных определяющих этот процесс факторов. Исследованы закономерности основных физических процессов, протекающих при распространении пыли турбулентным воздушным потоком [16, 21-23].

Движение твердых частиц турбулентным вентиляционным потоком описывается в двух предельных случаях:

при $V \ll U'$ - уравнением диффузии в потоке

$$\frac{\partial C_r}{\partial t} = V \cos \theta \frac{\partial C_r}{\partial Z} + D \nabla^2 C_r - \vec{U} \vec{\nabla} C_r, \quad (2.11)$$

и при $V \gg U'$ - уравнением, описывающим равномерное оседание частиц в потоке на почву со скоростью V

$$\frac{\partial C_r}{\partial t} = V \cos \theta \frac{\partial C_r}{\partial Z} - \vec{U} \vec{\nabla} C_r, \quad (2.12)$$

где C_r – массовая концентрация пыли радиуса r ;

V – скорость оседания частицы под действием сил гравитации;

θ – угол наклона выработки по горизонтали;

D – коэффициент турбулентной диффузии;

U – скорость вентиляционного потока; t – время;

Z – координата частицы; U' – скорость турбулентных пульсаций.

Граничными условиями для приведенных уравнений являются:

- распределение концентрации пыли различной дисперсности в сечении источника для уравнений (2.11) и (2.12);

- равенство нулю нормальной составляющей вектора потока \vec{S}_z

$$\vec{S}_z = -D \vec{\nabla} C_r - \vec{e}_z \vec{V}_r C_r \quad (2.13)$$

на стенках и кровле выработки для уравнения (2.11).

Для выбора граничного условия у почвы проведено исследование процессов оседания и взметывания вблизи почвы горной выработки. В результате исследования предложена физическая модель механизма взметывания пыли с почвы горной выработки, согласно которой в турбулентном потоке над шероховатой поверхностью пыль взметывается не отдельными частицами, а в виде пылевых образований – сгустков, которые затем распадаются на отдельные

пылинки. Для количественной проверки этой модели нами исследованы аэродинамические свойства пылевых сгустков. В результате исследования установлена критическая плотность сгустка.

$$a_k = \frac{1}{3} \frac{\bar{r}^3}{\bar{r} R^2}, \quad (2.14)$$

где R – радиус идеализированного сгустка.

При $a_c \gg a_k$ картина обтекания сгустка вентиляционным потоком будет мало отличаться от случая обтекания непроницаемой сферы. В противоположном предельном случае $a_c \ll a_k$ нельзя рассматривать сгусток как единое целое, так как каждая пылинка индивидуально взаимодействует с набегающим воздушным потоком.

Исследования динамики пыли в горной выработке и динамики пылевых сгустков в тонком слое, прилегающем к почве, позволили получить особые граничные условия у почвы для обычных уравнений распространения пыли турбулентным потоком в поле сил гравитации.

Согласно этому условию на тех участках почвы, на которыми

$$a_n > \frac{9}{2} \frac{\eta_B u'}{R^2 \rho_n g}, \quad (2.15)$$

нормальная компонента массовой плотности потока S_z равна нулю

$$S_z|_{z=0} = \left(VC - D \frac{\partial C}{\partial Z} \right) |_{z=0} = 0, \quad (2.16)$$

(это граничное условие необходимо только для витающей пыли).

На остальной части почвы, над которой

$$a_n > \frac{9}{2} \frac{\eta_B u'}{R^2 \rho_n g}, \quad (2.17)$$

массовую концентрацию пыли необходимо положить равной

$$C|_{z=0} \simeq \frac{0,04 \bar{r}^3}{R^2 \bar{r}} \rho_n, \quad (2.18)$$

где ρ_n – плотность пыли; η_b – динамическая вязкость воздуха;

g – ускорение свободного падения.

При этом дифференциальная концентрация пыли C_r у почвы определяться из условия

$$\partial \left(\frac{C_z}{C} \right) / \partial z |_{z=0} = 0. \quad (2.19)$$

Полученные граничные данные позволили решить задачу распространения пыли турбулентным вентиляционным потоком в горной выработке с учетом процессов оседания и взметывания. В виду нелинейного характера полученных граничных условий точное решение задачи в случае полидисперсной пыли получено численными методами.

Наряду с исследованием процесса распространения пыли в горных выработках без средств борьбы с пылью нами исследован процесс распространения пыли в выработках, обработанных смачивающе-связывающими составами. В таких выработках каждая пылинка, коснувшаяся поверхности выработки, в дальнейшем остается на ней, то есть

$$C|_{\Gamma} = 0, \quad (2.20)$$

где Γ – граница выработки.

В результате аналитического решения уравнения (2.11) с ограниченными условиями (2.16), (2.20) и

$$C|_{x=0} = C_0(x, z) \quad (2.21)$$

получен общий характер изменения средней по сечению концентрации пыли $\bar{C}(x)$ с удалением от источника

$$\bar{C}(x) = \sum_{n,m=1}^{\infty} \bar{C}_{n,m} e^{-r_{n,m}x}, \quad (2.22)$$

где

$$\bar{C}_{n,m} = \frac{A_{n,m}}{HS} \int_0^H \int_0^S \sin\left(\frac{\pi n}{H}Z\right) \sin\left(\frac{\pi m}{S}y\right) e^{-\frac{V}{2D}Z} dydZ, \quad (2.23)$$

$$r_{n,m} = -\frac{U}{2D} + \sqrt{\frac{V^2}{4D^2} + \frac{U^2}{4D^2} + \frac{\pi^2 n^2}{H^2} + \frac{\pi^2 m^2}{S^2}}, \quad (2.24)$$

Величина обратная $r_{n,m}$ является характерным расстоянием распространения пыли в выработке при отсутствии процесса взметывания.

Полученные результаты позволяют прогнозировать эффективность способа обработки выработок смачивающе-связывающими составами, рассчитывать параметры обработки и определить пути повышения эффективности данного способа борьбы с пылью.

С целью увеличения эффективности способа обработки выработки смачивающе-связывающими веществами и уменьшения затрат на обработку разработана методика расчета длины участка обработки и прогноза эффективности способа. При теоретических исследованиях получен общий характер изменения средней по сечению концентрации пыли с удалением от источника (формула (2.22) и скорость этого убывания (формула (2.24)). Задав минимальную скорость убывания концентрации, получим зависимости

$$E \simeq 1 - e^{\sqrt{\frac{\alpha}{2,5B}}l}, \quad (2.25)$$

$$l \simeq 5,7 \frac{B}{\sqrt{\alpha}} \lg\left(\frac{1}{1-E}\right), \quad (2.26)$$

позволяющие рассчитывать ожидаемую эффективность пылеподавления по заданной протяженности обработки или рассчитывать необходимую

протяженность обработки для достижения желаемой эффективности снижения запыленности воздуха. Для практического применения предложена номограмма (рисунок 2.1).

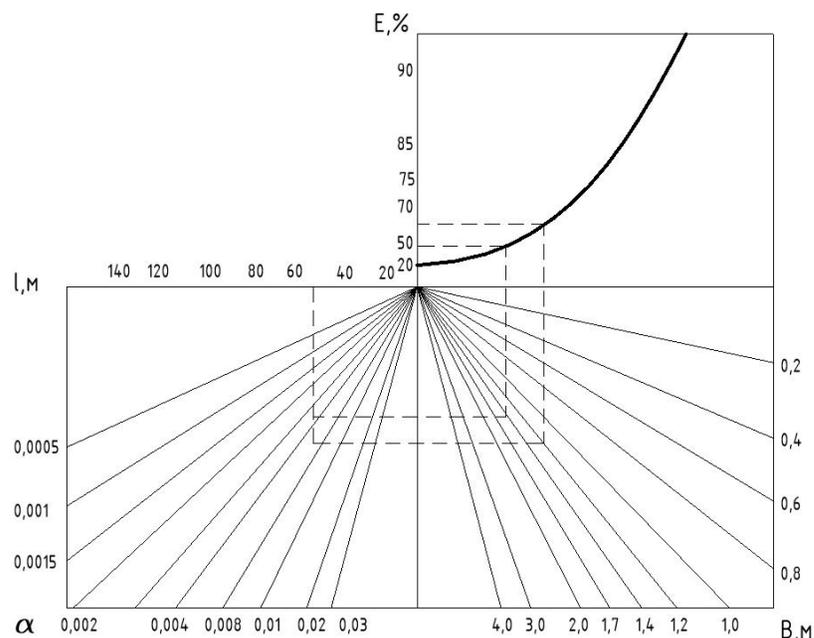


Рисунок 2.1 - Номограмма прогноза эффективности

Из формул (2.25) и (2.26) вытекают возможные пути повышения эффективности способа обработок смачивающе-связывающими веществами: увеличение протяженности участка обработки, что требует дополнительных затрат на смачивающе-связывающие вещества или увеличение степени турбулизации потока за счет повышения сопротивления трения поверхности выработок, что позволяет уменьшить протяженность участка обработки для достижения той же эффективности, а следовательно, уменьшить затраты на смачивающе-связывающие вещества. Определено оптимальное значение сопротивления

$$\alpha_{opt} = \sqrt{\frac{K_o}{0,26PU^3\rho_B}}, \quad (2.27)$$

при котором общие затраты минимальны,

где K_o – затраты в год на обработку 1 п.м. выработки смачивающе-связывающими веществами;

P – периметр выработки;

ρ_v – плотность воздуха.

Повысить сопротивление выработки можно применением различных технических решений, например, путем установки у стенок и (или) кровли выработки направляющих - отклоняющих вентиляционный поток; путем установки воздушных (водовоздушных) завес и т.д.

В последние годы как зарубежом, так и в России отмечено ряд воспламенений метана от фрикционных искр при работе проходческих комбайнов. Наличие в метановой атмосфере, взвешенной и отложившейся угольной пыли повышает вероятность взрыва и катастрофические его последствия [24]. Японские исследования указывают также на возможность воспламенения тонкодисперсной угольной пыли за счет искр трения даже при отсутствии метана.

Для выявления возможных очагов взрыва угольной пыли были проведены замеры запыленности воздуха при работе проходческих комбайнов КСП-35 и EBZ150С. Отбор проб воздуха на запыленность производился в момент интенсивного пылеобразования при различных положениях исполнительного органа в сечении выработки. Установлено, что максимальная запыленность воздуха наблюдается при работе исполнительного органа в верхней части забоя.

Запыленность воздуха замерялась при работе комбайнов как без орошения, так и с орошением, создаваемом стандартным заводским оборудованием. Пункты замеров запыленности воздуха располагались непосредственно у места разрушения горной массы, примерно, в 0,5-0,6 м от исполнительного органа и в 1,5-2,5 м от него.

Результаты замеров, приведенные в таблице 2.4, показали, что средняя запыленность воздуха в 0,5 м от исполнительного органа при работе комбайнов без орошения достигает 4,6-12,3, а в отдельных случаях – 19,8-25,8 г/м³.

Таблица 2.4 - Результаты исследований запыленности воздуха при проведении горных выработок комбайном

Шахта, комбинат	Выработка	Сечение выработки вчерне, м ²	Средняя мощность пласта, м	Запыленность воздуха (г/м ³) на расстоянии от фрезы в метрах								Нижний предел взрывчатости взвешенной угольной пыли, г/м ³
				при орошении				без орошения				
				0,5		2		0,5		2		
				сред.	макс.	сред.	макс.	сред.	макс.	сред.	макс.	
«Чертинская -Коксовая»	Конв. штрек 555	14,0	2,1	0,7	0,9	0,4	0,6	4,6	6,5	2,6	3,8	4
	Вент. штрек 555	14,0	2,1	3,6	4,2	1,4	2,2	9,0	19,5	2,7	5,4	4
	Конв. уклон 7 пл. 5	10,1	2,1	-	-	-	-	2,8	5,0	1,9	4,6	4
	Путевой уклон 10	10,1	2,1	2,1	4,5	1,1	1,4	6,8	9,8	3,4	4,4	4

На удалении 1,5-2,5 м от места выемки запыленность воздуха уменьшается до 1,9-5,5, однако в отдельных замерах она достигает 13,2 г/м³.

При работе комбайнов с орошением средняя запыленность воздуха снижалась соответственно до 0,7-3,6 и 0,4-1,5 г/м³. Однако максимальные ее значения достигали 9,2 у исполнительного органа и 3 г/м³ в 2-х метрах от нее.

Оценить пылевзрывобезопасность выработок при проведении их комбайнами можно путем сравнения полученной запыленности воздуха с нижним пределом взрывчатости взвешенной угольной пыли, который определяется по формуле [25]:

$$\delta_{\text{взв}} = \delta_{\text{отл}} \cdot \kappa_{\text{взв}} \cdot \kappa_{\text{сн}_4}$$

где $\delta_{\text{отл}}$ – нижний предел взрывчатости отложившейся угольной пыли в г/м³, установленный для каждого шахтопласта;

$\kappa_{\text{взв}}$ – коэффициент, учитывающий переход во взвешенное состояние отложившейся пыли, $\kappa_{\text{взв}} = 0,4$;

$\kappa_{\text{сн}_4}$ – коэффициент влияния метана на нижний предел взрывчатости пыли.

При работе комбайнов без орошения в зоне разрушения горной массы во всех случаях, а на расстоянии 1,5-2,5 м от фрезы в большинстве случаев имелась взрывоопасная концентрация взвешенной угольной пыли. При применении орошения наблюдалось снижение запыленности воздуха в 3-6 раз, однако остаточная запыленность воздуха у фрезы в отдельных случаях все же превышала нижний предел взрывчатости взвешенной пыли.

Исследования дисперсного состава взвешенной угольной пыли показали, что частиц размерами более 600 мкм содержится не более 1-3% от общей массы пыли. Поэтому практически вся взвешенная пыль является взрывчатой. Более того, основная масса пыли (более 90%) состоит из фракций менее 75 мкм. Такая пыль относится к категории сильно взрывчатой.

Одновременно были проведены исследования по оценке пылевзрывоопасности выработок за счет отложившейся пыли. Пылеотложение определялось на расстоянии 3 и 10 м от забоя и характеризовалось его удельным значением, под которым понималось количество пыли, осевшей за время выемки 1 м³ горной массы, в пересчете на 1 м³ объема выработки. Расчет удельного пылеотложения производился по формуле [26]:

$$P_{уд} = 4,35 \frac{B \cdot M}{S \cdot F \cdot V},$$

где B – ширина выработки по почве, м;

M – количество осевшей на полки пыли, г;

S – площадь поперечного сечения выработки в свету, м²;

F – площадь полки, м²;

V – объем горной массы, вынутой комбайном, м³.

По удельному пылеотложению можно определить предельно допустимый объем проходки $V_{доп}$, после выемки которого необходимо применять мероприятия по предупреждению взрывов отложившейся угольной пыли

$$V_{доп} = 0,5 \frac{\delta}{P_{уд}}.$$

Выполненные исследования показали, что при работе комбайнов взрывоопасное количество пыли отлагается за время прохождения 0,7-1,3 м выработки. При проходке 250-300 м в месяц выработка на участке 10 м от забоя примерно 7-10 раз в сутки приходит во взрывоопасное состояние.

Таким образом, при работе проходческих комбайнов в забоях выработок может образовываться взрывоопасная концентрация взвешенной угольной пыли. Кроме того, эта пыль, отлагаясь по длине выработки, приводит ее в пылевзрывоопасное состояние. В этой связи разработка мероприятий по

предупреждению взрывов угольной пыли и метана от различных источников воспламенения является важной практической задачей.

2.3. Исследование процесса осаждения угольной пыли и перехода ее в аэрозольное состояние

В горной практике для расчетов потребного количества инертной пыли на осланцевание, в частности для определения сроков повторного осланцевания, весьма важно знать, с какой скоростью происходит пылеотложение. Особенно сложен этот вопрос для крутопадающих пластов, так как условия осаждения пылевого аэрозоля здесь иные, чем на пластах горизонтального или наклонного залегания.

Немаловажен и вопрос обратного перехода отложившейся пыли в аэрозольное состояние, вызывающего дополнительное поступление пыли в атмосферу горных выработок при увеличении скорости движения воздушного потока выше оптимальной и представляющего этим большую опасность как с точки зрения заболевания горняков силикозом и как источник разрушительных взрывов (образует в определенной концентрации с воздухом взрывчатую смесь).

В основу решения этих задач (отложение пыли - изменение концентрации пыли по длине очистных выработок, унос пыли с лежащего слоя такой же пыли, разбавление и вынос пыли от источника пылеобразования) в диссертационной работе положены определенные предположения, для проверки справедливости которых использованы данные широкого эксперимента, проведенного на шахтах и в лаборатории [27-29].

Сделаем анализ формул Фукса Н.А., Воронина В.Н., Бурчакова А.С., описывающих процесс осаждения пыли, т. е. изменение концентрации ее по длине

камеры или выработки, и выведенных на основе «гравитационной» теории Великанова М.А. и теории Колмогорова А.Н., учитывающих участие твердых частиц в пульсациях среды и их непрерывное движение по отношению к окружающей среде под действием силы тяжести [30].

Установлена целесообразность использования для описания процесса осаждения пылевого аэрозоля следующей формулы

$$C(x) = \sum_i C_{0i} \cdot 10^{-k \frac{x}{R} f \left(\frac{V_s}{U_{cp}} \right)}, \quad (2.28)$$

где $C(x)$ – запыленность рудничной атмосферы на расстоянии x от начального сечения x_0 ;

C_0 – запыленность рудничной атмосферы в начальном сечении;

k – коэффициент осаждения, определяемый опытным путем и обычно меньший единицы;

x – расстояние от рассматриваемого сечения до изначального;

f – коэффициент пропорциональности между относительным падением концентрации между близкими сечениями и расстоянием между последними;

U_{cp} – средняя скорость воздушного потока в выработке;

V_s – скорость витания пылевых частиц.

Но до сих пор эта формула была проверена для пластов с углами наклона до 17° . Получено хорошее совпадение теоретических и экспериментальных кривых изменения концентрации пыли по длине выработки. Из экспериментальных данных было определено значение коэффициента осаждения

$$k = \frac{1}{6}$$

Для пластов наклонного и крутого залегания подобных исследований этой зависимости не производилось, а условия осаждения пылевых частиц на этих пластах отличаются от условий на пластах с горизонтальным залеганием. В

вертикальном восходящем потоке твердая частичка будет находиться во взвешенном состоянии при условии равенства силы тяжести частицы и силы давления вентиляционной струи на нее.

В методике теоретической обработки данных натурных исследований, которая сводилась к определению коэффициента осаждения по указанной выше формуле, характеризующей изменение концентрации пыли по длине выработки от источника пылеобразования, прежде всего обосновывалась возможность использования формулы Стокса для определения скорости витания частиц V_s .

Коэффициент осаждения k определялся для каждого сечения, для каждой фракции пыли, для каждого скоростного режима, для каждой лавы.

Для проверки теоретической зависимости находилось среднее значение k для каждого скоростного режима и для каждого выбранного сечения лавы.

Натурными исследованиями установлена высокая начальная запыленность (в зоне дыхания машиниста комбайна), превышающая санитарную норму, во всех исследуемых лавах при всех скоростях воздушного потока.

Характер изменения концентрации пыли по длине лавы при всех скоростях воздушного потока, при которых проводились исследования, во всех лавах однотипен. Наиболее резкое и быстрое снижение запыленности атмосферы наблюдается на небольших расстояниях от комбайна (20–30 м).

Наиболее интенсивно снижение запыленности происходило во всех исследуемых лавах в интервале скоростей 0,3–0,7 м/сек, так как преобладает второй механизм переноса твердого вещества турбулентным потоком – турбулентность. Минимальная запыленность атмосферы по всей длине лав была достигнута при скорости воздушного потока 1,2–1,3 м/сек. Результаты обработки проб, взятых на счетный анализ, показывают, что с удалением от источника пылеобразования процентное содержание различных фракций пыли меняется очень незначительно, следовательно, изменение концентрации пыли по длине лавы в весовом выражении вызвано выпадением всех фракций пыли. Незначительные изменения происходят в

дисперсном составе пыли и при увеличении скорости воздушного потока (увеличивается процентное содержание в атмосфере частиц пыли размером более 5μ).

Следовательно, не дисперсный состав, который определяет скорость падения частиц, находящихся в одной и той же среде и имеющих одну и ту же плотность, является главной причиной уменьшения запыленности атмосферы по длине очистных выработок при всех скоростных режимах. Об этом свидетельствует также то, что характер изменения концентрации пыли (в процентном выражении) или темпы снижения запыленности атмосферы по сравнению с запыленностью в начальном сечении (зоне дыхания машиниста комбайна) при всех скоростях движения воздушного потока не меняется.

Коэффициент осаждения k для пластов, залегающих наклонно - $0,04 - 0,06$.

При использовании для проверки теоретической зависимости, описывающей изменение концентрации пыли по длине выработки, коэффициента осаждения $k = \frac{1}{6}$ определенного для пластов с пологим залеганием ($6-17^\circ$), нет совпадения экспериментальных и теоретических кривых изменения концентрации пыли по длине очистных выработок. Данные запыленности атмосферы получаются чрезвычайно заниженными.

Из анализа литературных источников видно, что механизм перехода пыли в аэрозольное состояние до сих пор остается невыясненным, так как не выяснен вопрос о величине молекулярных сил сцепления, препятствующих отрыву частиц от стенок и друг от друга; нет единой методики определения сил, действующих со стороны потока жидкости (газа) на омываемые ими твердые частицы; нет достаточно четких данных о структуре турбулентного течения в придонной шероховатой области.

Из анализа литературных источников также видно, что эксперименты, проведенные многими исследователями (Сыркиным С.Н., Бегнолдом, Чепилем, Соколовым Н., Джорданом, Шиленковым В.Н., Румпфом, Смолдыревым А.Е. и

др.), показали, что по мере уменьшения размера твердых частиц ($r < 50\mu$) начальная скорость их трогания увеличивается, так как мелкая пыль обладает большой способностью комковаться и прилипать к поверхности, а при $r > 50\mu$ критическая скорость пропорциональна \sqrt{r} .

Но все экспериментальные исследования, изложенные в литературных источниках (и проведенные на их базе теоретические исследования), были проведены с различными видами твердых частиц (корунд, песок, почва, кварц, уголь) различных удельных весов и различного дисперсного состава в горизонтальных трубах, кроме того, экспериментальные исследования велись в различных средах (вода, воздух), а потому привели к эмпирическим зависимостям, которые не могут быть использованы в условиях, отличных от экспериментальных.

До сих пор отсутствуют данные о критической скорости, при которой начинается отрыв пылевых частиц от слоя такой же пыли, лежащей на почве выработки, и влияние на эту скорость динамической нагрузки, к которой в натуральных условиях можно отнести передвижение людей, транспорт угля под действием собственного веса; отсутствуют данные о влиянии угла наклона пластов на количество пыли, переходящей в аэрозольное состояние в единицу времени с единицы площади лежащего на почве выработки слоя пыли.

В результате экспериментальных исследований установлено, что в интервале скоростей, допустимых в лавах угольных шахт Правилами безопасности, фактор сдувания не влияет на изменение запыленности атмосферы в сторону увеличения, так как критическая скорость, необходимая для перехода отложившейся пыли в аэрозольное состояние, составила 10-12 м/сек в модели (в натуре – 3,3-4 м/сек); критическая скорость перехода частиц в аэрозольное состояние не зависит от угла наклона модели; получены однотипные зависимости количества унесенной с почвы модели лавы угольной шахты пыли от скорости движения воздуха при различных углах наклона модели как без динамической нагрузки на лежащий слой пыли, так и при динамической нагрузке; динамическая нагрузка на лежащий слой пыли ведет к

росту количества пыли, уносимой с почвы, при всех скоростях движения воздуха и при всех углах наклона модели.

Характер кривых зависимости между количеством пыли, уносимым с единицы поверхности лежащего слоя пыли, и аэродинамическим параметром воздушного потока (скоростью) показывает, что эту зависимость можно изобразить степенной функцией, а именно

$$G_{\text{ср}} = b(U - U_{\text{кр}})^n, \quad (2.29)$$

где U – скорость движения воздуха;

$U_{\text{кр}}$ – критическая скорость воздушного потока, при которой начинается сдувание пыли с поверхности слоя;

b и n – постоянные параметры, определяемые из экспериментальных данных и характеризующие свойства сдуваемой пыли (удельный вес, влажность, дисперсный состав), свойства поверхности, на которой лежит слой пыли.

Параметры b и n , определенные из экспериментальных данных, равны:

а) для случая перехода слоя пыли, лежащего на почве модели лавы, в аэрозольное состояние без динамического воздействия на слой пыли

$$b = 0,005; n = 1,94;$$

б) для случая перехода слоя пыли, лежащего на почве модели лавы, в аэрозольное состояние при динамическом воздействии на слой пыли

$$b = 0,012; n = 1,98;$$

Дополнительное увеличение запыленности воздуха определялось из выражения

$$C_{\text{ср}} = \frac{G_{\text{ср}}}{U}, \quad (2.30)$$

Как показали результаты, особенно значительно увеличивается запыленность при динамической нагрузке на лежащий на почве лавы слой пыли.

Сделана попытка объяснить механизм снижения и повышения запыленности атмосферы в очистных выработках в различных скоростных интервалах, применяя диффузионную теорию переноса массы (перемещение твердых частиц в турбулентном потоке под действием пульсационных скоростей).

Как известно, интенсивность поступления пыли в поток при работе комбайнов и врубовых машин определяется скоростью воздушного потока, влажностью измельченного материала, дисперсностью пыли, количеством измельченного материала, основным из которых является скорость движения воздуха.

Рассматривался непрерывно действующий неподвижный источник, помещенный в турбулентном потоке воздуха в трубе. Источник выделяет в единицу времени на единицу объема среды постоянное, но такое малое количество пыли, что оно не влияет на турбулентность потока, т. е. примесь движется практически со скоростью потока.

Турбулентный поток воздуха, определяющий характер переноса, будем предполагать равномерным.

Основным фактором, определяющим интенсивность поступления пыли в поток от источника, является скорость: чем больше скорость потока, тем больше пыли поступает в поток и тем меньше выпадает ее в осадок вблизи источника измельчения твердого вещества (первый механизм переноса).

В обратную сторону действует турбулентность. Расстояние между частицами с течением времени возрастает. При этом объем, первоначально занятый примесью, растягивается и искривляется (второй механизм).

Перенос твердых частиц турбулентным потоком описывается дифференциальным уравнением

$$U \frac{\partial C}{\partial x} + V \frac{\partial C}{\partial y} + W \frac{\partial C}{\partial z} = \frac{\partial}{\partial x} \left(D_x \frac{\partial C}{\partial x} \right) + \frac{\partial}{\partial y} \left(D_y \frac{\partial C}{\partial y} \right) + \frac{\partial}{\partial z} \left(D_z \frac{\partial C}{\partial z} \right), \quad (2.31)$$

где U, V, W – соответственно осредненные по времени скорости воздушного потока по трем координатным осям;

x, y, z – координаты точек;

C – концентрация пыли;

D_x, D_y, D_z – постоянные коэффициенты турбулентной диффузии в горизонтальном и вертикальном направлениях.

Коэффициент турбулентной диффузии, определяющий скорость переноса, из соображений размерности имеет следующее выражение

$$D = \beta U d, \quad (2.32)$$

где β – коэффициент пропорциональности;

U – средняя скорость потока;

d – характерный размер тела, с которым соприкасается турбулентный поток (гидравлический диаметр трубы или очистной выработки).

Коэффициент диффузии определяется экспериментально.

Непрерывно действующий точечный источник помещен в начало координат.

Для точечного источника определенной производительности $A = a(U)$ или для определенной интенсивности поступления пыли в поток решение дифференциального уравнения переноса высокодисперсных твердых частиц дает

$$C = \frac{a(U)}{4\pi r D} \exp\left[-\frac{U}{2D}(r-x)\right], \quad (2.33)$$

где x - координаты точек по оси X .

Учитывая, что $D = \beta U d$, получим

$$C = \frac{a(U)}{4\pi r \beta U d} \exp\left[-\frac{1}{2\beta d}(r-x)\right], \quad (2.34)$$

Так как на оси канала или выработки $r = x$, имеем

$$C = \frac{a(U)}{4\pi\beta U dx}, \quad (2.35)$$

Для проверки предложенной схемы явления были проведены исследования в лаборатории и на шахтах.

Методом приближенного моделирования была проверена и доказана возможность и достаточность применения безразмерной комбинации критериев Стокса и Фруда при моделировании процесса движения пылевых аэрозолей в ограниченном турбулентном потоке очистных горных выработок $\frac{V_S}{U}$.

В случае источника постоянной производительности (или постоянного пылепоступления в поток) между скоростью движения воздуха и запыленностью его существует обратная пропорциональная зависимость. Коэффициент пропорциональности, определенный по выражению

$$\beta = \frac{A}{4\pi d U x C}$$

при известном A равен 0,26. По формуле (2.35) определялась запыленность атмосферы.

Полученное удовлетворительное совпадение теоретических и экспериментальных данных запыленности атмосферы подтверждает, что турбулентность воздушного потока - один из механизмов этого переноса, а в случае источника постоянной производительности или постоянного пылепоступления в поток - основной механизм.

Поскольку в лавах с современным уровнем механизации интенсивность пылеобразования больше интенсивности поступления пыли в поток от источника при одном и том же производственном процессе при прочих равных условиях (влажности угля, крепости угля, типе работающих механизмов и их числе и т. д.), следовательно, можно ожидать получения зависимости пылепоступления в поток

от источника от скорости воздушного потока, аналогичной только что рассмотренной.

Выводы

1. Исследования влияния горнотехнических факторов на пылевую обстановку в очистном забое позволило установить следующее:

– на основании статистической обработки данных о запыленности воздуха установлено, что пылевая обстановка в очистном забое определяется свойствами угольного пласта, характерными для той свиты, к которой относится пласт, влажностью пласта, сопротивляемостью угля разрушению, величиной вынимаемой мощности пласта, скоростью движения воздушной струи, конструкцией выемочного комбайна;

– в результате исследования процессов пылевыделения при выемке угля комбайнами доказана возможность характеризовать пылеобразующие свойства угольного пласта значением удельного пылевыделения, рассчитанным по содержанию пыли в разрушенном угле;

– в результате анализа ситовых составов угля, разрушенного комбайном, установлена возможность использования уравнения Розина-Раммлера для расчета содержания пыли в угле по распределению частиц размером более 6 мм, что позволило определять содержание пыли в угле по данным ситового состава угля.

– определены закономерности образования пыли от режима резания угля комбайном. Содержание пыли в разрушенном угле изменяется от режима резания в 2-3 раза, а при разрушении углей различных пластов с постоянным режимом резания содержание пыли изменяется в 5-10 раз. Это предопределило возможность деления угольных пластов на группы по пылевому фактору.

– предложена зависимость определения удельного выделения пыли, которое зависит от содержания влаги в пласте, вынимаемой мощности, типа комбайна и скорости движения воздуха в забое.

Проведенный микроскопический анализ дисперсного состава витающей угольной пыли позволил сделать следующие выводы:

– экспериментально установлена обратно пропорциональная зависимость численных показателей дисперсного состава угольной пыли в зависимости от расстояния между точкой контроля и источником образования пыли (комбайном). Уменьшение этого расстояния происходит к увеличению моды, математического ожидания и среднеквадратического отклонения диаметра частиц;

– на расстоянии свыше 20 метров от очистного комбайна преобладают фракции $10 \div 25$ мкм. Доля фракций ($1 \div 7$ мкм) составляет более 8%, фракции $1 \div 4$ мкм, чуть более 2%;

– крупные частицы пыли ($75 \div 171$ мкм), улавливаемые приборами пылевого контроля, составляют от 10 до 28% по объему. С учетом разницы в удельном весе частиц различных фракций пыли, весовая доля таких частиц угольной пыли составляет около 35÷40%;

2. Выполнены исследования процесса распространения угольной пыли в горных выработках шахты с целью увеличения эффективности способа обработки выработки смачивающе-связующими веществами и уменьшения затрат на обработку разработана методика расчета длины участка обработки и прогноза эффективности способа. Установлен характер изменения средней по сечению концентрации пыли с удалением от источника и скорость этого убывания.

3. Выполненные исследования показали, что при работе комбайнов взрывоопасное количество пыли отлагается за время прохождения 0,7-1,3 м выработки. При проходке 250-300 м в месяц выработка на участке 10 м от забоя примерно 7-10 раз в сутки приходит во взрывоопасное состояние. Таким образом, при работе проходческих комбайнов в забоях выработок может образовываться взрывоопасная концентрация взвешенной угольной пыли. Кроме того, эта пыль, отлагаясь по длине выработки, приводит ее в пылевзрывоопасное состояние.

4. Выполненные исследования процесса осаждения угольной пыли и

перехода ее в аэрозольное состояние позволили установить следующее:

– наименьшая степень изменения интенсивности пылепоступления в поток при работе добычных машин наблюдается при увеличении скорости воздушного потока до оптимальных ее значений (при работе без орошения). При увеличении скорости воздушного потока выше оптимального значения степень изменения интенсивности пылепоступления в поток в сторону увеличения выше, чем при увеличении скорости до оптимального значения;

– при работе добычных машин с орошением характер изменения интенсивности пылепоступления в поток аналогичен, причем в большинстве случаев интенсивность пылепоступления в поток увеличивается в меньшее число раз во всем скоростном диапазоне, чем при работе без орошения. Следовательно, рациональная вентиляция (соблюдение оптимальных скоростей движения воздуха) и применение орошения при работе добычных машин способствует снижению интенсивности пылепоступления в поток от источников пылеобразования и, как следствие, снижению запыленности воздуха.

– зная с какой скоростью происходит пылеотложение, возможно определять требуемое количество инертной пыли на осланцевание горной выработки, а также сроки повторных осланцеваний, повышая тем самым эффективность пылевзрывозащиты.

ГЛАВА 3 РАЗРАБОТКА РЕКОМЕНДАЦИЙ ПО КОМПЛЕКСНОМУ ОБЕСПЫЛИВАНИЮ ВОЗДУХА И ПЫЛЕВЗРЫВОЗАЩИТЕ

3.1. Обоснование выбора противопылевых мероприятий для подготовительных горных выработок и выемочных участков

Из действующих очистных и проходческих забоев специалистами были отобраны пробы для проведения испытаний образцов горных пород по определению прогнозной запыленности воздуха при ведении горных работ по пластам 4 и 5 на ООО «ММК-УГОЛЬ» Шахта «Чертинская-Коксовая». Определение прогнозной запыленности воздуха произведено на годовую перспективу развития горных работ, согласно предоставленным технической службой шахты календарным планам развития добычи и графику проведения подготовительных выработок. Полученные результаты по определению влажности угля, удельного пылевыведения и прогнозной запыленности воздуха по пластам 4 и 5, на основании полученных зависимостей, показанных в разделе 2 данной диссертации представлены в таблице 3.1.

Исходя из полученных результатов определения прогнозной запыленности воздуха, в соответствии с требованиями [31, 32], а также с учетом имеющегося на шахте опыта, для достижения требуемых ТДУ запыленности воздуха при ведении горных работ по пластам 4 и 5 на ООО «ММК-УГОЛЬ» Шахта «Чертинская-Коксовая» рекомендуется проведение следующих мероприятий:

для очистных забоев:

- увлажнение угольного пласта с применением добавки смачивателя, за исключением выемочных столбов для которых получено распоряжение главного инженера предприятия «об отмене увлажнения в лаве»;

- взрывозащитное высоконапорное орошение при работе комбайнов KSW-460NE и SL-300 с удельным расходом жидкости не менее 40 л/т горной массы с применением добавки смачивателя;

Таблица 3.1 - Результаты определения влажности угля, удельного пылевыведения и значения прогнозной запыленности

№ п/п	Наименование выработки	Влажность угля, %	Вынимаемая мощность пласта, средняя, м	Производительность комбайна, т/мин	Удельное пылевыведение, г/т	Эффективность мер по борьбе с пылью в подготовительных и очистных забоях	Расход воздуха, м ³ /мин	Скорость воздуха, м/с	Прогнозная запыленность рудничного воздуха, мг/ м ³
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
1	Лавы 26-43 (лава 26-51, лава 26-52)	4,2	2,45	5,0	979,4	0,93	1100	1,22	923,9
2	Промежуточный путевой штрек № 1 (промежуточный конвейерный штрек № 1, вентиляционный штрек 26-51, конвейерный штрек 26-51, монтажная камера 26-51, фланговый вентиляционный уклон 26-21, вентиляционный штрек 26-52, конвейерный штрек 26-52, монтажная камера 26-52, вентиляционный штрек 26-53, конвейерный штрек 26-53, монтажная камера 26-53, заезд на групповой путевой штрек, групповой путевой штрек, групповой конвейерный штрек, магистральный конвейерный уклон 26-21, фланговый конвейерный бремсберг 26-21, сбойки)	4,2	2,45	5,0	979,4	0,96	459	0,5	170,9
3	Фланговый вентиляционный бремсберг 26-23 (магистральный конвейерный уклон 26-21, магистральный конвейерный штрек 26-21, дренажный штрек, групповой конвейерный штрек, сбойки)	4,2	2,45	5,0	979,4	0,96	459	0,5	170,9

- секционное орошение при передвижке секций механизированной крепи с давлением жидкости в трубопроводе не менее 1,5 МПа с применением смачивателя;

- обеспыливание исходящей вентиляционной струи воздуха из очистного забоя при помощи установки туманообразующих, лабиринтных или водяных завес;

- орошение мест погрузки и перегрузки угля.

для проходческих забоев:

- предварительное увлажнение угля в массиве подготовительного забоя водой с применением добавки смачивателя (за исключением выработок, для которых получено распоряжение главного инженера предприятия «об отмене предварительного увлажнения в проходческих забоях»);

- орошение при работе проходческих комбайнов с давлением в системе взрывозащитного орошения, расходом жидкости на резец и удельным расходом не менее показателей, указанных в заключениях испытания образцов пород на фрикционную опасность и определения ТДУ запыленности забоев, с применением добавки смачивателя;

- обеспыливание исходящей вентиляционной струи воздуха из проходческого забоя при помощи установки туманообразующих, лабиринтных или водяных завес;

- орошение мест разрушения, погрузки и перегрузки горной массы в контуре проходческого забоя с давлением жидкости не менее показателей, указанных в заключениях специализированных лабораторий определения ТДУ запыленности забоев с применением смачивателя.

3.2. Перечень и расчет параметров мероприятий по борьбе с пылью при ведении очистных работ

При содержании (концентрации) пыли в рудничном воздухе в горных выработках шахты на уровнях: более 250 мг/м³ в рудничном воздухе на рабочем

месте машиниста очистного комбайна и более 150 мг/м³ после обеспыливания ведение горных работ по добыче угля запрещается.

С учетом требований [31] и имеющегося опыта шахт Кузбасса, для повышения эффективности противопылевых мероприятий для предварительного увлажнения угля в массиве, орошения при работе очистных комбайнов и на местах разрушения и погрузки горной массы в контуре выемочного участка, предусматривается применение добавки к воде в виде смачивателя «СМУГ». При увлажнении угля к воде необходимо применять добавку в виде смачивателя «СМУГ» в концентрации 0,05% (рекомендуемая концентрация водного раствора смачивателя при предварительном увлажнении угольных пластов с целью снижения пылеобразования для всех типов углей). Для углей марки «Ж» пластов 4 и 5 на ООО «ММК-УГОЛЬ» Шахта «Чертинская-Коксовая» концентрация водного раствора смачивателя «СМУГ» при проведении противопылевых мероприятий очистных и проходческих работ составляет 0,05%. Для углепородной пыли оптимальная концентрация смачивателя составляет 0,1-0,25%.

На рисунке 3.1 представлен общий вид дозаторов смачивателя, а в таблице 3.2 их типоразмеры и технические характеристики.

Таблица 3.2 - Технические характеристики дозаторов смачивателя

Техническая характеристика	ДС-50/200	ДС-50/200	ДС-50/300	ДС-100/300
Объем воды, подаваемой в минуту, л/мин	200	200	300	300
Максимальное давление, МПа	1,5	4,0	1,5	4,0
Объем смачивателя, %	0,05-0,3	0,05-0,3	0,05-0,3	0,05-0,3
Объем емкости для смачивателя, л	50	50	100	100
Максимальный вес, кг	45	70	60	80



Рисунок 3.1 - Общий вид дозаторов смачивателя

3.2.1. Орошение при работе очистного комбайна

Системы орошения выемочных очистных комбайнов должны комплектоваться заводом-изготовителем.

Параметры пылеподавления должны соответствовать требованиям нормативного документа [32].

Таблица 3.3 - Зависимости давления и расхода жидкости от степени фрикционной опасности горных пород

Фрикционная опасность пород	Давление воды в системе, МПа	Расход воды, л/мин
Не опасен	1,0	1,0
Искроопасен 1-ой степени	1,5	1,5
Искроопасен 2-ой степени	1,5	2,0
Взрывоопасен	2,0	2,5

Согласно заключению испытательной лаборатории ООО «ВостЭКО» № 4028-18 от 04.07.2018 г. вмещающие породы и прослой пласта 5 в кровле и почве лавы 555 по степени фрикционной опасности относятся к взрывоопасным.

Следовательно, исходя из таблицы 3.3 и согласно заключению, давление жидкости в системе взрывозащитного орошения очистного комбайна при ведении работ в лаве 555 должно быть 2,0 МПа при расходе воды 2,5 л/мин.

Согласно заключению испытательной лаборатории ООО «ВостЭКО» № 4032-18 от 10.09.2018 г. вмещающие породы и прослой пласта 4 в кровле и почве монтажной камеры 448 по степени фрикционной опасности относятся к взрывоопасным. Следовательно, исходя из таблицы 3.3 и согласно заключению, давление жидкости в системе взрывозащитного орошения очистного комбайна при ведении работ в лаве 448, согласно предварительной оценке, должно быть 2,0 МПа при расходе воды 2,5 л/мин.

В рассматриваемый настоящей документацией период развития горных работ, для отработки выемочных участков 448 и 447-1 по пласту 4 5 на ООО «ММК-УГОЛЬ» Шахта «Чертинская-Коксовая» планируется использовать существующий на шахте механизированный комплекс, включающий механизированную крепь GLINIK FL-10|21-2x3848-1, очистной комбайн SL-300 и забойный конвейер FFC-8. Для отработки выемочных столбов 555 и 559 по пласту 5 на ООО «ММК-УГОЛЬ» Шахта «Чертинская-Коксовая» планируется использовать существующий на шахте механизированный комплекс, включающий механизированную крепь ZY6800/11.5/24D, очистной комбайн KSW-460NE и забойный конвейер «Анжера-34». Настоящей документацией расчет количества жидкости, смачивателя и параметров пылеподавления при ведении очистных работ будет вестись исходя из технических характеристик данного оборудования.

Согласно заключению № 4019-17 от 07.11.2017 г. «об определении удельного пылевыделения и результатах обследования забоя по пылевому фактору ООО «ММК-УГОЛЬ» Шахта «Чертинская-Коксовая», система взрывозащитного орошения комбайна SL-300 представлена форсунками типа КФ 20.000 (108 шт.), система внешнего орошения представлена форсунками типа СВО.03.160-08 (16 шт.) с давлением жидкости на оросителях 2,0 МПа и общим расходом 265 л/мин

(при отработке лавы 449). Для дальнейших расчетов лав 448 и 447-1 предварительно приняты данные этого заключения.

Согласно упомянутому выше заключению № 4028-18 от 04.07.2018 г., система взрывозащитного орошения комбайна KSW-460NE представлена форсунками типа G-243 (78 шт.), система внешнего орошения представлена форсунками типа G-243 (6 шт.) с давлением жидкости на оросителях 2,0 МПа и общим расходом 220 л/мин (при отработке лавы 555). Для дальнейших расчетов лав 555 и 559 приняты данные заключения.

Удельный расход воды при отработке пластов средней мощности и мощных (более 1,3 м) составляет 30-40 л/т при давлении воды на оросителях не менее 1,2 МПа.

Ниже представлено общее описание расчета необходимого количества воды и смачивателя для проведения комплекса необходимых противопылевых мероприятий при ведении очистных работ. В конце раздела в таблицах 3.4-3.6 представлены исходные данные и расчет количества жидкости и смачивателя «СМУГ» для проведения противопылевых мероприятий при отработке выемочных столбов 448, 447-1, 555 и 559 по пластам 4 и 5. Расход необходимых средств обеспыливания разделен по направлениям применения.

Требуемый расход воды Q_k , для орошения на комбайне:

$$Q_k = Pq, \text{ л/мин,}$$

где P – производительность очистного комбайна, т/мин;

q – удельный расход воды, л/т.

Суточный расход воды для очистного комбайна $Q_k^{\text{сут}}$ составит:

$$Q_k^{\text{сут}} = \frac{60 \cdot 18 Q_k k_m}{1000}, \text{ м}^3/\text{сут}$$

где 18 – время работы комбайна в сутки, ч;

k_m – коэффициент машинного времени: ($k_m = 0,5$).

Пылеподавление при передвижке секций крепи осуществляется за счет двух форсунок с расходом 16,5 л/мин на каждую, работающих при давлении 2,0 МПа.

Расход воды, необходимый для секционного орошения механизированной крепи $Q_{\text{секц}}$, находим по формуле:

$$Q_{\text{секц}} = Q_c \cdot N_{\text{секц}}, \text{ л/мин},$$

где: Q_c – расход воды на одну секцию при давлении не менее 2,0 МПа (16,5 л/мин);

$N_{\text{секц}}$ – количество одновременно орошаемых секций (2 шт.).

Суточный расход воды для секционного орошения $Q_{\text{секц}}^{\text{сут}}$ составит:

$$Q_{\text{секц}}^{\text{сут}} = \frac{60 \cdot 18 Q_{\text{секц}} k_m}{1000}, \text{ м}^3/\text{сут},$$

где 18 – время работы комбайна в сутки, ч;

k_m – коэффициент машинного времени ($k_m = 0,5$).

Для уменьшения количества пыли необходимо применять водяные, водовоздушные, туманообразующие или лабиринтные завесы.

Расход воды для завес Q_z рассчитывается по формуле [33]:

$$Q_z = \frac{0,05}{0,1} W_v, \text{ л/мин},$$

где 0,05÷0,1 – расход воды, л;

W_v – количество воздуха, м³/мин.

Расход воды для обеспыливания исходящей вентиляционной струи воздуха из лавы за сутки $Q_z^{\text{сут}}$ определяется из выражения:

$$Q_z^{\text{сут}} = \frac{60 \cdot 18 Q_z k_m}{1000}, \text{ м}^3/\text{сут},$$

где 18 – время работы комбайна в сутки, ч;

k_m – коэффициент машинного времени ($k_m = 0,5$).

Обеспыливание исходящей струи проводится с помощью туманообразующей завесы, состоящей из ФСТ-90. Завеса подвешивается к верхняку крепи и, через дозатор смачивателя, подключаются к пожарно-оросительному трубопроводу. Завеса включается во время работы комбайна. Количество туманообразователей в завесе, давление воды на оросителях и общий расход жидкости зависит от количества исходящего из лавы воздуха. Данное устройство должно обеспечивать запыленность воздуха после завесы действующих выемочных участков (по общей массе) менее 150 мг/м^3 .

Регламентированный удельный расход жидкости на орошение на погрузочных пунктах и в местах перегрузки угля из очистного забоя $Q_{\text{п}}$ составляет не менее $5,0 \text{ л/т}$ при давлении воды у оросителей не менее $0,5 \text{ МПа}$ [33], отсюда:

$$Q_{\text{п}} = 5P_{\text{к}}, \text{ л/мин},$$

где $P_{\text{к}}$ – производительность очистного комбайна, т/мин.

Тогда суточный расход воды на орошение погрузочных пунктов выемочного участка составит:

$$Q_{\text{п}}^{\text{сут}} = \frac{60 \cdot 18N_{\text{п}}Q_{\text{п}}k_{\text{м}}}{1000}, \text{ м}^3/\text{сут},$$

где 18 – время работы комбайна в сутки, ч;

$N_{\text{п}}$ – количество погрузочных пунктов;

$k_{\text{м}}$ – коэффициент машинного времени ($k_{\text{м}} = 0,5$).

Для расчетов принимаем $N_{\text{п}}$ равное трем:

- 1) с лавного конвейера на штрековый перегружатель;
- 2) в месте установки дробилки;
- 3) со штрекового перегружателя на ленточный конвейер.

Так же, в качестве средства обеспыливания воздуха в пунктах погрузки и перегрузки горной массы из очистных забоев, на шахте могут использоваться такие устройства как ПГР-30, ФСТ-90, СПП-1, СПП-2 и другие.

Необходимое количество жидкости, требуемое для промывки при бурении одной скважины можно определить из выражения:

$$Q_6 = \frac{20l_{\text{СКВ}}}{1000v_6}, \text{ м}^3,$$

где $l_{\text{СКВ}}$ – длина скважины, м;

v_6 – скорость бурения бурового станка, м/мин.

Тогда суммарное количество воды, необходимое для бурения скважин:

$$Q_6^{\text{СУМ}} = Q_6 N_{\text{СКВ}}, \text{ м}^3,$$

где $N_{\text{СКВ}}$ – количество скважин предварительного увлажнения.

Суммарный суточный расход воды для проведения противопылевых мероприятий на выемочном участке $Q_{\text{СУМ}}^{\text{СУТ}}$ вычисляется по формуле:

$$Q_{\text{СУМ}}^{\text{СУТ}} = Q_{\text{К}}^{\text{СУТ}} + Q_{\text{СЕКЦ}}^{\text{СУТ}} + Q_{\text{З}}^{\text{СУТ}} + Q_{\text{П}}^{\text{СУТ}}, \text{ м}^3/\text{сут},$$

где $Q_{\text{К}}^{\text{СУТ}}$ – требуемый суточный расход воды, используемый для орошения на очистном комбайне, $\text{м}^3/\text{сут}$;

$Q_{\text{СЕКЦ}}^{\text{СУТ}}$ – количество воды, необходимое для секционного орошения механизированной крепи, $\text{м}^3/\text{сут}$;

$Q_{\text{З}}^{\text{СУТ}}$ – количество воды, необходимое для обеспыливания исходящей из лавы вентиляционной струи воздуха с помощью туманообразующей, водяной или лабиринтно-тканевой завесы, $\text{м}^3/\text{сут}$;

$Q_{\text{П}}^{\text{СУТ}}$ – суточный расход воды для орошения погрузочных пунктов, $\text{м}^3/\text{сут}$.

Суммарный суточный расход смачивателя «СМУГ» необходимый для оросительных систем на очистном комбайне, секционного орошения и орошения

погрузочных пунктов в контуре выемочного участка, при рабочей концентрации водного раствора 0,05% $Q_{\text{см}}^{\text{сут}}$, определяется из выражения:

$$Q_{\text{см}}^{\text{сут}} = 0,0005 \cdot Q_{\text{сум}}^{\text{сут}}, \text{ т/сут.}$$

Суммарный расход воды в месяц необходимый для оросительных систем на очистном комбайне, секционного орошения, обеспыливания исходящей струи воздуха из лавы и т.д., а также для борьбы с пылью при бурении скважин для предварительного увлажнения $Q_{\text{сум}}^{\text{мес}}$, определяется по формуле:

$$Q_{\text{сум}}^{\text{мес}} = 30 \cdot Q_{\text{сум}}^{\text{сут}}, \text{ м}^3/\text{сут.}$$

Месячный расход смачивателя «СМУГ» необходимый для оросительных систем на очистном комбайне, секционного орошения и орошения погрузочных пунктов в контуре выемочного участка, при рабочей концентрации водного раствора 0,05% $Q_{\text{см}}^{\text{мес}}$, определяется из выражения:

$$Q_{\text{см}}^{\text{мес}} = 30 \cdot Q_{\text{см}}^{\text{сут}}, \text{ т.}$$

Далее в таблицах 3.4 и 3.5 представлены исходные данные и расчет суточного расхода жидкости и смачивателя «СМУГ» для проведения необходимого комплекса противопылевых мероприятий при отработке выемочных столбов 448 и 447-1 по пласту 4 и выемочных столбов 555 и 559 по пласту 5 на ООО «ММК-УГОЛЬ» Шахта «Чертинская-Коксовая». В таблице 3.6 представлены исходные данные для расчета смачивателя на рассматриваемую перспективу развития предприятия.

В случае необеспечения в пожарно-оросительном трубопроводе необходимого давления для подачи жидкости в системы взрывозащитного орошения очистных комбайнов, предусматривается применение повысительных насосов.

Таблица 3.4 - Исходные данные для расчета суточного расхода воды и смачивателя «СМУТ» при отработке выемочных столбов в рассматриваемый период

Лава	Комбайн	Длина лавы, м	Длина выемочного столба/ участка выемочного столба в рассматриваемый период, м	Запасы выемочного столба/ участка выемочного столба в рассматриваемый период, тыс. т.	Время отработки запасов, мес.	Производительность комбайна (Р), т/мин	Коэффициент машинного времени, K_m	Среднесуточная нагрузка на очистной забой, (А), т/сут.	Средняя скорость подвигания очистного забоя, (V_0), м/сут.	Удельный расход воды для орошения на комбайне (q_k), л/т	Удельный расход воды на секционное орошение (орошение на двух секциях одновременно) (q_c), л/мин	Объем воздуха, исходящего из очистного забоя, м./мин	Удельный расход воды для обеспыливания исходящей струи (согласно технической характеристике ФСТ90, л/мин	Количество перегрузов на выемочном участке	Удельный расход воды на перегрузе горной массы (q), л/т	Глубина герметизации скважины предварительного увлажнения, м	Длина скважины предварительного увлажнения, м	Расстояние между скважинами предварительного увлажнения, м	Мощность пласта (слоя) вынимаемая, м	Плотность угля, т/м ³	Количество скважин предварительного увлажнения, шт.	Удельный расход воды для промывки скважин предварительного увлажнения при бурении, л/мин	Удельный расход воды для предварительного увлажнения, л/т	Скорость бурения скважины предварительного увлажнения, м/мин	Темп нагнетания жидкости в пласт, м ³ /ч		
Пласт 4																											
448	SL-300	220	2072	1159	10,2	5,0	0,5	5424	12,6	40	33	1260	30	3	5	15	205	30	1,48	1,32	67	20	20	0,5	3		
447-1	SL-300	150	240	135	1,3	5,0	0,5	5424	18,5	40	33	1260	30	3	5	15	135	30	1,48	1,32	6	20	20	0,5	3		
Пласт 5																											
555	KSW-460NE	200	1226	758	9,8	3,9	0,5	4200	7,6	40	33	1300	30	3	5	-	-	-	2,10	1,32	-	-	-	-	-		
559	KSW-460NE	170	335	200	2,5	3,9	0,5	4200	8,9	40	33	1300	30	3	5	15	155	30	2,10	1,32	10	20	20	0,5	3		

Таблица 3.5 - Результаты расчета суточного расхода воды и смачивателя «СМУГ» при отработке выемочных столбов в рассматриваемый период

Лава																			
Расход воды на орошение согласно технической характеристике комбайна ($Q_{к.}$), л/мин																			
Суточный расход воды для орошения на комбайне, м ³ /сут.																			
Суточный расход воды на секционное орошение, м ³ /сут																			
Суточный расход воды для обеспыливания исходящей струи (согласно технической характеристике ФСТ90), м ³ /сут																			
Расход воды для орошения перегруза горной массы (согласно "Руководству..."), л/мин																			
Суточный расход воды для орошения перегрузов выемочного участка (согласно "Руководству..."), м ³ /сут																			
Суточный расход воды на противопылевые мероприятия выемочного участка, м ³																			
Суточный расход смачивателя "СМУГ" с концентрацией 0,05% на противопылевые мероприятия выемочного участка, м ³																			
Количество воды для промывки скважины при бурении, м ³																			
Количество воды, подаваемое в скважину предварительного увлажнения, м ³																			
Продолжительность бурения скважины предварительного увлажнения, сут.																			
Продолжительность нагнетания жидкости в скважину, сут.																			
Расстояние между первой скважиной и плоскостью очистного забоя, м																			
Количество одновременно работающих скважин, шт																			
Суточный расход воды для предварительного увлажнения, м ³																			
Суммарный расход воды в скважины предварительного увлажнения рассматриваемого участка, м ³																			
Суточный расход смачивателя "СМУГ" с концентрацией 0,05%, для подачи в скважину предварительного увлажнения, м ³																			
Суммарный суточный расход смачивателя "СМУГ" на противопылевые мероприятия выемочного участка, м ³																			
Пласт 4																			
448	265	143,1	17,8	16,2	25,1	40,7	218	0,109	8,2	245	0,28	3,40	62	2	144,0	16413,8	0,072	0,181	
447-1	265	143,1	17,8	16,2	25,1	40,7	218	0,109	5,4	155	0,19	2,15	58	2	144,0	928,4	0,072	0,181	
Пласт 5																			
555	220	118,8	17,8	16,2	19,5	31,6	184	0,092	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	0,092
559	220	118,8	17,8	16,2	19,5	31,6	184	0,092	6,2	256	0,22	3,56	49	2	144,0	2561,3	0,072	0,164	

Таблица 3.6 - Расчет смачивателя на перспективу развития предприятия

Период отработки	Выемочный столб	Время работы лавы в рассматриваемый период, мес.	Суточный расход смачивателя «СМУГ» с концентрацией 0,05% на противопылевые мероприятия выемочного участка, м ³	Суммарный расход смачивателя «СМУГ» с концентрацией 0,05%, подаваемого в скважины предварительного увлажнения рассматриваемого участка, т	Годовой расход смачивателя «СМУГ», м ³		
					Противопылевые мероприятия выемочного участка	Предварительное увлажнение	Всего
Декабрь 2018г. – 2019г. включительно	448	10,2	0,11	3,28	33,32	3,28	36,60
	447-1	1,3	0,11	0,19	4,25	0,19	4,43
	559	9,8	0,09	-	27,11	-	27,11
	559	2,5	0,09	0,51	6,92	0,51	7,43
Итого (в рассматриваемый период)					71,59	3,98	75,57

3.3. Расчет параметров мероприятий по борьбе с пылью при проведении горных выработок

При содержании (концентрации) пыли в рудничном воздухе в горных выработках шахты на уровнях: более 250 мг/м³ в рудничном воздухе на рабочем месте машиниста проходческого комбайна и более 150 мг/м³ после обеспыливания в исходящей струе воздуха, ведение работ по проведению горных выработок запрещается.

Для проведения горных выработок по пластам 4 и 5, предполагается использовать проходческие комбайны КП-21Д и КСП-35.

На комбайне КП-21Д установлена система взрывозащитного орошения (внутреннее орошение «под зубок» исполнительного органа), состоящая из форсунок типа 31.01.46.009-02 (35 шт.), а также система внешнего орошения, представленная форсунками типа 31.01.46.009-01 (14 шт.) с давлением воды на оросителях $1,5 \div 2,5$ МПа. Суммарная производительность всех оросителей на комбайне составляет 180 л/мин.

Согласно [37], расход воды Q_k определяется из выражения:

$$Q_k = Pq, \text{ л/мин}$$

где P – производительность проходческого комбайна, т/мин;

q – удельный расход воды, л/т.

Суточный расход воды $Q_k^{\text{сут}}$ составит:

$$Q_k^{\text{сут}} = \frac{60 \cdot 18Q_k k_M}{1000}, \text{ м}^3/\text{сут},$$

где 18 – время работы комбайна в сутки, ч;

k_M – коэффициент машинного времени ($k_M = 0,5$).

Удельный расход воды должен составлять не менее 100 л/м³ вследствие высокой степени фрикционной опасности горных пород.

Расход воды на обеспыливание воздуха при проходке горных выработок Q_3 определяется выражением:

$$Q_3 = \frac{0,05}{0,1} W_B, \text{ л/мин},$$

где W_B – суммарное количество воздуха, проходящего через выработку, м³/мин.

Суточный расход воды на водяные завесы $Q_3^{\text{сут}}$ составит:

$$Q_3^{\text{сут}} = \frac{60 \cdot 18Q_3 k_M}{1000}, \text{ м}^3.$$

где 18 – время работы комбайна в сутки, ч;

k_m – коэффициент машинного времени ($k_m = 0,2$).

В качестве средств обеспыливания исходящей вентиляционной струи воздуха могут использоваться:

- кольцевые оросители ОКВ-7;
- гидрореактивные пылеподаватели ПГР-30;
- системы пылеподавления СПП-1, СПП-2;
- туманообразователи ФСТ-90;
- водяные завесы, состоящие из дуги зонтичных (ЗФ) или плоскоструйных (ПФ) форсунок.

3.4. Предварительное увлажнение угольного массива в очистных и подготовительных забоях

Различными исследованиями установлено, что при насыщении угля водой прочность его снижается на 15-30% и энергоемкость при выемке - на 10-30%.

Для изыскания возможности дальнейшего повышения эффективности предварительного увлажнения угольных пластов изучалось влияние смачивающих добавок к воде на степень уменьшения крепости угля. В качестве добавок к воде использовался смачиватель ДБ.

Известно, что при добавлении к воде поверхностно-активного вещества ДБ происходит более полное смачивание поверхности угля. Полное смачивание всегда связано с преобладающим понижением свободной поверхностной энергии твердого тела по отношению к воде без добавок, т. е. энергия смачивания жидкости с добавками ПАВ больше энергии смачивания жидкости без этих добавок.

Понижение свободной поверхностной энергии твердого тела непосредственно связано с уменьшением крепости угля. Можно предположить, что

при насыщении угля раствором смачивателя ДБ достигается сравнительно большее уменьшение крепости, чем при насыщении водой.

Большая степень уменьшения крепости угля, пропитанного водой со смачивающими добавками, может быть объяснена проявляющимися адсорбционными силами при насыщении.

При взаимодействии с жидкостью, содержащей в своем составе смачивающие добавки, поверхности трещин угля покрываются адсорбционным слоем молекул или ионов адсорбирующего вещества. Эти пленки жидкости, увеличиваясь по толщине, с течением времени насыщения, втягиваются в наиболее узкие участки трещин и раздвигают их.

Это подтверждается проведенными исследованиями [12] при изучении трещиноватости угля на образцах. Установлено, что при насыщении угля водой без добавок трещиноватость угля увеличивается на 1,06 %, а при насыщении водой с добавками - на 1,3 %.

Из вышеизложенного следует, что уголь, пропитанный раствором смачивателя ДБ, должен ослабляться больше.

Результаты исследований позволили выявить характер зависимости ослабления угля от степени его насыщения. Эта зависимость показывает, что при насыщении угля как водой, так и раствором смачивателя прочность угля уменьшается. Однако прочность угля, пропитанного раствором смачивателя ДБ, уменьшается в большей степени.

Следует отметить, что при малом насыщении угля водой и раствором смачивателя ДБ расхождение между зависимостями для воды и раствора смачивателя имеет небольшую величину. С увеличением степени насыщения влияние смачивающих добавок сказывается в большей степени, достигая максимума при удельном водопоглощении $5 \div 6 \cdot 10^{-2}$ мл/см³.

Исследование коэффициента крепости угля показало, что уголь, пропитанный раствором смачивателя, обладает меньшей крепостью, чем пропитанный водой.

В зависимости от технологической схемы отработки запасов угля, схема нагнетания воды в угольный пласт выбирается в зависимости от порядка отработки угольного пласта, скорости подвигания очистного забоя и др. [34-36].

Параметры технологических схем нагнетания жидкости с ДБ в угольные пласты 4 и 5 на шахте «Чертинская-Коксовая» с описанием схем представлены в Приложении 1.

Технологические схемы нагнетания воды применяются на пластах с любым углом падения и пористостью угля 5-10%, а также влагоемкостью 2-4% в соответствии с технологическими схемами №1 и №2.

Использование технологической схемы № 3, когда подвигание лавы составляет более 150 м/мес., допустимо только в крайних случаях и на основании экспертного заключения, в котором должны быть отражены мероприятия, минимизирующие последствия влияния опорного давления на призабойную зону.

Вода нагнетается через скважины, пробуренные из одной подготовительной выработки (технологическая схема №4), либо из обеих подготовительных выработок (технологическая схема №5), оконтуривающих выемочный участок.

При нагрузках на очистной забой более 7000 тонн в сутки увлажнение угольного массива проводят еще на стадии подготовки участка с использованием низконапорного увлажнения по технологическим схемами №6 и №7.

В соответствии с технологической схемой №8 нагнетание воды в пласт осуществляется насосной установкой через скважины, пробуренные из одной выработки и для схемы №9 из обеих подготовительных горных выработок.

Скважину бурят на расстоянии 30-40 м от монтажной камеры. Диаметр скважин 45-100 мм в зависимости от диаметра штанги бурового станка и

необходимого количества жидкости подаваемого в скважину для предварительного увлажнения.

$$l_{\text{СКВ}} = l_{\text{Л}} + l_{\text{Г}}, \text{ м,}$$

где $l_{\text{Л}}$ – длина лавы, м;

$l_{\text{Г}}$ – глубина герметизации, м.

Скважины для увлажнения угольного пласта при ведении проходческих работ следует бурить со следующими параметрами: диаметр – 45-100 мм, длина – кратная подвиганию забоя.

Глубина герметизации скважин 3-5 м от устья.

Влажность угля при принятых способах предварительного увлажнения угольного массива увеличивается под действием внешних сил, а именно за счет использования давления, под которым вода нагнетается в угольный пласт. От принятой величины давления зависит степень насыщения угольного пласта водой. Максимальное его насыщение происходит в том случае, когда давление в шпуре (скважине) находится в соответствии с объемной скоростью нагнетания, вязкостью воды и водопроницаемостью угля. При более высоком давлении происходит гидравлический разрыв пласта, при меньшем давлении вода безнапорно и неравномерно растекается по сильно деформированным участкам пласта.

Давление нагнетания воды составляет 3-10 МПа. Темп нагнетания – 5-30 л/мин

3.5. Проектные решения по выбору мероприятий по предупреждению и локализации взрывов

Для осланцевания используется инертная пыль, изготавливаемая из известняков и выпускаемая с гидрофобными добавками и без них. Первая применяется в шахтах с повышенной влажностью воздуха и в обводненных выработках, вторая - в сухих

шахтах. В качестве гидрофобных добавок используется стеарин в количестве 0,25% по весу.

Нормы осланцевания на зарубежных, в частности Польше, шахтах принимаются независимо от степени взрывчатости угольной пыли – 70% для негазовых шахт и 80% для шахт, опасных по газу. Принятые нормы чрезмерно завышены для пластов, пыль которых слабо взрывчата, и недостаточны - для сильно взрывчатых. На шахтах России нормы осланцевания дифференцированы в зависимости от взрывчатых свойств угольной пыли и изменяются от 40 до 90%, что является более целесообразным [37].

Осланцеванию должны подвергаться все поверхности горных выработок угольной шахты. Расход сланцевой (инертной) пыли рассчитывается по зависимости [37]:

$$q = \frac{0,001N \cdot \delta_{отл}S}{100 - N}, \text{ кг/м}$$

где N – норма инертной пыли, %;

$\delta_{отл}$ – НПВ пыли, г/м³;

S – площадь поперечного сечения выработки в свету, м².

В газовых шахтах при содержании метана в исходящей струе более 1% или при наличии в выработках силовых кабелей устанавливаются дополнительные заслоны через каждые 200 м. На негазовых шахтах заслонами изолируются только очистные и подготовительные забои.

Минимальное расстояние сланцевых заслонов от возможного очага взрыва - 60 м, максимальное - 300 м. Для водяных заслонов 75 м и 300 м соответственно.

Основным элементом сланцевых заслонов являются деревянные полки, на которые насыпается инертная пыль. Полки устанавливаются в верхней части выработки перпендикулярно направлению струи воздуха или продольной оси

выработки таким образом, чтобы при возникновении ударной волны взрыва происходило опрокидывание полок и взвихривание инертной пыли в выработке.

Основным элементом водяных заслонов являются пластмассовые сосуды, также устанавливаемые на деревянные полки в верхней части выработки и заполняемые водой. При возникновении ударной волны сосуды легко разрушаются или опрокидываются, а содержащаяся в них вода в виде мелких брызг взвихривается по всему сечению выработки.

Контроль пылевзрывобезопасности должен осуществляться визуально, лабораторным анализом проб и приборами.

Контроль заслонов состоит в проверке числа и исправности полок или водяных сосудов. Проверяется также пригодность инертной пыли. Если пыль пригодная, то при сжатии в руке она просыпается между пальцами, образуя облако, а остаток спрессованной пыли в руке при разжатии кисти рассыпается. При обнаружении недостатка пыли или воды в заслоне необходимо принять меры по их добавке до необходимого количества. В таблице 3.8 представлены характеристики сланцевых и водяных заслонов и места их установки в горных выработках шахты «Чертинская-Коксовая».

Кроме пассивных сланцевых и водяных заслонов на шахтах России применяются автоматические системы локализации взрывов (АСЛВ) различных типов: АСВП-ЛВ.1М, АСВП-ЛВ.1М(ПГИ) и др.

На шахте «Чертинская-Коксовая» применяются две модификации автоматических систем локализации взрывов. Это АСВП-ЛВ.1М (выпускается в России с 2007г.) и новые системы АСВП-ЛВ.1М(ПГИ), которые выпускаются в России с 2018 года. Технические характеристики АСВП-ЛВ.1М(ПГИ) представлены в таблице 3.9.

Таблица 3.8 - Характеристики сланцевых и водяных заслонов и места их установки в горных выработках шахты «Чертинская-Коксовая»

№ п/п	Место установки заслона			Площадь поперечного сечения выработки, м ²	Характеристика заслона		
	Горная выработка	Номер заслона	Место установки заслона		Число полок, сосудов	Вместимость полки, емкости, кг (л)	Количество пламегасителя (инертная пыль, вода) в заслоне кг (л)
Сланцевые заслоны							
1	Главный квершлаг	12	В 250м от Руд. двора гор.-150	16	43	150	6450
2	ЗПШ №1	13	В 100м от ЗПШ№3	16	80	80	6400
3	Склад ВМ	66	В 75м от склада ВМ	10	88	50	4400
4	Вент. ходок склада ВМ	65	В 75м от устья	10	88	50	4400
5	Путевой уклон 10пл.3	50	В 150м от обходной 10 пл3	10	88	50	4400
Водяные заслоны							
1	Конв. уклон 7пл5	72	В 75м от сбойки на Пут. кв-г №2	10	110	40	4400
2	Конв. уклон 7пл5	91	В 250 м от Водяного заслона №72	12	132	40	5280
3	Конв. уклон 7пл5	92	В 75м от Пром. штрека 555бис	10	110	40	4400
4	ЦВШ	235	В 75м от Вент. уклона 7 пл.5	14	154	40	6160
5	Пром. штрек 555бис	506	В 75м от КПБ 501	14	154	40	6160
6	Вент. штрек 555	503	В 75м от КПБ 501	14	154	40	6160
7	Конв. штрек 555	507	В 75м от КПБ 501	14	154	40	6160

Продолжение таблицы 3.8

8	Конв. штрек 555	508	В 250 м от Водяного заслона №507	14	154	40	6160
9	ЗКШ пл4	185	В 75м от Путевого уклона 12 пл4	14	154	40	6160
10	Квершлаг на пл4	32	В 100 от Пут. бр-га 2 пл.4	14	154	40	6160
11	Конв. Штрек 447	274	В 250м от Водяного заслона №273	14	154	40	6160
12	Конв. Штрек 447	273	В 250м от Водяного заслона №258	14	154	40	6160
13	Конв. Штрек 447	258	В 75м от сбойки №12.23	14	154	40	6160
14	Вент. Штрек 450	174	В 75м от ЗПБ №401	14	154	40	6160
15	Квершлаг №2 с пл.№5 на пл. №4	280	В 50м от ВБ №401	14	154	40	6160
16	Осевой штрек 563бис	161	В 250м от заезда на ВШ№560	14	154	40	6160
17	ЦВШ пласта №4	162	В 75м от ВБ №401	14	154	40	6160
18	ЦВШ пласта №4	163	В 250м от Водяного заслона №162	14	154	40	6160
19	ЦВШ пласта №4	400	В 250м от Водяного заслона №163	14	154	40	6160
20	Вент. Бремсберг 401	135	В 250м от Водяного заслона №138	14	154	40	6160
21	Вент. Бремсберг 401	138	В 75м от ЗКШ пл. 4	14	154	40	6160
22	Конв. Пром. 501	132	В 75м от конв. Штрека 561	14	154	40	6160
23	Конв. Штрек 447(от РП 448 №3)	277	В 75м от сопряжения с РП 448 №3	14	154	40	6160
24	Вент.штрек 501	27	В 150м от ВФБ №501	14	154	40	6160
25	Конв. штрек 559	531	В 200м от АСВП-ЛВ № 530	14	154	40	6160
26	Конв. штрек 559	533	В 200м от АСВП-ЛВ № 532	14	154	40	6160

Таблица 3.9 - Технические характеристики автоматической системы АСВП-ЛВ.1М(ПГИ)

№ п/п	Наименование основных параметров и размеров	Значение
1	Рабочее давление газообразного ингибитора или его смеси со сжатым воздухом в рабочей полости УЛВ.1М, МПа.	15
2	Объем полости воздуха высокого давления, л	3,3
3	Инерционность системы, мс	не более 30
4	Чувствительность системы, МПа	не более 0,025
5	Полезный объем для размещения огнетушащего материала, л	27,4
6	Масса огнетушащего материала, размещаемого в системе, кг	не менее 25
7	Огнетушащий материал (порошок и газообразный ингибитор), предназначенный для снаряжения системы.	Огнетушащий порошок «П-АГС» ТУ 2149-001- 59158-99, сертификат пожарной безопасности № ССПБ.Яи.УП001. В01760 «ИСТО-1» ТУ 2149-001-54572789-00 с изм.8, сертификат соответствия №С- RU.nB01.B.00583 «ОБЕРЕГ» ТУ 2149- 00373958298-05 сертификат соответствия ССПБ.RU.ОП014.В.0121
8	Длина создаваемого взрыволокализирующего заслона (облака огнетушащего порошка) в горной выработке, м не менее	20
9	Масса системы, кг, не более	96
10	Количество выносных штанг, шт.	3

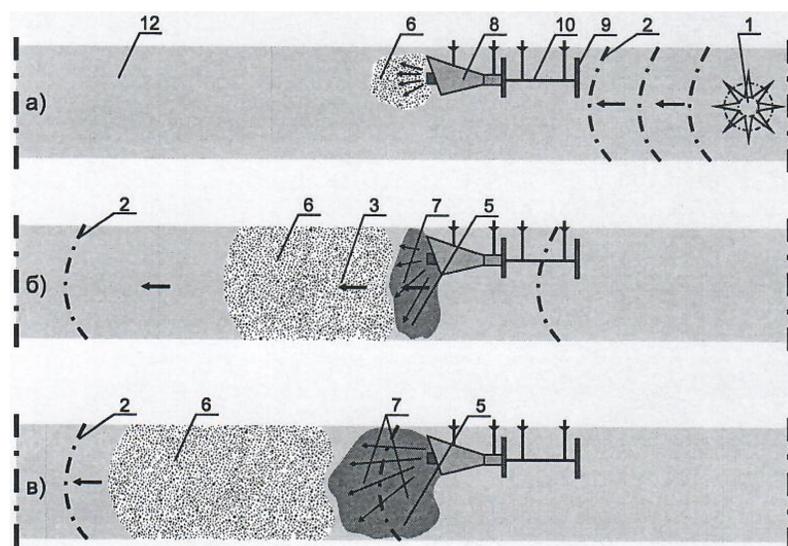


Рисунок 3.2 - Способ локализации взрыва с помощью АСВП-ЛВ.1М(ПГИ)

Способ локализации взрыва (рис. 3.2) осуществляют следующим образом. После взрыва в горной выработке от очага взрыва (1) распространяется ударная воздушная волна (2), которая после силового воздействия на щит (9) запускает в работу устройство локализации взрыва (8), через передачу сигнала по металлической штанге (10). Устройство под действием газообразного ингибитора, находящегося под давлением 15 МПа в первой камере, выбрасывает огнетушащий порошок в горную выработку (12) и формирует первичный заслон (6), который локализует взрыв. После прохождения ударной воздушной волны к системе подходят фронт пламени и область разогретых продуктов взрыва (5), через 30 ÷ 50 мс в эту область из второй камеры устройства подается газообразный ингибитор, формируя вторичный взрыволокализирующий заслон (7), который понижает температуру атмосферы в выработке и способствует подавлению взрыва.

В таблице 3.10 представлены места установки автоматических систем АСВП-ЛВ.1М(ПГИ) в горных выработках шахты «Чертинская-Коксовая».

Автоматические системы локализации взрывов двух типов: АСВП-ЛВ.1М и АСВП-ЛВ.1М(ПГИ) не включены в многофункциональную систему безопасности шахты и не имеют автоматического (диспетчерского) контроля управления, что является нарушением требования п.22 «Правил безопасности в угольных шахтах».

В четвертой главе данной диссертации нами предложена модернизация АСВП-ЛВ.1М(ПГИ) в качестве многофункциональной системы безопасности как средства пылевзрывозащиты горных выработок.

Таблица 3.10 - Места установки автоматических систем АСВП-ЛВ.1М(ПГИ) в горных выработках шахты «Чертинская-Коксовая»

№ п/п	Таблица учета и технического обслуживания АСВП.ЛВ			Место установки
	Горная выработка	Номер заслона	серийный номер/ применяемый тип	
1	ЗКНС 401	№1	08-1073/АСВП-ЛВ.1М	В 100 м от поверхности
2			08-1075/АСВП-ЛВ.1М	В 100 м от поверхности
3	ЗКБ 401	№2	08-1074/АСВП-ЛВ.1М	В 300 м от АСВП-ЛВ №1
4	КШ447	№3	08-1072/АСВП-ЛВ.1М	В 250 м от водяного заслона №274
5	Кв на пл5	№4	08-1206/АСВП-ЛВ.1М	В 60 м от сопряжения с КШ № 448
6	НКС	№5	08-1204/АСВП-ЛВ.1М	НКС пикет №29
7			08-1205/АСВП-ЛВ.1М	НКС пикет №29
8	НКС	№6	08-1203/АСВП-ЛВ.1М	НКС пикет №59
9			08-1210/АСВП-ЛВ.1М	НКС пикет №59
10	НКС	№7	08-1200/АСВП-ЛВ.1М	НКС пикет №72
11			08-1201/АСВП-ЛВ.1М	НКС пикет №72
12	НКС	№8	08-1219/АСВП-ЛВ.1М	НКС пикет №103
13			08-1226/АСВП-ЛВ.1М	НКС пикет №103
14	НКС	№9	08-1202/АСВП-ЛВ.1М	НКС пикет №133
15			08-1208/АСВП-ЛВ.1М	НКС пикет №133
16	НКС	№10	08-1228/АСВП-ЛВ.1М	НКС пикет №163
17			08-1229/АСВП-ЛВ.1М	НКС пикет №163
18	НКС	№11	08-1197/АСВП-ЛВ.1М	НКС пикет №193
19			08-1198/АСВП-ЛВ.1М	НКС пикет №193
20	ЗВШ пл4	№14	08-1199/АСВП-ЛВ.1М	ЗВШ пл.4 пикет №12
21	ЗВШ пл4	№15	08-1196/АСВП-ЛВ.1М	ЗВШ пл.4 пикет №27

Продолжение таблицы 3.10

22	БУ 15 пл5	№21	08-1207/АСВП-ЛВ.1М	В 50 м от ОШ №555бис
23	ВШ 448 от КБ 401	№183	08-1209/АСВП-ЛВ.1М	В 10 м от сопряжения с КБ №401
24	ВШ 448	№22	08-1195/АСВП-ЛВ.1М	В 50 м от Сбойки №12.38
25	КШ559	№530	18-030/АСВП-ЛВ.1М(ПГИ)	В 10 м от сопряжения с ВПБ №501
26			18-031/АСВП-ЛВ.1М(ПГИ)	В 10 м от сопряжения с ВПБ №501
27	ПШ555бис	№506	18-033/АСВП-ЛВ.1М(ПГИ)	В 50 м от сопряжения с Пром. печью 555
28	МК448	№259	18-035/АСВП-ЛВ.1М(ПГИ)	
29			18-036/АСВП-ЛВ.1М(ПГИ)	
30	ОШ557	№520	18-032/АСВП-ЛВ.1М(ПГИ)	В 10 м от сопряжения с ВПБ №501
31			18-038/АСВП-ЛВ.1М(ПГИ)	В 10 м от сопряжения с ВПБ №501
32	КШ447	№275	18-034/АСВП-ЛВ.1М(ПГИ)	В 75 м от сопряжения со сбойкой №12.38
33	Заезд на ВШ559	№540	18-037/АСВП-ЛВ.1М(ПГИ)	В 75 м от сопряжения с ВПБ №501

Выводы

1. На основании выполненных исследований по определению удельного пылевыделения в очистном забое, обоснованы проектные решения противопылевых мероприятий на выемочных участках:

- увлажнение угольного пласта с применением добавки смачивателя, за исключением выемочных столбов для которых получено распоряжение главного инженера предприятия «об отмене увлажнения в лаве»;

- взрывозащитное высоконапорное орошение при работе комбайнов KSW-460NE и SL-300 с удельным расходом жидкости не менее 40 л/т горной массы с применением добавки смачивателя;

- секционное орошение при передвижке секций механизированной крепи с давлением жидкости в трубопроводе не менее 1,5 МПа с применением смачивателя;

- обеспыливание исходящей вентиляционной струи воздуха из очистного забоя при помощи установки туманообразующих, лабиринтных или водяных завес;

- орошение мест погрузки и перегрузки угля.

2. Проведенные исследования процесса распространения угольной пыли в горных выработках позволили обосновать проектные решения противопылевых мероприятий для проходческих забоев:

- предварительное увлажнение угля в массиве подготовительного забоя водой с применением добавки смачивателя (за исключением выработок, для которых получено распоряжение главного инженера предприятия «об отмене предварительного увлажнения в проходческих забоях»);

- орошение при работе проходческих комбайнов с давлением в системе взрывозащитного орошения, расходом жидкости на резец и удельным расходом не менее показателей, указанных в заключениях испытания образцов пород на

фрикционную опасность и определения ТДУ запыленности забоев, с применением добавки смачивателя;

- обеспыливание исходящей вентиляционной струи воздуха из проходческого забоя при помощи установки туманообразующих, лабиринтных или водяных завес;

- орошение мест разрушения, погрузки и перегрузки горной массы в контуре проходческого забоя с давлением жидкости не менее показателей, указанных в заключениях специализированных лабораторий определения ТДУ запыленности забоев с применением смачивателя.

3. В зависимости от выбора технологической схемы отработки запасов угля, предложено десять схем нагнетания воды (жидкости) для предварительного увлажнения угольного массива в очистных и подготовительных забоях.

4. На шахте «Чертинская-Коксовая» в качестве мероприятий по пылевзрывозащите применяется осланцевание горных выработок, при этом непрерывного (автоматизированного) контроля качества осланцевания выработок нет.

5. На шахте «Чертинская-Коксовая» в качестве средств локализации взрывов используются сланцевые, водяные заслоны и автоматические системы локализации двух типов: АСВП-ЛВ.1М и АСВП-ЛВ.1М(ПГИ), при этом они не включены в многофункциональную систему безопасности шахты и не имеют автоматического (диспетчерского) контроля управления ими.

ГЛАВА 4 ИССЛЕДОВАНИЕ ВЗРЫВЧАТОСТИ УГОЛЬНОЙ ПЫЛИ И ПАРАМЕТРОВ ВЗРЫВОЗАЩИТЫ ДЛЯ ПРОЕКТИРОВАНИЯ МНОГОФУНКЦИОНАЛЬНЫХ СИСТЕМЫ БЕЗОПАСНОСТИ УГОЛЬНЫХ ШАХТ

4.1. Факторы влияющие на взрывчатые свойства угольной пыли

Факторами, которые влияют на способность пыли взрываться: содержание влаги в пыли, дисперсный состав, процент летучих веществ в угле и содержание минеральных включений в угле [38-41].

При взрыве участвуют фракции пыли 0,75-1 мм. Тончайшая пыль размером менее 10 мкм становится менее взрывчатой, что объясняют коагуляцией мелких частиц.

При взрывах сгорает не вся угольная пыль, а главным образом летучие вещества, выделяющиеся при термической деструкции угля. Взрывчатость угольной пыли снижается с уменьшением содержания летучих веществ.

Влажность и зола в угле понижают взрывчатость угольной пыли. Зола снижает концентрацию горящих частиц и отбирает часть излучаемого ими тепла. Кроме того, негорючие частицы способствуют обрыву цепных реакций при пиролизе угля и экранируют тепловые лучи. Влага действует как инертная добавка, отбирая тепло, и способствует коагуляции пыли.

Угольная пыль, как и метан, имеет нижний (НПВ) и верхний (ВПВ) пределы взрываемости. НПВ отложившейся пыли в 2,5 раза больше НПВ взвешенной. Нижние пределы взрываемости пыли зависят в основном от выхода летучих веществ и зольности и для углей с выходом летучих веществ 15 % и более могут быть рассчитаны по формулам [42]:

$$\delta_{\text{в}} = 53,3 \exp(-0,045V^{daf}) + 1,4 \exp(-0,032V^{daf})A^c$$

$$\delta_o = 133,2 \exp(-0,045V^{daf}) + 3,5 \exp(-0,032V^{daf})A^c$$

где δ_v, δ_o – НПВ соответственно взвешенной и отложившейся пыли, г/м³;

V^{daf} – выход летучих веществ, %;

A^c – содержание негорючих веществ, %.

При содержании летучих веществ менее 15% НПВ угольной пыли должен определяться на основании лабораторных испытаний.

Верхние пределы взрываемости угольной пыли достигают 2000-3000 г/м³, точно не определены и практического значения не имеют.

Температура источника зажигания изменяется в пределах 890-1120 К. Для каменных углей температура источника зажигания $T_{и.з}$ (К) может быть рассчитана по формуле [42]:

$$T_{и.з} = 273 + 805 \exp\left(\frac{0,92}{V^{daf}}\right)$$

Минимальная энергия воспламенения пылевого облака зависит от концентрации угольной пыли. Эксперименты МакНИИ показали, что минимальная энергия воспламенения пыли углей Донбасса различной стадии метаморфизма резко снижаются при увеличении концентрации пылевого облака до 320г/м³ и с дальнейшим ее ростом остается практически без изменений. При постоянной концентрации облака пыли 320г/м³ с увеличением выхода летучих веществ от 9,3 до 35,3% минимальная энергия воспламенения уменьшается от 3800 до 15 Дж, а при дальнейшем повышении выхода летучих до 42,7% увеличивается до 1500 Дж.

Воспламенению облака угольной пыли предшествует индукционный период, в течение которого происходят, прогрев витающих пылинок, пиролиз с выделением газообразных продуктов и накопление достаточного количества реагирующих частиц (активных центров). Результаты экспериментального определения периода индукции полидисперсной пыли пластов угля с выходом летучих веществ от 9,4 до 33,7% при постоянной температуре источника зажигания 1432 К представлены на

рисунке 4.1.

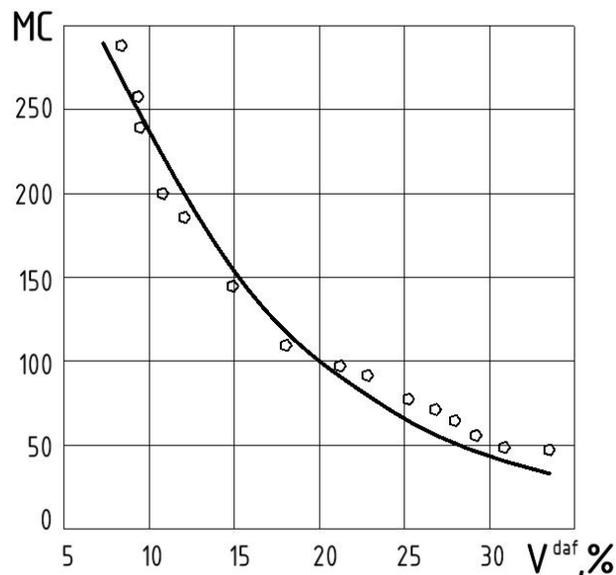


Рисунок 4.1 - Зависимость времени воспламенения пыли от процентного содержания летучих веществ в угле

При взрывах угольной пыли процесс состоит из дистилляции летучих веществ и последовательного окисления образовавшихся продуктов, каждый из которых окисляется по разветвленной цепной схеме. Реакции окисления в основном протекают в газовой фазе и отчасти на поверхности частиц.

Как и взрыв метана, взрыв пыли является нестационарным процессом, но количества конечных продуктов больше и многообразнее, кроме паров воды и углекислого газа в их состав могут входить оксид углерода, водород и метан.

4.2. Особенности протекания взрывов угольной пыли в горных выработках

Необходимыми условиями для взрыва угольной пыли являются наличие облака взвешенной пыли взрывчатой концентрации и источника зажигания с достаточной энергией и временем действия, превышающем индукционный период взрыва. Наиболее вероятной причиной взрывов пыли в угольных шахтах являются взрывы метана.

Механизм распространения взрывов угольной пыли отчасти подобен

механизму развития взрывов метана. Горение пыли также происходит в тонком слое - фронте пламени, ширина которого несколько больше чем у метана. Расширяющиеся продукты взрыва создают впереди фронта пламени ударную волну (УВ), которая поднимает отложившуюся пыль и создает питательную среду для развития взрыва. Скорость фронта пламени (ФП) при взрыве зависит от выхода летучих веществ из угля, т.к. процесс протекает в газовой среде, и концентрации взвешенной пыли (рисунок 4.2). Выгорание пылевой смеси происходит неравномерно, что приводит к пульсации скорости пламени. Пульсации скорости фронта пламени вызывают пульсационные изменения давления на фронте ударной волны (рисунок 4.3) [43].

Разрыв во времени между фронтом УВ и ФП составляет 0,25-2,05 с. При увеличении скорости ФП увеличивается давление на фронте УВ (рисунок 4.4).

На основании обработки экспериментальных данных получена следующая зависимость давления на фронте ударной волны от скорости фронта пламени [43].

$$P_{\phi} = 1,53 \cdot 10^{-3} \cdot V_{\text{пл}} - 0,082,$$

где $V_{\text{пл}}$ – скорость фронта пламени, м/с.

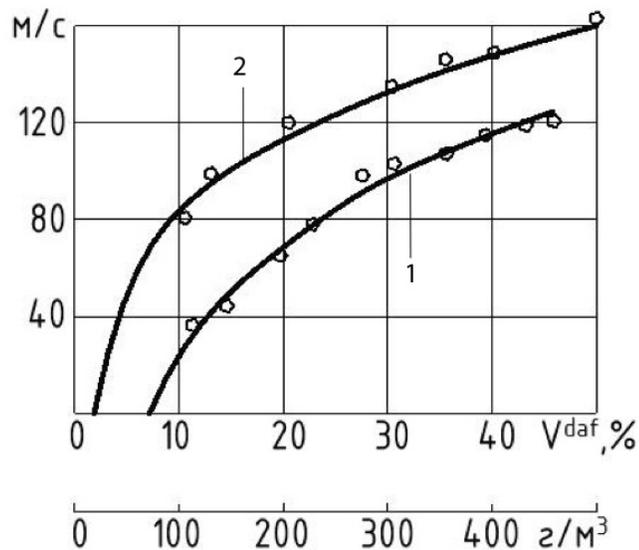


Рисунок 4.2 - Зависимость скорости ФП от процентного содержания летучих веществ в угле (1) и объемного содержания пыли в выработке (2)

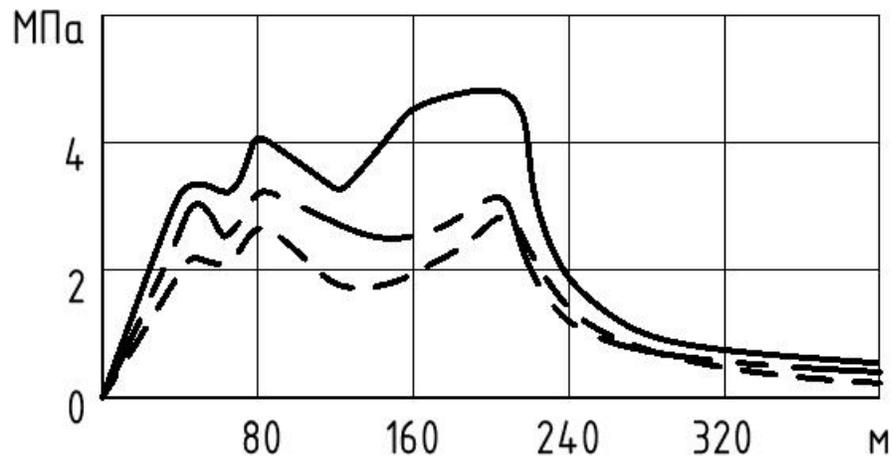


Рисунок 4.3 - Характер изменения давления на фронте УВ на расстоянии от эпицентра

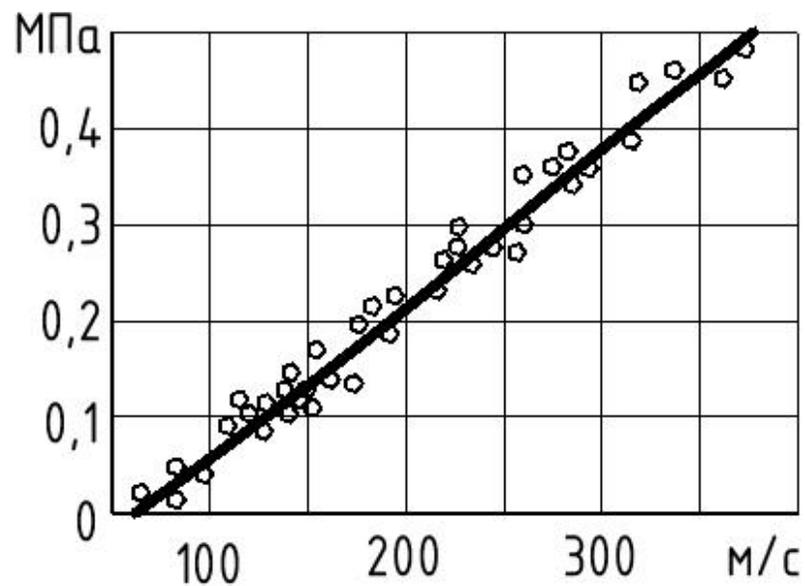


Рисунок 4.4 - Зависимость давления на фронте УВ от скорости ФП

Фракционный состав пыли связан с удельной поверхностью угольных частиц, который растет с увеличением дисперсности пыли.

На рисунке 4.5 показана зависимость взрывчатости угольной пыли от дисперсного состава, а на рисунке 4.6 - от ее удельной поверхности.

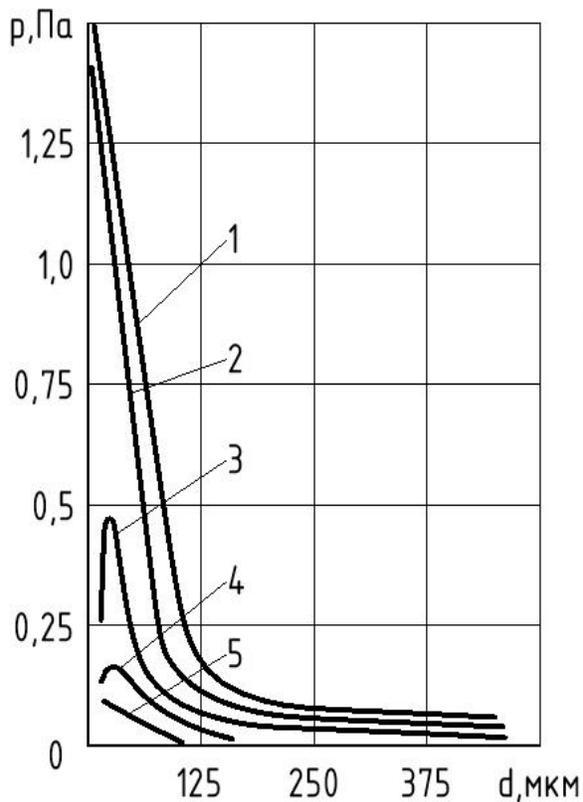


Рисунок 4.5 - Зависимость давления угольной пыли от ее дисперсности:

1-пласт n_1 , $V_r=40,5\%$; 2-пласт m_3 , $V_r=34,5\%$; 3-пласт k_s , $V_r=24,0\%$; 4-пласт h_{10} , $V_r=17,5\%$; 5-пласт h_3 , $V_r=10,5\%$.

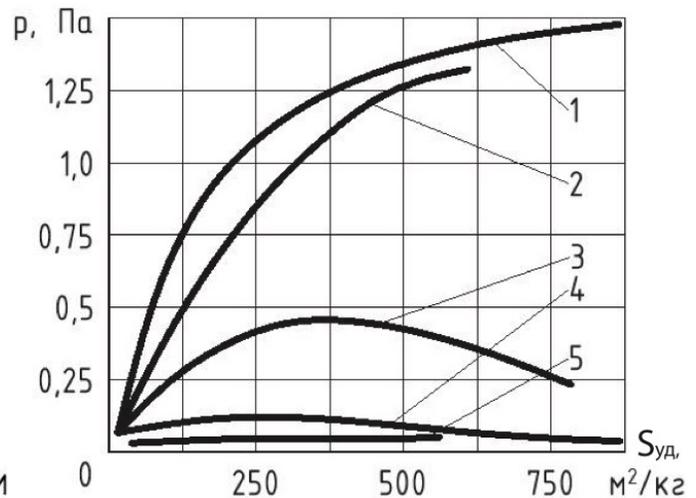


Рисунок 4.6 - Зависимость давления угольной пыли от ее удельной поверхности:

1-пласт n_1 , $V_r=40,5\%$; 2-пласт m_3 , $V_r=34,5\%$; 3-пласт k_3 , $V_r=24,5\%$; 4-пласт h_{10} , $V_r=17,5\%$; 5-пласт h_3 , $V_r=10,5\%$.

Исследования, проведенные В. Цыбульским (ПНР) в 200 и 400-метровых опытных штреках, также подтвердили увеличение взрывчатости угольной пыли с ростом ее дисперсности и удельной поверхности. Во всех опытах резко возрастал расход инертной пыли, требующейся для нейтрализации взрывчатости мелкодисперсной пыли, по сравнению с более крупнодисперсной.

Поскольку из вентиляционного потока выпадают в первую очередь крупнодисперсные фракции, то угольная пыль в выработках на удалении более взрывоопасна.

На рисунке 4.7 представлена зависимость количества вспышек угольной пыли от процентного содержания летучих веществ в угле. При выходе летучих более 15% угольная пыль оказалась взрывчатой.

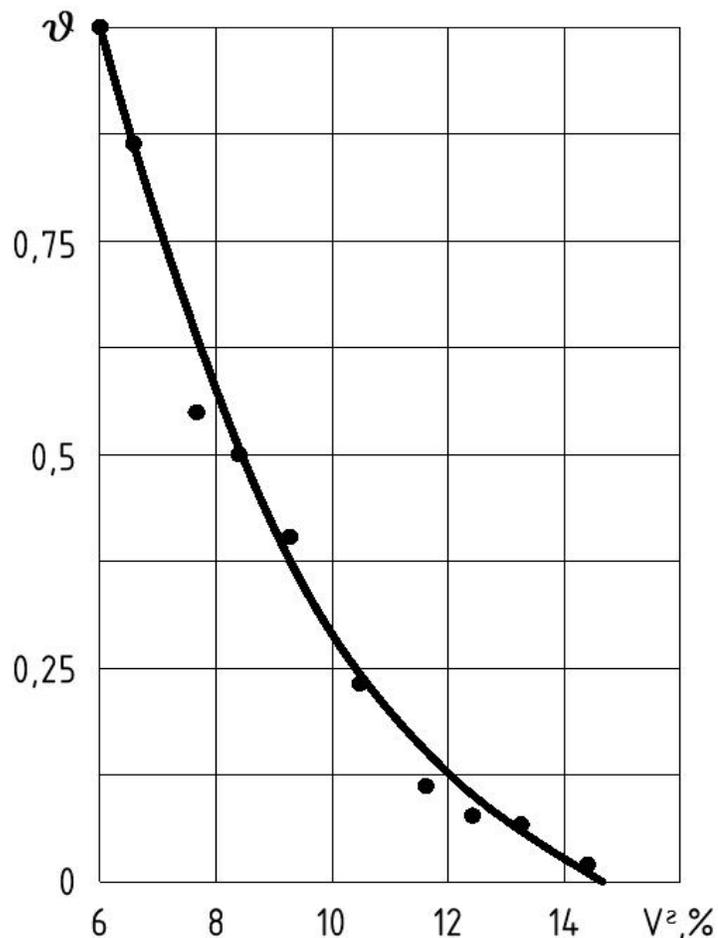


Рисунок 4.7 - Изменение частоты появления взрывчатых проб угольной пыли в зависимости от выхода летучих веществ (по данным МакНИИ)

Зола, содержащаяся в угле, подразделяется на два типа: конституционную и внешнюю.

Любая зола отрицательно влияет на взрывчатые свойства пыли. Она снижает общий тепловой баланс взрыва, а, значит, и температуру пламени.

Влагосодержание частиц угольной пыли также оказывает существенное влияние на ее взрывоопасность вследствие того, что снижает тепловой баланс системы.

4.3. Методические рекомендации определения параметров взрыва угольной пыли для оценки эффективности применения автоматической системы взрывоподавления-локализации взрывов в рамках МФСБ

При разработке автоматических средств локализации взрывов главной задачей является своевременное создание взрывогасящей среды перед фронтом пламени (ФП).

Анализ исследований [44-50] показал, что распространение фронта пламени происходит в режиме пульсаций. На рисунке 4.8 представлен характер изменения скорости распространения фронта пламени в выработке.

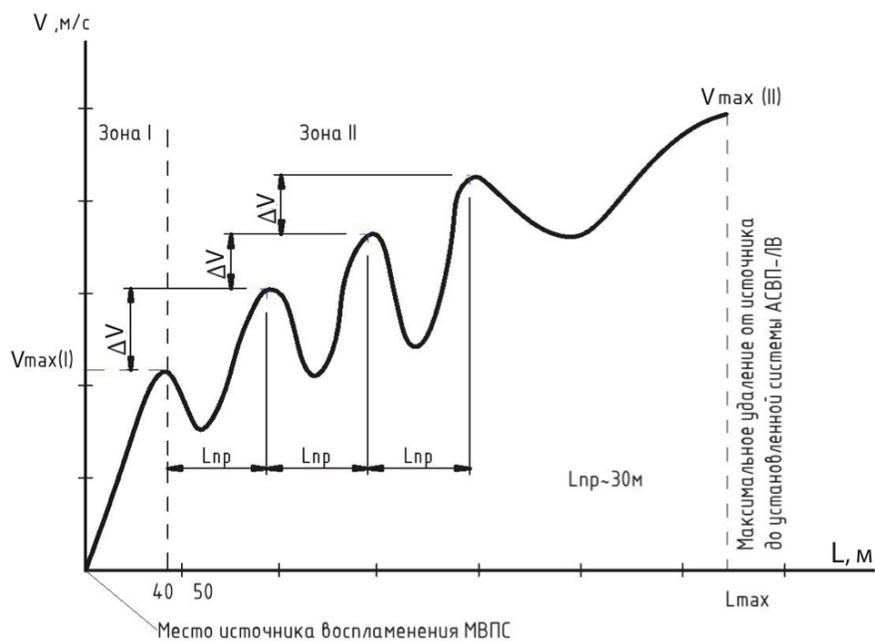


Рисунок 4.8 - Изменение скорости распространения фронта пламени

Можно выделить две зоны взрыва. Зона до 40 м, где нужно учитывать влияние источника воспламенения пыли. Во II зоне до 300 м взрыв происходит при пиролизе угольной пыли, отложившейся в выработке.

Скорость фронта пламени можно рассчитать по зависимости [44]:

$$V = V_0 \cdot \ln(k/k_0), \quad (4.1)$$

где k – концентрация угольной пыли во взвешенном состоянии при взрыве, г/м³;
 k_0 – концентрация угольной пыли, которая может взрываться, г/м³ (по данным [44] $k_0 \approx 30$ г/м³);
 V_0 – минимальная (начальная) скорость ФП, м/с (по данным исследования [44] $V_0 \approx 57,6$ м/с).

Нами в работе [51] представлена методика расчета максимально возможной скорости распространения ФП в зоне I и в зоне II.

Максимальная скорость распространения ФП в зоне I определяется по зависимости [51]:

$$V_{maxI} = 2V_{CP} - V_0 \quad (4.2)$$

где V_{CP} – средняя скорость распространения ФП, м/с.

$$V_{CP} = V_0 \cdot \ln \left(\frac{\sqrt{S} \cdot K_э}{2,66 \cdot K_0} \right) \quad (4.3)$$

где $K_э$ – концентрация пыли в экспериментальной штольне ($K_э = 350$ г/м³).

Подставляя (4.3) в (4.2) и проведя определенные преобразования, получим

$$V_{maxI} = V_0 \left[2 \ln \left(\frac{\sqrt{S} \cdot K_э}{K_0} \right) - 1 \right] \quad (4.4)$$

Максимальная скорость распространения ФП во II-й зоне определяется по зависимости [51]:

$$V_{maxII} = V_{maxI} + 0,5V_0 \frac{l - l_{и}}{l_{и}} \quad (4.5)$$

где l – расстояние от эпицентра взрыва, м;

$l_{и}$ – величина (расстояние) распространения импульса, м.

Исследованиями [44] в экспериментальной штольне установлено, что $l_{и} \approx 30$ м. Подставляя значение $l_{и}$ в зависимость (4.5) получим окончательную зависимость для определения максимальной скорости распространения ФП во II-й зоне:

$$V_{maxII} = V_{maxI} + 0,017 V_0 (l - l_{и}) \quad (4.6)$$

Расчеты максимальной скорости распространения ФП в I-й зоне показывают, что $V_{maxI} \approx 250 \div 300$ м/с, в зоне II максимальная скорость распространения ФП на расстоянии $l = 300$ м составит:

$$V_{maxII} = 300 + 0,017 \cdot 57,6 (300 - 30) = 564 \text{ м/с.}$$

В таблице 4.1 представлены данные расчета скорости распространения ФП по зависимости (4.6)

Таблица 4.1 - Скорость распространения ФП

$l, \text{ м}$	400	500	600	700	800	900	1000
$V_{max}, \text{ м/с}$	662	760	858	956	1054	1151	1250

Анализ данных скорости распространения ФП по сети горных выработок показал, что, если не применять системы локализации и средства пылевзрывозащиты, взрыв перейдет в режим детонационного взрыва на расстоянии 1000 м и вызовет сильнейшие разрушения подземных сооружений, а также повлечет за собой гибель значительного числа шахтеров и ИТР. На шахте «Ульяновская» в 2007 году погибло 111 человек, а на шахте «Распадская» в 2010 году погибло 93 человека. Эти обстоятельства насуточно требуют обязательного применения, в большей степени, автоматических средств локализации взрывов угольной пыли в сети горных выработок, чем пассивных водяных или сланцевых заслонов, так как они локализуют взрывы, распространяющиеся со скоростью $230 \div 270$ м/с, в то время как автоматические системы типа АСВП-ЛВ $600 \div 640$ м/с.

Учитывая то обстоятельство, что взрывы (см. таблицу 4.1) могут распространяться со скоростью большей, когда их могут подавить системы АСВП-ЛВ, необходимо контролировать концентрацию угольной пыли, отложившейся на стенках горных выработок, так как она значительно влияет на скорость распространения ФП.

В конструкции автоматической системы локализации взрывов модели АСВП-ЛВ.МФ(ПГИ) предусмотрено размещение (на приемном щите ударной воздушной волны) прибора для определения интенсивности отложений угольной пыли в сети горных выработок (ДИП-1).

Многофункциональная система безопасности (МФСБ) должна обеспечивать мониторинг и предупреждение условий возникновения опасности аэрологического характера.

ДИП-1 предназначен для дистанционного измерения массы пыли, осевшей на приемную платформу ДИП, и пересчета массы в значение поверхностной плотности.

ДИП-1 производит прямое измерение массы отложившейся пыли в диапазоне 0,05- 0,5 г. Диаметр приемной платформы составляет 46 мм (площадь 0,00167 м²), что соответствует расчетному диапазону измерения поверхностной плотности пыли 30-300 г/м².

Для расширения диапазона измерения поверхностной плотности пыли могут устанавливаться различные насадки. В зависимости от конструкции насадки диапазон измерения поверхностной плотности пыли может изменяться как в меньшую, так и в большую сторону. При этом диапазон измерения ДИП-1 по массе отложившейся пыли остается неизменным (0,05-0,5 г).

В основу работы ДИП-1 заложен весовой метод определения массы отложившейся пыли. Принцип действия весоизмерительного первичного преобразователя основан на измерении перемещения упругого элемента.

ДИП-1 относится к рудничному особо взрывобезопасному оборудованию по ГОСТ Р МЭК 60079.0-2011, который обеспечивается видом взрывозащиты - искробезопасная электрическая цепь уровня ia и имеет низкую степень опасности механических повреждений, о чем свидетельствует знак "X" после маркировки взрывозащиты по ГОСТ Р МЭК 60079.0-2011.

Степень защиты от внешних воздействий, обеспечиваемая конструкцией

корпуса ДИП-1, 1P54.

ДИП-1 обеспечивает выполнение следующих функций:

- измерение массы пыли, отложившейся на приемную платформу;
- расчет поверхностной плотности отложившейся пыли методом приведения измеренного значения массы пыли к площади поверхности пылесборного устройства;
- индикацию и передачу аналогового сигнала и/или цифрового сигнал типа НЗ-485 в многофункциональную систему безопасности угольной шахты на диспетчерский пульт.

4.4. Автоматическая система локализации взрывов и адаптация ее в систему МФСБ угольной шахты

4.4.1. Датчик интенсивности пылеотложения как средство МФСБ в автоматической системе локализации взрыва

Анализ исследования [52-59] показал возможность разработки датчиков интенсивности отложения угольной пыли и системы автоматического контроля пылевзрывобезопасности шахт.

В работе [60] предложена функциональная схема датчика измерения концентрации угольной пыли в горных выработках. Прибор во взрывобезопасном исполнении крепится на элементах крепи и при необходимости перемещается по выработке.

Основные функции прибора ДИП:

- измерение концентрации отложившейся пыли в течение смены;
- передача сигнала на пульт диспетчера;

ДИП-1 (рисунок 4.9) состоит из: приемной площадки 1; микровесов 2; блока обработки сигнала 3; блока передачи информации 4; дисплея 5. Величина плотности пыли на пылеприемнике передается в автоматическую систему

мониторинга отложения угольной пыли в выработках шахты 6.

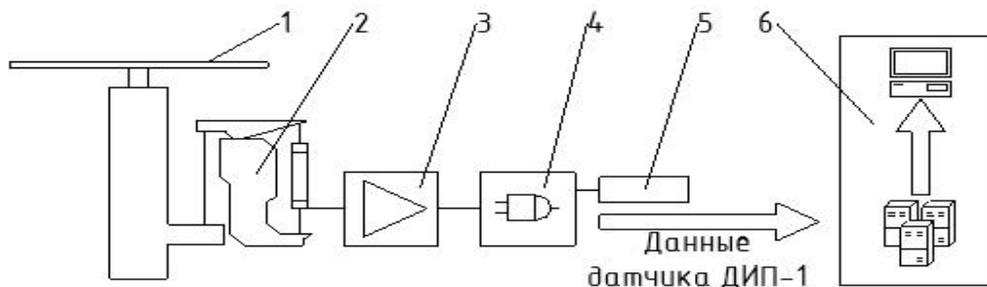


Рисунок 4.9 - Функциональная схема датчика ДИП-1

Прибор ДИП-1, представленный на рисунке 4.10, предусматривает наличие специальной конструкции опор прибора, чтобы обеспечить горизонтальное его положение. В приборе есть металлическая ось (шток), на котором размещается пылеприемник, который можно снимать и удалять накопившуюся пыль, чтобы обнулить показания на индикаторе прибора.



Рисунок 4.10 - Общий вид прибора ДИП-1

1 – ЖК – индикатор, 2 – ручка для переноски, 3 – аппаратное отделение с измерительной платой и индикатором блока измерения, 4 – отделение кабельных вводов с платой коммутации блока измерения, 5 – винты для крепления крышек отсеков, 6 – корпус блока первичного преобразователя, 7 – кабельный ввод, 8 – светодиодные индикаторы наличия питания и срабатывания «сухого» контакта, 9 – пузырьковый уровень, 10 – приемная платформа для сбора пыли.

Параметры прибора: шаг определения поверхностной плотности 1 г/м²; предельная плотность 100 г/м²; погрешность определения параметров ±20%; вес прибора 8 кг; размеры датчика 350x230x105 мм.

В таблице 4.2 приведены результаты проведенных нами стендовых испытаний датчика ДИП-1 с целью определения работоспособности прибора и определения погрешности измерения.

Пыль прокачивалась и осаждалась на фильтрах типа (АФА), потом взвешивалась на специальных весах, затем рассчитывалась поверхностная плотность (ПП) угольной пыли и сравнивалась с данными прибора.

Установлено, что погрешность определения ПП угольной пыли не превышала 15%.

Таблица 4.2 - Результаты стендовых испытаний

Временной интервал, мин	Вес АФА, г	Вес АФА с пылью, г	Вес пыли, г	ПП пыли на фильтре, г/м²	Данные прибора, г/м²
10	0,570	0,575	0,005	2,00	2,05
15	0,580	0,585	0,005	2,84	3,05
20	0,585	0,595	0,010	4,40	4,15
25	0,595	0,599	0,004	5,20	5,50
50	0,585	0,595	0,010	6,40	6,18
75	0,588	0,590	0,002	7,08	6,57
100	0,578	0,585	0,007	6,12	6,90
125	0,545	0,558	0,013	6,35	7,00
150	0,548	0,558	0,010	8,05	7,30
175	0,570	0,586	0,016	7,99	7,30

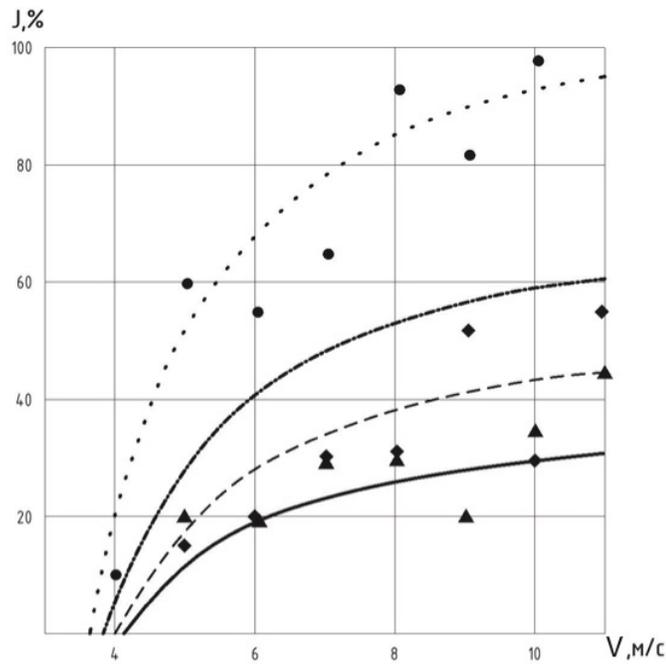


Рисунок 4.11 - Зависимость веса (массы) пыли при различной влажности ее на пылеприемнике прибора от скорости воздушной струи

Сдувание пыли с пылеприемника зависит от скорости струи воздушного потока и влажности (J, %) пыли, эта зависимость представлена на рисунке 4.11.

Получена кривая отложения угольной пыли на пылеприемник ДИП-1, которая представлена на рисунке 4.12.

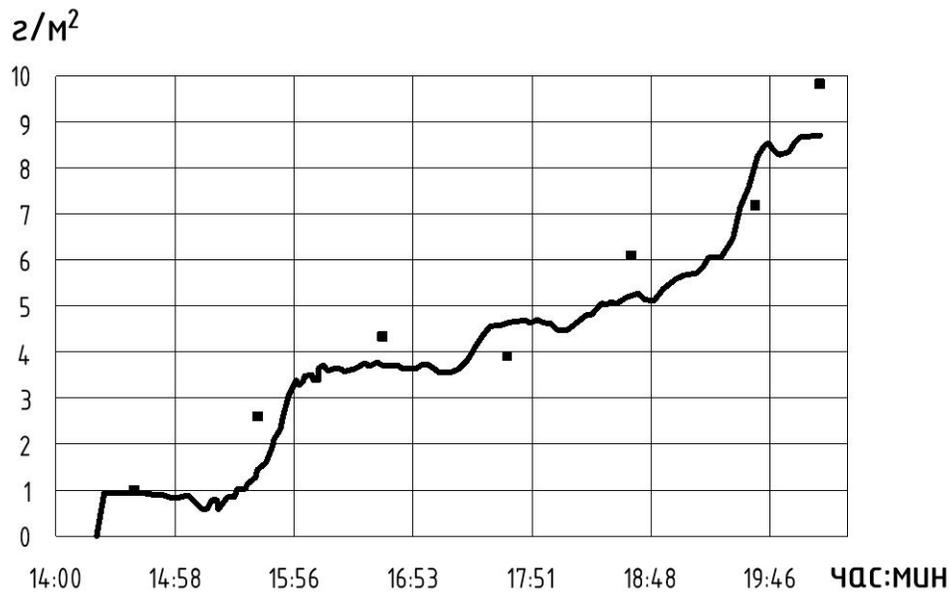


Рисунок 4.12 - Кривая отложения угольной пыли на пылеприемник ДИП-1

Результаты замеров представлены в таблице 4.3.

Установлено, что погрешность измерения концентрации пыли не превышала 20%.

Таблица 4.3 - Результаты замеров датчиком ДИП-1 в условиях шахты «Чертинская-Коксовая»

Временной интервал, мин	Вес АФА, г	Вес АФА с пылью, г	Вес пыли, г	ПП пыли, г/м ²	Данные прибора, г/м ²
1	0,586	0,588	0,002	1,018	0,966
2	0,590	0,595	0,005	2,630	2,248
3	0,582	0,588	0,006	4,400	3,806
4	0,585	0,593	0,008	3,980	4,878
5	0,545	0,555	0,010	6,170	5,150
6	0,603	0,616	0,013	7,283	8,816
7	0,547	0,566	0,019	9,938	8,788

Структурная схема автоматизированной системы мониторинга представлена на рисунке 4.13 и включает поверхностный комплекс у диспетчера (ПКД) с компьютером (ПК), а также подземный измерительный комплекс (ПИК) с блоком электропитания (БП).

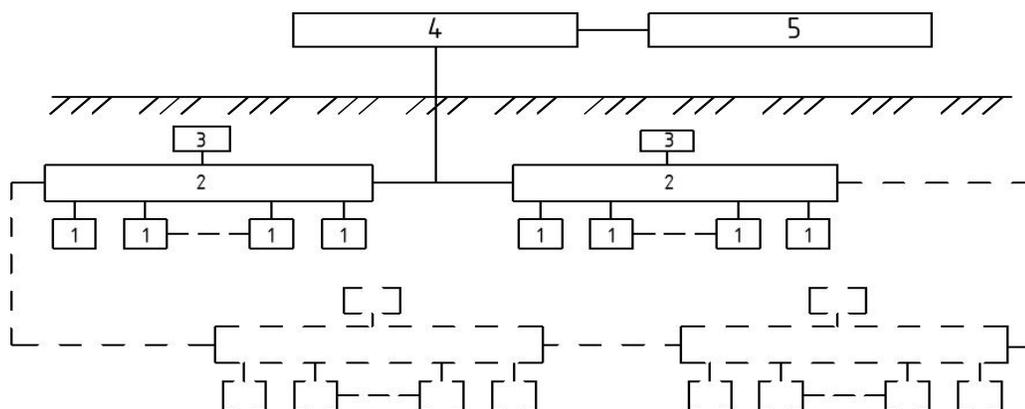


Рисунок 4.13 - Структурная схема пылевого контроля

1-прибор ДИП-1; 2-ПИК; 3-БП; 4-ПКД; 5-ПК

Проведенные исследования показали возможность применения ДИП-1 для контроля отложений пыли на стенках выработок, с целью повысить эффективность комплекса профилактических мероприятий по борьбе с пылью и адаптировать его в конструкцию автоматической системы локализации взрывов и в многофункциональную систему безопасности угольной шахты (МФСБ).

Выводы

1. Исследованы основные параметры, характеризующих взрывчатые свойства угольной пыли. При взрывах сгорает не вся угольная пыль, а главным образом летучие вещества, выделяющиеся при термической деструкции угля. Взрывчатость угольной пыли снижается с уменьшением содержания летучих веществ. Влажность и зола в угле понижают взрывчатость угольной пыли. Зола снижает концентрацию горящих частиц и отбирает часть излучаемого ими тепла. Кроме того, негорючие частицы способствуют обрыву цепных реакций при пиролизе угля и экранируют тепловые лучи. Влага действует как инертная добавка, отбирая тепло, и способствует коагуляции пыли.

2. Исследованы и установлены особенности протекания взрывов в шахте. Механизм распространения взрывов угольной пыли отчасти подобен механизму развития взрывов метана. Горение пыли также происходит в тонком слое - фронте пламени, ширина которого несколько больше чем у метана. Расширяющиеся продукты взрыва создают впереди фронта пламени ударную волну, которая поднимает отложившуюся пыль и создает питательную среду для развития взрыва. Скорость фронта пламени при взрыве зависит от выхода летучих веществ из угля, т.к. процесс протекает в газовой среде, и концентрации взвешенной пыли. Выгорание пылевой смеси происходит неравномерно, что приводит к пульсации скорости пламени. Пульсации скорости фронта пламени вызывают пульсационные изменения давления на фронте ударной волны.

3. Разработаны методические рекомендации определения максимальной скорости распространения фронта пламени в ближней зоне от эпицентра вспышки, где присутствует влияние источника взрыва, а также в зоне более 300 м от эпицентра взрыва, с целью определения эффективной области применения автоматических систем локализации взрыва типа АСВП-ЛВ.МФ(ПГИ) в рамках МФСБ.

4. Установлена эффективность применения датчика интенсивности пылеотложения ДИП-1 в конструкции АСВП-ЛВ.МФ(ПГИ), как средства МФСБ по контролю пылевзрывобезопасности.

ДИП-1 обеспечивает выполнение следующих функций:

- измерение массы пыли, отложившейся на приемную платформу;
- расчет поверхностной плотности отложившейся пыли методом приведения измеренного значения массы пыли к площади поверхности пылесборного устройства;
- индикацию и передачу аналогового сигнала и/или цифрового сигнал типа НЗ-485 на пульт диспетчера МФСБ шахты.

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

В диссертации, являющейся научно-квалификационной работой, дано решение актуальной научно-практической задачи повышения безопасности ведения горных работ, на основе исследования процессов пылевой динамики в горных выработках для разработки эффективных средств пылевзрывозащиты, в том числе автоматической системы взрывоподавления-локализации взрывов, как подсистемы взрывозащиты МФСБ шахты.

Основные научные и практические результаты работы заключаются в следующем:

1. Современные способы и средства предупреждения взрывов пыли в шахтах направлены на создание и поддержание в выработках таких условий, при которых возникновение и распространение взрыва исключается. Однако, в условиях интенсивной угледобычи пылеобразование возрастает, что приводит к увеличению пылеотложения в сети горных выработок.

С учетом колебаний интенсивности пылеотложения в выработках, время накопления взрывоопасного количества пыли изменяется от нескольких часов до нескольких смен. В связи с этим необходимо применять непрерывно действующие способы и средства пылевзрывозащиты. В настоящее время эффективность планируемых мер пылевзрывозащиты недостаточна вследствие отсутствия систем автоматического контроля накопления пыли.

2. Комплексные исследования влияния горнотехнических условий на процесс пылеобразования в очистном забое позволили получить зависимость определения удельного пылевыделения для выбора средств предотвращения пылеобразования, которая определяется свойствами угольного пласта, влажностью угля в пласте, сопротивляемостью угля разрушению, величиной вынимаемой мощности пласта, скоростью движения воздушной струи, конструкцией и параметрами выемочного комбайна.

3. Выполнены исследования процесса распространения угольной пыли в горных выработках шахты для определения параметров средств пылеподавления и оценки их эффективности. С целью увеличения эффективности способа обработки выработки смачивающе-связующими веществами и уменьшения затрат на обработку разработана методика расчета длины участка обработки и прогноза эффективности предложенного способа пылеподавления.

4. Исследования процесса осаждения угольной пыли в горной выработке и перехода ее в аэрозольное состояние в рудничную атмосферу для выбора средств пылевзрывозащиты показали, что при работе проходческих комбайнов взрывоопасное количество пыли отлагается за время прохождения 0,7-1,3 м выработки. При проходке 250-300 м в месяц выработка на участке 10 м от забоя примерно 7-10 раз в сутки приходит во взрывоопасное состояние. Таким образом, при работе проходческих комбайнов в забоях выработок может образовываться взрывоопасная концентрация взвешенной угольной пыли. Кроме того, эта пыль, отлагаясь по длине выработки, приводит ее в пылевзрывоопасное состояние.

5. Разработана методика определения максимальной скорости распространения фронта пламени в ближней зоне от эпицентра вспышки, где присутствует влияние источника воспламенения, а также в зоне до 300 м и более.

Рекомендовано оценивать прогнозные параметры взрыва пыли для оценки эффективности срабатывания АСВП-ЛВ, чтобы обеспечить своевременное приведение выработок во взрывобезопасное состояние.

6. Разработаны рекомендации по совершенствованию автоматической системы взрывоподавления-локализации взрывов АСВП-ЛВ.МФ(ПГИ), как подсистемы взрывозащиты МФСБ угольной шахты, на основе применения в ее конструкции прибора контроля массы отложившейся угольной пыли ДИП-1.

7. Автоматическая система взрывоподавления-локализации взрывов многофункциональная АСВП-ЛВ.МФ(ПГИ) сертифицирована (сертификат соответствия № ТС RUC-RU.МШ04.В.00318), в соответствии с требованиями

Технического регламента Таможенного союза ТР ТС 012/2011 «О безопасности оборудования для работы во взрывоопасных средах» и применяется на угольных шахтах «Чертинская-Коксовая» и «Костромовская» ООО «ММК-Уголь».

Список литературы

1. Безрукова Л.Г., Малкин А.С. Экономическая оценка решений при проектировании и развитии шахт. - М.: Недра, 1979.
2. Джон Дж. К. Методы проектирования: Пер. с англ. - М.: Мир, 1986.
3. Бурчаков А.С., Малкин А.С. Проектирование и комплексная оптимизация параметров угольных шахт. - М.: Наука, 1972.
4. Бурчаков А.С., Малкин А.С., Устинов М.И. Проектирование шахт. - М.: Недра, 1978.
5. Джигрин А.В., Харченко В.Ф. и др. Основные проблемы повышения безопасности и эффективности разработки угольных пластов подземным способом // ГИАБ. – 2020. – № 10 (специальный выпуск 30). – С. 3-16. DOI: 10.25018/0236-1493-2020-10-30-3-16.
6. Тарасова А.А. О взрывчатых свойствах каменноугольной пыли. - В кн.: О газовой выделении и пылеобразовании в угольных шахтах. - М.: Углетехиздат, 1953. 7, с. 18-26.
7. Журавлев В.П., Вайсенберг И.В., Демишева Е.Ф. Борьба с распространением и взметыванием пыли в горных выработках. ЦОП КазНИИНТИ, 1981.
8. Онтин Е.И., Ищук И.Г. и др. Ликвидация пыли на шахтах. М.: Недра, 1984.
9. Легкодух И.Г., Трубицын А.А. Исследование процесса обеспыливания воздуха с использованием вихрей // Аэродисперсные системы и коагуляция аэрозолей: - М., 1982. - С. 106-198.
10. Van der Meer D., Van der Weerd I. M. Research static electricity. - In: European viewpoint: Intern. tanker safety conf. Bergen, 1975, session 2, pap. № 6, p. 12
11. Dust suppressant. - Coal Age, 1985, v 90, N 7, p. 127.

12. Н.В. Шиленков и др. Изучение процессов фильтрации на образцах угля // Вопросы борьбы с пылью и подземными пожарами. М.: Недра. – 1964. – С. 6-11.
13. Скопинцева О.В. и др. Исследование пылеобразующей способности углей при увлажнении их рабочей жидкостью в режиме капиллярного насыщения. – М.: ГИАБ. – 2008. - № 9. – С. 68-70.
14. Скопинцева О.В. Научное обоснование комплексного метода снижения пылевой и газовой опасностей выемочных участков угольных шахт. - М.: ГИАБ. - 2011. - № ОВ7. - С. 315-325.
15. Харченко В.Ф. Исследование пылеотложения в горных выработках угольных шахт // ГИАБ. – 2020. – № 10 (специальный выпуск 30). – С. 17-23. DOI: 10.25018/0236-1493-2020-10-30-17-23.
16. Исследование пылеаэродинамики очистных забоев пологих пластов с узкозахватными комбайнами и комплексами // Отчет МакНИИ. – 1969. – 76 с.
17. Розловский А.И. Основы техники взрывобезопасности при работе с горючими газами и парами. М., Химия, 1980.
18. Борьба со взрывами угольной пыли в шахтах/ М.И. Нецепляев, А.И. и др. М., 1993. 298 с.
19. Предупреждение взрывов пыли в угольных и сланцевых шахтах / П.М. Петрухин и др. М.: Недра, 1974. с. 304.
20. Танович Х. и др. Взрывные характеристики угольной пыли в шахтах Боснии и Герцеговины // Межд. конф. Пекин, 1987. с. 425-439.
21. Качан В.Н. и др. Снижение запыленности воздуха и пылеотложения при ведении взрывных работ с пеной // Труды МакНИИ. Вып. 8. Макеевка, 1972. с. 116-121.
22. Качан В.Н. и др. Оценка пылевзрывобезопасности выработок при проведении их комбайном // Труды МакНИИ. Вып. 8. Макеевка, 1972. с.116-121.

23. Петрухин П.М., Качан В.Н. Теоретические основы пылевзрывозащиты способами, основанными на применении воды // Труды МакНИИ. Т. XXII. М.: Недра, 1972. с. 89-104.
24. Опыт предотвращения взрывов и тушение пожаров на шахтах Кузбасса. / А.И. Петров и др. М.: ЦНИЭИуголь, 1984. с. 52.
25. Предупреждение и локализация взрывов в подземных условиях / А.Е. Умнов и др. М.: Недра. 1990. 286 с.
26. Способы борьбы с пылью в угольных шахтах / А.М. Быков и др. - М.: Недра, 1968. с. 188.
27. Бекирбаев Б.Д., Нецепляев М.И. Совершенствование мокрых способов предупреждения и локализации взрывов угольной пыли в забоях подготовительных выработок // Труды МакНИИ. Т. XVIII. М.: Недра, 1965. с. 194-205.
28. Панов Г.Е. Пути снижения пылеобразования в шахтах и на карьерах. М.: Недра, 1976. 166 с.
29. Позин Е.З. и др. Измельчение углей при резании. М.: Наука, 1977. 136 с.
30. Поздняков Г.А., Бобрицкий В.П. Влияние некоторых факторов на пылеобразующую способность углей Центрального района Донбасса. - В кн.: Безопасность горных работ. Новочеркасск. политехн. ин-т, 1974, с. 44-51.
31. Инструкция по замеру концентрации пыли в шахтах и учету пылевых нагрузок. М. - 1999. - С. 22-33.
32. СанПиН 2.2.3.570-96. Гигиенические требования к предприятиям угольной промышленности и организации работ. - М. - 1998. - 84 с.
33. Инструкция по комплексному обеспыливанию воздуха. - М. - 1999. - С. 3-21.
34. Трубицын А.А., Столяров Г.П. Эффективность пылеподавления при регулировании параметров нагнетания. Труды ВостНИИ. - Кемерово. -1987. - С. 121-132.

35. Трубицын А.А. Совершенствование параметров средств импульсного нагнетания жидкости в угольные пласты. Труды ВостНИИ. - Кемерово. - 1986. - С. 97-100.
36. Трубицын А.А. и др. Исследование возможности задания параметров нагнетания через прочностные свойства угольного массива: Труды ВостНИИ. - 1989. - С. 170-183.
37. Руководство по борьбе с пылью и пылевзрывозащита на угольных и сланцевых шахтах. Кемерово. - 1992. - 205 с.
38. Петрухин П.М. и др. Борьба с пылью в угольных шахтах. М.: Недра, 1981. 181 с.
39. Руководство по борьбе с пылью в угольных шахтах. М.: Недра, 1979. 319 с.
40. Нецепляев М. И., Петрухин П.М. Исследование взрывчатости угольной пыли с выходом летучих веществ менее 15%. - Киев: Техніка, 1965, т. 2, с. 47-61.
41. Осипов С.Н. Борьба со взрывами газа в горных выработках. - М.: Недра, 1972. 160 с.
42. Мясников А.А. и др. Предупреждение взрывов газа и пыли в угольных шахтах. - М.: Недра, 1985. 205 с.
43. А.М. Брюханов, В.И. Бережинский и др. Расследование и предотвращение аварий на угольных шахтах. Изд. МакНИИ. – Часть 1. – Донецк. – Донбасс: 2004. – 548 с.
44. Борьба со взрывами угольной пыли в шахтах // Нецепляев М.И., Любимов А.И., Петрухин П.М. и др. – М.: Недра. – 1991. – 299 с.
45. Абинов А. Г. И др. Детонация метанопылевоздушной смеси в горных выработках шахт. Реф. сб./ ЦНИЭИуголь, 1976. № 10. С. 10.
46. Абинов А.Г. Изменение импульса ударных волн в горных выработках, заполненных горючей смесью. Сб. ЦНИЭИуголь, 1976, № 3. С. 22-23.

47. Абинов А.Г. Образование газозвеси угольной пыли за слабыми ударными волнами // Всесоюзный семинар по электрофизике горения: тез. докл. / Караганда, 1978. С. 45-47.

48. Балтайтис В. Я. Распространение воздушной ударной волны по выработкам от взрыва метановоздушной смеси / Уголь Украины. 1968. № 1. С. 28-29.

49. Васенин И.М. Влияние места взрыва метановоздушной смеси на интенсивность ударной волны в горной выработке // Доклады VII конференции «Современные методы математического моделирования природных и антропогенных катастроф». Красноярск, 2003.

50. Васенин И.М. Газодинамический метод расчета взрывобезопасных расстояний при взрывах метановоздушной смеси в шахтах с учетом взрывозащитных сооружений / Межд. конф. «Фундаментальные и прикладные вопросы механики». Хабаровск, 2003. С. 137-146.

51. Джигрин А.В., Харченко В.Ф. и др. Автоматическая система взрывоподавления локализации взрывов многофункциональная // Безопасность труда в промышленности. – 2020. – №1. – с. 37-41.

52. Поздняков Г.А., Закутский Е.Л. Использование прецизионных весов для измерения интенсивности пылеотложения в горных выработках // ГИАБ. Аэрология. - 2006. - С. 157-160.

53. Поздняков Г.А., Закутский Е.Л. Мониторинг пылевзрывобезопасности горных выработок. // Взрывное дело. Выпуск 97/54. - М.: ЗАО «МВК по взрывному делу», 2007. - С. 203-209.

54. Поздняков Г.А., Закутский Е.Л. Методы и средства контроля пылевзрывобезопасности угольных шахт. // ГИАБ. Аэрология. - 2007. - № 12. - С. 58-70.

55. Поздняков Г.А., Закутский Е.Л. Система контроля пылевзрывобезопасности горных выработок // Научные сообщения ННЦ ГП - ИГД им. А.А. Скочинского, вып. 334. - М., 2008. - С. 168-172.

56. Пат. 2358256 Россия, МПК G01 № 5/00. Датчик контроля интенсивности накопления пыли. С.С. Кубрин и др. Опубл. 10.06.09, Бюл. № 16.

57. Поздняков Г.А., Закутский Е.Л. Методика автоматического контроля пылевзрывобезопасности горных выработок угольных шахт // Научные сообщения ННЦ ГП - ИГД им. А.А. Скочинского, вып. 336. - М., 2009. - С. 69- 73.

58. Трубицын А.А. Разработка системы пылевого контроля в шахтах // Вопросы безопасности горных работ на угольных предприятиях: Сборник № 1 / ВостНИИ. - Кемерово, 1993. - С. 121-125.

59. Трубицын А.А. и др. Результаты испытаний приборов пылевого контроля «ТМ-data» на шахте «Березовская» // Вопросы безопасности горных работ на угольных предприятиях: Сборник №1 / ВостНИИ - Кемерово, 1993. - С.125-134.

60. Закутский Е.Л. Разработка метода дистанционного контроля интенсивности пылеотложения в горных выработках угольных шахт. Автореф. дис. ...канд. техн. наук. Москва 2011.

61. «Инструкция по локализации и предупреждению взрывов пылегазовоздушных смесей в угольных шахтах». Серия 05. Выпуск 25. - М., 2013. 52 с.

Описание и параметры технологических схем нагнетания жидкости в угольный пласт

№ схемы	Описание схем	Длина сква- жины $l_{\text{СКВ}}$, м	Давление нагнетани- я $P_{\text{Н}}$, МПа	Расстоя- ние между скважи- нами, $L_{\text{С}}$, м	Глубина герметиза- ции $l_{\text{Г}}$, м	Количество жидкости на скважину $Q_{\text{СКВ}}$, м ³	Продол- житель- ность нагнета- ния T , ч
Схема 1	Высоконапорное нагнетание жидкости через скважины, пробуренные из подготовительной горной выработки (конвейерного или вентиляционного штрека)	$l_{\text{Л}} - l_{\text{Г}}$	На 10% менее давления гидроразры- ва угольного пласта, определяет ся по результата м опытного нагнетания	$2l_{\text{Г}}$	10-15	$Q_{\text{СКВ}} = \frac{1,1(l_{\text{СКВ}} + 15)L_{\text{С}}mq\gamma}{1000}$	$\frac{Q_{\text{СКВ}}}{q_{\text{Н}}}$
Схема 2	Высоконапорное нагнетание жидкости через скважины, пробуренные из подготовительных горных выработок (конвейерного и вентиляционного штреков)	$\frac{l_{\text{Л}}}{2} - l_{\text{Г}}$					
Схема 3	Нагнетание жидкости через скважины, пробуренные из очистного забоя	10–30	10-30	Более 5			
Схема 4	Низконапорное нагнетание жидкости через скважины, пробуренные из подготовительной горной выработки (конвейерного или вентиляционного штрека)	$l_{\text{Л}} - l_{\text{Г}}$	1,0-2,0	$2l_{\text{Г}}$	10-15		
Схема 5	Низконапорное нагнетание жидкости через скважины, пробуренные из подготовительных горных выработок (конвейерного и вентиляционного штреков)	$\frac{l_{\text{Л}}}{2} - l_{\text{Г}}$		10-30			

№ схемы	Описание схем	Длина сква- жины $l_{\text{СКВ}}$, м	Давление нагнета- ния $P_{\text{н}}$, МПа	Расстоя- ние между скважи- нами, $L_{\text{с}}$, м	Глубина герметиза- ции $l_{\text{г}}$, м	Количество жидкости на скважину $Q_{\text{СКВ}}$, м ³	Продол- житель- ность нагнета- ния T , ч
Схема 6	Увлажнение очистного блока по мере его подготовки. Бурение скважин с вентиляционного или конвейерного штрека в режиме низконапорного нагнетания жидкости (если $q_{\text{н}} > 1$ л/мин)	$l_{\text{л}} - l_{\text{г}}$		$2l_{\text{г}}$			
Схема 7	Увлажнение очистного блока по мере его подготовки. Бурение скважин с вентиляционного и конвейерного штреков в режиме низконапорного нагнетания жидкости (если $q_{\text{н}} > 1$ л/мин)	$\frac{l_{\text{л}}}{2} - l_{\text{г}}$					
Схема 8	Увлажнение очистного блока по мере его подготовки в режиме высоконапорного нагнетания жидкости насосной установкой. Бурение скважин с вентиляционного или конвейерного штрека.	$l_{\text{л}} - l_{\text{г}}$	На 10% ме- нее давле- ния гидрораз- рыва угольного пласта, определя- ется по результатам опытно- го нагнета- ния				
Схема 9	Увлажнение очистного блока по мере его подготовки в режиме высоконапорного нагнетания жидкости насосной установкой. Бурение скважин с вентиляционного и конвейерного штреков.	$\frac{l_{\text{л}}}{2} - l_{\text{г}}$					
Схема 10	Нагнетание жидкости в скважины для предварительного увлажнения в подготовительном забое	3–20		Не более 4	Не менее 1	$Q_{\text{СКВ}} = \frac{1,1(l_{\text{с}} - l_{\text{г}})S_{\text{вуп}}q_{\text{у}}}{1000}$	