

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

На правах рукописи

БАЛОВЦЕВ Сергей Владимирович

РАЗРАБОТКА МЕТОДОЛОГИИ УПРАВЛЕНИЯ
АЭРОЛОГИЧЕСКИМИ РИСКАМИ В УГОЛЬНЫХ ШАХТАХ

2.10.3 – Безопасность труда

Диссертация на соискание ученой степени доктора технических наук

Научный консультант:

доктор технических наук,
профессор кафедры БЭГП
Скотинцева Ольга Васильевна

Москва – 2024

ОГЛАВЛЕНИЕ

ВВЕДЕНИЕ	6
1. СОВРЕМЕННОЕ СОСТОЯНИЕ ПРОБЛЕМЫ АЭРОЛОГИЧЕСКОЙ БЕЗОПАСНОСТИ В УГОЛЬНЫХ ШАХТАХ. ЦЕЛЬ И ЗАДАЧИ ИССЛЕДОВАНИЙ	13
1.1. Анализ текущего состояния и развития горнодобывающей промышленности Российской Федерации.....	13
1.2. Анализ аварийности и травматизма на угольных шахтах Российской Федерации.....	18
1.3. Анализ состояния вентиляции угольных шахт Российской Федерации.....	36
1.4. Характеристика современного уровня развития способов и средств обеспечения аэрологической безопасности в угольных шахтах.....	43
Выводы, цель и задачи исследований.....	50
2. ИССЛЕДОВАНИЕ И ОЦЕНКА ВЗРЫВООПАСНОСТИ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ СИСТЕМ УГОЛЬНЫХ ШАХТ	54
2.1. Источники пылеобразования и газовойделения в угольных шахтах.....	54
2.2. Причины и механизм образования пылегазоопасных зон в выемочных участках при существующих схемах проветривания.....	62
2.3. Анализ влияния сорбированных тяжелых углеводородов на взрывоопасность технологических систем.....	66
2.4. Исследование закономерностей формирования аэрологических рисков в угольных шахтах.....	68
2.5. Основные закономерности снижения аэрологических рисков в угольных шахтах.....	76
Выводы.....	79

3. МЕТОДОЛОГИЯ ОЦЕНКИ И СНИЖЕНИЯ АЭРОЛОГИЧЕСКИХ РИСКОВ АВАРИЙ В УГОЛЬНЫХ ШАХТАХ.....	81
3.1. Методологический подход к оценке и управлению аэрологическими рисками аварий в угольных шахтах.....	81
3.2. Причинно-следственные связи горнотехнических, горно- геологических и организационных факторов при формировании аэрологических рисков аварий.....	84
3.3. Внешняя и внутренняя иерархические структуры аэрологических рисков аварий в шахтах, крыльях шахт, выемочных участках и подготовительных выработках.....	90
3.4. Критерии опасности и уязвимости вентиляции выемочных участков, подготовительных выработок, крыльев шахт, шахт..	98
Выводы.....	105
4. МЕТОДИКА ОЦЕНКИ И СНИЖЕНИЯ АЭРОЛОГИЧЕСКИХ РИСКОВ АВАРИЙ В ШАХТАХ, КРЫЛЬЯХ ШАХТ, НА ВЫЕМОЧНЫХ УЧАСТКАХ И В ПОДГОТОВИТЕЛЬНЫХ ВЫРАБОТКАХ.....	107
4.1. Аэрологический риск I ранга по взрывам метана и угольной пыли.....	107
4.1.1. Формулы расчета.....	107
4.1.2. Алгоритм снижения рисков I ранга.....	111
4.2. Аэрологический риск II ранга по взрывам метана и угольной пыли.....	111
4.2.1. Формулы расчета.....	111
4.2.2. Алгоритм снижения рисков II ранга.....	116
4.3. Аэрологический риск III ранга по взрывам метана и угольной пыли.....	118
4.3.1. Формулы расчета.....	118

4.3.2. Алгоритм снижения рисков III ранга.....	126
Выводы.....	129
5. ДОПОЛНИТЕЛЬНЫЕ АЭРОЛОГИЧЕСКИЕ РИСКИ АВАРИЙ НА ВЫЕМОЧНЫХ УЧАСТКАХ И ПОДГОТОВИТЕЛЬНЫХ ВЫРАБОТКАХ, МЕТОДИКА ОЦЕНКИ ДОПОЛНИТЕЛЬНЫХ АЭРОЛОГИЧЕСКИХ РИСКОВ.....	131
5.1. Риск аварий, возникающий под влиянием тяжелых углеводородов.....	131
5.1.1. Выемочные участки.....	131
5.1.2. Подготовительные выработки.....	134
5.2. Оценка рисков загазирования выработок на выемочном участке.....	135
5.3. Риск аэродинамического старения выработок.....	144
5.4. Риск повторного использования выработок.....	148
5.5. Обобщенный показатель прогнозного значения аэрологических рисков шахт.....	154
Выводы.....	175
6. РАНЖИРОВАНИЕ УГОЛЬНЫХ ШАХТ ПО СТЕПЕНИ АЭРОЛОГИЧЕСКОГО РИСКА.....	177
6.1. Оценка влияния фоновых и системных факторов на форми- рование степеней аэрологического риска I, II и III рангов.....	177
6.2. Технология обработки угольного пласта газонаполненными растворами поверхностно-активных веществ.....	185
6.3. Выбор объектов и условия проведения оценки аэрологических рисков I, II и III рангов, риска аварий, возникающих под влиянием тяжелых углеводородов, обобщенного показателя прогнозного значения аэрологических рисков.....	188
Выводы.....	196

ЗАКЛЮЧЕНИЕ	199
СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ	204
ПРИЛОЖЕНИЕ 1. МЕТОДИКА ОЦЕНКИ И СНИЖЕНИЯ АЭРОЛОГИЧЕСКИХ РИСКОВ В УГОЛЬНЫХ ШАХТАХ	236
ПРИЛОЖЕНИЕ 2. Акты внедрения	292

ВВЕДЕНИЕ

Актуальность работы. В утвержденной в 2020 г. программе развития угольной промышленности России до 2035 г. предусмотрен рост добычи угля в стране к 2030 г. до 476 млн т в консервативном сценарии и до 659 млн т – в оптимистичном. Основными ориентирами энергетической стратегии России на период до 2035 года должны стать энергетическая безопасность, экономическая эффективность и устойчивое развитие энергетики.

Рост концентрации и интенсификации производственных процессов при подземной добыче угля за счет применения высокопроизводительной техники и технологий сопровождается постоянным увеличением глубины горных работ, приводящим к учащению проявлений природных опасностей в шахтах, среди которых особое место по катастрофичности последствий и экономическому ущербу занимают газовая и пылевая опасности, пожары, внезапные выбросы угля и газа. Масштабные катастрофы в высокопроизводительных угольных шахтах за последние годы в результате взрывов метанопылевоздушных смесей привели к необходимости включения в существующую концепцию обеспечения взрывобезопасности горных работ риск-ориентированного подхода к обеспечению аэрологической безопасности, особенно на шахтах, отработывающих высокогазоносные угольные пласты, опасные по взрывам пыли.

В решении проблемы обеспечения аэрологической безопасности таких шахт остаются неопределенными взаимозависимости влияния факторов природных опасностей и системных технико-технологических факторов горного производства (нагрузок на очистной забой, абсолютной газообильности шахт и участков, скоростей подвигания очистных и подготовительных забоев и др.) на закономерности возникновения аэрологических рисков на выемочных участках, в подготовительных выработках, в крыльях шахты и шахты в целом.

В связи с вышеизложенным проблема повышения аэрологической безопасности угольных шахт путем комплексной оценки, прогнозирования и снижения аэрологических рисков аварий, соответствующих уровням иерархической структуры шахты, является актуальной научной задачей, имеющей важное народнохозяйственное значение.

Целью работы является разработка методологии оценки, прогноза и снижения аэрологических рисков аварий путем ранжирования рисков по уровням иерархии технологической структуры шахты, основанной на вероятностно-аналитическом подходе к оценке рисков, позволяющем оценить эффективность технических мероприятий, направленных на повышение уровня безопасности ведения горных работ, и выбрать оптимальную стратегию их практической реализации.

Идея работы состоит в том, что для оценки аэрологических рисков используются показатели реализации аварий и экспертные оценки опасности горно-геологических и технологических условий угледобычи и уязвимости схем и способов вентиляции объектов всех уровней технологической иерархии шахты в зависимости от их аэродинамических параметров.

Научные положения, разработанные лично соискателем:

1. Всю совокупность аэрологических рисков аварий в угольных шахтах можно представить как декомпозированную систему аэрологических рисков трех рангов (I, II, III). Аэрологические риски I ранга охватывают всю шахту, аэрологические риски II ранга охватывают пласты, крылья, залежи; аэрологические риски III ранга охватывают отдельные добычные или подготовительные участки. При этом отдельные виды рисков занимают строго определенные места в иерархической структуре аэрологических рисков аварий в угольной шахте.

2. Оценка аэрологического риска аварий I, II, III рангов включает фоновую составляющую, зависящую от природных характеристик разрабатываемых пластов, определяемую с учетом газоносности, фильтрационно-коллекторских свойств, пылеобразующей способности, прочностных

характеристик пласта, вмещающих пород и наличия тяжелых углеводородов в остаточных газах углей и угольной пыли, и системную составляющую, определяемую технологическими параметрами системы, зависящими от газообильности, нагрузки на очистной забой, скорости подвигания лавы и подготовительного забоя, от уязвимости схемы проветривания выемочного участка, подготовительной выработки, крыла шахты и шахты в целом).

3. Для шахт 3-ей категории и выше рассчитывается обобщенный показатель прогнозного значения аэрологического риска на выемочных участках, учитывающий влияние на риск таких факторов, как склонность угольных пластов к самовозгоранию и горным ударам, применение различных способов управления метановыделением, что позволит количественно оценить эффективность технологических мероприятий и выбрать оптимальную стратегию по снижению аэрологического риска на выемочном участке.

4. Алгоритмическое обеспечение расчетов по оценке и снижению аэрологических рисков аварий на выемочных участках, в подготовительных выработках, пластах, горизонтах или крыльях шахт и на шахтах в целом основывается на внешней и внутренней иерархических структурах аэрологического риска; внешняя структура I, II, III рангов соответствует технологической функциональной структуре шахты; внутренняя иерархическая структура рисков каждого ранга представляет собой открытый граф («дерево отказов»), учитывающий причинно-следственные связи горнотехнических, горно-геологических и организационных факторов, приводящих к отказам вентиляции объектов ранга.

5. Ранжирование угольных шахт по I, II, III рангам аэрологических рисков и дифференцированная оценка аэрологического риска по дополнительным факторам опасности аварий на выемочных участках, таким, как риск взрыва метана и угольной пыли, риск загазирования, риск влияния тяжелых углеводородов, риск влияния повторного использования выработок, позволяет выявить шахты с низким уровнем аэрологической безопасности и для каждой шахты на основе расчета обобщенного показателя прогнозного

значения аэрологического риска определить направления технических, технологических и организационно-технических мероприятий по повышению аэрологической безопасности.

Обоснованность и достоверность научных положений, выводов и рекомендаций подтверждаются:

соответствием методологии управления аэрологическими рисками в угольных шахтах принципам моделирования сложных систем;

применением апробированного вероятностно-аналитического метода для нахождения функции состояния вентиляционной системы шахты и отдельных ее подсистем;

достаточным объемом и представительностью статистической выборки, высокими значениями показателей тесноты статистической связи в полученных уравнениях регрессии (коэффициент корреляции не ниже 0,9);

высокими значениями коэффициента конкордации ($W=0,69-0,78$) при оценке согласия мнений экспертов в установлении коэффициентов значимости показателей опасности горно-геологических и горнотехнических факторов и уязвимости схем и способов вентиляции.

Научная новизна работы заключается в следующем:

– разработана методология оценки и снижения аэрологических рисков в угольных шахтах, основанная на ранжировании угольных шахт по I, II, III рангам аэрологических рисков и дифференцированная оценка аэрологического риска по дополнительным факторам опасности аварий на выемочных участках;

– впервые получена классификация рисков по их рангам и видам, позволяющая осуществлять управление безопасностью шахты по уровням ее технологической иерархии как сверху вниз, так и снизу вверх;

– установлены критерии опасности горно-геологических и горнотехнических факторов и уязвимости схем и способов вентиляции на уровне выемочных участков, подготовительных выработок, крыльев шахты и шахты в целом;

– обоснован метод оценки аэрологических рисков, основанный на полученных зависимостях аэрологического риска от газообильности выемочного участка и пылеобразующей способности угольного пласта, включающий оценку рисков аварий на выемочных участках, в подготовительных выработках, в крыльях шахты и в шахте в целом, оценку рисков аварий, возникающих под влиянием тяжелых углеводородов, обобщенный показатель прогнозного значения аэрологического риска, оценку риска загазирования участка, риска загазирования при повторном использовании выработок (применение метода позволит повысить безопасность угольных шахт).

Научное значение работы заключается в теоретическом и экспериментальном обосновании методологии оценки, прогноза и снижения аэрологических рисков аварий путем декомпозиции рисков по иерархическим уровням, включающим риски аварий, оцениваемым на основе установленных зависимостей реализации рисков, связанных с газообильностью очистного забоя, взрывчатостью угольной пыли, содержанием тяжелых углеводородов в остаточных газах угольных пластов и отложившейся пыли, пылеобразующей способности разрабатываемого пласта и степени уязвимости схемы вентиляции участка, подготовительной выработки, крыла шахты и шахты в целом, что позволит предотвратить и минимизировать последствия чрезвычайных ситуаций на высокогазообильных угольных шахтах, разрабатывающих пласты, опасные по взрывам пыли.

Практическая значимость исследований – на основе полученных результатов разработана инженерная методика прогноза и снижения аэрологических рисков, которая может использоваться как при проектировании новых предприятий, так и для текущего планирования развития горных работ на действующих шахтах. Ранжирование шахт и их технологических участков в зависимости от аэрологических рисков позволяет выявлять шахты и их элементы с низким уровнем аэрологической безопасности и на основе расчета обобщенного показателя прогнозного значения аэрологического риска с высокой избирательностью управлять

рисками аварий путем разработки соответствующих технических, технологических и организационно-технических мероприятий по повышению аэрологической безопасности.

Реализация работы. Результаты исследований и рекомендации использованы при: разработке технических решений по повышению аэрологической безопасности угольных шахт, оценке влияния принимаемых технических решений на степень аэрологических рисков на угольных шахтах АО «СУЭК-Кузбасс»; оценке аэрологической безопасности действующих угольных шахт, проводимой Автономной некоммерческой организацией дополнительного профессионального образования «Институт промышленной безопасности»; разработке обоснования безопасности угольных шахт ООО Проектная Группа «ПРОМЭКС»; реализации программ дополнительного профессионального образования ООО «Группа компаний Безопасность».

Апробация работы. Основное содержание и отдельные положения работы докладывались на научных симпозиумах «Неделя горняка» (2014, 2015, 2016, 2017, 2018, 2019, 2020, 2021, 2024); на научных семинарах кафедры «Безопасность, и экология горного производства» (НИТУ МИСИС, 2014 – 2024 гг.).

Публикации. По материалам диссертации опубликована 31 научная работа (в том числе 29 в изданиях, рекомендованных ВАК Минобрнауки России, из которых 17 в изданиях, индексируемых в Scopus).

Структура и объем диссертации. Диссертация состоит из введения, 6 глав, заключения; содержит 47 таблиц, 35 рисунков, список литературы из 256 наименований и 2 приложения.

Автор выражает благодарность научному консультанту д.т.н., проф. О.В. Скопинцевой, зав. каф. «Безопасность и экология горного производства», д.т.н., проф. К.С. Коликову, д.т.н., проф. Н.О. Калединой; проректору, д.т.н., проф. Петрову В.Л., д.т.н., проф. Е.Ю. Куликовой, начальнику отдела организации надзорных мероприятий Ростехнадзора Т.В. Стульской и всем

сотрудникам кафедр «Безопасность и экология горного производства» и «Техносферная безопасность» за содействие при выполнении работы.

1. СОВРЕМЕННОЕ СОСТОЯНИЕ ПРОБЛЕМЫ АЭРОЛОГИЧЕСКОЙ БЕЗОПАСНОСТИ В УГОЛЬНЫХ ШАХТАХ. ЦЕЛЬ И ЗАДАЧИ ИССЛЕДОВАНИЙ

1.1. Анализ текущего состояния и развития горнодобывающей промышленности Российской Федерации

За последние годы на высокопроизводительных шахтах России происходили катастрофические взрывы метана и угольной пыли, сопровождавшиеся экзогенными пожарами: шахта им. Шевякова (Кузбасс, 1992 г.), «Воркутинская» (Печорский бассейн, 1995 г.), «Баренцбург» (о. Шпицберген, 1996 г.), «Зыряновская» (Кузбасс, 1997 г.), «Центральная» (Печорский бассейн, 1998 г.), «Юбилейная» (Кузбасс, 2007 г.), «Ульяновская» (Кузбасс, 2007 г.), «Распадская» (Кузбасс, 2010 г.), «Северная» (Печорский бассейн, 2016 г.), «Листвяжная» (Кузбасс, 2021 г.) и др. [20, 44-46, 61, 114]. В авариях реализовывалось несколько опасных факторов: газ, пыль и пожар, тогда как в системе профилактики взрывов основной акцент был сделан на метан.

На стадиях эксплуатации, реконструкции или технического перевооружения угольной шахты рекомендуется решать следующие задачи управления риском аварий: уточнение данных об основных опасностях возникновения аварий по горно-геологическим и горнотехническим факторам угледобычи; проведение оценки риска возникновения аварий по основным иерархическим уровням шахты (на выемочных участках, в подготовительных выработках, в крыльях шахты и шахты в целом); расчет прогнозного значения риска аварии с учетом эффективности применяемых технологических мероприятий по предотвращению или уменьшению опасного проявления горно-геологических или горнотехнических факторов.

Основоположником научной школы рудничной аэрологии является выдающийся ученый – академик А.А. Скочинский. В области исследования осредненного движения воздуха в горных выработках можно считать решенными вопросы аэродинамического сопротивления (работы Ф.А. Абрамова, В.Н. Воронина, Л.Д. Ворониной, В.Б. Комарова, А.И. Ксенофонтовой, П.И.

Мустеля и др.). Процессы диффузии газов в выработках и выработанных пространствах исследовались Ф.А. Абрамовым, А.И. Бобровым, В.А. Бойко, В.Н. Ворониным, Н.О. Калединой, А.И. Ксенофоновой А.И. Медведевым, И.М. Местером, Л.А. Пучковым, В.В. Скобуновым, Р.Б. Тяном, Н.И. Устиновым, С.С. Кобылкиным, П. Бэкке и др.

Теория и практика исследования фильтрационных движений в шахтах получили достаточно большое развитие в работах Н.М. Качурина, Ф.С. Клебанова, А.Ф. Милетича, М.А. Патрушева, И.М. Печука, К.З. Ушакова, С.Г. Гендлера и др. Решением проблем слоевых скоплений метана занимались А. И. Бобров, А.Л. Сурков, К.З. Ушаков, М.А. Фролов, С.Дж. Лич, Д.С. Тернер, Т. Х. Эллисон и др.

Современные представления о газодинамических процессах в угленосной толще обоснованы и развиты в трудах А.Т. Айруни, С.К. Баймухаметова, Ю.Ф. Васючкова, А.В. Джигрина, В.С. Забурдяева, Г.Д. Лидина, К.С. Коликова, В.Н. Королевой, Е.В. Мазаника, В.А. Малашкиной, Н.Г. Матвиенко, В.В. Мельника, В.И. Мурашова, В.Н. Пузырева, А.Д. Рубана, К.Н. Трубецкого, Н.В. Ножкина, И.В. Сергеева, С.В. Сластунова, Б.Д. Терентьева, В.В. Ходота, И.Л. Эттингера, С.А. Ярунина и др.

Решением проблем борьбы с пылью в угольных шахтах занимались ученые: А.С. Бурчаков, В.Н. Воронин, Л.Д. Воронина, Н.Ф. Гращенков, Г.С. Гродель, В.И. Дремов, С.Ю. Ерохин, В.П. Журавлев, Г.С. Забурдяев, И.Г. Ищук, Е.И. Кабанов, Г.И. Коршунов, А.С. Кобылкин, А.В. Корнев, Б.Ф. Кирин, В.В. Кудряшов, Л.Я. Лихачев, М.И. Нецепляев, Е.И. Онтин, Г.Е. Панов, А.Е. Пережилов, П.М. Петрухин, С.Н. Подображин, Г.А. Поздняков, С.Б. Романченко, В.А. Родионов, О.В. Скопинцева, В.В. Ткачев, А.А. Трубицын, А.В. Трубицын, Н.В. Трубицына, М.И. Феськов, М.А. Фролов, М.К. Шуринова, В. Кортней, Л. Манделл, Р. Сальман, В.Дж. Томас и др.

Проблемам обеспечения надежной и эффективной вентиляции шахт посвящены работы А.Т. Айруни, И.И. Босикова, Л.А. Бахвалова, А.С. Бурчакова, А.В. Зайцева, Н.О. Калединой, Н.В. Карнауха, Ф.С. Клебанова, Р.В.

Клюева, И.Е. Колесниченко, А.Г. Лепихова, Н.Г. Матвиенко, М.А. Патрушева, Л.А. Пучкова, О.В. Скопинцевой, Б.Д. Терентьева, Н.И. Устинова, К.З. Ушакова, В.К. Ушакова, А.Э. Филина, В.М. Шека и др.

Вопросы управления риском возникновения травм и аварий рассмотрены в работах В.Б. Артемьева, Н.И. Абрамкина, В.В. Агафонова, П.Г. Белова, С.Н. Гончаренко, А.И. Гражданкина, А.В. Измалкова, Е.А. Колесниченко, Д.С. Конюхова, А.В. Корчака, Е.Ю. Куликовой, Ф.С. Клебанова, В.П. Лавцевича, А.М. Меркуловой, Г.М. Мутанова, А.С. Оганесян, А.А. Форсюка и других исследователей. Вопросы, связанные с оценкой влияния человеческого фактора, активно исследовались В.П. Баскаковым, В.А. Галкиным, И.Л. Кравчуком, А.К. Логиновым, В.Л. Могилатом, М.А. Котиком, А.В. Фомочкиным, О.В. Виноградовой и др.

Приведем динамику добычи угля в России (рис. 1.1) [105, 113, 114, 124].

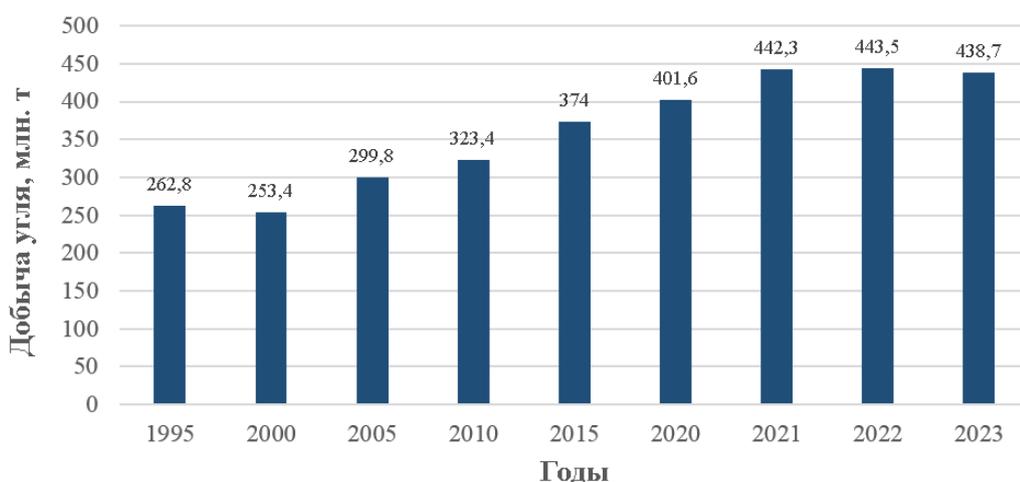


Рисунок 1.1 – Динамика добычи угля в России

Одним из направлений реструктуризации угольной промышленности являлась последовательная ликвидация особо травмоопасных, убыточных и неперспективных шахт и разрезов (с 1994 года добычу угля прекратили более 190 производственных единиц), еще одним направлением было увеличение производительности труда на действующих предприятиях. Несмотря на некоторые положительные результаты в ходе реализации государственной программы (снижение аварийности и производственного травматизма, как в

абсолютных, так и в относительных единицах), противоаварийная устойчивость угольных предприятий находится на низком уровне [14, 36, 105, 113, 114].

В годы реструктуризации угольной промышленности наблюдалось снижение объемов добываемого угля. Начиная с 1999 года, спрос на угольное топливо возрастает, и объемы добычи постепенно увеличиваются (рис. 1.2).

Эксплуатация высокопроизводительных средств механизации очистных работ позволила увеличить годовую производительность до 438,7 млн т (рис. 1.2) при одновременном троекратном снижении количества действующих комплексно-механизированных забоев со 162 ед. в 2001 г. до 52 ед. в 2019 г. (рис. 1.3). Среднесуточная нагрузка на комплексно-механизированный забой при этом увеличилась втрое: с 1509 т в 2001 г. до 4751 т в 2023 г. (рис. 1.4).

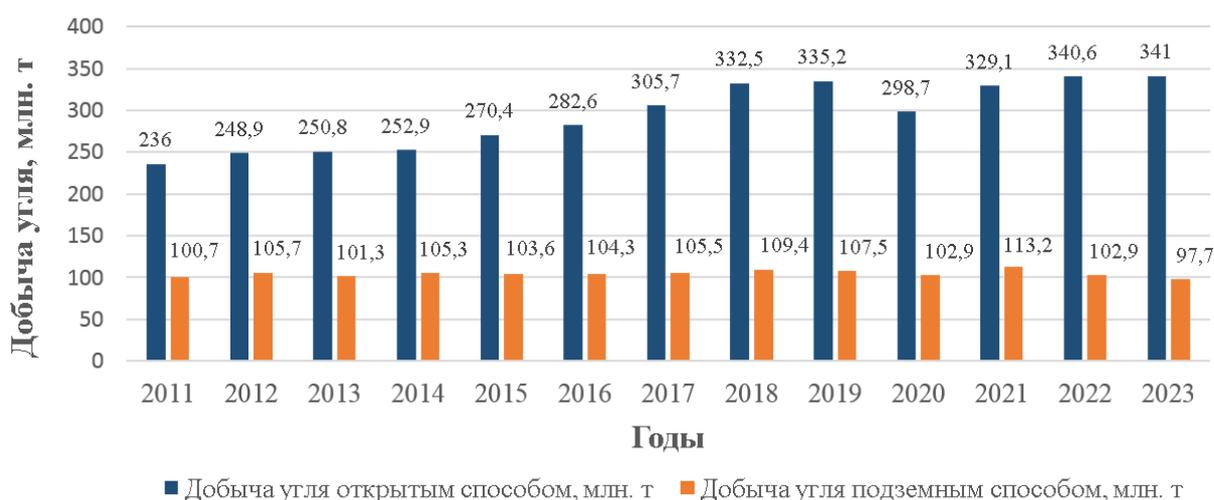


Рисунок 1.2 – Динамика добычи угля в России по способам добычи

В 2023 г. на таких шахтах, как «им. В.Д. Ялевского» нагрузка достигла более 20000 т/сут., на шахтах им. С.М. Кирова и «Галдинская-Западная-2» нагрузка на очистной забой достигает более 13000 т/сут., протяженность подготовительных выработок достигла 365,7 км [105]. Полная себестоимость добычи 1 т угля составила 4421,02 руб., среднемесячная заработная плата одного работника возросла на 15% по сравнению с 2022 годом и составила 102571,1 руб. [71, 105]. На протяжении последних нескольких лет спрос на угольное топливо возрастает, и объемы добычи увеличиваются.

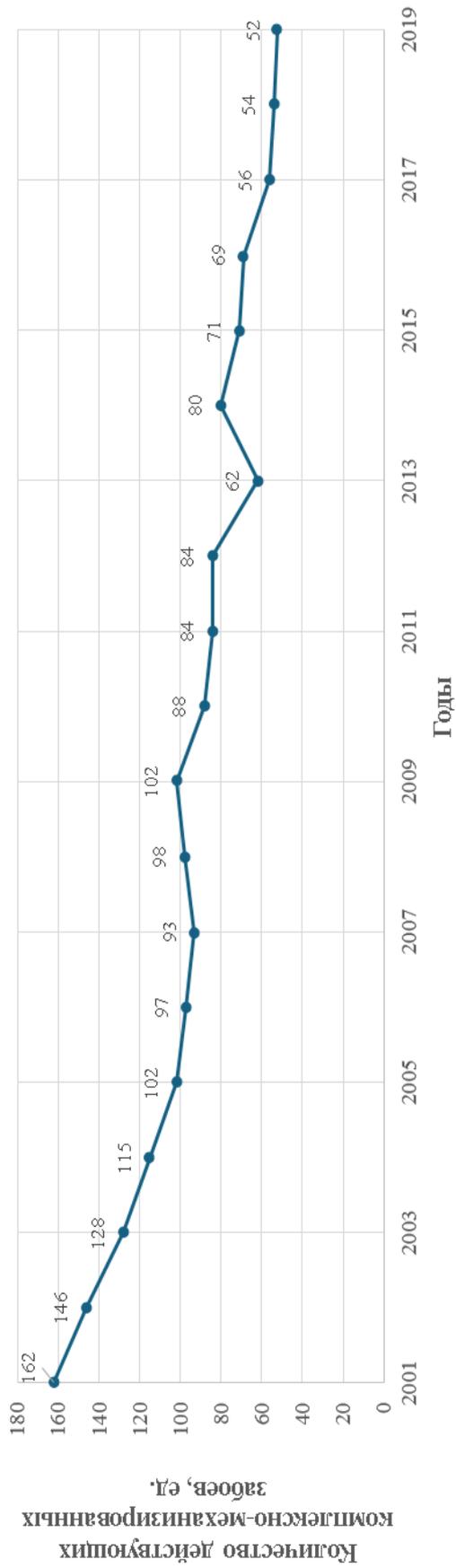


Рисунок 1.3 – Динамика количества комплексно-механизированных забоев

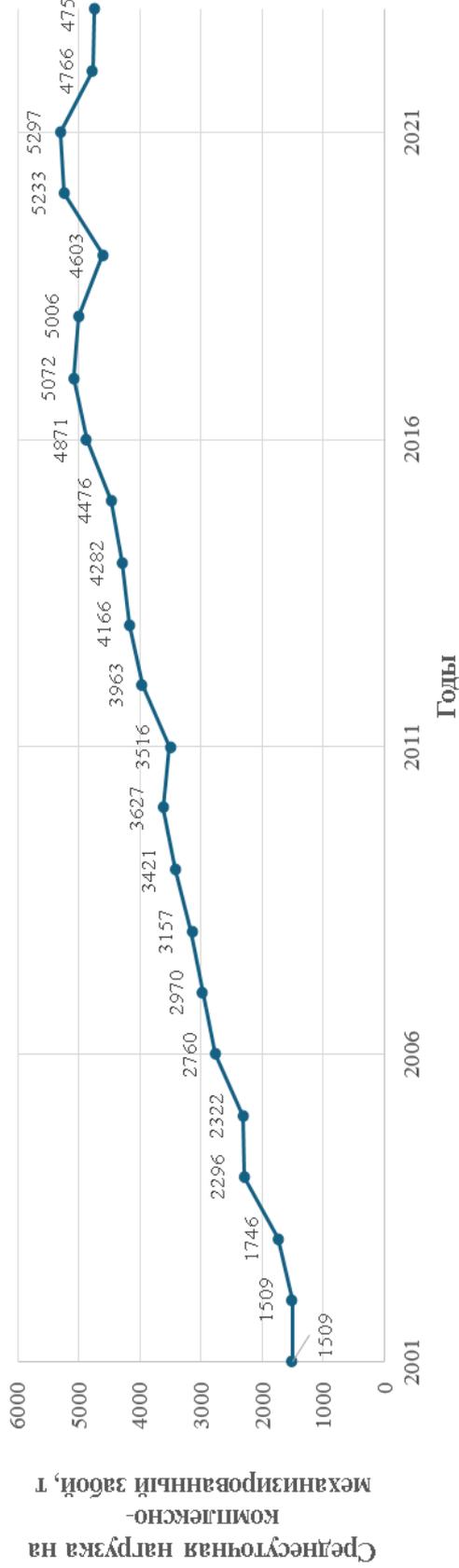


Рисунок 1.4 – Динамика среднесуточной нагрузки на комплексно-механизированный забой

1.2. Анализ аварийности и производственного травматизма на угольных шахтах Российской Федерации

Согласно докладам Федеральной службы по экологическому, технологическому и атомному надзору о состоянии промышленной безопасности опасных производственных объектов, статистическим материалам ФГУП «Военизированная горноспасательная часть» аварийность и травматизм в угольной промышленности в подавляющем большинстве относится к подземному способу добычи угля [6, 23, 27, 46]. Доля смертельного травматизма в шахтах составляет до 87% от общего количества случаев, на открытых работах – менее 10%, на поверхности шахт и обогатительных фабрик – около 3% [23, 105].

Наблюдается скачкообразная тенденция динамики смертельного травматизма, проявляющаяся в том, что с частотой один раз в три года появляются пики по количеству смертельно травмированных человек (рис. 1.4). Большое количество одновременно смертельно травмированных горнорабочих может свидетельствовать о том, что произошедшие аварии связаны с аэрологическими факторами. Эта закономерность позволяет прогнозировать время возникновения следующих крупных аварий [46].

Анализ динамики добычи угля на шахтах Российской Федерации, аварийности и травматизма со смертельным исходом за период с 2001 по 2023 гг. показывает, что добыча угля в среднем возросла за этот период почти в 2 раза, число аварий при этом снизилось в 3,3 раза, количество смертельно травмированных работников уменьшилось в 4,73 раза (рис. 1.5) [19, 23, 46]. При этом отношение количества максимально травмированных работников в первые 5 лет к среднему их количеству за этот период равно 1,37. Аналогичное число за последние 5 лет больше этого значения за первые 5 лет в 1,6 раза и составляет 2,21, т.е. при общем снижении аварийности и производственного травматизма за два последних десятилетия на угольных шахтах аварии с единовременной гибелью большого числа работников шахт продолжают происходить с определенной периодичностью систематически, что требует

концентрации научных и производственных усилий на оценке, прогнозировании и снижении аэрологических рисков аварий в угольных шахтах.

Среднее значение удельного показателя смертельного травматизма за первые 5 лет последнего двадцатилетнего периода составляет 0,4 чел./млн т (рис. 1.6). За последние 5 лет этого же периода среднее значение удельного показателя смертельного травматизма снизилось почти в 10 раз и составило 0,05 чел./млн т. Максимальное значение этого показателя за последние 5 лет составило 0,15 чел./млн т и относится к 2021 г., когда произошла авария на шахте «Листвяжная» в результате взрыва метана и угольной пыли.

Анализ данных (рис. 1.7) показывает, что по видам аварий в среднем в год происходит 8,4 обрушений пород, 4,17 взрывов метана и угольной пыли, вспышек и воспламенений метана, 0,74 внезапных выбросов угля, породы и газа, горных ударов.

По видам пожаров в угольных шахтах, произошедших за последние два десятилетия (рис. 1.8), частота экзогенных пожаров составила 41,17%; частота эндогенных пожаров – 58,83%. Суммирование данных рис.1.7 и 1.8 дают следующее распределение причин для: обрушений – 45,7%; взрывов метана и угольной пыли – 20,7%; пожаров – 29,77%; внезапных выбросов – 3,84%.

Несмотря на снижение общего числа аварий, катастрофические аварии по аэрологическим факторам продолжают периодически происходить, о чем свидетельствуют пиковые значения смертельно травмированных работников: за последние годы это шахта «Северная» (2016 г.), шахта «Листвяжная» (2021 г.). При этом в общей тенденции снижения количества аварий и смертельного травматизма превышение пиковых значений смертельно травмированных работников по сравнению со средним значением за последние годы увеличилось, и составляет 3,2 раза по сравнению с аналогичным значением, равным 2,5 раза, в начале двадцатилетнего анализируемого временного периода.

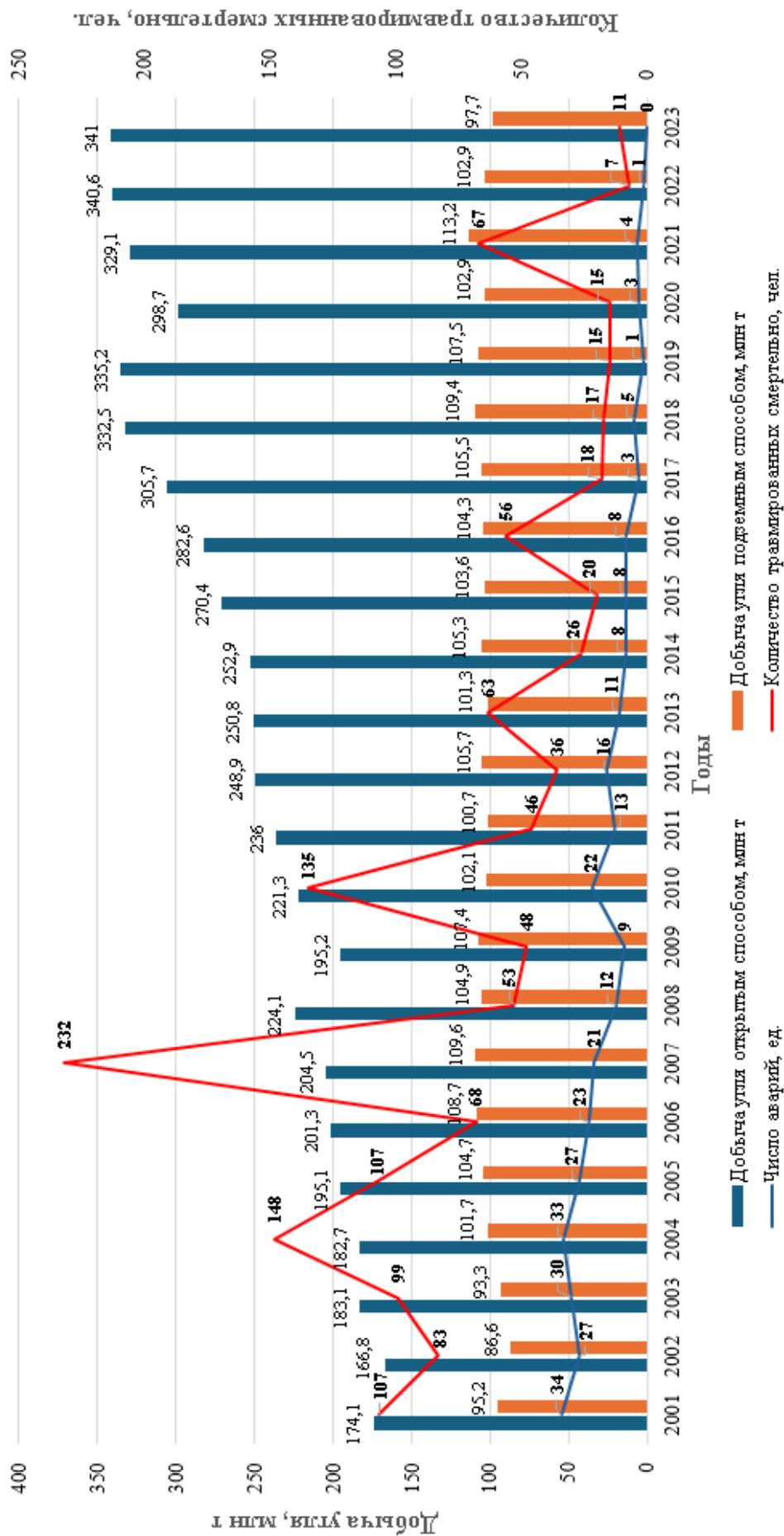


Рисунок 1.5 – Динамика объемов добычи угля, смертельного травматизма и аварийности

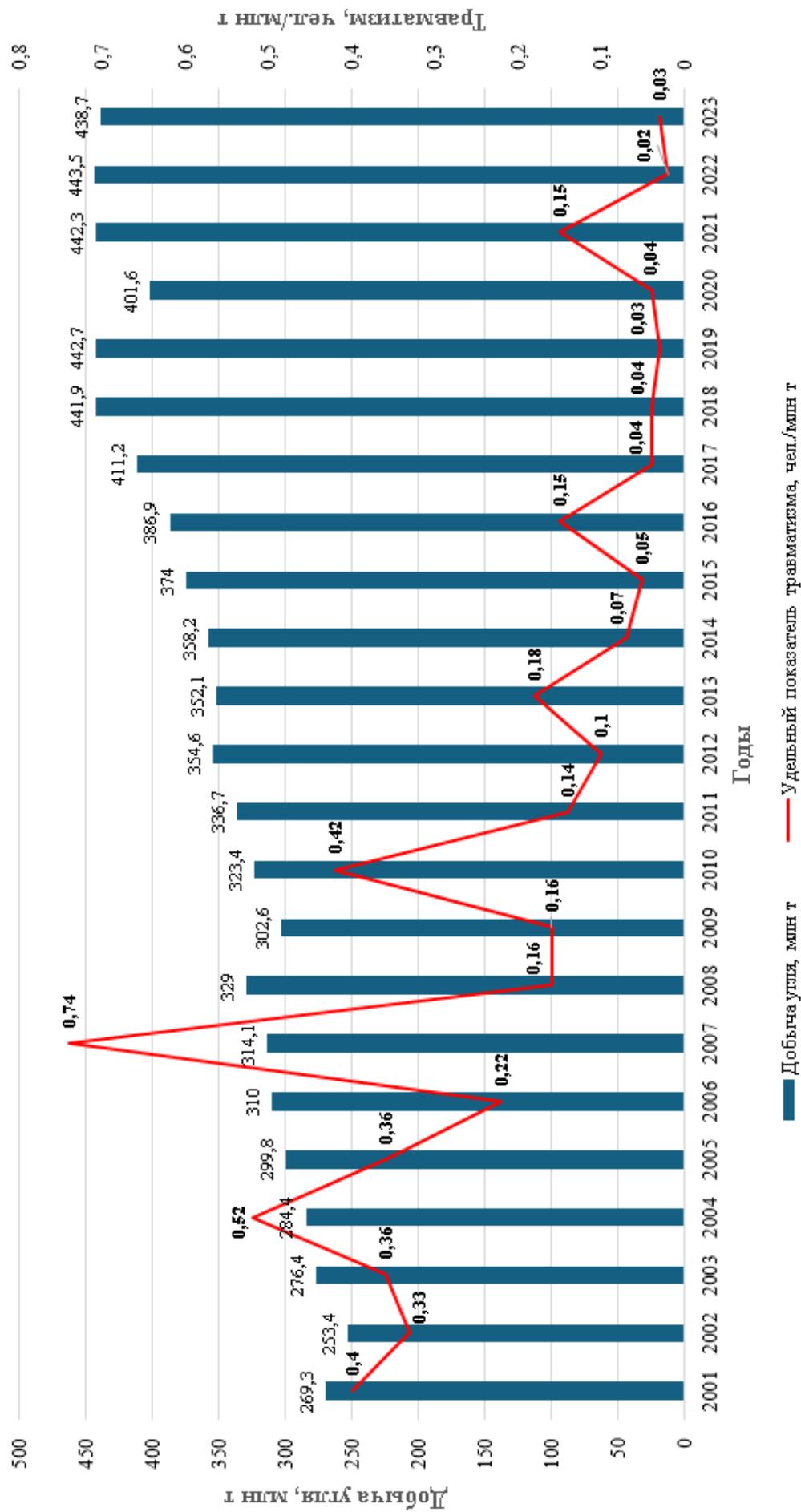


Рисунок 1.6 – Динамика объемов добычи угля, удельного показателя травматизма

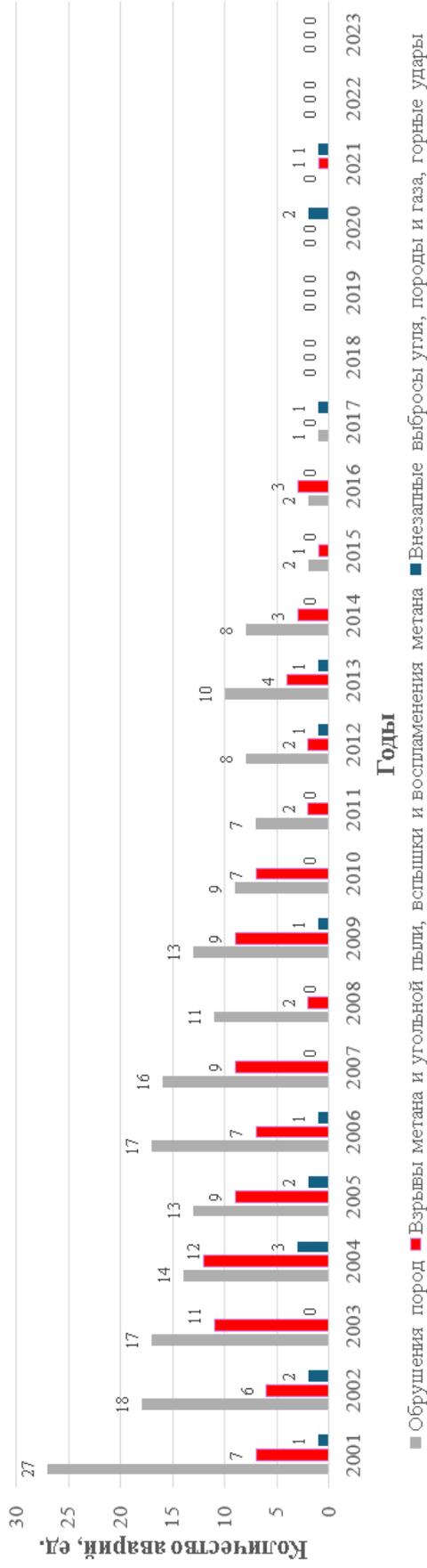


Рисунок 1.7 – Динамика обрушений пород, взрывов метана и угольной пыли, вспышек и воспламенений метана, внезапных выбросов угля, породы и газа, горных ударов на угольных шахтах



Рисунок 1.8 – Динамика эндогенных и экзогенных пожаров на угольных шахтах

Это свидетельствует о необходимости системного и комплексного подхода к обеспечению аэрологической безопасности угольных шахт [13, 21, 24, 27], базирующегося на методологии оценки и снижения аэрологических рисков в угольных шахтах [16].

Снижение уровня травматизма и количества аварий обусловлено тем, что, во-первых, на законодательном уровне был изменен перечень аварий, которые принимаются к учёту официальной статистикой. Во-вторых, после реструктуризации угольной промышленности были закрыты наиболее опасные и нерентабельные шахты, так, количество угольных шахт сократилось с 238 в 1991 году до 93 в 2020 году и до 54 – в 2023 году.

Проводимые мероприятия на угледобывающих предприятиях, усиление производственного контроля и внедряемые системы управления промышленной безопасностью позволили снизить уровень аварийности и смертельного травматизма в угольной промышленности. В результате величина удельного показателя смертельного травматизма, определяемого как количество травмированных шахтеров со смертельным исходом на 1 млн. тонн добытого угля в 2023 году составляет 0,03 чел./млн т. Данные значения соответствует показателям в развитых угледобывающих странах, так, по данным Минэнерго РФ удельный показатель смертельного травматизма составляет в США – 0,02; в Австралии – 0,03; в ЮАР – 0,035; в Китае – 0,25 [105].

К числу наиболее распространенных аварий, наносящих отрасли наибольший материальный ущерб и сопровождающихся максимальным риском для жизни и здоровья горнорабочих, относятся взрывы метана и угольной пыли (рис. 1.7) и подземные пожары (рис. 1.8). Анализ статистических данных показывает, что ежегодно в Кузбассе происходит от 2 до 12 вспышек газа и пыли (принятых к учету), в том числе взрывов [6, 23, 105].

Всего с 2001 по 2023 гг. зафиксировано 136 пожаров. По состоянию на 2019 г. и на начало 2024 г. был зарегистрирован только один эндогенный пожар – в 2021 г. (рис. 1.8).

Распределение аварий на угольных шахтах России по их видам за последние пять лет (рис 1.7 и рис. 1.8) показывает определённую стабильность по таким авариям, как обрушения и пожары. Однако обрушения на угольных шахтах по-прежнему остаются одним из основных видов аварий, несмотря на внедрение передовых технологий добычи угля и использование высокотехнологичного горно-шахтного оборудования, а также современных форм организации труда и повышения производственной дисциплины. Ликвидация последствий обрушений с каждым годом становится все более трудоёмкой и сложной, так как ухудшаются горнотехнические условия шахт по мере перехода к отработке более глубоких горизонтов. Обрушения также могут привести к нарушениям проветривания, т.е. косвенно оказывают влияние на состояние аэрологической безопасности [13].

Основными рисками при добыче угля по-прежнему остаются возможность образования взрывоопасной концентрации метана и наличие взрывоопасной угольной пыли. Поэтому угледобывающим компаниям необходимо уделять особое внимание аэрологической безопасности.

Недостаточные объёмы капитальных вложений в развитие шахт приводят к вынужденному и зачастую небезопасному изменению технологии ведения горных работ, изменению режимов эксплуатации производств и объектов повышенной опасности, что создает условия для возникновения аварийных ситуаций. Производственный травматизм в угольной отрасли остается наиболее высоким по сравнению с любой другой отраслью промышленности [8, 19, 58, 107].

Статистические показатели аварийности и травматизма являются основным объективным фактором, отражающим состояние промышленной безопасности. Сведения о травматизме включают в себя число смертельно травмированных работников в единичных и групповых несчастных случаях, ежегодное число аварий и ряд других показателей [8, 19, 58, 159].

Приведем некоторые организационно-технические причины аварий и инцидентов за 2014 – 2023 гг.

2014 г. – ООО «Шахта им. Дзержинского». В изолированном пространстве откаточного штрека пласта Садового с квершлага № 66 горизонта +20м и пласта Двойного с квершлага №72 горизонта +20м произошел взрыв метановоздушной смеси. Основные причины [27]:

- накопление метана взрывоопасной концентрации у изолирующей перемычки и создание взрывоопасной концентрации за перемычкой № 1947а, установленной на полевом штреке пласта Садового с квершлага № 66, из-за некачественного возведения перемычки, что не обеспечило герметичность изолированного пространства горных выработок;

- отсутствие контроля со стороны ИТР участка ВТБ за газовой обстановкой в районе временной изолирующей перемычки № 1947а, установленной на полевом штреке пл. Садового с квершлага № 66, горизонт + 20 м.

2014 – ЗАО «Распадская-Коксовая». Возгорание метана во время проведения подготовительного забоя конвейерного бремсберга пласта III. Основные причины:

- образование местного скопления метана взрывоопасной концентрации на контакте исполнительного органа комбайна JOY 12СМ – 27 с породами кровли опасными по фрикционному трению;

- снижение эффективности проветривания призабойной части конвейерного бремсберга III по причине отставания вентиляционных труб от забоя;

- отсутствие эффективной дегазации в подготовительном забое конвейерного бремсберга, выразившееся в том, что дегазационные скважины в нише №2 не были подключены к дегазационному ставу;

- отсутствие надлежащего контроля за концентрацией газа метана в забое конвейерного бремсберга [27].

2014 г. – ОАО «Шахта Заречная». При обследовании горных выработок у перемычек на конвейерном и вентиляционном штреках горный мастер участка ВТБ почувствовал запах гари, о чем сообщил горному диспетчеру.

Введен в действие ПЛА: пожар в изолированном отработанном пространстве лавы № 1308 пласта Байкаимского. Основные причины [27]:

- отсутствие эффективного контроля за составом атмосферы выработанного пространства, выразившееся в отсутствии возможности контроля из-за перемычек, ограждающих выемочный участок;

- отсутствие эффективного контроля за состоянием межлавных целиков, в части определения потенциальной пожароопасности с использованием геофизических методов;

- отсутствие контроля состояния изолирующих сооружений по контуру выемочного участка лавы №1308;

- отступления от технических решений «Документации на техническое перевооружение опасного производственного объекта «Проект проветривания выемочного участка 1308 пласта Байкаимский» ОАО «Шахта «Заречная» и др. [27].

2015 г. – ОАО «СУЭК-Кузбасс». Шахта им. А.Д. Рубана. Во время бурения очередного шпура без промывки водой произошло воспламенение слоевого скопления метана у кровли выработки и распространение горения в направлении сопряжения лавы 1212 с путевым штреком 1212, где произошла вспышка. Причинами явились [27]:

- образование слоевого скопления метана у кровли путевого штрека в районе бурения шпуров под канатные анкера и местного скопления метана в куполе на сопряжении очистного забоя лавы с путевым штреком;

- появление фрикционных искр при нагреве металла до температуры воспламенения метана при трении буровой штанги о металлические подхваты или горные породы при бурении шпуров под канатные анкера;

- отсутствие обеспечения отвода метана из кутка лавы на камеру смешивания в соответствии с «Проектом проветривания выемочного участка 1212», что привело к его накоплению у кровли путевого штрека в районе бурения шпуров под канатные анкера и местного скопления метана в куполе на сопряжении очистного забоя лавы с путевым штреком;

- отсутствие обеспечения частичного сохранения путевого штрека в выработанном пространстве для отвода метана из кутка лавы на камеру смешивания;

- эксплуатация аппаратуры АГК с отступлениями от «Положения об аэрогазовом контроле в угольных шахтах» и др. [27].

2016 г. – взрыв метановоздушной смеси и угольной пыли на шахте «Северная». Основными причинами аварии явились [27]:

- систематические нарушения требований безопасности, связанные с проветриванием горных выработок;

- целенаправленное вмешательство в систему аэрогазового контроля.

2018 г. – АО «Шахтоуправление» «Талдинское-Южное», Шахта «Кыргайская». По результатам анализа проб рудничного воздуха принято решение о переводе инцидента «самонагревание угля» в вид аварии «эндогенный пожар» в выработанном пространстве отработанной лавы 48-8. К причинам следует отнести:

- внесение необоснованных изменений в схему проветривания шахты при ведении демонтажных работ;

- отсутствие контроля за ранними признаками самонагревания угля и состоянием атмосферы в выработанном пространстве, а также отсутствие информации из-за неисправности датчиков оксида углерода и стационарных датчиков токсичных газов, установленных у изолирующих перемычек;

- ведение очистных и демонтажных работ в лаве в сроки, значительно превышающие сроки календарного графика ввода и выбытия очистных забоев [27].

2018 г. – АО «УК «Северный Кузбасс», шахта «Первомайская». Аппаратура аэрогазового контроля шахты зафиксировала превышение допустимой концентрации газа оксида углерода. Причинами явились [27]:

- накопление газа метана во взрывоопасной концентрации в лаве;

– несоблюдение расчетного расхода воздуха в лаве и отсутствие контроля за положением датчиков контроля метана в добычную смену в очистном забое;

– неэффективный способ предотвращения утечек воздуха в выработанное пространство с поддерживаемых выработок при прямоточной схеме проветривания, путем отшива органного ряда вентиляционной трубой, по причине высокой воздухопроницаемости и деформации по прошествии времени [27].

2019 г. – ООО «Шахта им. С.Д. Тихова». В выемочном участке лавы произошёл отжим угля от груди забоя с повышенным газовыделением метана. Отжатым углем было перекрыто сечение лавы на протяжении 27 метров, с секции № 87 по секцию № 105. Травмировано 3 человека, в том числе 1 смертельно. К основным причинам отнесены низкая эффективность предварительной пластовой дегазации в зоне влияния геологического нарушения, превышение максимальной скорости выемки угля комбайном в очистном забое лавы [27].

В 2021 г. на шахте «Листвяжная» произошел взрыв метано-воздушной смеси [27]. Погиб 51 человек, в том числе 5 горноспасателей. На глубине 250 метров в вентиляционном штреке № 823 произошёл взрыв. В это время под землёй находились 285 сотрудников шахты. Дым по вентиляции распространился по всей шахте. Самостоятельно на поверхность удалось подняться 236 горнякам. 40 из них потребовалась медицинская помощь, причём 5 человек госпитализированы в тяжёлом состоянии. Причина — отравление угарным газом.

Причины аварии:

– сечение Вентиляционного штрека № 823 в результате пучения пород почвы впереди Лавы 823 в зоне влияния очистных работ составило 1,5 – 2,5 м² при минимально допустимом 4,5 м² ;

– отсутствие достаточной геологической информации о метановыделении из обрабатываемых, подрабатываемых и надрабатываемых

пластов, в т.ч. газоносных пластов-спутников. При расчете метановыделения в выработанное пространство метановыделение из подрабатываемых и надрабатываемых пластов-спутников не учитывалось вообще, а неотработанные продуктивные пласты, попадающие в зону влияния горных работ, учитывались как отработанные. Таким образом, относительное и абсолютное метановыделение в выработанное пространство в расчетах абсолютной метанообильности очистного забоя занижалось более чем в два раза. Общее газовыделение в выработанное пространство выемочного участка Лавы №823 с учетом газоотсасывающих установок 264 УВЦГ-9 и МДРС-180 (109,8 м³/мин) составило 169,06 м³/мин, что в 4 раза превышает значение $I_{в.п} = 41,5$ м³/мин, определенное в «Проекте проветривания выемочного участка 823 пласта Сычевский I. Дополнение №1». Что в общем привело к формированию недостаточных для проведения расчетов исходных данных, ошибкам в расчетах и отсутствию в итоге необходимого количества воздуха в Лаве 823;

- неправильный способ проветривания шахты, вмешательство человека в систему вентиляции;
- работа электрооборудования во взрывоопасной атмосфере;
- аппаратное и программное вмешательство в работу газоаналитической системы;
- работники шахты не обеспечивались переносными индивидуальными приборами измерений газов;
- при загазировании вывод работников шахты из загазированных горных выработок в выработки со свежей струей воздуха не осуществлялся;
- не проводились ежедневный осмотр и проверка исправности технических средств, входящих в систему АГК, в том числе стационарных газовых датчиков на выемочном участке 823 и в целом по шахте;
- информация о состоянии контроля рудничной атмосферы системой АГК, предоставляемая оператором АГК для ознакомления ИТР шахты перед

выдачей нарядов, не соответствовала фактической – отсутствовали данные о превышениях допустимой концентрации метана в горных выработках;

– не осуществлялся ежемесячный перерасчет количества воздуха для проветривания лавы и выемочного участка 823 по данным фактической метанообильности выемочного участка, а также при превышении концентрации метана относительно установленных норм три и более раз в течение смены;

– на вентиляционных планах не отражаются ВМП, установленные для проветривания Лавы 823 и под свежения исходящей с Конвейерного штрека №823 и Конвейерного штрека №823 «бис» в нижней части конвейерного уклона 33, на поступающей в Путевом уклоне 33;

– при изменении горно-геологических и гидрологических условий не обеспечено изменение в установленном порядке обоснованных проектных решений;

– действия и бездействие собственников и руководителей угольного предприятия, а также сотрудников обслуживающих организаций и Ростехнадзора;

– системное искажение результатов контроля аэрологической безопасности и др.

Анализируя основные виды аварий, можно сделать вывод, что состояние вентиляционных систем угольных шахт и сложившаяся практика их проектирования и регулирования не отвечают сегодняшним темпам ведения горных работ.

Согласно сведениям, предоставленным ВГСЧ, годовым отчётам Ростехнадзора, материалам технического расследования причин аварий на угольных шахтах, информации из открытых источников основными причинами **взрывов (горения, вспышек) газа и угольной пыли** являются [8, 23, 27, 46, 55, 61, 178]:

– образование скоплений метана и нарушенная взрывозащита комбайна (применение проходческого комбайна с неэффективной системой

взрывозащитного орошения на пластах, имеющих искроопасные и взрывоопасные горные породы, что способствовало возникновению высокотемпературного импульса на контакте исполнительного органа комбайна с породами кровли, опасными по фрикционному искрению) или другого оборудования (короткое замыкание осветительного кабеля при неработающей защите от токов утечки пусковой аппаратуры, фрикционное искрение наружного вентилятора двигателя привода ленточного конвейера о кожух, невращающийся ролик роликоопоры нижней ветви ленточного конвейера);

– необеспеченность проветривания выработок расчетным расходом воздуха и наличие неисправной аппаратуры контроля расхода воздуха и газа метана, отсутствие достоверной информации о содержании газа в выработке, ненадлежащий контроль за состоянием аппаратуры контроля расхода воздуха и газа метана;

– нарушение проветривания (перераспределение воздушных потоков внутри выемочного участка);

– невыполнение противопопылевых мероприятий по предупреждению и локализации взрывов угольной пыли в горных выработках выемочного участка лавы в соответствии с нормативными требованиями.

– отсутствие специально разработанных мероприятий для выполнения огневых работ в условиях действующего производства, а также при наличии горючих (сильно горючих) материалов (утеплитель) и взрывоопасной среды (угольная пыль), несвоевременная уборка угольной пыли на конструкциях галереи и просыпей угольной мелочи под ленточными конвейерами;

– неэффективная дегазация выработанного пространства, способствующая скоплению метана горючей концентрации в выработанном пространстве лавы;

– ослабление контроля со стороны инженерно-технических работников шахты за проведением работ по предупреждению эндогенного самовозгорания угля в выработанном пространстве, отсутствие эффективной

системы по проведению инертизации атмосферы выработанного пространства лавы, возникновение локального очага самовозгорания угля в целике, ненадлежащий контроль за состоянием атмосферы в отработанном пространстве лавы и изолирующими перемычками, отсутствие достоверного контроля за ранними признаками самовозгорания угля в отработанном пространстве лавы, отсутствие неразрушающего контроля за состоянием межлавных целиков, неразрушающего контроля состояния изолирующих сооружений [27];

- нарушение нарядной системы;
- ненадлежащий контроль за состоянием электрооборудования на шахте;
- недостаточный уровень подготовки и квалификации работников, эксплуатирующих опасный производственный объект и др.

Причинами *внезапных выбросов угля, породы и газа, горных ударов* являются [8, 46, 101, 104, 111]:

- отсутствие дополнительных мероприятий по безопасности при проведении горной выработки с изменившимися горно-геологическими условиями, в зонах непрогнозируемого влияния разрывных нарушений;
- проведение основного конвейерного штрека по пласту, опасному по внезапным выбросам угля и газа, в зоне непрогнозируемого геологического нарушения без мероприятий, направленных на безопасность работ, нарушения основных требований при проведении противовыбросных мероприятий;
- прогноз, выполненный с отступлением от инструкции по борьбе с внезапными выбросами угля и газа [19];
- непрогнозируемое изменение горно-геологических условий при проведении горной выработки;
- отсутствие контроля технической службой шахты за своевременной разработкой дополнительных мероприятий по безопасности в изменившихся горно-геологических условиях и др.

Причинами *обрушения горных пород* являются [8, 19, 23, 87]:

- наличие пустот за крепью выработки;
- неудовлетворительный уровень производственного контроля;
- внезапное усиление горного давления, вызвавшее смещение пород кровли, приводящее к деформации крепи призабойного пространства [19];
- неудовлетворительная организация производства работ, выразившаяся в непринятии мер по пересмотру в суточный срок паспорта выемочного участка при изменении горно-геологических и производственных условий, неудовлетворительная организация производства работ, выразившаяся в недостаточной эффективности горно-геологического прогноза при планировании и проведении горных выработок, основанного на геологоразведочных данных и данных прилегающих горных выработок, а также на визуальных и аналитических методах обследования горных выработок, не позволившего своевременно выявить данное горно-геологическое нарушение;
- недостаточная оценка геомеханического состояния горного массива;
- нарушение паспорта проведения и крепления монтажной камеры;
- нарушение технологии выемки угля;
- отсутствие профилактических скважин в краевых частях выемочного поля у геологического нарушения;
- нарушение производственной дисциплины;
- нарушение паспорта выемочного участка лавы [19], несоответствие параметров крепи, принятой расчетом, фактическим горно-геологическим условиям;
- отсутствие информации о фактическом состоянии структуры и физико-механических свойствах пород кровли выработки;
- недостаточный оперативный контроль за ранними признаками проявления горного давления в проводимой выработке.

Причинами *экзогенных пожаров* являются [8, 19, 178]:

- нагревание ленты из-за заклинивания породой барабана;
- пробуксовка ленты конвейера на приводном барабане;

- заштыбовка угольной мелочью возвратных роликов ленточного конвейера;
- отсутствие лиц по обслуживанию конвейера;
- неудовлетворительное техническое обслуживание оборудования;
- неудовлетворительный контроль (или его отсутствие) инженерно-технических работников за технологическим процессом, за техническим состоянием оборудования, проведением регламентированного технического обслуживания и ремонта;
- неисправность подшипникового узла электродвигателя ленточного конвейера;
- разрыв лепестковой эластичной муфты, трение эластичных элементов друг о друга с разбрасыванием горящих элементов эластичной муфты и последующим возгоранием горюче-смазочных материалов и лесоматериалов, находившихся в камере привода;
- короткое замыкание [19];
- фрикционное искрение в результате фрикционного трения струга о породы кровли;
- наличие горючих материалов около оборудования;
- несанкционированное ведение огневых работ;
- накопление метана горючей концентрации в лаве, отсутствие расчетного расхода воздуха в лаве, отсутствие контроля за состоянием шлюзовых перемычек в монтажном уклоне с выводом информации оператору АГК, отсутствие контроля за состоянием взрывозащитного орошения в лаве, отсутствие контроля за положением датчиков контроля метана в добычную смену в очистном забое, неэффективный способ предотвращения утечек воздуха в выработанное пространство с поддерживаемых выработок при прямоточной схеме проветривания путем отшива органного ряда вентиляционной трубой по причине высокой воздухопроницаемости и деформации по прошествии времени [27].

Причинами *эндогенных пожаров* являются [8, 178]:

- самовозгорание угля и угольной пыли;
- отсутствие профилактической обработки (заилочки) выработанного пространства;
- вскрытие и подготовка выемочного участка с нарушением требований в части заложения схемы вентиляции;
- нарушение паспорта крепления лавы;
- недостаточно высокая эффективность профилактической обработки пласта [19], отсутствие обработки краевых частей целиков угля оставляемых в выработанном пространстве по вентиляционному и конвейерному штрекам антипирогеном; отсутствие расчета количества твердых антипирогенов (инертной пыли и др.) для дезактивации скоплений угольной пыли в выработанном пространстве, что не позволяло оценить достаточность применяемых мер профилактики эндогенных пожаров;
- недостаточная организация работы контрольно-наблюдательной службы участка ВТБ;
- отсутствие качественного контроля за ранними признаками самонагревания угля;
- окисление угольного штыба в условиях слабого проветривания, недостаточного для удаления тепловой энергии из зоны окисления [19];
- отсутствие мероприятий по профилактике эндогенной пожароопасности в случае снижения скорости подвигания очистного забоя;
- нарушение комплекса профилактических мероприятий по предупреждению эндогенных пожаров;
- отсутствие эффективного контроля за составом атмосферы выработанного пространства;
- отсутствие работ по локации очагов самонагревания (самовозгорания) в целиках угля и выработанном пространстве геофизическими методами исследования угольного массива;
- отсутствие контроля состояния изолирующих сооружений по контуру выемочного участка лавы [19];

– внесение необоснованных изменений в схему проветривания шахты при ведении работ, приведших к повышению аэродинамического давления воздуха в выработанном пространстве лавы применительно к разрушенному целику угля в районе геологического нарушения у сбоек под действием опорного горного давления;

– отсутствие информации из-за неисправности датчиков оксида углерода и стационарных датчиков токсичных газов, установленных у изолирующих перемычек, и др.

Приведенный выше анализ производственного травматизма и аварийности на угольных шахтах позволяет сделать вывод об актуальности проблемы обеспечения безопасных условий труда. Результаты выполненного анализа свидетельствуют, что система обеспечения аэрологической безопасности на угольных шахтах имеет низкую эффективность.

Решение данной проблемы предполагает выполнение комплекса работ, связанных с анализом и оценкой риска возможных аварий, происходящих вследствие отклонения параметров шахтной атмосферы от их нормативных значений. Значительной части аварий удалось бы избежать в случае выявления основных опасностей, приводящими к отказу шахтных вентиляционных систем, и своевременным выполнением мероприятий, направленных на снижение риска [18, 19, 22, 26].

Увеличение энергоемкости, усложнение технологий и режимов управления современными производствами требуют разработки механизма получения обоснованных оценок и критериев безопасности таких производств с учетом всей совокупности социально-экономических факторов, в том числе вероятности и последствий возможных аварий [19].

1.3. Анализ состояния вентиляции угольных шахт Российской Федерации

Развитие горнодобывающих предприятий проходит в сложных горно-геологических и горнотехнических условиях (увеличение глубины шахт,

увеличение природной газоносности угольных пластов, истощение качественных запасов) [49].

Увеличение глубины ведения горных работ приводит к изменению форм проявления газодинамической активности угольного массива и появлению новых видов выбросоопасных зон. При высокопроизводительной выемке угля выделяется повышенное количество газа и пыли [5, 19, 55, 85]. Суммарная доля шахт III категории, сверхкатегорных и опасных по внезапным выбросам угля и газа составляет 60,4% (табл. 1.1).

Таблица 1.1 – Распределение шахт по категориям газовой опасности [19]

Регионы России	Категории шахт по газу						
	Всего шахт	Негазовые	I кат.	II кат.	III кат.	Сверхкатег.	Опасные по внезапным выбросам
Северный	4	-	-	1	1	1	1
Северо-Кавказский	6	6	-	-	-	-	-
Урал	1	-	-	-	1	-	-
Западная Сибирь	36	-	3	5	9	11	8
Восточная Сибирь	2	-	2	-	-	-	-
Дальний Восток	4	-	4	-	-	-	-
<i>Всего</i>	<i>53</i>	<i>6</i>	<i>9</i>	<i>6</i>	<i>11</i>	<i>12</i>	<i>9</i>

Проанализированы 214 отнесенных к разряду рабочих шахтопластов, характеристики которых влияют на безопасность ведения очистных и подготовительных работ (табл. 1.2).

Распределение разрабатываемых шахтопластов по видам опасности приведено в табл. 1.2. В 2023 году добыча осуществлялась на 54 шахтах (на ш. Полысаевская работы по добыче угля приостановлены). Подавляющее большинство шахт расположено в Кемеровской области (Кузбасс), что составляет 71% от общего их количества. Резко уменьшилось количество шахт на Дальнем Востоке и Восточной Сибири.

Таблица 1.2 – Распределение разрабатываемых шахтопластов по видам опасности

Регионы России	Вид опасности разрабатываемых шахтопластов					
	Всего шахтопластов	Взрывчатость угольной пыли	Склонность к самовозгоранию	Опасность по внезапным выбросам	Угрожаемые по внезапным выбросам	Опасность по горным ударам
Северный	15	12	2	4	2	6
Северо-Кавказский	17	2	-	2	2	-
Урал	7	7	7	-	-	-
Западная Сибирь	164	159	118	17	71	32
Восточная Сибирь	2	2	1	-	-	-
Дальний Восток	9	9	4	-	1	-
<i>Всего</i>	<i>214</i>	<i>191</i>	<i>132</i>	<i>23</i>	<i>76</i>	<i>38</i>

Общий объем добычи угля подземным способом составил 103 млн т, при этом максимальные объемы были достигнуты на шахтах Инаглинская (6,0 млн т), Увальная (5,6 млн т), им. А.Д. Рубана (4,8 млн т), Распадская (4,6 млн т), им. В.Д. Ялевского (4,2 млн т), Северная (Ургалуголь) (4,0 млн т) и других, минимальная – на шахте им. Чиха (195,2 тыс. т), средняя добыча на одну шахту составляет около 2,25 млн т. Более половины объема угля (57%) добыто на шахтах сверхкатегорных и опасных по внезапным выбросам угля (породы) и газа (рис. 1.9). Наблюдается устойчивая тенденция роста глубины ведения горных работ на шахтах РФ с 432,6 м в 2012 г. до 507 м в 2022 году. В 2022 г. глубина ведения горных работ только на 22 шахтах не превышала 400 м, 12 шахт работали на глубинах свыше 600 м, 2 шахты – более 900 м (рис. 1.10). С ростом глубины отработки ведения горных работ влияние горно-геологических факторов на уровень промышленной безопасности возрастает. Около 50% объемов угля добывается на глубине более 500 м (рис. 1.11).

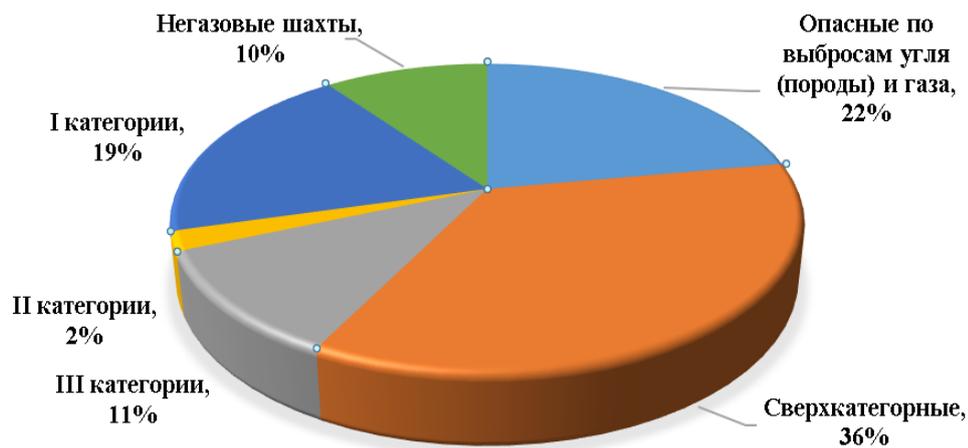


Рисунок 1.9 – Удельный вес объемов добычи угля в 2022 г. на шахтах различных категорий по газу

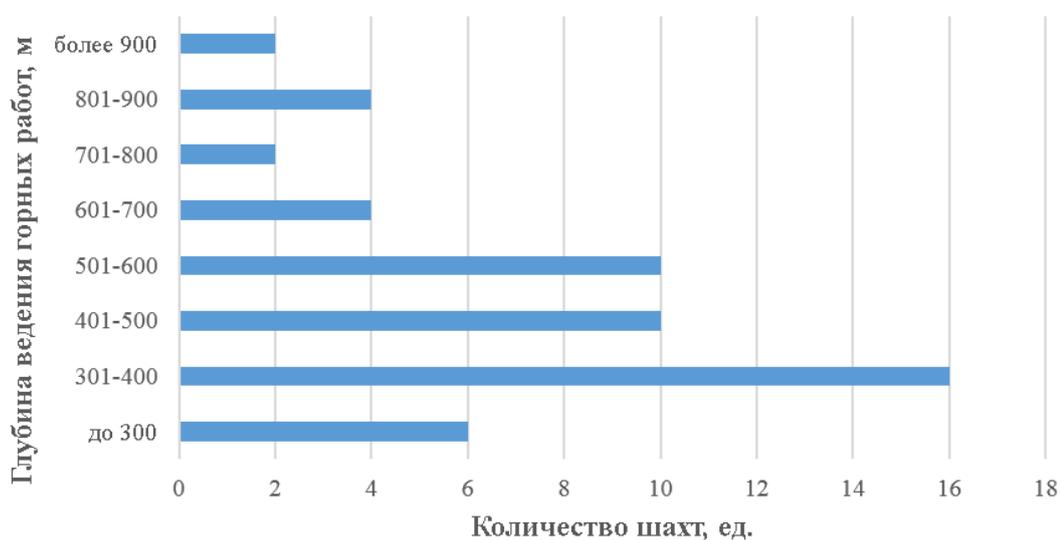


Рисунок 1.10 – Распределение действующих шахт в 2022 г. по глубине ведения горных работ

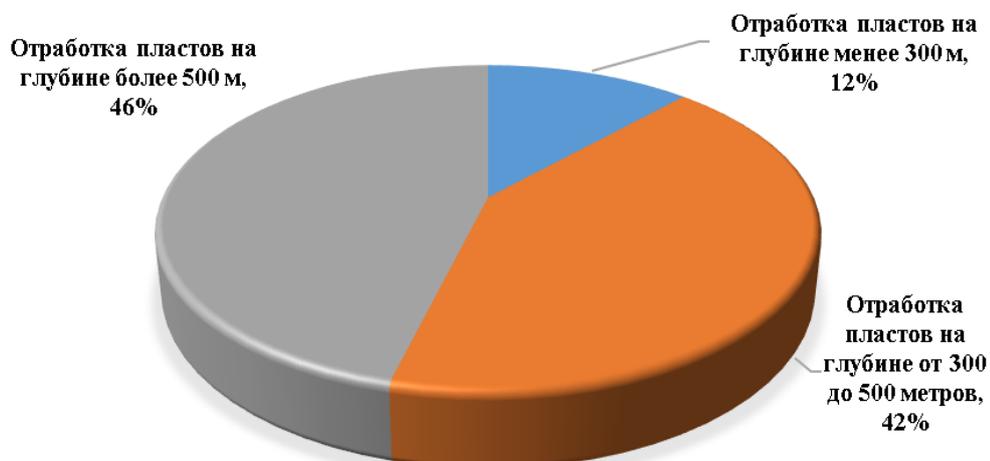


Рисунок 1.11 – Удельный вес добычи угля подземным способом в зависимости от глубины разработки, %

Анализ показывает, что общий уровень затрат всех действующих шахт России на реализацию мероприятий по повышению уровня промышленной безопасности неуклонно растет, за период 2016-2020 гг. в текущих ценах эти затраты выросли в 1,6 раза, с 6 млрд руб. до 9,7 млрд руб. в год. В 2022 году они составили 12,1 млрд руб., а их доля в себестоимости добычи угля подземным способом выросла до 3,7% против 3,1% в 2016 году.

Общий рост затрат на реализацию мероприятий по повышению уровня промышленной безопасности на шахтах России связан, прежде всего, с ростом количества опасных зон по повышенному горному давлению, проявлением динамических явлений, становящихся причинами обрушений пород кровли, оползней, прорывов воды, внезапных выбросов угля (породы) и газа, горных ударов.

В целом, по действующему шахтному фонду затраты на мероприятия по охране труда и промышленной безопасности растут – с 6 млрд руб. в 2016 г. до 14,4 млрд руб. в 2023 г. (рост более, чем в 2,4 раза). Сопоставление затрат на возможную ликвидацию шахт с затратами на реализацию мероприятий по повышению уровня промышленной безопасности в период 2023-2025 гг. показывает, что ликвидация предприятий потребует средств в 4,3 раза больше, чем затраты на обеспечение промышленной безопасности. Для шахт Печорского бассейна в структуре затрат на ликвидацию около 53% от всех затрат приходится на социальную поддержку (переселение семей шахтеров и др.), а для шахт Кузбасса аналогичные затраты составляют 12,4% [105, 113, 114].

Вентиляция является основным технологическим фактором создания безопасных условий работы на угольных шахтах. Добыча угля обеспечивается работой 135 очистных забоев, проветривание которых осуществляется с использованием трех вариантов схем: возвратноточной, прямоточной или комбинированной [19, 20] (табл. 1.3).

Таблица 1.3 – Распределение количества взрывов газа и пыли в угольных шахтах по схемам и способам вентиляции

Распределение шахт по схемам вентиляции				
Схема вентиляции шахты	Количество шахт, %	Количество взрывов, %	Отношение количества взрывов (%) к количеству схем вентиляции (%)	Среднее значение отношения количества взрывов (%) к количеству схем вентиляции (%)
Центральная	22,1	4,7	0,21	0,96
Фланговая	48,4	42,5	0,87	
Комбинированная	29,5	52,9	1,8	
Распределение шахт по способам вентиляции				
Способ вентиляции шахты	Количество шахт, %	Количество взрывов, %	Отношение количества взрывов (%) к количеству способов вентиляции (%)	Среднее значение отношения количества взрывов (%) к количеству способов вентиляции (%)
Нагнетательный	63,2	56%	0,89	1,17
Всасывающий	26,3	27%	1,02	
Комбинированный	10,5	17%	1,6	
Распределение очистных забоев по типам схем проветривания				
Схема проветривания выемочного участка	Количество забоев, %	Количество взрывов, %	Отношение количества взрывов (%) к количеству схем проветривания (%)	Среднее значение отношения количества взрывов (%) к количеству схем проветривания (%)
Возвратноточная	41,2	69,4	1,68	1,22
Комбинированная (возвратноточная в пределах очистного забоя) с применением ГОУ	22,3	29,0	1,3	
Прямоточная	16,9	11,6	0,69	

Анализ данных табл. 1.3 показывает, что из трех представленных факторов (схем и способов вентиляции шахт и схем проветривания выемочных участков) наибольшее влияние на взрывоопасность шахт оказывает схема вентиляции выемочного участка: среднее значение показателя взрывоопасности составляет 1,22; затем следует способ вентиляции шахты со значением показателя 1,17, и затем следует схема вентиляции шахты со

значением показателя 0,96. Самое большое значение показателя взрывоопасности по видам схем и способов приходится на комбинированные схемы вентиляции шахт, оно составляет 1,8; затем следуют возвратноточные схемы проветривания со значением показателя 1,68; затем – комбинированный способ проветривания шахт со значением 1,6 [12]. Для способов и схем вентиляции шахт это можно объяснить тем, что существуют трудноуправляемые для вентиляции области шахты, в которых заканчивается один способ (схема) и начинается другой способ (схема). Такое разграничение областей имеет переходной характер и зависит от многих аэродинамических факторов, в том числе аэродинамического старения горных выработок [12, 140, 143].

Наименьшее значение показателя взрывоопасности относится к центральной схеме вентиляции шахт и составляет 0,21, что в 9 раз надежнее комбинированной схемы проветривания. По способам вентиляции нагнетательный способ почти в 2 раза надежнее комбинированного, а всасывающий способ надежнее комбинированного в 1,5 раза. По схемам проветривания выемочных участков прямоточная схема в 2,4 раза надежнее возвратноточной, а комбинированная схема надежнее возвратноточной всего лишь в 1,3 раза.

Из анализа данных табл. 1 следует, что по способу проветривания угольных шахт преобладающим по применению остается нагнетательный способ проветривания (63,2%), почти половина всех шахт проветривается по фланговой схеме (48,4%), приоритетной схемой очистных забоев является возвратноточная схема проветривания (41,2%). Из-за дефицита количества воздуха в 10% случаев имеет место последовательное проветривание подготовительных забоев вместо обособленного.

Наибольшее количество вентиляционных сооружений имеется на шахтах Ростовской области (26%), а также на шахтах Кузбасского и Печорского бассейнов (23%), что отрицательно влияет на обеспечение аэрологической безопасности как в нормальных, так и в аварийных режимах.

Дегазация угольных пластов и спутников, как способ управления газовыделением, используется только в 38 забоях (33%), что свидетельствует о крайне низком уровне ее использования. Газоотсасывающие установки применяются только в Кузбассе, при этом за последние десять лет их количество уменьшилось более чем в 2 раза [10, 12].

1.4. Характеристика современного уровня развития способов и средств обеспечения аэрологической безопасности в угольных шахтах

По катастрофичности последствий наиболее опасные виды аварий – это взрывы газа и пыли (рис. 1.5). При неудовлетворительном состоянии средств пылевзрывозащиты взрывы даже небольшого объема метана могут превратить этот взрыв во взрыв огромной мощности вследствие участия в нем отложившейся и взвешенной в воздухе угольной пыли [27].

В обосновании безопасности угольных шахт необходимо полное представление результатов оценки риска аварии и связанной с ней угрозы, условия безопасной эксплуатации шахты, а также организационно-технологическое обеспечение снижения риска аварий и травм [27, 124].

В соответствии с Приказом Ростехнадзора от 27.04.2024 г. № 142 «Об утверждении федеральных норм и правил в области промышленной безопасности «Общие требования к обоснованию безопасности опасного производственного объекта» [124] необходимы полное описание угольной шахты, условий ее строительства и эксплуатации, подробная характеристика технологических процессов, а также описание принимаемых решений, направленных на обеспечение безопасности на шахте. Приводится перечень отступлений от требований федеральных норм и правил в области промышленной безопасности, содержащий обоснование их необходимости, либо недостающие и (или) отсутствующие требования промышленной безопасности [27, 124].

В разделе «Условия безопасной эксплуатации угольной шахты» необходимо привести [27, 124]:

– сведения о режимах нормальной эксплуатации шахты с указанием предельных безопасных параметров (режимов) технологического процесса и безопасной эксплуатации оборудования;

– перечень организационных и технических мер безопасности (барьеров безопасности); перечень систем противоаварийной автоматической защиты, контролируемые ими параметры; требования к квалификации персонала;

– определение набора параметров и выбор основных показателей безопасной эксплуатации шахты;

– оценку значений выбранных показателей до и после отступления от требований федеральных норм и правил в области промышленной безопасности;

– сравнение значений выбранных показателей безопасной эксплуатации опасного производственного объекта с критериями обеспечения безопасной эксплуатации при отступлении от требований федеральных норм и правил в области промышленной безопасности;

– обоснование решения о безопасной эксплуатации шахты [27].

В разделе «Требования к эксплуатации угольной шахты» необходимо представить требования безопасности, связанные с отступлениями от требований федеральных норм и правил в области промышленной безопасности, их недостаточностью или отсутствием, а также перечень и обоснование достаточности мероприятий, компенсирующих отступления от требований федеральных норм и правил в области промышленной безопасности [27, 124].

Результаты оценки аэрологических рисков, учитывающие принятые технические решения, являются неотъемлемой частью обоснования безопасности угольных шахт [27]. Поэтому необходимо определить ожидаемую метанообильность горных выработок, произвести необходимые расчеты по газовому фактору, принять решение о целесообразности дегазации, пользуясь нормативными документами, применяя при этом ее наиболее эффективные способы, обеспечивающие проектную нагрузку на очистной

забой; выбрать схему проветривания выемочного участка, рассчитать расход воздуха для проветривания шахты, ее депрессию, выбрать вентиляторы главного проветривания и воздухонагреватели, определить устойчивость вентиляции [27, 117, 118, 120, 121, 122].

Для выбранных вариантов схем проветривания на основе анализа их уязвимости и горно-геологических условий их применения рассчитывается максимально допустимая нагрузка по газовому фактору на очистную выработку, которая сравнивается с нагрузкой, принятой по пропускным способностям ведущих технологических процессов [27]. Если последняя больше расчетной, то пересматривается схема проветривания выемочного участка с корректировкой прогноза метанообильности, нагрузки на очистной забой по газовому фактору и принимается минимальная из них [27].

При проектировании схемы проветривания шахты, при обосновании безопасности при отступлении от требований федеральных норм и правил в области промышленной безопасности необходимо обеспечивать [27]:

- устойчивый режим проветривания на весь период эксплуатации шахты;
- минимальное число вентиляционных сооружений в целях снижения утечек воздуха и повышения надежности вентиляции;
- обособленное проветривание главных транспортных выработок, оборудованных ленточными конвейерами, или использование их для отвода исходящих вентиляционных струй [27].

При выборе схем проветривания выемочных участков первостепенное значение имеют условия безопасности, а также обеспечение нормальных санитарно-гигиенических условий труда [27, 193, 194].

Схемы проветривания выемочного участка должны обеспечивать:

- устойчивое проветривание при нормальных и аварийных режимах, благоприятные условия для спасения людей и ликвидации аварий;

- возможность ведения работ по эффективной дегазации и использованию средств вентиляции для предотвращения местных скоплений метана на выемочных участках;
- максимальную нагрузку на очистной забой по газовому фактору;
- сокращение объема проведения тупиковых выработок за счет повторного использования откаточных выработок в качестве вентиляционных [27].

Исходя из вышеизложенного, при разработке обоснования безопасности необходимо уточнение мероприятий по совершенствованию проветривания.

Необходимо обосновать, как предусматривается обеспечение шахты и отдельных объектов проветривания необходимым расходом воздуха с учетом перспективы развития горных работ и устранения возможных отклонений показателей, характеризующих состояние проветривания, от требуемых значений [27].

Выбор схемы вентиляции выемочных участков и способа дегазации должен осуществляться в совокупности с техническими решениями по выбору схемы и режима проветривания, если принятая схема вентиляции не обеспечивает высокой эффективности дегазации, ее необходимо корректировать. Оценка аэрологических рисков схем проветривания выемочных участков с учетом их надежности и уязвимости позволяет учесть совокупность факторов, влияющих на аэрологическую безопасность ведения горных работ (включая дегазацию) [10, 27].

Для принятия обоснованных решений по уменьшению сечений повторно используемых выработок необходим анализ сечений выработок, форм поперечных сечений, длин выработок. Необходим расчет вентиляции выемочных участков (с учетом возможных утечек). Зачастую принимаемые на угольных шахтах меры защиты повторно используемых выработок напрямую влияют на увеличение аэродинамического сопротивления выработок [27, 31].

Выемочные участки, в основном, высокопроизводительные, а значит, необходимо учесть следующее правило. Схемы вентиляции

высокопроизводительных участков должны обеспечивать прямоточное движение воздуха в пределах очистного забоя и обособленное разбавление метана по источникам его поступления. Расчеты по аэрологическим рискам аварий на выемочных участках также подтверждают это правило [27].

При обосновании аэрологической безопасности необходимо производить сравнение расчетных и фактических внешних и внутренних утечек воздуха, определять соответствие основных шахтных показателей проекту и отступлений от него, протяженность выработок с неудовлетворительным сечением (выработки с уменьшенным сечением), коэффициент использования воздуха и др. [10, 18, 27, 31].

Необходимо рассматривать газовый баланс по каждому выемочному участку, определять соответствие схем проветривания выемочных участков и их параметров горно-геологическим условиям [19].

Необходимо оценивать эффективность дегазации [125, 223, 224, 233], влияние дегазации на величину аэрологического риска [10, 27].

Необходим прогноз метанообильности [126] на основании моделирования процесса метановыделения с учетом газового состояния и коллекторских свойств пластов и вмещающих пород.

Необходим анализ газообильности горных выработок и эффективности управления газовыделением, обеспечивающий корректировку информации о газовом состоянии углепородного массива и прогноз аномальных зон.

При проектировании единой вентиляционно-дегазационной системы, а также при разработке обоснования аэрологической безопасности, необходимо прогнозирование величины аэрологического риска, учитывающего горно-геологические и горнотехнические условия отработки угля, результаты аэрогазового контроля параметров шахтной атмосферы и дегазационной системы [19, 27, 144].

Определенным вкладом в решение проблемы оценки аэрологических рисков аварий следует считать утвержденные Федеральной службой по экологическому, технологическому и атомному надзору руководства по

безопасности: «Методические рекомендации по проведению анализа опасностей и оценки риска аварий на угольных шахтах» [123] и «Методические основы анализа опасностей и оценки риска аварий на опасных производственных объектах» [119] в целях содействия соблюдению требований Федеральных норм и правил в области промышленной безопасности [15, 160]. Оценке рисков аварий на угольных шахтах за рубежом посвящены работы [203, 205, 211, 215, 217, 222, 240, 248, 253].

Следует отметить сложность реализации предлагаемых количественных методов по анализу и оценке рисков аварий [119] и невысокую точность результатов, полученные расчетным путем некоторые показатели риска не могут быть оценены в связи с отсутствием критериев допустимого риска. Необходимо ранжирование степеней опасности аварий по каждому из показателей риска [9, 12, 15, 34].

В настоящее время анализ опасностей и оценка риска аварий на угольных шахтах производится самостоятельно каждой шахтой в отдельности в соответствии с Руководством по безопасности «Методические рекомендации по проведению анализа опасностей и оценки риска аварий на угольных шахтах», утвержденным приказом Ростехнадзора от 24.07.2023 № 276 (далее – Методические рекомендации) [123]. От каждой угольной шахты в Минэнерго РФ передаются материалы: акты о проведении анализа опасностей и оценке риска аварий на угольной шахте; справки о верификации факторов опасности угольной шахты на период согласования годового плана развития горных работ; сведения о работе угольной шахты в отчетный период [123]. Далее по всем угольным шахтам происходит анализ материалов самоанализа опасностей и оценки риска аварий.

В соответствии с Методическими рекомендациями опасности оцениваются по 137 факторам, из которых 20 факторов имеют природный характер, другие факторы обуславливаются техногенной деятельностью человека и влиянием субъективной составляющей. Уровень опасности (риска) аварий на шахтах оценивается согласно шестиуровневой лингвистической

шкале, в зависимости от соответствия значения показателя опасности (риска) аварий на шахте установленным пределам диапазонов значений [123].

В Методических рекомендациях для проведения самооценки предложен метод индексов риска, предполагающий разбиение факторов, влияющих на опасность аварии, на блоки и присвоение факторам индексов опасности аварии (ИОА), характеризующих значимость фактора для развития аварии на основе экспертных оценок [123].

На стадии эксплуатации угольной шахты рекомендуется анализ следующих видов опасностей [192, 200, 123]:

- 1) опасность аварии в результате взрыва газа (газа и пыли);
- 2) опасность аварии в результате горного удара;
- 3) опасность аварии в результате внезапного выброса угля (породы) и газа;
- 4) опасность аварии в результате прорыва воды или пульпы в подземные горные выработки;
- 5) опасность аварии в результате эндогенного пожара;
- 6) опасность аварии в результате экзогенного пожара;
- 7) опасность аварии в результате обрушения горных пород;
- 8) опасность аварии в результате ведения взрывных работ;
- 9) опасность аварии в результате влияния субъективного (человеческого) фактора [123].

Категория опасности (риска) аварии определяется согласно шестиуровневой лингвистической шкале (табл. 1.4).

Интегральный показатель опасности (риска) аварий на шахте определяется с учетом совокупности показателей опасности (риска) аварий всех девяти видов как отношение суммы фактических ИОА по всем блокам факторов аварий к сумме максимально возможных ИОА по всем блокам факторов с учетом субъективного (человеческого) фактора [123].

Таблица 1.4 – Диапазоны показателей опасности (риска) аварии и соответствующие лингвистические уровни (категории) опасности (риска) [123]

Диапазон показателя опасности (риска), %	Соответствующий лингвистический уровень (категория) опасности (риска)
от 0,0 до 10,0	Низкий уровень опасности (риска)
от 10,1 до 20,0	Умеренный уровень опасности (риска)
от 20,1 до 33,0	Средний уровень опасности (риска)
от 33,1 до 50,0	Значительный уровень опасности (риска)
от 50,1 до 90,0	Высокий уровень опасности (риска)
от 90,1 до 100,0	Чрезвычайно высокий уровень опасности (риска)

Интегральный показатель риска девяти выбранных видов аварий не совсем корректен, так как складываются показатели опасностей разной природы (горно-геологической, горнотехнической, организационно-технической и субъективного человеческого фактора), что приводит к усреднению результатов. Данный недостаток устранен в разработанной соискателем методологии оценки и снижения аэрологических рисков аварий в угольных шахтах, так как рассмотренные виды аварий иерархически увязаны между собой, и сравнение аэрологических рисков проводится по одинаковым видам аварий.

Выводы, цель и задачи исследований

Приведенный выше анализ производственного травматизма и аварийности на угольных шахтах Российской Федерации, а также анализ современного уровня развития способов и средств обеспечения аэрологической безопасности угольных шахт и методов оценки аэрологических рисков позволяет сделать следующие выводы.

1. Угольная отрасль остается объектом производства с наиболее высокой степенью опасности труда. Большинство аварий происходит по причине износа оборудования, нарушения технологии ведения горных работ, отсутствия профилактических мероприятий и несоответствия принятых технологических решений существующим условиям отработки месторождения.

2. Анализ динамики добычи угля на шахтах Российской Федерации, аварийности и травматизма со смертельным исходом за период с 2001 по 2023 гг. показывает, что добыча угля в среднем возросла за этот период почти в 2 раза, число аварий при этом снизилось в 3,3 раза, количество смертельно травмированных работников уменьшилось в 4,73 раза. При общем снижении аварийности и производственного травматизма за два последних десятилетия на угольных шахтах, аварии с единовременной гибелью большого числа работников шахт продолжают происходить с определенной периодичностью систематически, что требует концентрации научных и производственных усилий на оценке, прогнозировании и снижении аэрологических рисков аварий в угольных шахтах.

3. Среднее значение удельного показателя смертельного травматизма за первые 5 лет последнего двадцатилетнего периода составляет 0,4 чел./млн т. За последние 5 лет этого же периода среднее значение удельного показателя смертельного травматизма снизилось почти в 10 раз и составило 0,05 чел./млн т. Максимальное значение этого показателя за последние 5 лет составило 0,15 чел./млн т, оно относится к 2021 г., когда произошла авария на шахте «Листвяжная» в результате взрыва метана и угольной пыли.

4. По видам пожаров в угольных шахтах, произошедших за последние два десятилетия, частота экзогенных пожаров составила 41,17%; частота эндогенных пожаров – 58,83%. Суммирование данных рис.1.7 и 1.8 дают следующее распределение причин для: обрушений – 45,7%; взрывов метана и угольной пыли – 20,7%; пожаров – 29,77%; внезапных выбросов – 3,84%.

5. Общий объем добычи угля подземным способом в 2022 г. составил 103 млн т, при этом максимальные объемы были достигнуты на шахтах Инаглинская (6,0 млн т), Увальная (5,6 млн т), им. А.Д. Рубана (4,8 млн т), Распадская (4,6 млн т), им. В.Д. Ялевского (4,2 млн т), Северная (Ургалуголь) (4,0 млн т) и других, минимальная – на шахте им. Чиха (195,2 тыс. т), средняя добыча на одну шахту составляет около 2,25 млн т.

6. Решение проблемы обеспечения аэрологической безопасности на угольных шахтах предполагает выполнение комплекса работ, связанных с анализом и оценкой риска возможных аварий, происходящих вследствие отклонения параметров шахтной атмосферы от нормативных значений. Значительной части аварий удалось бы избежать в случае выявления основных закономерностей между опасностями, приводящими к аварийным ситуациям (на выемочных участках, крыльях шахты и шахты в целом), и своевременным выполнением профилактических мероприятий, направленных на снижение аэрологических рисков.

7. Рекомендуемые методики по оценке риска носят фрагментарный характер и не могут быть использованы без дополнительных исследований. Как правило, решения в области обеспечения аэрологической безопасности основываются на мнении практиков, а не на научной методологии. Следствием этого является широкое применение схем проветривания выемочных участков, характеризующихся минимальными затратами на обеспечение метанобезопасности и, соответственно, высокой степенью аэрологического риска.

8. Нормативно-техническая база по оценке рисков аварий в угольных шахтах несет в настоящее время рекомендательный характер.

9. Общий уровень затрат всех действующих шахт России на реализацию мероприятий по повышению уровня промышленной безопасности неуклонно растет, за период 2016-2020 гг. в текущих ценах эти затраты выросли в 1,6 раза, с 6 млрд руб. до 9,7 млрд руб. в год. В 2022 году они составили 12,1 млрд руб. Общий рост затрат на реализацию мероприятий по повышению уровня промышленной безопасности на шахтах России связан, прежде всего, с ростом количества опасных зон по повышенному горному давлению, проявлением динамических явлений, становящихся причинами обрушений пород кровли, оползней, прорывов воды, внезапных выбросов угля (породы) и газа, горных ударов.

Исходя из анализа общего состояния данных проблем, теоретических и экспериментальных исследований в указанных областях и в соответствии с поставленной в диссертации целью осуществлялось решение ряда задач, основными из которых являются:

- анализ современного состояния проблемы аэрологической безопасности в угольных шахтах; исследование и оценка взрывоопасности технологических систем угольных шахт;

- исследование закономерностей аэрологических рисков в угольных шахтах; причинно-следственные связи горнотехнических, горно-геологических и организационных факторов при формировании аэрологических рисков; обоснование метода оценки аэрологических рисков;

- разработка методологии оценки, прогнозирования и снижения аэрологических рисков в угольных шахтах: критерии опасности и уязвимости вентиляции выемочных участков, подготовительных выработок, крыльев шахт, шахт;

- построение внешней и внутренней иерархических структур аэрологических рисков шахт, крыльев шахт, выемочных участков и подготовительных выработок;

- оценка аэрологического риска по взрывам метана и угольной пыли, риска загазирования выработок, риска повторного использования выработок, риска влияния тяжелых углеводородов, риска аэродинамического старения выработок; составление обобщенного показателя прогнозного значения аэрологических рисков шахт;

- разработка метода и методики оценки, прогнозирования и снижения аэрологических рисков шахт, крыльев шахт, выемочных участков и подготовительных выработок по взрывам метана и угольной пыли;

- ранжирование угольных шахт по степени аэрологического риска; разработка рекомендаций по практической реализации метода оценки, прогнозирования и снижения аэрологических рисков угольных шахт, разрабатывающих высокогазоносные угольные пласты, опасные по взрывам пыли.

2. ИССЛЕДОВАНИЕ И ОЦЕНКА ВЗРЫВООПАСНОСТИ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ СИСТЕМ УГОЛЬНЫХ ШАХТ

2.1. Источники пылеобразования и газовыделения в угольных шахтах

Источники пылеобразования в угольных шахтах. В атмосфере шахт во взвешенном состоянии могут находиться пылевидные частицы различных размеров – от долей до 100 мкм. Угольная пыль может быть причиной взрывов, причем во взрыве может принимать участие как взвешенная в воздухе, так и отложившаяся пыль разных размеров [19, 242, 147].

По характеру пылеобразования все источники выделения пыли в угольных шахтах можно подразделить на первичные и вторичные [52, 72, 77]. К первичным источникам относятся все технологические процессы, непосредственно связанные с разрушением угля и пород. В запылении шахтной атмосферы они играют основную роль. К вторичным источникам относятся процессы взметывания осевшей пыли в результате воздействия вентиляционной струи, взрывной волны при ведении взрывных работ, конвейеризации горной массы, передвижения составов, людей и др.

В механизированном очистном забое современной угольной шахты, оснащенной механизированным комплексом, основными источниками пылеобразования являются выемка угля комбайном, передвижка секций механизированной крепи, транспортировка угля конвейерами и зачистка лавы комбайном. К второстепенным источникам пылеобразования, не связанным непосредственно с работой комбайна, относятся все процессы по разделке ниш, возведению крепи сопряжений, бурению шпуров и скважин в угле. Случайными источниками пылеобразования являются внезапное обрушение отжатого угля или зависших пород кровли и взметывание пыли при изменении режима вентиляции [85, 87, 88, 163, 164].

Основная доля образования пыли в угольных шахтах приходится на работу очистных и проходческих комбайнов.

Пылеобразование при работе комбайнов зависит от большого числа различных факторов. Наиболее значительными из них являются: режим работы комбайна и конструкция его исполнительного органа; режим вентиляции; влажность угля; крепость угля; петрографический состав; трещиноватость; степень метаморфизма; условия залегания пластов; физико-механические свойства угля и боковых пород и др.

Пылеобразование при разрушении угля и пород характеризуется интенсивностью, т.е. количеством пыли, образующимся в единицу времени (г/с), или удельным выходом пыли (удельным пылеобразованием), т.е. количеством пыли, образующимся при разрушении единицы объема горной породы (г/т). Часть образующейся пыли под действием движущегося воздуха и за счет кинетической энергии, получаемой частицами пыли в момент отделения от массива, взвешивается в воздухе. Концентрация взвешенной в воздухе пыли характеризует его запыленность и выражается количеством пыли в единице объема воздуха (мг/м^3). Эти показатели могут быть непосредственно замерены или определены при известных производительности горной машины, количестве воздуха, проходящего по выработке, скорости вентиляционной струи. Важной характеристикой является также дисперсный состав выделяющейся пыли, который определяется различными способами и выражается содержанием частиц различного размера в пылевом аэрозоле в процентах [90, 132, 134].

Пылеобразующая способность угля зависит от его вещественного состава, степени метаморфизма, влажности, крепости, наличия минеральных включений и степени перемятости (в зоне геологических нарушений), что влияет на запыленность воздуха в очистных и проходческих забоях при разработке угольных пластов. При увеличении крепости угля возрастают удельные энергозатраты на его разрушение, что ведет к дополнительному переизмельчению угля и выделению тонкой пыли. При выемке угля комбайнами с увеличением коэффициента крепости с 0,6 до 1,4 запыленность воздуха увеличивается, например, в Кузбассе – в 3 раза. С повышением

содержания различного вида влаги значительно уменьшается склонность угля к пылеобразованию. С увеличением естественной влажности угля с 1,5% до 8% запыленность воздуха снижается в Кузбассе в 9 раз. Наибольшее количество пыли образуется в угольных шахтах при выемке угля и проведении горных выработок, буровзрывных работах, а также при транспортировании и переработке горной массы, сопровождающихся ее измельчением или истиранием. Наиболее интенсивно пыль образуется при работе очистных и проходческих комбайнов, на долю которых приходится 90-95 % всей пыли, образующейся при ведении горных работ.

Наибольшее пылеобразование в шахтах наблюдается в очистных забоях, так как в них сосредоточены основные источники пылеобразования: выемка угля; погрузочно-разгрузочные операции; взрывные работы; транспортировка угля по выработкам; бурение шпуров и скважин [61, 72].

Пылеотложение в горных выработках. Известно, что пылеотложение наблюдается во всех горных выработках в результате пылеобразования при всех технологических процессах в шахтах. Установлено, что общее количество пыли, образующейся в шахте, составляет 0,1-0,5 % суточной добычи шахты.

Отложение пыли на почву происходит за счет силы тяжести. При отложении пыли на боковые стенки и кровлю выработки имеет место налипание пыли – часть пылинок, содержащаяся в движущемся потоке воздуха и находящаяся в контакте с поверхностью горной выработки, ударяется об эти поверхности. Если при этом условия на поверхности выработки таковы, что есть возможность коагуляции с ранее осевшими пылинками или просто прилипания, то ударившиеся пылинки будут оставаться на этой поверхности.

В выработках могут быть два вида инерционного осаждения частиц: на препятствиях при обтекании их потоком воздуха и под действием турбулентных пульсаций. Суть первого вида инерционного оседания состоит в том, что крупные частицы пыли при подходе к препятствию движутся по

инерции, ударяются о препятствие и задерживаются на нем, в то время как поток воздуха обходит препятствие. Во втором случае оседание частиц на стенки, кровлю и почву выработки происходит в результате инерционного пробега частицы в пристенном слое [5, 141].

Оценка пылеотложения по периметру выработок показывает, что основное количество пыли оседает на почве. За крепью выработки отлагается значительное количество пыли, близкое к отложившейся пыли на почве.

Пылеотложение по длине выработки происходит крайне неравномерно. Наибольшее оно в вентиляционных и откаточных штреках на участках, прилегающих к лавам, а также у погрузочных пунктов, у опрокидывателей.

Дисперсность угольной пыли во многом определяет характер распространения ее по горным выработкам и распределение по периметру выработки при осаждении. Дисперсный состав пыли, отложившейся по выработкам, характеризуется большим разнообразием. При этом содержание пыли размером 74 мкм с удалением от лавы уменьшается. Доля остальных фракций остается постоянной или незначительно увеличивается.

Отложение пыли в вентиляционных выработках зависит от параметров вентиляционной струи, выходящей из лавы: количества проходящего воздуха, его скорости, структуры потока, запыленности атмосферы и дисперсного состава пыли и влажности воздуха. Однако влияние фактора выноса пыли сказывается сильнее. Масса пыли, выносимая из лавы на вентиляционный штрек за сутки, достигает 300 кг и более, причем на 1 т добычи выносятся 0,02-1,8 кг пыли. Суточное пылеотложение на расстоянии 10 м от лавы в различных условиях колеблется в пределах 65-1500 г/м³·сут.

Всего на участке 10-300 м оседает 86% выносимой из лавы пыли. Концентрация угольной пыли в выработках, как правило, не достигает взрывоопасной величины. Создание взрывоопасного пылевого облака в шахтах возможно при участии осевшей пыли, которая при определенных условиях может перейти во взвешенное состояние. Для образования в выработке, имеющей площадь поперечного сечения 4,0 м², концентрации

пыли 100 г/м^3 , являющейся, безусловно, взрывчатой, необходимо поднятие во взвешенное состояние слоя осевшей пыли толщиной менее $0,1 \text{ мм}$.

Угольная пыль, находящаяся во взвешенном состоянии, более пожаро- и взрывоопасна, чем отложившаяся на стенках, почве и кровле выработки. Объясняется это тем, что горение отложившейся пыли протекает аналогично горению твердых веществ, в то время как горение взвешенной в вентиляционном потоке угольной пыли может происходить в виде взрыва.

Ранее отложившаяся пыль за счет энергии ударной волны источника воспламенения может перейти во взвешенное состояние и тем самым подготовить среду для дальнейшего протекания взрыва. Концентрация пыли в воздухе резко уменьшается при производственных процессах с увеличением скорости движения воздуха от $0,2$ до $1,0 \text{ м/с}$. Объясняется это тем, что при увеличении скорости струи увеличивается объем воздуха, проходящего через сечение источника пылеобразования, вследствие чего происходит эффективное разжижение взвешенной пыли вентиляционной струей.

При увеличении скорости вентиляционной струи с $0,4-0,6$ до $1,6-2,0 \text{ м/с}$ запыленность воздуха уменьшается, достигая минимума при скорости струи $1,5-2,5 \text{ м/с}$ за счет увеличения количества воздуха в призабойном пространстве лавы и выноса пыли. При увеличении скорости вентиляционной струи $1,8-2,5$ до $4,0-5,0 \text{ м/с}$ запыленность воздуха снова увеличивается, что обусловлено замедлением процесса седиментации и взметыванием ранее осевшей пыли.

Таким образом, запыленность воздуха в горных выработках при прочих равных условиях находится в тесной связи со скоростью его движения. Также в зависимости от скорости движения воздуха изменяется длина участка максимального пылеотложения.

Источники газовыделения в угольных шахтах. В горных выработках угольных шахт метан выделяется с обнаженных поверхностей угольных пластов, из отбитого угля, выработанного пространства и в небольших количествах – с обнаженных поверхностей пород. При разработке газоносных угольных пластов высокомеханизированными добычными комплексами

газовыделения из обнаженной поверхности разрабатываемого пласта, отбитого угля, выработанного пространства могут иметь значительные величины. Абсолютная газообильность нередко достигает таких величин, при которых средствами вентиляции не представляется возможным обеспечить нормальную работу забоев при заданной производительности [40, 59]. Так, например, на шахтах Кузнецкого и Воркутинского бассейнов ежегодное число случаев загазований горных выработок на шахтах увеличилось от 4 до 15 раз [84, 86].

Причинами образования взрывоопасной метановоздушной среды являются высокая природная газоносность и, следовательно, высокое пластовое давление, что при поверхности обнажения угленосной толщи во всей сети горных выработок, измеряемой десятками квадратных километров, предопределяет значительное газовыделение, несмотря на низкую газопроницаемость угольных пластов и вмещающих пород. Газовыделение составляет в среднем 10- 30 м³, достигая 40-50 м³ на 1 т добычи, а пиковое газовыделение, фиксируемое при определении категорийности шахт, достигает 120-160 м³ на 1 т добычи.

На шахтах с высокой газообильностью успешная борьба с образованием взрывоопасной среды возможна только на основе рационального сочетания проветривания и дегазации разрабатываемых и сближенных угольных пластов, а также выработанных пространств. Около 40% случаев образования взрывоопасной среды могут быть исключены при проведении эффективной дегазации [7, 10, 42, 48].

Газовая динамика лавы определяется газодинамическими процессами, связанными с выделением метана с обнаженной поверхности горного массива, из отбитого угля и выработанного пространства. Газовыделение с обнаженной поверхности остановленного забоя почти равномерно по его длине. При выемке угля, когда продолжительность обнажения отдельных участков забоя различна, газовыделение более интенсивно из свежееобнаженных

поверхностей (за комбайном). В таких местах содержание метана в воздухе может заметно возрастать.

Газовая динамика лавы характеризуется ростом концентрации метана по длине лавы в направлении от откаточного до вентиляционного штрека. Этот рост концентрации метана носит почти линейный характер, если газ из выработанного пространства не поступает в лаву. При поступлении метана из выработанного пространства в верхнюю часть лавы темп роста его концентрации увеличивается. Рост концентрации метана тем больше, чем больше он поступает в лаву из выработанного пространства. В результате возможны ситуации, когда концентрация в верхней части лавы приближается к предельно допустимой или даже превосходит ее, что часто имеет место при сплошных системах разработки и возвратноточных схемах вентиляции участков [15, 38, 39, 157].

Если выемка угля производится комбайном, то в месте его работы происходит дополнительное выделение метана из кусков угля и обнаженных поверхностей. Выделяющийся газ разносится вентиляционной струей вдоль лавы. В связи с этим по мере удаления от комбайна концентрация метана быстро уменьшается. По высоте лавы концентрация метана изменяется незначительно.

Газовая динамика выработанного пространства зависит от характера и интенсивности источника газовыделения в него, схемы примыкания выработанного пространства к воздухопроводящим выработкам участка и от утечек воздуха через выработанное пространство [128, 157]. Пути движения в выработанном пространстве в основном определяются утечками воздуха и, как правило, совпадают по направлению с последними. В выработанном пространстве можно выделить зону, активно проветриваемую утечками воздуха, и застойную зону. В активной зоне метан интенсивно разбавляется утечками воздуха, и его концентрация относительно невелика (не более 10%). Застойной зоны утечки воздуха не достигают. В ней происходит накопление газовой смеси с высокой концентрацией метана, поступающего из пластов-

спутников, а затем медленное его движение в направлении к активной зоне (под действием притекающего из сближенных пластов метана). Наличие большого количества газовой смеси с высокой концентрацией метана в застойной зоне может привести к внезапному его выделению в окружающие выработки в случае резкого уменьшения атмосферного давления в шахте, остановки главного вентилятора, работавшего на нагнетание, и резкого увеличения расхода воздуха на участке. В последнем случае имеет место переходный газодинамический процесс. При этом увеличиваются утечки воздуха через выработанное пространство, граница активной зоны перемещается вверх, и значительная часть газовой смеси с высокой концентрацией метана в застойной зоне захватывается утечками воздуха и выносится в вентиляционный штрек. В результате дебит газа в последнем увеличивается.

Характер и интенсивность газовыделения из выработанного пространства в рабочее пространство лавы в значительной степени зависят от схемы вентиляции участка [15, 38]. При сплошной системе разработки и U-образной схеме вентиляции газ из выработанного пространства проникает в рабочее пространство лавы лишь в нижней ее части, в которой утечки воздуха направлены из выработанного пространства в лаву. Так как нижняя часть выработанного пространства обеднена метаном, поступление метана из выработанного пространства невелико. В верхней части лавы часть метана из лавы уносится утечками воздуха в выработанное пространство. При столбовой системе разработки и U-образной схеме вентиляции утечками выносится весь метан из выработанного пространства в верхнюю часть лавы, вследствие чего там наблюдается резкий рост содержания метана. При столбовой системе разработки и Z-образной схеме вентиляции имеет место некоторое промежуточное поступление метана из выработанного пространства [15, 38, 56, 69].

2.2. Причины и механизм образования пылегазоопасных зон в выемочных участках при существующих схемах проветривания

Исследования механизма образования пылегазоопасных зон в выемочных участках проводились по натурным измерениям и экспериментам в Филиале «Шахта «Осинниковская» ОАО «ОУК «Южкузбассуголь». Годовая добыча шахты составляет 2285 тыс. т угля. Шахта относится к опасной по внезапным выбросам и горным ударам, опасной по суфлярным выделениям и опасной по взрывам пыли.

Вентиляция шахты осуществляется всасывающим способом вентиляторами главного проветривания ВЦД-47.5У, ВЦ-5, ВЦ-15 и УВЦГ-15. Абсолютное газовыделение составляет 112,8 м³/мин, относительное – 55,1 м³/т. Количество воздуха, поступающего в шахту, равно 387 м³/с.

На шахте отрабатываются три свиты пластов: Елбанская, Кандалепская и Полкашкинская (15 пластов угля марки «Ж»). Мощность пластов в пределах от 0,8 до 3,2 м. Все пласты относятся к опасным по пыли. Выход летучих веществ изменяется от 29,5 до 36,2%, нижний предел взрывчатости пыли составляет от 30 до 45 г/м³, удельное пылевыведение – от 295 до 1300 г/т. Классификация угольных пластов по пылевому фактору представлена в табл. 2.1.

Исследовалась пылевая обстановка на участке № 1 (лава 1-1-5-6 бис), отрабатывающего пласт Е-5. Длина лавы 200 м. Выемка угля производится комплексом 2КМ-138, комбайном KSW-460 (Польша). Скорость подвигания лавы 9,0 м/сут. Пласт Е-5 сложного строения, мощностью 3,20–3,50 м. Прослойком грубого алевролита мощностью 0,05–0,60 м пласт разделен на две пачки. Верхняя пачка мощностью 1,10–1,30 м, нижняя – 1,55–1,75 м. Пласт имеет включения «колчеданов»: в верхней пачке – до 8%, в нижней – до 3%. Влажность угля – 2,8%; зольность – 8,3%; выход летучих – 32,2%; удельное пылевыведение – 1100 г/т; нижний предел взрывчатости пыли – 36 г/м³.

Схема вентиляции участка – возвратноточная с частичным газоотсосом на фланг вентиляторами ВЦГ-7. Для частичного газоотсоса вентиляционный

штрек поддерживается деревянными клетями, устанавливаемыми в 5 м друг от друга. Лава обрабатывается обратным ходом (начальная длина столба 950 м). Крепление конвейерного и вентиляционного штреков – анкерное (прямоугольной формы). Борты и кровля выработок перетянуты сеткой «рабица».

Таблица 2.1 – Классификация угольных пластов по пылевому фактору [19]

№ п/п	Наименование пласта	Мощность пласта, м	Марка угля	Выход летучих в-в, %	Влажность угля, %	Зольность, %	Содержание пыли в отбитом угле, %	Удельное пылевыведение, г/т	Группа пластов по пылевому фактору	Результаты испытаний на взрывчатость	Лабораторная норма осланцевания, %	Минимальная норма негорючих веществ (норма осланцевания)	Нижний предел взрывчатости, г/м ³
1.	К-1 в/п	1,6	Ж	29,5	1,8	10,4	1,2	720	VII	Взр.	81	86	38
2.	К-2	0,8	Ж	31,5	2,5	7,25	1,9	450	V	Взр.	82	83	45
3.	К-3	1,3	Ж	30,3	1,9	16,4	1,6	380	V	Взр.	87	89	42
4.	К-4	1,6	Ж	29,0	2,0	24,3	2,5	560	V	Взр.	82	85	41
5.	К-5	1,5	Ж	31,5	1,9	10,7	3,2	1300	VIII	Взр.	86	84	40
6.	Е-1	1,8	Ж	32,1	1,8	5,4	0,62	371	V	Взр.	85	85	37
7.	Е-3	0,8	Ж	33,3	2,4	12,0	1,8	430	V	Взр.	76	84	42
8.	Е-4	1,3	Ж	32,0	1,9	5,2	1,23	1200	VIII	Взр.	85	86	38
9.	Е-5	3,2	Ж	32,2	2,4	10,8	1,6	1100	VIII	Взр.	87	86	36
10.	Е-6	1,7	Ж	33,4	2,3	5,5	0,71	295	V	Взр.	86	90	30
11.	Е-7	1,0	Ж	34,0	2,4	16,3	2,6	770	VII	Взр.	85	89	35
12.	Е-9	1,7	Ж	34,3	3,4	27,2	1,34	790	VII	Взр.	85	87	39
13.	Е-10	2,6	Ж	36,2	2,7	15,1	0,6	491	VI	Взр.	87	89	30

Количество воздуха, поступающее на участок, равно – 41,7 м³/с, из которого по конвейерному штреку проходит – 33,3 м³/с. Оставшиеся 8,4 м³/с воздуха отсасывается на фланг вентиляторами ВЦГ-7. Скорость движения воздуха на конвейерном штреке равна – 2,7 м/с, на вентиляционном – 2,0 м/с.

Газовая обстановка на участке в добычные смены представляет собой следующее: на исходящей струе из лавы и у комплекта (кутке) вентиляционного штрека содержание метана может достигать 1,3-1,8 %, что согласно табл. 2.2 снижает нижний предел взрывчатости угольной пыли пласта Е-5 более чем в два раза и составляет 18,5 г/м³ и менее.

Таблица 2.2 Нижние пределы взрывчатости угольной пыли в присутствии с метаном [19]

Объемная доля СН ₄ в воздухе, %	Нижний предел взрывчатости, мг/м ³					
	0,5	1	1,5	2	2,5	3
Е-5	37	24,64	18,5	12,32	9,842	6,142

Концентрация пыли по вентиляционному штреку в 10 м от лавы доходит до 260 мг/м³. Технически достижимый уровень (ТДУ) запыленности воздуха на вентиляционном штреке в 10 м от лавы составляет около 170 мг/м³, пылеотложение в этом месте доходит до 300 г/м³·сут, что также превышает допустимый уровень. Отдельные значения запыленности воздуха могут доходить до 340 мг/м³, а в лаве в 10 м от комбайна – от 369 до 1070 мг/м³. Норма осланцевания выработки составляет 86%.

Неравномерность выделения метана по длине лавы объясняется притоком газовой выделением из выработанного пространства в верхней части лавы в результате утечек воздуха, проходящих через выработанное пространство.

Установлена фактическая запыленность воздуха в вентиляционном штреке и запыленность воздуха при технически достижимом уровне (ТДУ) по длине штрека. Из графиков, приведенных на рис. 2.1 и 2.2, видно, что участки, опасные по взрыву отложившейся пыли, зафиксированы на расстоянии до 100 м от сопряжения с лавой. На этом участке дисперсный состав пыли изменяется от 0,1 до 10 мкм, что соответствует наиболее опасному диапазону по взрывчатости. И на этом же участке сосредоточены бурильный станок для пропиточных скважин, бурильный станок для дегазационных скважин, лебедка для доставки грузов по вентиляционному штреку, которые эксплуатируются в каждую смену. Ежедневно на вентиляционном штреке

находится от 4 до 8 человек. Всего на участке в добычную смену задействовано до 24 человек.

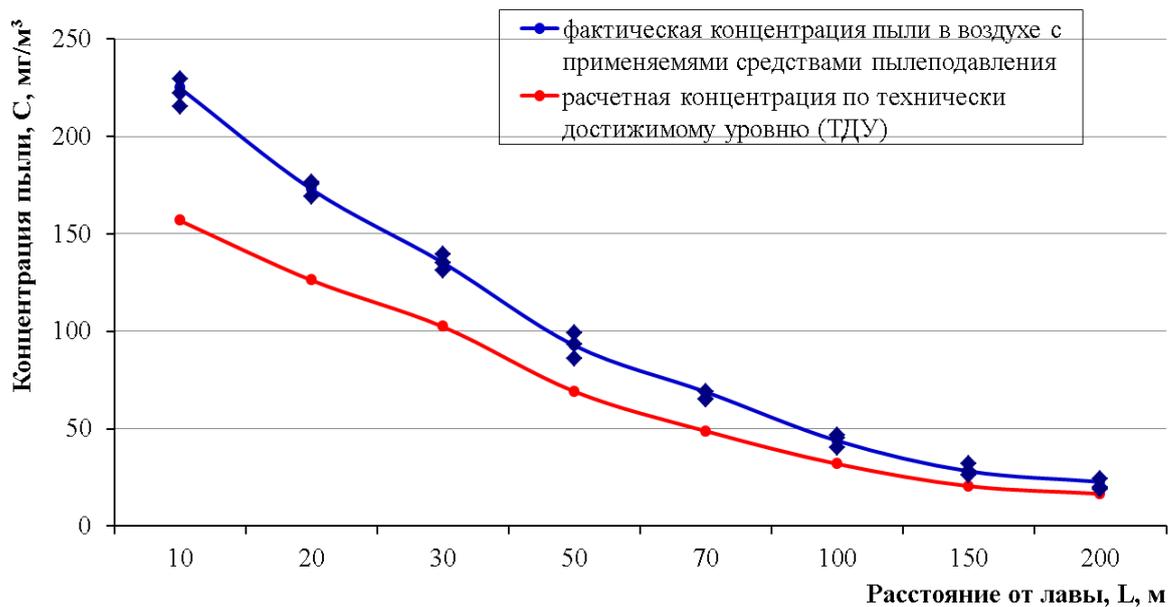


Рисунок 2.1 – Изменение запыленности воздуха по длине выработки

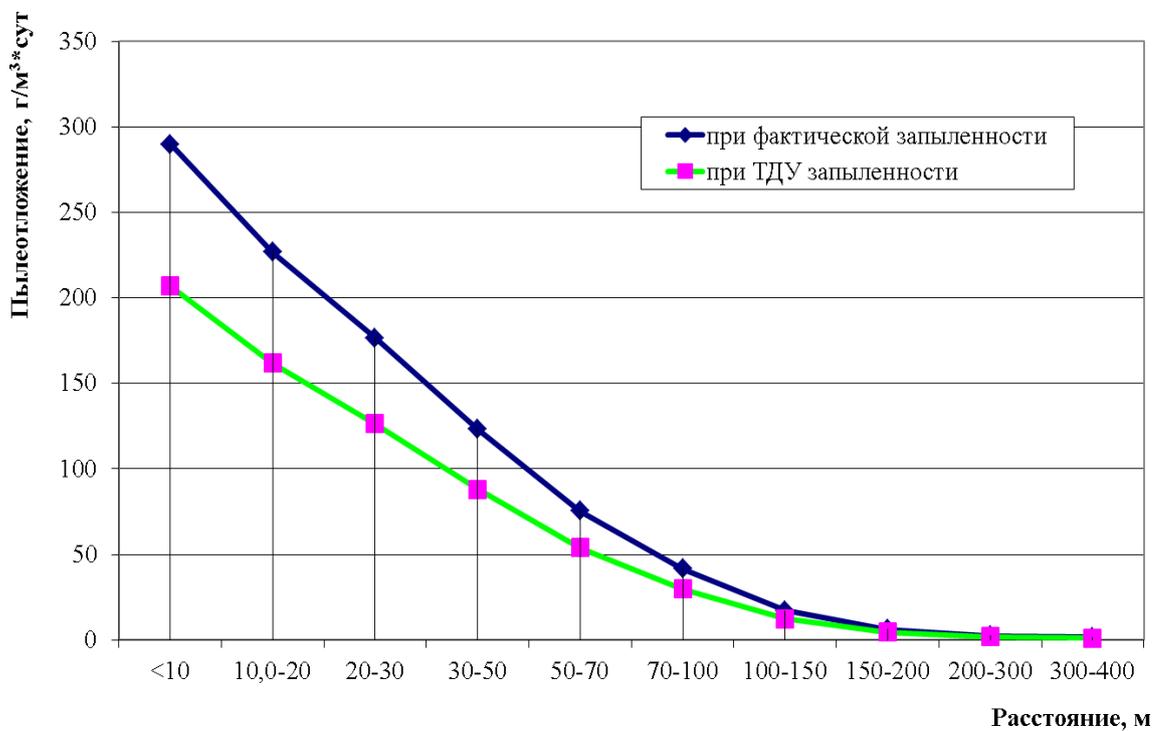


Рисунок 2.2 – Изменение интенсивности пылеотложения по длине вентиляционного штрека

Таким образом, наиболее пылегазоопасные зоны в выемочных участках сосредоточены на расстоянии до 100 м от сопряжения с лавой.

2.3. Анализ влияния сорбированных тяжелых углеводородов на взрывоопасность технологических систем шахт

Присутствие в рудничной атмосфере гомологов метана создает повышенную опасность, так как эти газы образуют взрывчатые смеси с воздухом при более низких концентрациях, чем метан, и, кроме того, являются высокотоксичными веществами [141]. Пределы взрываемости в смеси с воздухом составляют, например, для этана 3,2-2,5 %, для пропана 2,4-9,5 % и для бутана 1,9-8,4 % [141]. Однако в Правилах безопасности угольных шахт до настоящего времени не установлены значения предельно допустимых концентраций в воздухе для гомологов метана [141].

Тяжелые углеводороды наряду с метаном входят в состав газов угленосных отложений. В процессе углефикации генерируется огромное количество газов, преимущественно углеводородов [35, 141].

Значительное количество работ (Ю.Ф. Васючков, Г.Д. Лидин, Н.В. Ножкин, В.В. Ходот, Н.В. Шульман, И.Л. Эттингер, М.Ф. Яновская и др. [3, 141, 148, 167]) опубликовано по сорбции УВ в связи с определением метаноемкости углей и гидровоздействием на угольные пласты. Однако основное внимание уделяется метану, и данные по тяжелым УВ практически не приводятся. В ряде опубликованных работ (Ф.А. Алексеев, В.С. Лебедев, Е.С. Розанцев, И.С. Старобинец, Н.П. Таран и др. [96, 97, 147]) приводятся данные о повышенных и высоких концентрациях тяжелых УВ в сорбированных газах углей: до 40-60 % в газах, выделенных из угля нагреванием до 80 °С.

Исследования состава и количества сорбированных углеводородов угольных пластов и пыли были выполнены профессорами Лебедевым В.С. и Скопинцевой О.В. [141, 147] на шахте «Осинниковская» ОАО «ОУК

«Южжубассуголь» для угольных пластов (уголь марки Ж): Е-1, Е-5, К-1, К-5, угольной пыли пласта Е-5.

Пласт **Е-5** сложного строения, мощностью 3,20–3,50 м. Прослойком грубого алевролита мощностью 0,05 – 0,60 м пласт разделен на две пачки. Верхняя пачка мощностью 1,10–1,30 м, нижняя – 1,55–1,75 м. Пласт имеет включения «колчеданов»: в верхней пачке – до 8%, в нижней – до 3%. Кровля сложена аргиллитом, алевролитом, песчаником; почва – алевролитом. Расстояние от пласта Е-5«а» 40 м, от вышележащего отработанного пласта Е-6 – 50 м. Метаноносность пласта – более 25 м³/т. Качественные показатели пласта Е-5 следующие: марка – Ж; средний показатель отражения витринита – 1,01%; сумма фюзенизированных компонентов – 8%; влажность – 2,8%; выход летучих веществ – 32,1%; зольность чистых угольных пачек – 8,3%; содержание углерода – 87%; содержание серы – 0,48%; минеральные примеси – (глинистые минералы – 3%; карбонаты – 2%). Угол падения пласта – 8 град. Удельное пылевыведение – 1100 г/т; содержание пыли в отбитом угле – 1,6%; группа пластов по пылевому фактору – VIII; результаты испытаний на взрывчатость – взрывчата; нижний предел взрывчатости – 36 г/т; норма осланцевания – 86%.

Качественные показатели пласта **Е-6** следующие: марка – Ж; мощность пласта – 1,7 м; влажность угля – 2,3%; выход летучих веществ – 33,4%; зольность чистых угольных пачек – 5,5%. Удельное пылевыведение – 295 г/т; содержание пыли в отбитом угле – 0,71%; группа пластов по пылевому фактору – V; результаты испытаний на взрывчатость – взрывчата; нижний предел взрывчатости – 30 г/т; норма осланцевания – 86%.

Качественные показатели пласта **К-1** следующие: марка – Ж; мощность пласта – 1,6 м; влажность угля – 1,8%; выход летучих веществ – 29,5%; зольность чистых угольных пачек – 10,4%. Удельное пылевыведение – 720 г/т; содержание пыли в отбитом угле – 1,2%; группа пластов по пылевому фактору – VII; результаты испытаний на взрывчатость – взрывчата; нижний предел взрывчатости – 38 г/т; норма осланцевания – 86%.

Качественные показатели пласта **К-5** следующие: марка – Ж; мощность пласта – 1,5 м; влажность угля – 1,9%; выход летучих веществ – 31,5%; зольность чистых угольных пачек – 10,7%. Удельное пылевыведение – 1300 г/т; содержание пыли в отбитом угле – 3,2%; группа пластов по пылевому фактору – VIII; результаты испытаний на взрывчатость – взрывчата; нижний предел взрывчатости – 40 г/т; норма осланцевания – 86% [96, 97].

Известно, что у тяжелых УВ температура воспламенения, концентрационные параметры взрываемости ниже, а теплотворная способность выше, чем у метана. Проф. Лебедевым В.С. [96] была выдвинута гипотеза о том, что выделяемые из угля тяжелые углеводороды в процессе угледобычи могут играть роль «пускового» фактора в развитии процессов возгорания и взрывов в угольных шахтах.

Результаты опытов Е.С. Розанцева и Н.П. Таран показали [141], что при тектонической препарации углей возрастает их сорбционная активность по отношению к тяжелым углеводородам. Перемятые угли поглощают в 1,7 раза больше тяжелых углеводородов, чем крепкие ненарушенные угли. Сорбционная емкость углей по отношению к тяжелым углеводородам увеличивается по мере уменьшения крепости. По данным этих авторов, с возрастанием выбросоопасности пласта и частоты проявления внезапных выбросов повышается и содержание в угле тяжелых углеводородов (до 1,8 м³/т горючей массы). Пласты, практически невыбросоопасные, содержат тяжелых углеводородов до 0,001 м³/т г.м.; при содержании более 0,01 м³/т г.м. – пласты опасны, а при содержании от 0,004 до 0,01 м³/т г.м. угольные пласты являются переходными от опасных к неопасным [141].

2.4. Исследование закономерностей формирования аэрологических рисков в угольных шахтах

Ретроспективный анализ динамики взрывов метана за период с 1955 по 1990 гг. показывает, что частота взрывов в Карагандинском и Печорском бассейнах снижалась, в Донецком бассейне после снижения незначительно

повышалась (на 16%), а в Кузнецком бассейне за период с 1973 по 1990 гг. частота взрывов почти в четыре раза повысилась по сравнению с периодом 1966-1972 гг. [135, 138]. Наиболее катастрофическими последствиями характеризуются взрывы газа и пыли. Несмотря на применяемый на шахтах комплекс мероприятий газового и пылевого режимов, количество взрывов газа и пыли в Кузнецком бассейне за последние 30 лет имеет тенденцию к некоторому росту. Уровень травматизма и профессиональной заболеваемости в Кузбассе (за последние несколько десятков лет) остается превышающим средний показатель по Российской Федерации в 2 раза и более [46].

Данные утверждения приводятся с целью показать сложность решения задачи обеспечения аэрологической безопасности угольных шахт, так как условия отработки пластов заведомо опасные (увеличение метаноносности, температуры горных пород, увеличение пылеобразующей способности пластов вследствие уменьшения их влажности из-за роста температур пород, рост горного давления и др.) [98, 169]. Ухудшение горно-геологических условий усугубляется горнотехническими и технологическими – ростом концентрации и интенсификации горных работ [55, 57] с дальнейшим увеличением метанообильности шахт и участков, скорости подвигания забоев, энерговооруженности шахт и др.

Добыча угля подземным способом осуществляется в заведомо неблагоприятных условиях горного производства, характеризующихся, во-первых, высокой степенью опасности и вредности природных факторов по отношению к человеку, во-вторых, технологической спецификой, проявляющейся в непостоянстве рабочего места и нестационарности шахты как технологической системы. Угольная отрасль в России по-прежнему остается одной из самых опасных.

С одной стороны, объективными причинами такой опасности является проявление негативных природных факторов, сопутствующих подземной добыче угля. С другой стороны, рост глубины ведения горных работ, интенсификация и концентрация производственных процессов по добыче угля

усугубляют и без того опасность проявления негативных факторов подземной угледобычи. Кроме того, большинство опасных факторов имеют синергетический характер их проявления, т.е. действие одного опасного фактора усиливает действие другого опасного фактора, что, например, для газа и угольной пыли проявляется в том, что даже незначительные концентрации метана снижают нижний предел взрываемости угольной пыли.

Все вышесказанное обосновывает необходимость функционирования эффективной многофункциональной системы безопасности (МФСБ) угольных шахт, такой, чтобы структурные элементы этой системы имели синергетический характер предупреждения аварий и защиты угольной шахты в аварийных ситуациях [24]. Для эффективного функционирования МФСБ необходим тщательный анализ горно-геологических и горнотехнических условий угледобычи, анализ и оценка риска аварий, оценка эффективности мероприятий по снижению риска аварий на угольных шахтах [24, 95, 100, 110, 131, 154, 166, 173].

Среди многих структурных элементов системы МФСБ первостепенное значение имеет аэрологическая безопасность, как с точки зрения обеспечения жизнедеятельности горнорабочих, находящихся в шахте, так и с точки зрения безопасности самой шахты, так как аварии, возникающие в результате взрыва газа и пыли, эндогенных пожаров, развиваются в считанные секунды, неконтролируемы, могут иметь катастрофические последствия, и ликвидируются в течение больших периодов времени. В этой связи роль и важность оценки и снижения аэрологических рисков угольных шахт трудно переоценить, и очевидна необходимость развития данной стороны аэрологической безопасности и совершенствования инструментов и механизмов оценки и снижения рисков на горных предприятиях.

Одним из механизмов снижения аэрологических рисков в угольных шахтах является применение системы управления газовыделением (СУГ), и наоборот, отказы, возникающие при функционировании системы управления газовыделением, могут формировать закономерности, приводящие к

возникновению аэрологических рисков Отказы в функционировании систем управления газовыделением могут быть вызваны неблагоприятным сочетанием различных факторов – колебанием интенсивностей газовыделений из разрабатываемого пласта, выработанного пространства, нестационарностью газодинамических процессов, колебаниями расходов воздуха, непланируемыми изменениями сопротивлений выработок, отказами вентиляционных сооружений, колебанием значений параметров горно-геологических и горнотехнических условий, изменением физико-технических свойств разрабатываемых пластов (газоносности, газопроницаемости, газоотдачи, коллекторских, фильтрационных свойств, пылеобразующей способности), геологических нарушений и т. д. [70, 77, 84, 152]. Поэтому при исследовании закономерности возникновения отказов систем управления газовыделением, приводящих к возникновению аэрологических рисков, отдельные вышеуказанные параметры рассматриваются как случайные величины, которые могут принимать то или иное значение, неизвестное заранее.

Нестационарность динамических процессов (газо-пыле-тепловыделений) в шахтах является первопричиной потери работоспособности системы управления газовыделением, так как изменения горно-геологических и горнотехнических условий разработки угольных пластов могут привести к опасности возникновения отказов.

Чем глубже изучены закономерности, описывающие процессы изменения свойств и состояния угольных пластов, процессы загазирования выработок, процессы старения горных выработок и вентиляционных сооружений, тем достовернее можно обосновать технические решения по управлению газовыделением и обеспечить сохранение показателей надежности в требуемых параметрах [12, 22, 32, 74, 140, 143].

Прежде, чем рассматривать закономерности процессов, сопровождающих разработку угольных пластов, условимся под системой управления газовыделением понимать комплекс мероприятий по

перераспределению газовыделения или изменению его величины. Целью управления газовыделением является облегчение вентиляции выработок, повышение эффективности вентиляции выемочных участков, подготовительных выработок и шахты в целом [12].

Управление газовыделением осуществляется проведением следующих основных мероприятий: изменением схем вентиляции; изменением аэродинамического сопротивления выработок с помощью вентиляционных сооружений и устройств; применением соответствующего порядка отработки пластов в свите и систем разработки; применением специального проветривания выработанного пространства, использованием газоотсасывающих установок; применением дегазации выработок и пластов, газодренажных выработок и скважин и др. [12].

Если выделить из мероприятий системы управления газовыделением основу, на которой зиждутся основные мероприятия СУГ, то такой основой будут свойства и состояние угольных пластов и вмещающих пород, которые являются источником и местом проявления газовыделения, пылеобразования, внезапных выбросов угля, пород и газа, самовозгорания угля, горных ударов. Поэтому тщательное изучение закономерностей, происходящих в угленосной толще, является основой для принятия технических решений в рамках системы управления газовыделением. Знание таких закономерностей позволит установить весомость эффективности направлений мероприятий СУГ. Например, при отработке высокогазоносных угольных пластов, опасных по взрывам пыли, мероприятия по дегазации (заблаговременной, предварительной, пластовой) выходят на первый план [12, 103, 148, 150]. Также важны вопросы, касающиеся порядка отработки пластов в свите, затем следуют вопросы выбора схем вентиляции, специального проветривания с использованием газоотсасывающих установок и др. [12].

На больших глубинах отработки угольных пластов возрастает интенсивность сближения кровли и почвы и, следовательно, возрастает роль

аэродинамического старения выработок и его влияние на эффективность СУГ [140, 143, 250, 234, 255, 256].

Хотя для оценки надежности, как правило, используются вероятностные характеристики, это не значит, что оценку эффективности системы управления газовыделением можно сделать лишь на основании вероятностных характеристик [140]. Методы предиктивной аналитики позволяют на основе имеющейся информации предсказать, как события будут развиваться дальше. Поэтому первый вопрос, который возникает в этой связи, касается поиска, затем обработки и далее – интерпретации фактов, которые необходимы для выбора управляющих решений в СУГ [12].

В зависимости от уровня сложности сбора информации и степени вовлеченности человека в этот процесс выделяют четыре типа аналитики данных:

1. Описательная аналитика – собирается информация в течение всего времени, а затем анализируется. Задача состоит в том, чтобы ответить на вопрос «Что произошло?». Для угольных шахт методами описательной аналитики можно осуществлять сбор информации по: авариям в угольных шахтах, их причинам, ущербу; описанию горно-геологических и горнотехнических условий, при которых произошла авария, расследованию причин аварий и др. [12].

2. Диагностическая аналитика – определяется, почему произошло то или иное событие. Для этого применяют статистические методы анализа. Данные разбиваются по группам, детализируются, выявляется корреляция, которая дает представление о факторах, оказавших влияние на результат. Для СУГ диагностическая аналитика использовалась при исследовании процессов старения выработок. Основные виды горных выработок были разбиты на 13 групп в зависимости от того, пройдены они по пласту или полевые, от способа охраны выработок, подработки и надработки угольных пластов, вида транспорта (конвейерный или рельсовый) и др. [12].

3. Предиктивная аналитика на основе имеющейся информации, полученной с помощью методов описательной и диагностической аналитики, помогает предсказать, как события будут развиваться дальше. Так, например, с помощью методов прогнозной аналитики, изучив показатели старения выработок, можно определить момент времени, когда в выработке должен быть произведен профилактический ремонт. Это поможет избежать сбоя в системе функционирования шахтных вентиляционных систем [12].

4. Предписывающая аналитика позволяет понять, какие действия следует предпринять. В нашем случае с СУГ в первую очередь это технические решения, направленные на управление свойствами и состоянием угольных пластов (параметры предварительного увлажнения; заблаговременной, предварительной, пластовой дегазации; технические показатели систем противоаварийной защиты и т. д.), во вторую очередь – это мероприятия технико-технологического характера (нагрузка на очистной забой, скорость подвигания очистного забоя и т. д.) [12].

Как было отмечено ранее, при оценке эффективности СУГ для различных горнотехнических и горно-геологических условий необходим представительный объем статистических данных как по элементам вентиляционной системы (главные вентиляторы, газоотсасывающие установки, вентиляторы местного проветривания, вентиляционные двери и шлюзы, кроссинги, главные воздухоподающие и вентиляционные стволы, лавы, откаточные и вентиляционные штреки, газоотсасывающие трубопроводы, средства автоматики и др.), так и по горнотехническим условиям (производительность лавы, мощность пласта, крепость пород, способ охраны выработок, глубина разработки, система разработки и др.) [16, 32]. При сборе данных по отказам элементов вентиляционной системы должны использоваться данные аэрогазового контроля шахт [12, 31, 144].

Аэрогазовый контроль является составной частью многофункциональных систем безопасности угольных шахт, в том числе шахтной

вентиляционной системы, и обеспечивает оперативный контроль за соблюдением принятых проектных решений [70, 144, 221, 228, 230, 236, 249].

К основным функциям системы аэрогазового контроля относятся автоматический контроль (измерение) содержания метана, оксида углерода, других опасных и вредных газов, кислорода и пыли в шахтной атмосфере, автоматическая газовая защита, автоматический контроль расхода воздуха, контроль параметров работы вентиляторов, газоотсасывающих установок и воздухорегулирующих сооружений и др. [144].

В соответствии с [145] непрерывный автоматический контроль расхода воздуха, который свидетельствует об успешном функционировании шахтной вентиляционной системы, осуществляется в исходящих струях выемочных участков, в поступающих струях выемочных участков шахт, опасных по внезапным выбросам угля и газа, в поступающих струях выемочных участков, проветриваемых по прямоточным схемам с под свежением исходящей из очистной выработки вентиляционной струи, в исходящих струях очистных забоев, в газоотсасывающих трубопроводах и в выработках, оборудованных смесительными камерами.

Оценка рисков загазирования на выемочном участке, позволяющая научно обосновать принятие решений по их снижению, должна производиться на основе результатов измерений и контроля параметров аэрогазового состояния, технологических и производственных процессов [144]. Непрерывный мониторинг параметров шахтной атмосферы является неотъемлемой частью информационно-аналитического обеспечения оценки аэрологических рисков для принятия технических решений в компетенциях системы управления газовой выделением.

Угольные пласты и вмещающие породы являются источником и местом проявления газовой выделенной, пылеобразования, внезапных выбросов угля, пород и газа, самовозгорания угля, горных ударов [12]. Поэтому в системе мероприятий по управлению газовой выделением, фактически тех мероприятий, которые будут в первую очередь предупреждать отказы системы управления

газовыделением на этапе эксплуатации угольной шахты, ключевыми являются мероприятия по заблаговременной дегазационной подготовке угольных пластов к их безопасной и эффективной отработке.

2.5. Основные закономерности снижения аэрологических рисков в угольных шахтах

В современных условиях с высокой концентрацией и интенсификацией работ при подземной разработке угольных месторождений главные опасности и вредности связаны с ростом газовыделения, пылеобразования, внезапных выбросов газа, самовозгорания. Перспективные направления борьбы с главными опасностями угледобычи связаны с основными принципами обеспечения безопасности, такими, как разделение во времени и пространстве объекта и опасностей, технико-технологические способы защиты, локальные средства защиты.

Применительно к горным работам такими направлениями могут считаться:

- проведение мероприятий по предотвращению опасностей отдельно от горных работ во времени и пространстве (заблаговременная дегазация);
- применение способов управления газовыделением [206, 190, 191];
- оптимизация совместной работы вентиляции и дегазации.

Широкий спектр инженерных задач, комплексно решаемых при **заблаговременной дегазационной подготовке** газоносных угольных пластов, обусловил интенсивное развитие этого способа в плане сочетания различных технологических приемов, химических и физических эффектов при воздействии на эти пласты [158, 159, 223, 224].

Однако основной задачей продолжает оставаться создание развитой системы техногенных трещин в зоне воздействия, в радиусе до 150 м от скважины, – необходимое условие эффективности этого способа, обеспечивающее связь сформированного техногенного коллектора с дневной поверхностью.

По типу рабочего агента базовые технологии расчленения можно подразделить на: пневморасчленение пласта, пневмогидрорасчленение пласта, гидрорасчленение пласта.

Сущность *пневморасчленения* угольного пласта заключается в нагнетании сжатого воздуха в пласт через предварительно обсаженные, зацементированные скважины в режиме расчленения, т.е. с темпом нагнетания, превосходящим естественную приемистость пласта.

Отличительная особенность пневматического воздействия на угольный пласт – повышение фазовой проницаемости пласта для метана, а также снижение сорбционной способности угля для газа за счет нагрева. Для закачки в пласт воздуха могут применяться компрессорные установки типа КПУ-16/100, 2ВМ4-8/401, ОВГ-3, «Крезе – Луар», «Кларк – Дрестер» и др. [101, 148, 149].

Способ управления газовыделением – одна из важнейших задач, решаемая при отработке угольных пластов [158, 159, 216, 220, 229, 235, 223, 224].

Вентиляция – это основное средство снижения метанообильности выработок. Управление газовыделением вентиляцией основывается на выборе рациональных схем проветривания выемочных участков, регулировании утечек воздуха через выработанное пространство, применении изолированного отвода метановоздушных смесей по специальным выработкам [180, 193, 214, 231, 237, 244, 245].

Для отвода из выработанного пространства газовоздушных потоков применяются специально пройденные или сохраненные при отработке смежных выемочных столбов газодренажные выработки [15], которые располагаются на 5-10 м выше вентиляционных и соединяются с ними сбойками. К началу очистных работ в сбойках, расположенных впереди очистного забоя, возводятся изолирующие перемычки [157, 158]. При переходе сбойки в выработанное пространство перемычку в ней разбирают,

образуя дополнительный путь для отвода из выработанного пространства обогащенного метаном воздуха [251, 252].

В том случае, когда необходимое снижение содержания метана в рудничном воздухе не обеспечивается средствами вентиляции, выбирают способ дегазации [210, 254].

Вентиляция и дегазация – это два способа, направленные на достижение одной цели (удаление газа из горных выработок шахты), поэтому должны рассматриваться в качестве единой системы [10, 11, 65, 68, 158]. Анализ системы «вентиляция-дегазация» на действующих шахтах показывает [68, 78, 127, 128, 139, 149, 150], что:

- вентиляция имеет преобладающее значение в борьбе с газом в шахтах. Ее доля в удалении газа из шахты более 70-75 % даже при самом усиленном применении дегазации;

- дегазация должна применяться в строго обоснованных условиях, когда газовую проблему не представляется возможным решить совершенствованием вентиляции [10, 103, 137, 125, 149, 150].

Выбор способов дегазации зависит от структуры газового баланса выемочного участка, включающего все источники газовыделения. Перераспределение газа, выделившегося в пределах выемочного участка в связи с изменением путей движения утечек воздуха, может быть вызвано разными способами охраны выработок. Искажение истинной структуры газового баланса выемочного участка приводит к неправильному выбору источника дегазации.

В работах [93, 94, 149, 150, 168, 170, 171] установлено, что способ охраны вентиляционной выработки оказывает влияние на формирование газового режима в лаве, преобразовывая при этом одни схемы вентиляции выемочных участков в другие.

Таким образом, при выборе способа охраны вентиляционных выработок выемочных участков нужно учитывать не только его способность сохранять

выработку в удовлетворительном состоянии, но и его влияние на аэродинамику выемочного участка.

Выводы

1. Проведенный анализ состояния пылевзрывобезопасности угольных шахт показал, что отдельные значения запыленности воздуха могут достигать до 340 мг/м^3 , а в лаве в 10м от комбайна – от 369 до 1070 мг/м^3 , пылеотложение в этом месте доходит до $390 \text{ г/м}^3 \cdot \text{сут.}$, что также превышает допустимый уровень.

2. Присутствие в рудничной атмосфере тяжелых углеводородов создает повышенную опасность, так как эти газы образуют взрывчатые смеси с воздухом при более низких концентрациях, чем метан. При разработке высокогазоносных углей средней стадии метаморфизма возникают дополнительные риски вспышек и воспламенения метана при резании угля, а также риски его самовозгорания.

3. Одним из механизмов снижения аэрологических рисков в угольных шахтах является применение системы управления газовыделением, и наоборот, отказы, возникающие при функционировании системы управления газовыделением, могут формировать закономерности, приводящие к возникновению аэрологических рисков. Отказы в функционировании систем управления газовыделением могут быть вызваны неблагоприятным сочетанием различных факторов – колебанием интенсивностей газовыделений из разрабатываемого пласта, выработанного пространства, нестационарностью газодинамических процессов, колебаниями расходов воздуха, непланируемыми изменениями сопротивлений выработок, отказами вентиляционных сооружений, колебанием значений параметров горно-геологических и горнотехнических условий, изменением физико-технических свойств разрабатываемых пластов (газоносности, газопроницаемости, газоотдачи, коллекторских, фильтрационных свойств, пылеобразующей способности), геологических нарушений и т. д.

4. Основные закономерности снижения аэрологических рисков в угольных шахтах лежат в области применения технических решений, направленных на управление свойствами и состоянием угольных пластов (параметры предварительного увлажнения; заблаговременной, предварительной, пластовой дегазации; технические показатели систем противоаварийной защиты и т. д.), во вторую очередь – это мероприятия технико-технологического характера (нагрузка на очистной забой, скорость подвигания очистного забоя и т. д.).

3. МЕТОДОЛОГИЯ ОЦЕНКИ И СНИЖЕНИЯ АЭРОЛОГИЧЕСКИХ РИСКОВ АВАРИЙ В УГОЛЬНЫХ ШАХТАХ

3.1. Методологический подход к оценке и управлению аэрологическими рисками аварий в угольных шахтах

Кузнецкий бассейн является основным поставщиком угля в России. Наиболее производительные шахты России находятся в Кузнецком бассейне: ПЕ «Шахта им. В.Д. Явлевского» АО «СУЭК Кузбасс» (годовая добыча угля 8,5 млн т), ПЕ «Шахта им. А.Д. Рубана» АО «СУЭК Кузбасс» (6,5 млн т), ПЕ «Шахта им. С.М. Кирова» АО «СУЭК Кузбасс» (5,4 млн т) [20, 105]. В целом по шахтам России все угольные пласты являются опасными хотя бы по одному фактору (высокая метаноносность; сульфурные выделения; внезапные выбросы угля, породы, газа; горные удары; самовозгорание; опасные по взрывам пыли и др.), и большинство пластов опасны по одному и более факторам одновременно.

При построении методологии обеспечения аэрологической безопасности угольных шахт использован риск-ориентированный подход [16, 21, 43 54, 60, 66, 79], так как добыча угля подземным способом осуществляется в заведомо неблагоприятных условиях горного производства, характеризующихся, во-первых, высокой степенью опасности и вредности природных факторов по отношению к человеку, во-вторых, технологической спецификой, проявляющейся в непостоянстве рабочего места и нестационарности шахты как технологической системы.

Применительно к угольной шахте понятия «опасность» и «риск» относятся к возможным влияниям на функционирование шахты и ее реакции на эти влияния («уязвимость»). Риск возникает только в области пересечения опасности с объектом, например, с горными выработками (выработанным пространством, угольным массивом и др.) в пределах участка, крыла или шахты в целом. Если такие области пересечения опасности с объектом отсутствуют, то и риски отсутствуют [28].

Поскольку все объекты угольной шахты находятся в зоне действия горно-геологических и горнотехнических опасностей [2, 4, 8, 185, 186, 187, 188, 197, 241, 247], то для них существуют риски не суметь противодействовать этим опасностям.

Риск-ориентированный подход применительно к вопросам аэрологической безопасности связан с анализом, оценкой и уменьшением риска аварий, которые могут произойти из-за несоответствия параметров шахтной атмосферы их нормативным значениям вследствие уязвимости схем, способов и средств вентиляции. Такие риски носят название аэрологических [14, 19] и чем они ниже, тем выше аэрологическая безопасность угольных шахт.

По степени последствий реализации аэрологических рисков последние подразделяются на три ранга (I, II, III) с иерархической структурой, представленной в предыдущих работах [9, 32, 34]. Аэрологические риски I ранга охватывают всю шахту, аэрологические риски II ранга охватывают пласты, крылья, залежи [9]; аэрологические риски III ранга охватывают отдельные добычные или подготовительные участки [14, 20, 33, 34]. Наиболее опасны риски I ранга, однако вероятность их реализации весьма мала по сравнению с рисками III ранга, но виды аварий этого ранга (взрывы газа и пыли) являются наиболее распространенными на шахтах.

Математически аэрологический риск выражает вероятностную меру опасности возникновения аварий, реализуемой для схемы вентиляции определенной уязвимости, из-за неудовлетворительного состава шахтной атмосферы [19].

Основным барьером для угольных шахт был и остается газовый вентиляционный барьер [7, 18]. В настоящее время вследствие значительной глубины горных работ и большой нагрузки на очистные забои в угольных шахтах выделяется большое количество метана (среднее значение абсолютной метанообильности по отрасли составляет 60,5 м³/мин, достигая в ПАО «Распадская» 251 м³/мин; среднее значение относительной метанообильности по отрасли составляет 20,2 м³/т, достигая в СП «Шахта Воркутинская» 108,35

м³/т) [20]. Традиционные способы вентиляции с таким количеством газа уже не справляются, так как необходимо подавать большой объем воздуха для разбавления метана, что невозможно из-за превышения скоростей движения воздуха по выработкам. В таких случаях необходимо проводить дегазацию пластов и организовывать работу вентиляционно-дегазационных систем, но даже они не могут предотвратить местные и слоевые скопления метана, так называемые аэрологические риски III ранга [28].

Для сверхкатегорных угольных шахт, разрабатывающих высокогазоносные угольные пласты, опасные по взрывам пыли, обеспечить аэрологическую безопасность без применения дегазации и обеспыливающей обработки угольных пластов невозможно [10, 18, 20, 190, 191]. Однако основным средством борьбы с газовой и пылевой опасностью в угольных шахтах по-прежнему остается вентиляция. При внезапной остановке вентилятора главного проветривания в газовых шахтах, если невозможно включить резервный вентилятор, необходимо прекратить все работы на участках, снять напряжение с электрооборудования, вывести по истечении 30 минут всех людей к воздухоподающему стволу; при неисправностях, требующих длительного устранения, вывести людей на поверхность. Поэтому для эффективного выбора схем воздухообеспечения в угольных шахтах вопросы оценки и анализа аэродинамических параметров воздушных потоков находят свое дальнейшее развитие в работах [15, 37-39], производится расчет устойчивости воздушных потоков в горных выработках по количеству, направлениям, фактору тепловой депрессии.

Для успешного решения множества проектных и производственных вопросов, связанных с обеспечением аэрологической безопасности угольных шахт на должном уровне, необходимы анализ и обработка больших потоков структурированной информации, взаимоувязанных между собой иерархически и представляющих собой некую информационную архитектуру аэрологической безопасности. Для этой архитектуры должны быть прописаны критерии опасности для системы в целом и уязвимости ее элементов, в

соответствии с которыми разрабатываются инженерно-технические решения по предотвращению воздействия опасных горно-геологических и горнотехнических факторов угледобычи. Конечной целью построения архитектуры аэрологической безопасности является количественная оценка аэрологической безопасности и определение путей ее совершенствования [28].

3.2. Причинно-следственные связи горнотехнических, горно-геологических и организационных факторов при формировании аэрологических рисков аварий

Вся совокупность причинно-следственных связей горнотехнических, горно-геологических и организационных факторов отражает сложную организационно-техничко-технологическую систему функционирования угольной шахты. Анализ причинно-следственных связей между вышеуказанными факторами и их корреляция со статистическими данными по взрывам метана и угольной пыли позволяют выявить закономерности возникновения, развития и проявления аэрологических рисков.

К природным опасностям, влияющим на состояние угольных шахт, относятся обвалы и обрушения угля и пород, взрывы метана и угольной пыли, газодинамические явления, пожары, затопления выработок и др. [6, 8, 22, 52, 61, 76, 87].

Нарушение технологического процесса добычи угля также отрицательно сказывается на состоянии шахт. Воздействие подобных опасностей приводит к перераспределению воздуха в горных выработках, проветривание нарушается, загазируются выработки. Техническая система утрачивает способность выполнять требуемые функции по фактору вентиляции [8, 19].

Ошибки человека вызываются главным образом незнанием, забывчивостью или грубым нарушением безопасных приемов труда, норм и требований по технике безопасности, халатностью, а также неумением прогнозировать ход технологических процессов [23, 44]. Практически во всех

актах расследования причин несчастных случаев (в том числе со смертельным исходом) отмечаются низкая производственная и технологическая дисциплина, пренебрежение организационными и техническими мероприятиями при выполнении подземных работ [19, 182, 218, 232, 238, 242].

Современное развитие производства с применением высокопроизводительных машин, оборудования, систем контроля и слежения за технологическими процессами, управления параметрами технологических процессов повысило долю нервно-психических нагрузок на трудящихся и требует реализации высших психических функций человека – памяти, мышления, внимания, быстрого принятия безошибочного решения, правильной реакции на любую информацию. «Человеческий фактор» становится в современных условиях важным в повышении эффективности и безопасности труда [19, 44, 88, 89].

Проведенный анализ обстоятельств и причин аварий, произошедших за последние годы на угольных шахтах (согласно сведениям, предоставленным Федеральной службой по экологическому, технологическому и атомному надзору), позволяет получить деревья отказов для различных видов аварий (экзогенный пожар, эндогенный пожар, взрыв газа и угольной пыли, нарушение дегазации, отказ вентилятора местного проветривания и др.), а также установить причинно-следственные связи между нежелательными событиями, приводящими к чрезвычайной ситуации (рис. 3.1). Таким образом, деревья отказов позволят учесть наиболее полный список возникновения аварийных ситуаций [8, 19, 27, 195, 196, 201, 204, 207, 209, 212, 213, 251].

Экзогенные пожары происходят в результате несанкционированного ведения огневых работ, короткого замыкания, нарушений правил эксплуатации ленточных конвейеров, нагревания (трения) ленты конвейера [19, 240]. Трение ленты происходит о неисправные ролики, детали конвейерного става, крепь, чему способствует сход ленты в сторону, заштыбовка линии, налипание транспортируемого угля на барабаны, завалы мест перегрузки. В большинстве случаев пожар происходит от трения

приводного барабана о неподвижную ленту. Загорание ленты происходит за 10 – 20 мин такого режима конвейера. Горение ленты распространяется по длине ленты в направлении движения вентиляционной струи. Приведем причинно-следственные связи между нежелательными событиями, приводящими к экзогенному пожару (рис. 3.2).

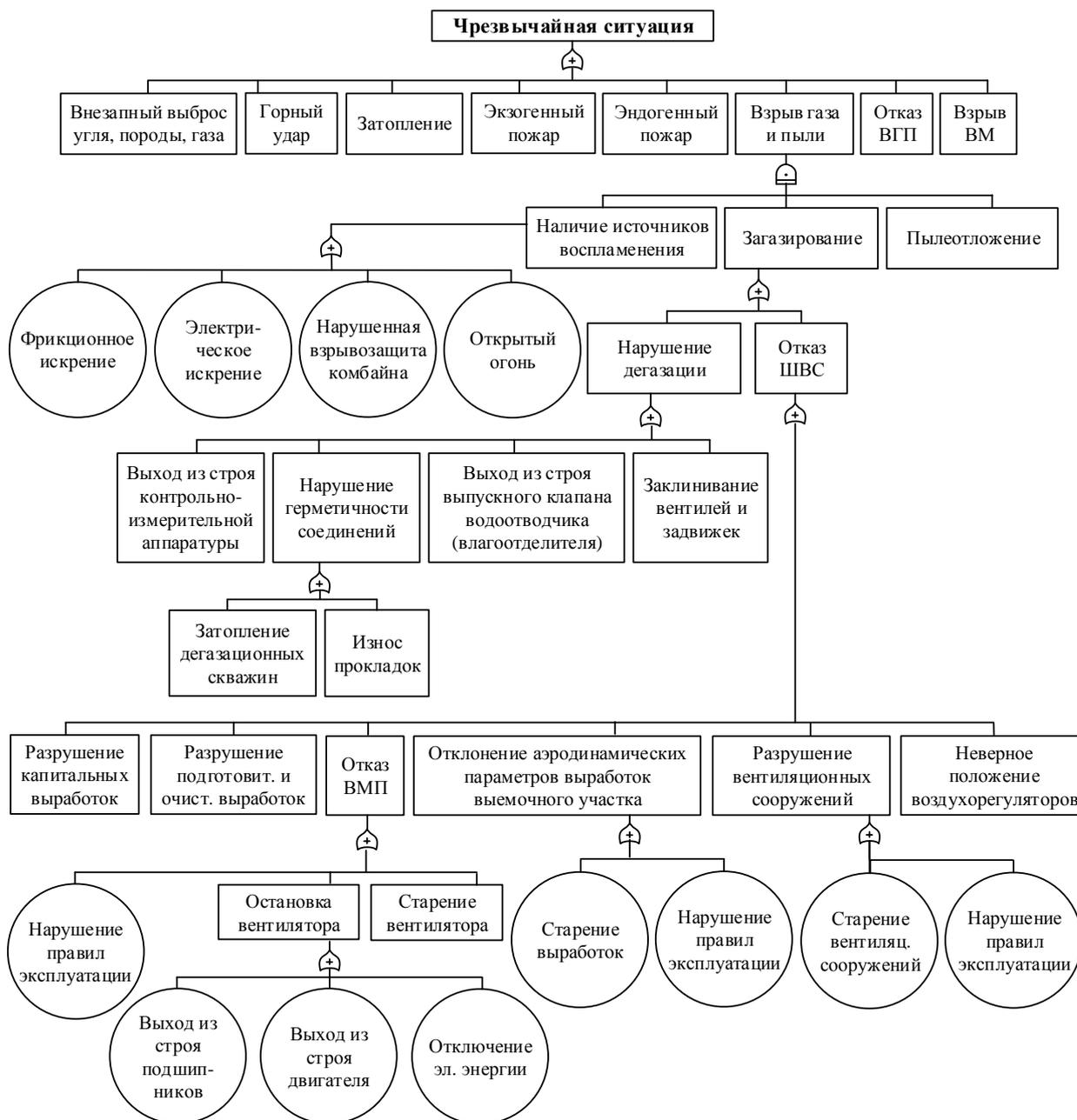


Рисунок 3.1 – Причинно-следственные связи между нежелательными событиями, приводящими к чрезвычайной ситуации

Исходя из анализа статистической информации по нарушениям дегазации, можно сделать вывод, что основными причинами нарушений являются: выход из строя контрольно-измерительной аппаратуры, нарушение герметичности соединений, выход из строя выпускного клапана водоотводчика (влагоотделителя), заклинивание вентилей и задвижек.

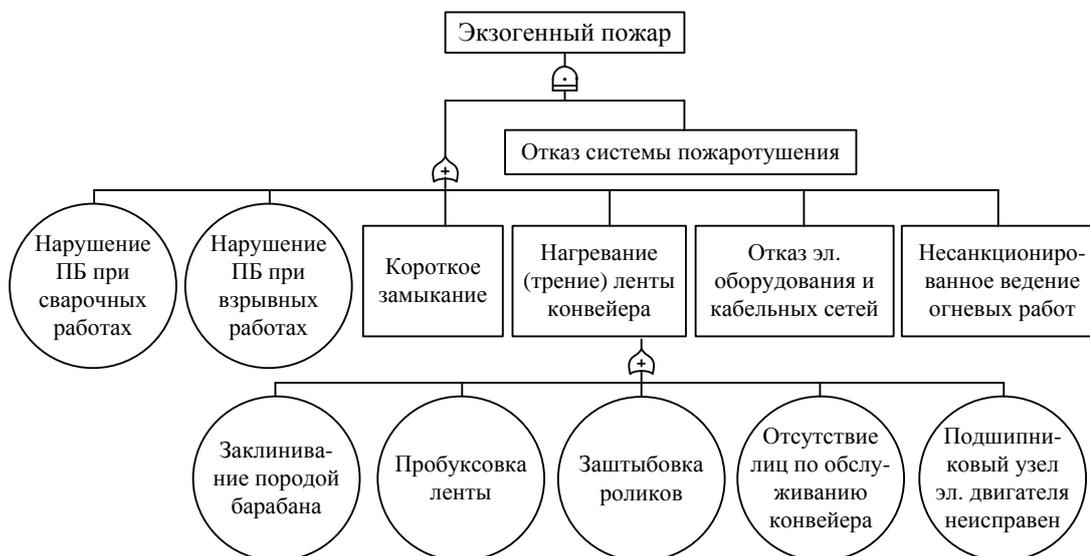


Рисунок 3.2 – Причинно-следственные связи между нежелательными событиями, приводящими к экзогенному пожару

Эндогенные пожары, как правило, возникают в отработанных участках, выработанных пространствах очистных забоев, капитальных и подготовительных выработках [161]. Условия для самовозгорания угля зависят от горно-геологических и технологических факторов: способов подготовки и систем разработки, скорости подвигания очистного забоя, режима и схем вентиляции, способа управления кровлей, надежности изоляции выработанных пространств.

Условия для самовозгорания угля благоприятны в зонах геологических нарушений вследствие неустойчивости и значительной трещиноватости угля, повышения его химической активности. Предотвращение самовозгорания угля в выработанном пространстве действующих очистных забоев затруднено в связи со сложностью изоляции оставленного угля от утечек воздуха.

Приведем причинно-следственные связи между нежелательными событиями, приводящими к эндогенному пожару (рис. 3.3).

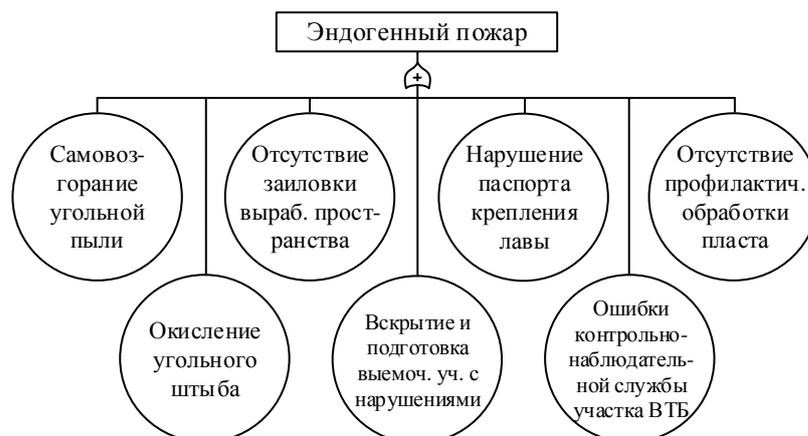


Рисунок 3.3 – Причинно-следственные связи между нежелательными событиями, приводящими к эндогенному пожару

Причинно-следственные связи между нежелательными событиями, приводящими к горному удару, представлены на рис. 3.4.

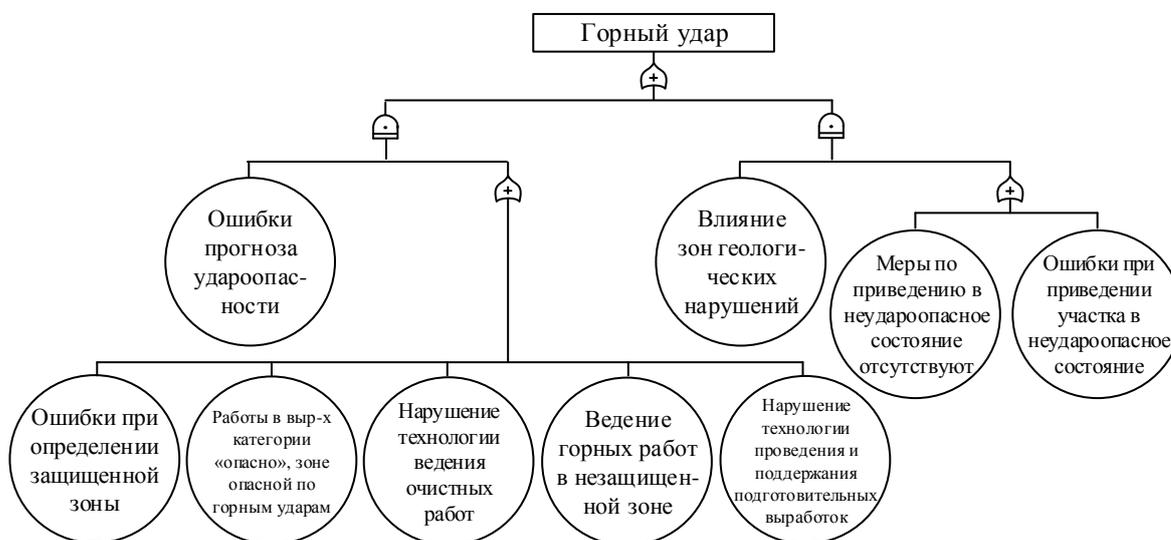


Рисунок 3.4 – Причинно-следственные связи между нежелательными событиями, приводящими к горному удару

Для успешного функционирования ШВС необходима бесперебойная работа вентиляторов главного и местного проветривания (ВГП и ВМП), которые служат для создания нормальных атмосферных условий, качественно оптимального режима проветривания, обеспечивающего взрывобезопасность

метана в горных выработках. Длительная остановка вентилятора приведет к нарушению проветривания. Причинно-следственные связи между нежелательными событиями, приводящими к отказу ВГП, приведены на рис. 3.5.



Рисунок 3.5 – Причинно-следственные связи между нежелательными событиями, приводящими к отказу вентилятора главного проветривания

Причинно-следственные связи между нежелательными событиями, приводящими к взрыву взрывчатых материалов, приведены на рис. 3.6.

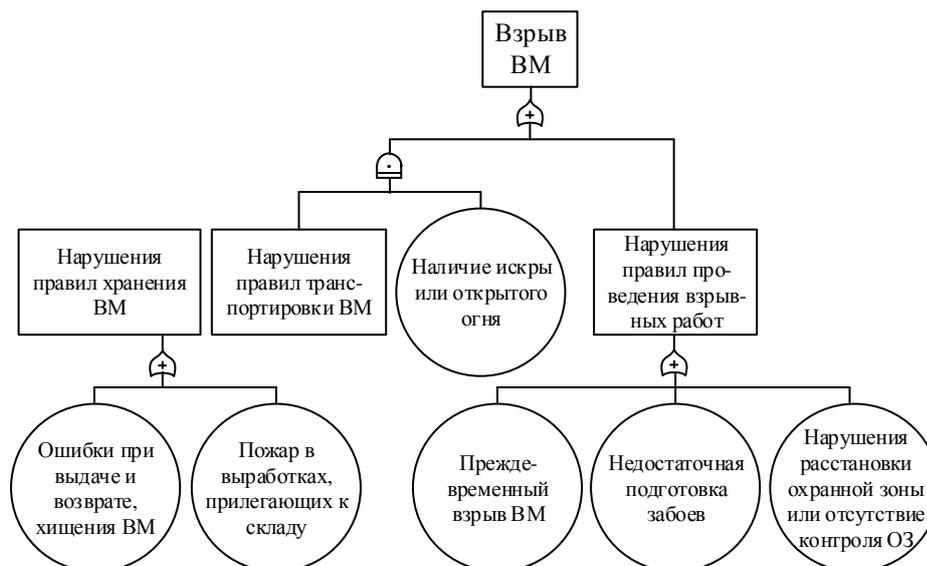


Рисунок 3.6 – Причинно-следственные связи между нежелательными событиями, приводящими к взрыву взрывчатых материалов

Установленные с помощью дерева отказов причинно-следственные связи между исходными аварийными событиями и приводящими к авариям факторами позволяют принять меры по снижению риска аварий и чрезвычайных ситуаций.

3.3. Внешняя и внутренняя иерархические структуры аэрологических рисков аварий в шахтах, крыльях шахт, выемочных участках и подготовительных выработках

Решение проблемы обеспечения аэрологической безопасности угольных шахт, начиная с проектирования шахтной вентиляции, в процессе эксплуатации шахты предполагает слаженную работу нескольких технологических систем, таких как вентиляция шахты и выемочных участков, включая подготовительные выработки; дегазация пластов и управление газовыделением; комплексное обеспыливание шахт; мероприятия по нормализации теплового режима шахт и др. [1, 41, 47, 55, 64, 75]. Для успешного решения этой проблемы применяется риск-ориентированный подход, связанный с оценкой риска аварий в шахтах из-за несоблюдения нормативных значений параметров шахтной атмосферы. Такие риски будем называть аэрологическими.

В настоящее время разработан комплекс эффективных технологических способов и технических средств борьбы с основными опасностями в угольных шахтах, и трудности заключаются в том, что каждая в отдельности эффективно применяемые профилактические меры могут приводить к нежелательным последствиям для эффективности других профилактических мероприятий и вступать с ними в некоторые противоречия. Например, такие мероприятия, как дегазация пластов и газоотсос, предназначенные для предотвращения загазирования выработок, в то же время приводят к повышению эндогенной пожароопасности и пылеобразующей способности угля, увеличивают запыленность воздуха в шахтах, а физико-механическое разупрочнение угля при заблаговременной и предварительной дегазации

повышает склонность угля к самовозгоранию. Все это требует системного подхода [9, 12, 19, 25, 50, 65, 73, 74, 80, 81, 92, 98, 116] к выбору мероприятий по снижению аэрологических рисков и обеспечению в целом аэрологической безопасности.

Безопасность угольных шахт является наиболее уязвимой при возникновении взрывов метана и угольной пыли, сопровождающимися зачастую комплексным проявлением и реализацией нескольких опасных факторов, таких как газ, пыль, экзогенные пожары, приводящих к катастрофическим последствиям [33, 34, 35].

Под аэрологическими рисками в угольных шахтах необходимо понимать вероятностную меру опасностей, характеризующую возможности возникновения аварий, связанных с отклонением параметров шахтной атмосферы от их нормативных значений, установленную для схемы вентиляции определенной уязвимости [12, 14, 19]. Виды аварий и их масштабы в угольных шахтах могут быть различными. Так, например, пожары на выемочном участке и в главных воздухоподающих выработках имеют разные уровни опасности, определяемые разными областями воздействия пожара, а значит, и разными уровнями аэрологической безопасности.

При пожаре на выемочном участке находящиеся там люди, в зависимости от места возникновения пожара, могут включиться в самоспасатель и выйти в выработки шахты со свежей струей воздуха и далее – на дневную поверхность. Если же пожар возникает в воздухоподающем стволе шахты, то в этом случае нельзя допустить поступление в шахтный воздух продуктов горения, для чего производят реверсирование вентиляционной струи воздуха, поступающего по стволу в шахту.

Уровень значимости аэрологической безопасности в этом случае очень высок, и для достижения безопасности необходимо в начальной стадии пожара произвести реверсирование вентиляционной струи с целью обеспечения свежим воздухом работающих в шахте людей при выводе их на дневную поверхность [33, 34, 35].

Аэрологическую безопасность шахт количественно можно выразить через аэрологические риски: чем ниже риски, тем выше безопасность. Причем, аэрологические риски на одном из добычных участков обычно не затрагивают соседние добычные участки, а аэрологические риски в подготовительной выработке не всегда отражаются на работе добычных участков [33, 34, 35]. Также аэрологические риски в вентиляционной сети одного пласта обычно не влияют на аэрологические риски в вентиляции других пластов. Можно сказать, что риски имеют иерархическую структуру, которая привязана к структуре аэрологической безопасности [33, 34, 35].

В связи с этим целесообразно все аэрологические риски разделить на ранги по их значению в производственной деятельности шахты, соответствующие иерархической структуре аэрологической безопасности шахты. Под аэрологическими рисками **I** ранга будем понимать аэрологические риски, охватывающие всю шахту, аэрологические риски **II** ранга охватывают пласты, крылья, залежи; аэрологические риски **III** ранга охватывают отдельные добычные или подготовительные участки. Сравнение шахт по аэрологическим рискам следует производить по аэрологическим рискам одного и того же ранга [28].

Если сравнивать аэрологические риски **I**, **II** и **III** рангов по степени опасности, то наиболее опасными являются аэрологические риски **I** ранга, охватывающие всю шахту, но вероятность их возникновения чрезвычайно мала [28]. Наиболее же частыми авариями в угольных шахтах являются взрывы газа и пыли на выемочных участках и в подготовительных выработках [85, 99, 145, 151], т. е. реализация аэрологических рисков **III** ранга, причем подготовительные выработки характеризуются большей взрывоопасностью по сравнению с выемочными участками [33, 34]. Последствия реализации аэрологических рисков **III** ранга могут быть такими, что может выйти из строя крыло шахты или вся шахта в целом, как было в 2010 г. на шахте «Распадская». Поэтому наиболее разветвленной структурной схемой обладают аэрологические риски **III** ранга, включающие основные опасности на

выемочных участках и в подготовительных выработках и основные виды уязвимости схем вентиляции выемочных участков и способов проветривания тупиковых выработок [34].

Иерархическая структура аэрологических рисков создавалась от частного к общему, по принципу «снизу – вверх» – от отдельных объектов шахты до шахты в целом. Для этого вся шахта была поделена на три области по уровню функционирования ее объектов. Сначала была разработана концепция аэрологических рисков для выемочных участков и подготовительных выработок, которые в системе рангов заняли нижнее положение и стали определяться как риски III ранга. Аэрологические риски отказов, которые могут привести к авариям в пределах крыльев шахт, заняли среднее положение в структуре рангов и стали определяться как риски II ранга [9, 12]. Аэрологические риски отказов, которые могут привести к авариям для всей шахты, заняли высшее положение в структуре рангов, и стали определяться как риски I ранга (рис. 3.7).

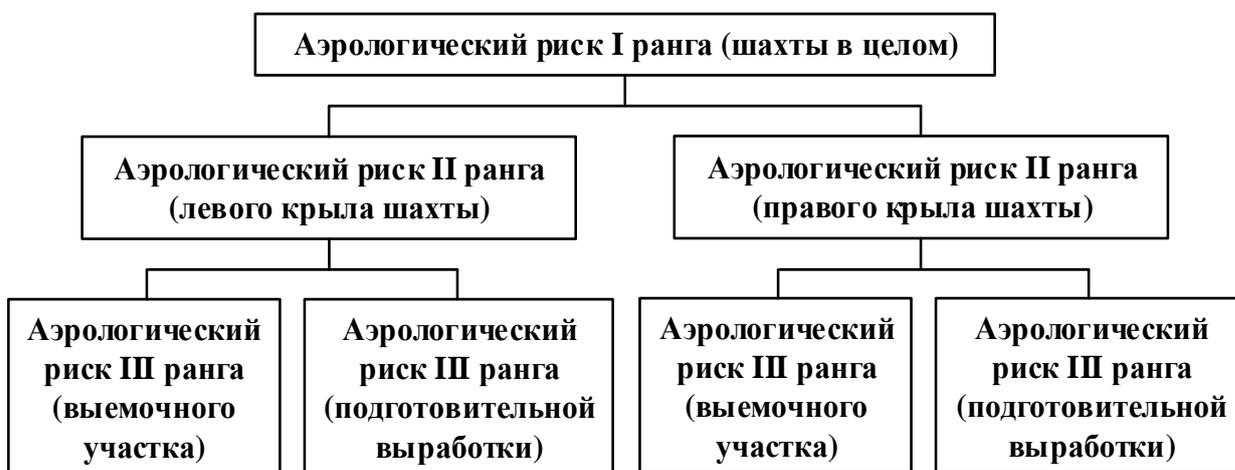


Рисунок 3.7. – Внешняя иерархическая структура аэрологических рисков угольных шахт

Аэрологическим рискам III ранга соискателем посвящено много научных исследований, в результате которых были разработаны: иерархическая структура рисков этого ранга; критерии опасности факторов и уязвимости схем вентиляции на уровне участков и подготовительных

выработок; методики оценки аэрологических рисков для выемочных участков и для подготовительных выработок; методика расчета прогнозируемых значений риска при использовании мероприятий по управлению газовыделением с помощью дегазации высокогазоносных угольных пластов, опасных по взрывам пыли; получено количественное сравнение рисков загазирования выработок при различных схемах вентиляции; оценено влияние аэродинамического старения выработок на риски участковых и капитальных горных выработок с различными способами их охраны; оценено влияние повторно используемых выработок; выполнены расчеты значений аэрологических рисков III ранга для ряда шахт Кузнецкого бассейна [12, 30, 31, 143].

Иерархические схемы I, II и III рангов представлены на рис. 3.8 – 3.10.

Принципиальная схема построения структур всех рангов одинакова, используется почти один и тот же набор опасных факторов горного производства, но области воздействия этих факторов на каждом уровне разные, что устанавливает разные виды и уровни уязвимости вентиляции и, соответственно, приводит к разным уровням негативных последствий отказов вентиляции. Основными показателями опасности в структуре аэрологических рисков всех рангов являются газовая и пылевая, а также температура горных пород. Оценка взрывоопасности угольных шахт включает оценку взрывчатых свойств многокомпонентных пылегазовоздушных смесей, содержащих тяжелые углеводороды в угольной пыли. Для оценки рисков I ранга выбирается самый опасный пласт шахты, для оценки рисков II ранга – самый опасный пласт крыла шахты, для рисков III ранга – оцениваются все выемочные участки и подготовительные выработки [9, 34].

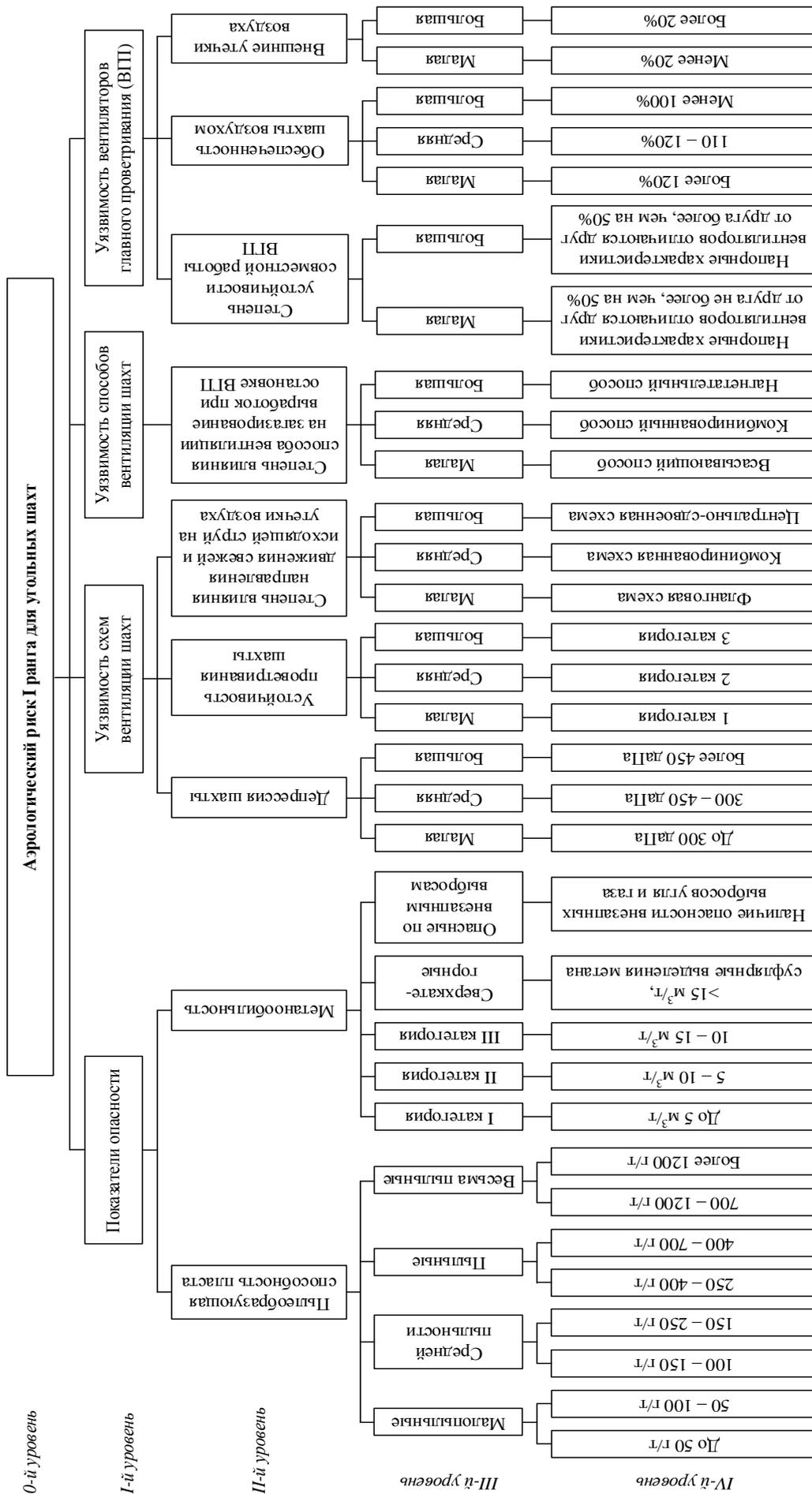


Рисунок 3.8 – Иерархическая структура аэрологического риска I ранга

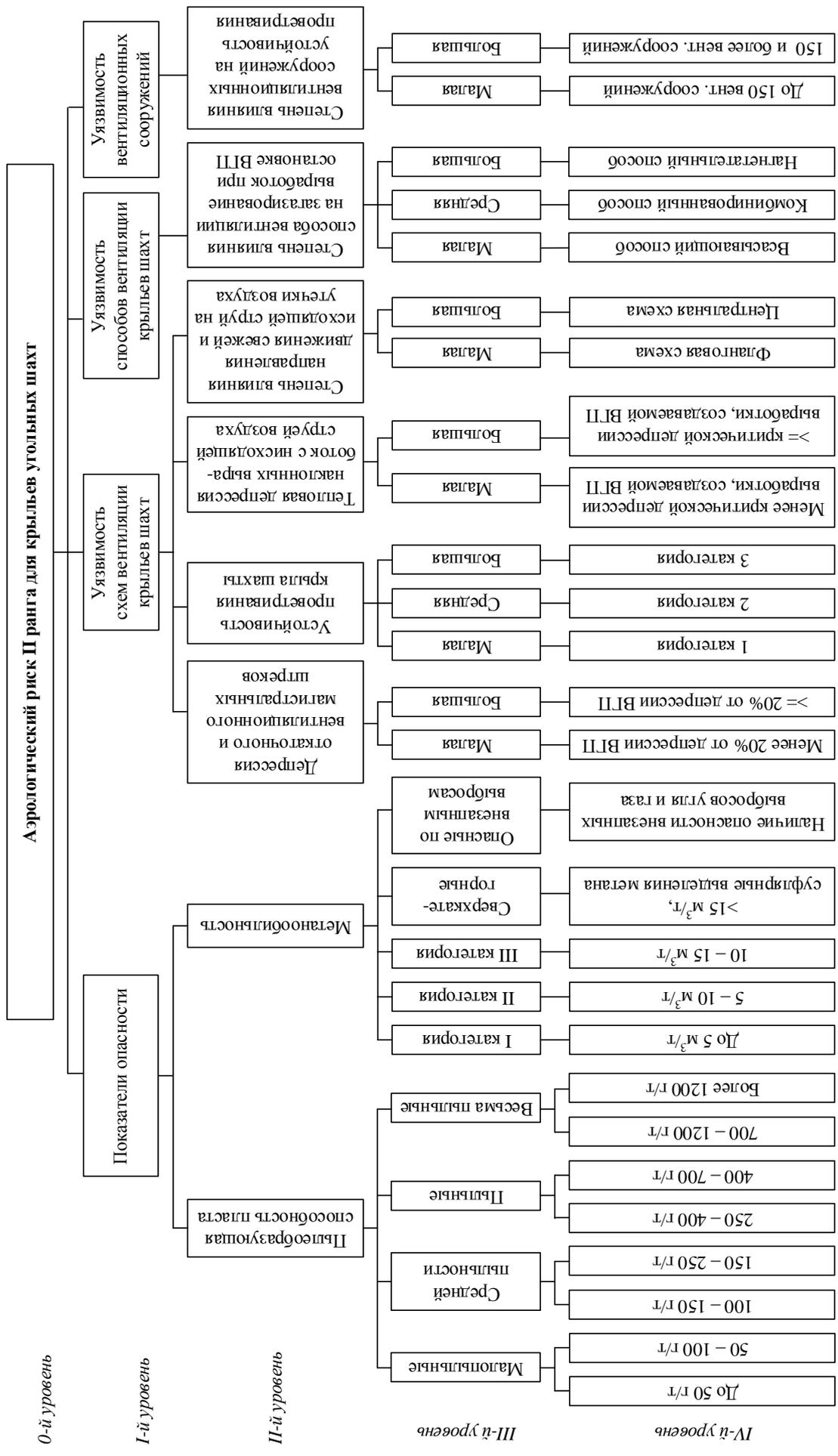


Рисунок 3.9 – Иерархическая структура аэрологического риска II ранга

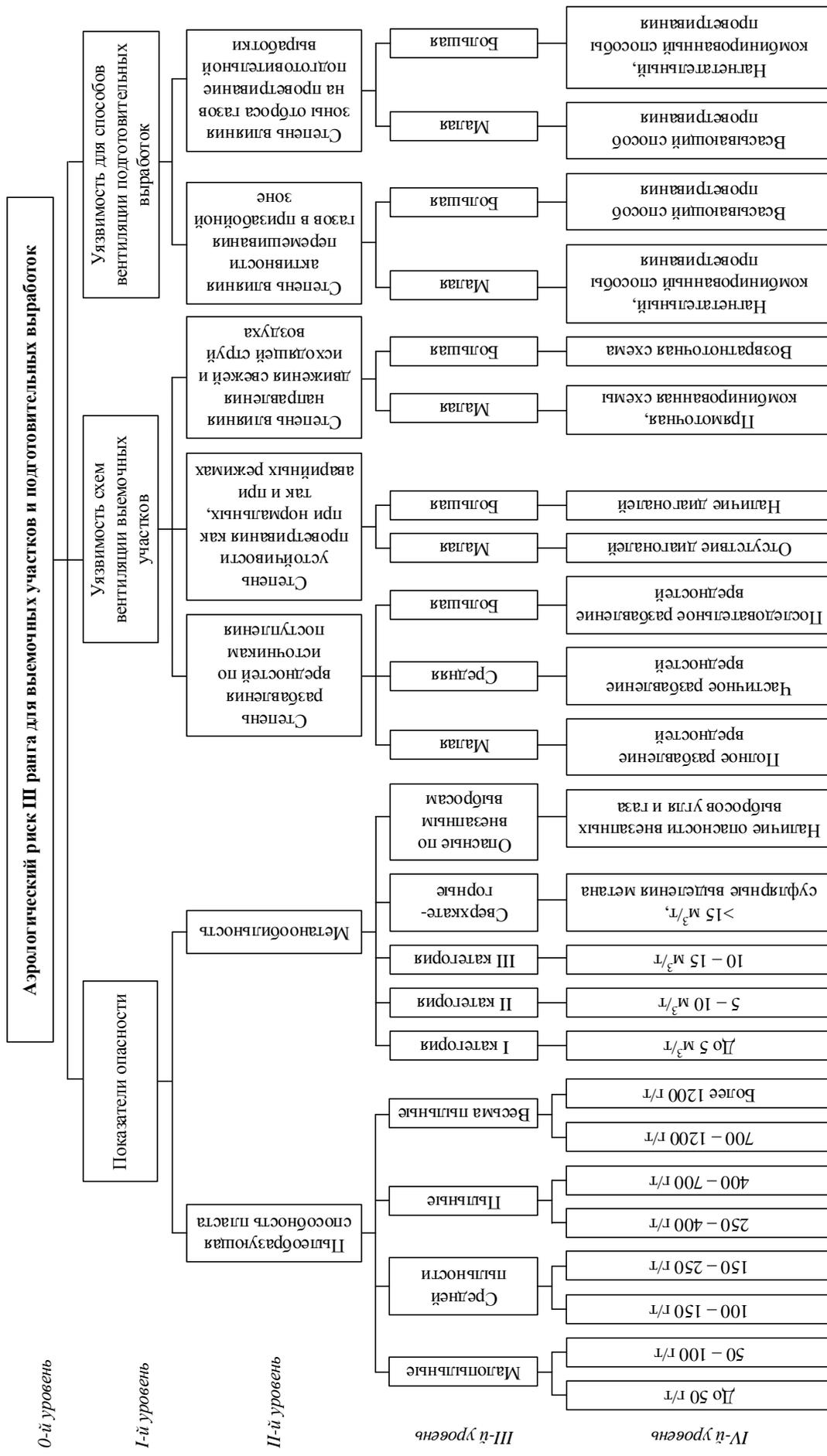


Рисунок 3.10 – Иерархическая структура аэрологического риска III ранга

3.4. Критерии опасности и уязвимости вентиляции выемочных участков, подготовительных выработок, крыльев шахт, шахт

Рассмотрим основные виды опасных горно-геологических и горнотехнических процессов, провоцирующих отказы вентиляции, и основные виды уязвимости схем и способов вентиляции (табл. 3.1).

Таблица 3.1 – Показатели опасности и уязвимости в структуре рангов аэрологических рисков

Ранги аэрологических рисков	Область реализации рисков	Показатели опасности возникновения риска	Показатели уязвимости схем и способов вентиляции
1	2	3	4
I ранг	Вся шахта	Опасность по метану; Опасность по пыли	Уязвимость схем вентиляции шахты Уязвимость способов вентиляции шахты Уязвимость вентиляторов главного проветривания
II ранг	Пласты, крылья, залежи	Опасность по метану; Опасность по пыли	Уязвимость схем вентиляции крыла, пласта, залежи Уязвимость способов вентиляции крыла, пласта, залежи Уязвимость вентиляторов местного проветривания Уязвимость вентиляционных сооружений
III ранг	Добычные участки, подготовительные выработки	Опасность по метану; Опасность по пыли; Наличие тяжелых углеводородов в угле и пыли	Степень разбавления вредностей по источникам поступления Степень устойчивости проветривания как при нормальных, так и при аварийных режимах Степень влияния направления движения свежей и исходящей струй воздуха Степень влияния активности перемешивания газов в призабойной зоне Степень влияния зоны отброса газов на проветривание подготовительной выработки

Газовый и пылевой факторы являются основными видами опасных факторов, сопровождающих угледобычу.

Исследованиями [96, 97] установлено, что наличие балластных газов (азота, диоксида углерода) хотя и существенно увеличивает концентрационные пределы взрываемости, но не обеспечивает пожаровзрывобезопасность при содержании тяжелых углеводородов в остаточных газах углей более 20%. При высоких нагрузках на очистной забой от 15 до 25 тыс. т угля в сутки в атмосферу горных выработок могут поступать значительные концентрации тяжелых углеводородов, способных воспламеняться при температурах 250–400 °С, что может явиться пусковым механизмом для дальнейшего воспламенения и взрыва метана и угольной пыли [12, 35].

В табл. 3.2 приведены показатели и критерии опасности горно-геологических факторов, на фоне которых формируются и развиваются аэрологические риски I, II и III рангов.

Это так называемые фоновые факторы риска, которые усугубляются системными факторами аэрологического риска, такими как горнотехнические условия (газообильность шахты, нагрузка на очистной забой, скорость подвигания очистного забоя и др.).

Приведенные в табл. 3.2 виды опасностей могут быть полностью или частично устранены выбором и применением технологических систем, таких как вентиляция, дегазация, газоотсос, газодренаж и т. д. [39, 40, 63, 103], формирующих окончательную величину аэрологического риска, с учетом уязвимости схем и способов вентиляции [32, 33, 34].

Основным средством борьбы с проявлениями как фоновых, так и системных факторов в реализации аэрологических рисков всех рангов, является вентиляция. Однако в силу нестационарности протекания горно-геологических процессов могут возникать условия, при которых схемы и способы вентиляции будут иметь недостатки в проветривании, которые мы обозначим их уязвимостью, отражающейся на вентиляции шахты в целом, отдельных ее участках, подготовительных выработках и др.

Таблица 3.2 – Показатели и критерии опасности в структуре аэрологических рисков аварий на угольных шахтах

№ п/п	Критерии опасности	Степень опасности	Значение показателя опасности	Интерпретация значений критериальных чисел	Комплекс мероприятий по борьбе с опасностью
1.	Относительная метанобильность, м ³ /т; виды выделения метана	I	До 5	При метанобильности пласта ≥ 13 м ³ /т необходимо применять дегазацию	Вентиляция (центрально-сдвоенная, фланговая, комбинированная схемы вентиляции)
		II	От 5 до 10		Вентиляция (центрально-сдвоенная, фланговая, комбинированная схемы вентиляции)
		III	От 10 до 15		Вентиляция (центрально-сдвоенная, фланговая, комбинированная схемы вентиляции), дегазация пласта
		Сверхкатегорные	>15, суфлярные выделения метана		Вентиляция (фланговая схема проветривания шахты, схемы проветривания с полным обособленным разбавлением вредных по источникам их поступления в шахтную атмосферу, центрально-сдвоенная, комбинированная схемы проветривания), предварительная дегазация пласта, опережающая отработка защитных пластов, каптирование метана, газодренаж, газоотсос
		Опасные по внезапным выбросам	Наличие опасности внезапных выбросов угля и газа		Вентиляция (фланговая схема проветривания шахты, схемы проветривания с полным обособленным разбавлением вредных по источникам их поступления в шахтную атмосферу, центрально-сдвоенная, комбинированная схемы проветривания), заблаговременная дегазация массива, предварительная дегазация пласта, опережающая отработка защитных пластов, каптирование метана, газодренаж, газоотсос.

Продолжение табл. 3.2

№ п/п	Критерии опасности	Степень опасности	Значение показателя опасности	Интерпретация значений критериальных чисел	Комплекс мероприятий по борьбе с опасностью					
2.	Пылеобразующая способность пласта, удельное пылевыведение, г/т	Малопыльные	До 50 (I)	При выходе летучих <15% пыль является невзрывчатой	Орошение мест разрушения и погрузки горной массы (давление не менее 1,5 МПа)					
			50-100 (II)							
			100-150 (III)							
			150-250 (IV)							
		Средней пыльности	250-400 (V) 400-700 (VI) 700-1200 (VII) Более 1200 (VIII)		Выход летучих \geq 15% определяет взрывчатость угольной пыли	Предварительное увлажнение массива. Орошение мест разрушения и погрузки горной массы (давление не менее 1,5 МПа). Водяные, водовоздушные, лабиринтно-тканевые завесы. Обмывка выработок				
							Пыльные			
								Весьма пыльные		
									Предварительное увлажнение массива. Орошение мест разрушения и погрузки горной массы (давление не менее 1,5 МПа) с применением смачивателей. Водяные, водовоздушные, туманообразующие, лабиринтно-тканевые завесы. Осланцевание выработок. Сланцевые и водяные заслоны	
		Наличие тяжелых углеводородов в остаточных газах углей, %	Содержание тяжелых углеводородов C_3-C_6 в остаточных газах углей средней стадии метаморфизма (марки угля Д, Ж, ОС)			< 20%				Содержание тяжелых углеводородов до 0,001 м ³ /т горючей массы определяет невыбросоопасность пласта
						\geq 20%	Содержание тяжелых углеводородов более 0,001 м ³ /т горючей массы определяет выбросоопасность пласта			Вентиляция, предварительная дегазация пласта, опережающая отработка защитных пластов, каптирование метана, газодренаж, газоотсос. Предварительное увлажнение массива. Орошение мест разрушения и погрузки горной массы (давлением не менее 1,5 МПа) с применением смачивателей
4.	Температура горных пород	Геотермическая ступень	Менее 30 м ^о С	Температура воздуха в выработках не должна превышать 26 ^о С		Вентиляция, теплоизоляция, тепловое кондиционирование воздуха				
			30-70 м ^о С							
			Более 70 м ^о С							

Для устранения уязвимости схем и способов вентиляции и снижения, таким образом, аэрологических рисков используются дегазация, газодренаж, газоотсасывающие установки, предварительное увлажнение пластов, обеспыливание воздуха и горных выработок и др., что нашло отражение в работах соискателя и его соавторов при расчете прогнозных значений аэрологических рисков.

Следует более подробно прокомментировать такой показатель опасности (табл. 3.2), как наличие тяжелых углеводородов в остаточных газах углей. Результаты опытов Е.С. Розанцева и Н.П. Таран показали, что выбросоопасные пласты содержат тяжелые углеводороды от 0,01 м³/т горючей массы и более. Дальнейшими исследованиями Лебедева В.С., Скопинцевой О.В. [96, 97] установлено, что в остаточных газах угля пласта Е-1 содержится тяжелых углеводородов 0,025 м³/т, для пласта Е-5 это значение равно 0,013 м³/т, для угольной пыли этого же пласта Е-5 это значение больше, и равно 0,018 м³/т. Наличие азота и диоксида углерода (балластных газов) не обеспечивает пожаровзрывобезопасность, если содержание тяжелых углеводородов в остаточных газах углей более 20%. Температура воспламенения тяжелых углеводородов значительно меньше температуры воспламенения метана, поэтому при высоких нагрузках на очистной забой в атмосферу выработок могут поступать значительные концентрации тяжелых углеводородов, что может явиться спусковым механизмом для воспламенения и взрыва метана и угольной пыли [35].

В табл. 3.3 приведены основные виды уязвимости для схем и способов вентиляции соответственно рангам иерархической структуры аэрологических рисков. Устойчивость проветривания угольных шахт (п. 9) оценивают по категориям их схем вентиляции, где к категории 1 относят схемы с высокой степенью устойчивости (вентиляционные сети, в которых отсутствуют диагонали, а также сети с диагоналями, опрокидывание вентиляционных струй в которых маловероятно даже в аварийных режимах).

Таблица 3.3 – Показатели системной составляющей аэрологического риска аварий на выемочных участках (в подготовительных выработках и шахте в целом)

№ п/п	Критерии уязвимости	Степень уязвимости	Значение степени уязвимости	Объекты уязвимости
1.	Степень разбавления вредностей по источникам поступления	Малая	Полное	Схемы вентиляции выемочных участков
		Средняя	Частичное	
		Большая	Последовательное	
2.	Степень устойчивости проветривания выемочных участков как при нормальных, так и при аварийных режимах	Малая	Отсутствие диагоналей, коэффициент устойчивости >15	Схемы вентиляции выемочных участков
		Большая	Наличие диагоналей, неустойчивое проветривание	
3.	Степень влияния направления движения свежей и исходящей струй воздуха в пределах выемочного участка	Малая	Прямоточная схема движения воздуха	Схемы вентиляции выемочных участков
		Большая	Возвратноточная схема движения воздуха	
4.	Степень влияния активности перемешивания газов в призабойной зоне	Малая	Нагнетательный способ проветривания, комбинированный способ проветривания	Способы вентиляции подготовительных выработок
		Большая	Всасывающий способ проветривания	
5.	Степень влияния зоны отброса газов на проветривание подготовительной выработки	Малая	Всасывающий способ проветривания	Способы вентиляции подготовительных выработок
		Большая	Нагнетательный способ проветривания, комбинированный способ проветривания	
6.	Степень влияния направления движения свежей и исходящей струй на утечки воздуха	Малая	Фланговая схема проветривания	Схемы вентиляции шахт, крыльев шахты
		Большая	Центральная схема проветривания	
7.	Степень влияния вентиляции на загазирование выработок при аварийной остановке вентилятора главного проветривания	Малая	Всасывающий способ вентиляции шахты	Способы вентиляции шахт
		Средняя	Комбинированный способ вентиляции шахты	
		Большая	Нагнетательный способ вентиляции шахты	
		Большие	Более 20%	

Продолжение табл. 3.3

8.	Устойчивость совместной работы вентиляторов главного проветривания	Малая	Напорные характеристики вентиляторов отличаются друг от друга не более, чем на 50%	Вентиляторы главного проветривания
		Большая	Напорные характеристики вентиляторов отличаются друг от друга более, чем на 50%	
9.	Устойчивость проветривания	Малая	Категория 1	Схемы вентиляции шахт, крыльев шахты
		Средняя	Категория 2	
		Большая	Категория 3	
10.	Депрессия шахты, депрессия откаточного и вентиляционного магистральных штреков	Малая	Не превышает 300 даПа, не превышает проектные значения для магистральных штреков	Схемы вентиляции шахты, крыла шахты
		Средняя	Больше 300 даПа, но не превышает 450 даПа, не превышает проектные значения для магистральных штреков	
		Большая	Превышает 450 даПа, превышает проектные значения для магистральных штреков	
11.	Степень влияния вентиляционных сооружений на устойчивость проветривания	Малая	До 150 вент. сооружений	Вентиляционные сооружения
		Большая	150 и более вент. сооружений	
12.	Обеспеченность шахты воздухом	Малая	Более 120%	Вентиляторы главного проветривания
		Средняя	От 110 до 120%	
		Большая	Менее 100%	
13.	Внешние утечки воздуха	Малые	Менее 20%	Вентиляторы главного проветривания
		Большие	Более 20%	

К категории 2 относят схемы со средней степенью устойчивости (вентиляционные сети, осложненные диагоналями, изменение направления движения воздуха в которых возможно только в аварийных режимах). К категории 3 – схемы с низкой степенью устойчивости (опрокидывание вентиляционных струй в диагоналях возможно или происходит при нормальной работе шахты) [28].

В результате проведенных исследований были сформированы критерии опасности и уязвимости в структуре аэрологических рисков, охватывающих всю систему аэрологической безопасности. Это дало возможность объединить все проведенные исследования и количественно оценить как аэрологическую безопасность шахты в целом, так и отдельные ее элементы [9].

Выводы

1. Одной из основополагающих составляющих многофункциональной системы безопасности угольных шахт является аэрологическая безопасность. На основе риск-ориентированного подхода выстроена методология оценки аэрологических рисков по рангам, охватывающим как шахту в целом, так и отдельные ее части. Это позволяет сравнивать аэрологические риски одинаковых рангов на разных шахтах, проводить управляющие организационно-технические воздействия с целью снижения аэрологических рисков и минимизации последствий возможных аварий, а также позволяет осуществлять прогнозирование аэрологических рисков при проектировании, эксплуатации, ликвидации и консервации угольных шахт.

2. Вся совокупность причинно-следственных связей горнотехнических, горно-геологических и организационных факторов отражает сложную организационно-техничко-технологическую систему функционирования угольной шахты. Установленные с помощью дерева отказов причинно-следственные связи между исходными аварийными событиями и приводящими к авариям факторами позволяют принять меры по снижению риска аварий и чрезвычайных ситуаций.

3. Под аэрологическими рисками **I** ранга будем понимать аэрологические риски, охватывающие всю шахту, аэрологические риски **II** ранга охватывают пласты, крылья, залежи; аэрологические риски **III** ранга охватывают отдельные добычные или подготовительные участки. Сравнение шахт по аэрологическим рискам следует производить по показателям аэрологических рисков одного и того же ранга.

4. Принципиальная схема построения структур всех рангов одинакова, используется в основном один и тот же набор опасных факторов горного производства, но области воздействия этих факторов на каждом уровне разные, что устанавливает разные виды и уровни уязвимости вентиляции. Для оценки рисков I ранга выбирается самый опасный пласт шахты, для оценки рисков II ранга – самый опасный пласт крыла шахты, для рисков III ранга – оцениваются все выемочные участки и подготовительные выработки.

5. К фоновым факторам аэрологического риска относятся: относительная метанообильность шахты, крыла шахты, выемочного участка, подготовительной выработки; пылеобразующая способность пласта; наличие тяжелых углеводородов в остаточных газах углей, пыли; температура горных пород. К системным факторам аэрологического риска относятся: степень разбавления вредностей по источникам поступления; степень устойчивости проветривания выемочных участков как при нормальных, так и при аварийных режимах; степень влияния направления движения свежей и исходящей струй воздуха в пределах выемочного участка; степень влияния активности перемешивания газов в призабойной зоне; степень влияния зоны отброса газов на проветривание подготовительной выработки; степень влияния направления движения свежей и исходящей струй на утечки воздуха; степень влияния вентиляции на загазирование выработок при аварийной остановке вентилятора главного проветривания; устойчивость совместной работы вентиляторов главного проветривания; устойчивость проветривания; депрессия шахты, депрессия откаточного и вентиляционного магистральных штреков; степень влияния вентиляционных сооружений на устойчивость проветривания; обеспеченность шахты воздухом; внешние утечки воздуха.

4. МЕТОДИКА ОЦЕНКИ И СНИЖЕНИЯ АЭРОЛОГИЧЕСКИХ РИСКОВ АВАРИЙ В ШАХТАХ, КРЫЛЬЯХ ШАХТ, НА ВЫЕМОЧНЫХ УЧАСТКАХ И В ПОДГОТОВИТЕЛЬНЫХ ВЫРАБОТКАХ

4.1. Аэрологический риск I ранга по взрывам метана и угольной пыли

4.1.1. Формулы расчета

Показатели опасности и уязвимости в структуре рисков I ранга иерархически увязаны в функциональную систему, отраженную на рис. 3.8. Показатели коэффициента опасности возникновения аварии для шахты в зависимости от установленного кода показателей опасности приведены в табл. 4.1 [19, 29, 26, 28, 34].

Таблица 4.1 – Показатели коэффициента опасности возникновения аварии для шахты в зависимости от установленного кода показателей опасности

Показатели опасности	Степень опасности	Значение показателя опасности	Код	Коэффициент значимости показателя опасности
Пылеобразующая способность пласта	Малопыльные	До 50 г/т	1	0,3
		50-100 г/т	2	
	Средней пыльности	100-150 г/т	3	
		150-250 г/т	4	
	Пыльные	250-400 г/т	5	
		400-700 г/т	6	
	Весьма пыльные	700-1200 г/т	7	
		Более 1200 г/т	8	
Относительная метанообильность	I	До 5 м ³ /т	1	0,7
	II	От 5 до 10 м ³ /т	2	
	III	От 10 до 15 м ³ /т	3	
	Сверхкатегорные	>15 м ³ /т, суфлярные выделения метана	4	
	Опасные по внезапным выбросам	Наличие опасности внезапных выбросов угля и газа	5	

Уязвимость схем вентиляции шахт определяется: величиной депрессии шахты, степенью влияния направления движения свежей и исходящей струй на утечки воздуха; устойчивостью проветривания шахты. Уязвимость способов вентиляции на уровне рисков I ранга включает: степень влияния

способа вентиляции на загазирование выработок при остановке вентиляторов главного проветривания. Уязвимость вентиляторов главного проветривания определяется: устойчивостью совместной работы вентиляторов главного проветривания, степенью обеспеченности шахты воздухом, величиной внешних утечек воздуха (табл. 4.2).

Таблица 4.2 – Показатели уязвимости вентиляции угольной шахты

№ п/п	Показатели уязвимости	Степень уязвимости	Значение показателя уязвимости	Код	Коэффициент значимости показателя уязвимости
1	Депрессия шахты	Малая	До 300 даПа	1	0,3
		Средняя	300-450 даПа	2	
		Большая	Более 450 даПа	3	
2	Устойчивость проветривания шахты	Малая	1	1	0,2
		Средняя	2	2	
		Большая	3	3	
3	Степень влияния направления движения свежей и исходящей струй на утечки воздуха	Малая	Фланговая схема	1	0,1
		Средняя	Комбинированная схема	2	
		Большая	Центрально-сдвоенная схема	3	
4	Степень влияния способа вентиляции на загазирование выработок при остановке вентилятора главного проветривания	Малая	Всасывающий способ	1	0,2
		Средняя	Комбинированный способ	2	
		Большая	Нагнетательный способ	3	
5	Степень устойчивости совместной работы вентиляторов главного проветривания	Малая	Напорные характеристики вентиляторов отличаются друг от друга не более, чем на 50%	1	0,1
		Большая	Напорные характеристики вентиляторов отличаются друг от друга более, чем на 50%	2	
6	Обеспеченность шахты воздухом	Малая	Более 120%	1	0,05
		Средняя	110-120 %	2	
		Большая	менее 100%	3	
7	Внешние утечки воздуха	Малые	Менее 20%	1	0,05
		Большие	Более 20%	2	

Полученное расчетное значение аэрологического риска для угольных шахт оценивается по критериальным числам (табл. 4.3), в результате принимаются решения по предотвращению и минимизации негативных и чрезвычайных ситуаций.

Таблица 4.3 – Оценка степени аэрологического риска I, II и III рангов для угольных шахт по величине коэффициента риска

Степень аэрологического риска I, II и III рангов	$R_{a\text{ ш}}$
Малая (<i>нормальный уровень безопасности</i>)	Не более 0,15
Умеренная (<i>пониженный уровень безопасности</i>)	Свыше 0,15, но не более 0,3
Большая (<i>неудовлетворительный уровень безопасности</i>)	Свыше 0,3, но не более 0,5
Аварийная ситуация	Свыше 0,5

Формулы расчета. Аэрологический риск I ранга ($R_{a\text{ ш}}$) рассчитывается по формуле

$$R_{a\text{ ш}} = \lambda_{\text{ш}} \nu_{\text{ш}}, \quad (4.1)$$

где $\lambda_{\text{ш}}$ – коэффициент опасности возникновения аварии для шахты; $\nu_{\text{ш}}$ – коэффициент уязвимости вентиляции шахты.

$$\lambda_{\text{ш}} = \sum_{i=1}^2 \delta_i q_i \lambda_0. \quad (4.2)$$

где δ_i – коэффициент значимости i -го показателя опасности; q_i – значение кода i -го показателя опасности шахтопластов; λ_0 – нормирующий множитель.

Расписывая факторы опасности, имеем:

$$\lambda_{\text{ш}} = (\delta_{\text{пш}} q_{\text{пш}} + \delta_{\text{гш}} q_{\text{гш}}) \lambda_0. \quad (4.3)$$

где $\delta_{\text{пш}}$ – коэффициент значимости пылевого фактора для шахты; $q_{\text{пш}}$ – значение кода показателя опасности шахтопластов по удельному пылевыделению; $\delta_{\text{гш}}$ – коэффициент значимости газового фактора для шахты; $q_{\text{гш}}$ – значение кода показателя опасности шахты по относительной газообильности; λ_0 – нормирующий множитель.

Коэффициент уязвимости рассчитывается по формуле

$$\nu_{\text{ш}} = \sum_{i=1}^7 \varphi_i a_i \nu_0, \quad (4.4)$$

где φ_i – коэффициенты значимости показателей уязвимости (табл. 4.2); a_i – значение кода i -го показателя уязвимости вентиляционной системы шахты; ν_0 – нормирующий множитель.

Расписывая факторы уязвимости шахты, имеем:

$$\nu_{ш} = (\varphi_{св} a_{св} + \varphi_{сп} a_{сп} + \varphi_{вгп} a_{вгп}) \nu_0, \quad (4.5)$$

где $\varphi_{св}$ – коэффициент значимости уязвимости схемы вентиляции шахты; $a_{св}$ – значение кода уязвимости схемы вентиляции шахты; $\varphi_{сп}$ – коэффициент значимости уязвимости способа вентиляции шахты; $a_{сп}$ – значение кода уязвимости способа вентиляции шахты; $\varphi_{вгп}$ – коэффициент значимости уязвимости вентиляторов главного проветривания шахты; $a_{вгп}$ – значение кода уязвимости вентиляторов главного проветривания шахты; ν_0 – нормирующий множитель.

Раскладывая значения показателей в формуле (4.5), имеем:

$$\varphi_{св} = (\varphi_{свд} a_{свд} + \varphi_{свн} a_{свн} + \varphi_{сву} a_{сву}) \nu_1, \quad (4.6)$$

где $\varphi_{свд}$ – коэффициент значимости влияния величины депрессии шахты на уязвимость схемы вентиляции шахты; $a_{свд}$ – значение кода уязвимости схемы вентиляции шахты в зависимости от величины ее депрессии; $\varphi_{свн}$ – коэффициент значимости степени влияния направления движения свежей и исходящих струй на утечки воздуха; $a_{свн}$ – значение кода уязвимости схемы вентиляции шахты в зависимости от степени влияния направления движения свежей и исходящих струй на утечки воздуха; $\varphi_{сву}$ – коэффициент значимости влияния устойчивости проветривания на уязвимость схемы вентиляции шахты; $a_{сву}$ – значение кода уязвимости схемы вентиляции в зависимости от устойчивости проветривания шахты; ν_1 – нормирующий множитель.

$$\varphi_{сп} = (\varphi_{спз} a_{спз}) \nu_2, \quad (4.7)$$

где $\varphi_{спз}$ – коэффициент значимости степени влияния способа вентиляции на загазирование выработок при внезапной остановке вентилятора главного проветривания; $a_{спз}$ – значение кода уязвимости степени влияния способа вентиляции на загазирование выработок при внезапной остановке вентилятора главного проветривания; ν_2 – нормирующий множитель.

$$\varphi_{вгп} = (\varphi_{вгпу} a_{вгпу} + \varphi_{вгпо} a_{вгпо} + \varphi_{вгпв} a_{вгпв}) \nu_3, \quad (4.8)$$

где $\varphi_{\text{ВГПУ}}$ – коэффициент значимости степени влияния устойчивости совместной работы вентиляторов главного проветривания; $a_{\text{ВГПУ}}$ – значение кода степени влияния устойчивости совместной работы вентиляторов главного проветривания; $\varphi_{\text{ВГПО}}$ – коэффициент значимости степени обеспеченности шахты воздухом; $a_{\text{ВГПО}}$ – значение кода значимости степени обеспеченности шахты воздухом; $\varphi_{\text{ВГПВ}}$ – коэффициент значимости величины внешних утечек воздуха; $a_{\text{ВГПВ}}$ – значение кода значимости величины внешних утечек воздуха; v_3 – нормирующий множитель [9].

4.1.2. Алгоритм снижения рисков I ранга

Алгоритм снижения аэрологических рисков состоит в переборе всех возможных вариантов по снижению риска путем понижения степени уязвимости вентиляционных показателей, в выборе из них оптимального варианта и разработке для реализации этого варианта технологических, технических, организационно-технических мероприятий (рис. 4.1).

4.2. Аэрологический риск II ранга по взрывам метана и угольной пыли

4.2.1. Формулы расчета

Уязвимость вентиляции на уровне рисков II ранга включает: уязвимость схем и способов вентиляции крыльев шахт и уязвимость вентиляционных сооружений. Уязвимость схем вентиляции крыльев шахты определяется: величиной депрессии откаточного и вентиляционного магистральных штреков, которая зависит от вида штрека (полевой, пластовый), способа охраны (целик-целик, целик-выработанное пространство, выработанное пространство-выработанное пространство); степенью влияния направления движения свежей и исходящей струй на утечки воздуха; устойчивостью проветривания крыла шахты; величиной тепловой депрессии наклонных выработок [9].

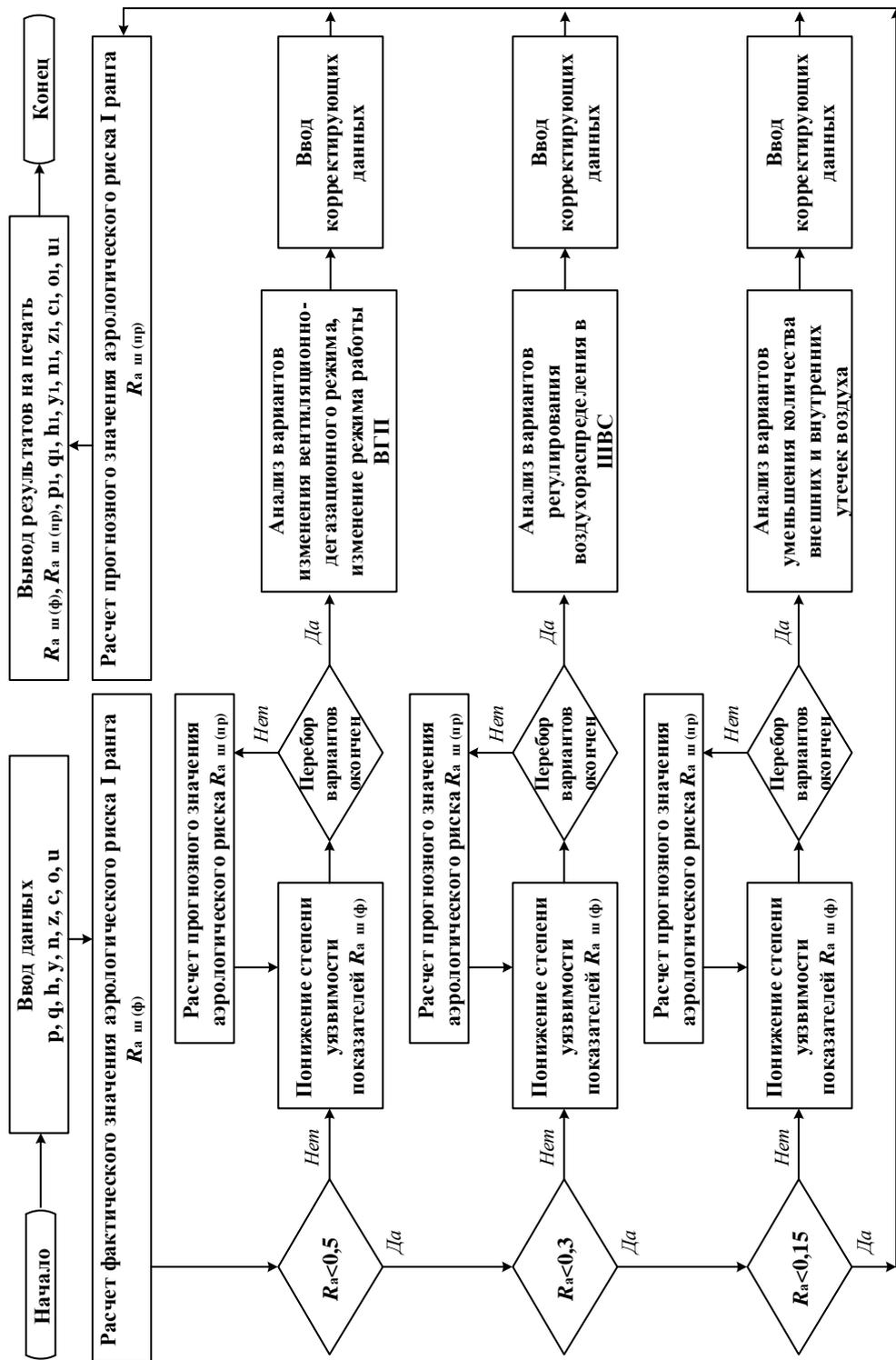


Рисунок 4.1 – Блок-схема алгоритма расчета и снижения аэрологического риска I ранга

(p – пылеобразующая способность пласта; q – метанообразность; h – депрессия шахты; u – устойчивость проветривания шахты; n – степень влияния направления движения свежей и исходящей струй на утечки воздуха; z – степень влияния способа вентиляции на загазование выработок при остановке ВГП; c – степень устойчивости совместной работы ВГП; o – обеспеченность шахты воздухом; u – внешние утечки воздуха)

Уязвимость способов вентиляции на уровне рисков II ранга включает: степень влияния способа вентиляции на загазирование выработок при остановке вентиляторов главного проветривания. Уязвимость вентиляционных сооружений определяется степенью их влияния на устойчивость проветривания [9].

Представленные показатели опасности и уязвимости в структуре рисков II ранга иерархически увязаны в функциональную систему, отраженную на рис. 3.10.

Показатели коэффициента опасности возникновения аварии для крыльев угольных шахт в зависимости от установленного кода показателей опасности такие же, как и для аэрологических рисков I ранга и приведены в табл. 4.1. Показатели уязвимости вентиляции крыла угольной шахты приведены в табл. 4.4.

По полученным результатам определяется степень аэрологического риска II ранга для крыльев шахт (табл. 4.3) и принимаются решения по предотвращению и минимизации негативных и чрезвычайных ситуаций.

Формулы расчета. Аэрологический риск II ранга ($R_{a\text{кш}}$) рассчитывается по формуле

$$R_{a\text{кш}} = \lambda_{\text{кш}} \nu_{\text{кш}}, \quad (4.9)$$

где $\lambda_{\text{кш}}$ – коэффициент опасности возникновения аварии для крыла шахты; $\nu_{\text{кш}}$ – коэффициент уязвимости вентиляции крыла шахты.

$$\lambda_{\text{кш}} = \sum_{i=1}^2 \delta_i q_i \lambda_{0\text{кш}}. \quad (4.10)$$

где δ_i – коэффициент значимости i -го показателя опасности для крыла шахты; q_i – значение кода i -го показателя опасности шахтопластов для крыла шахты; $\lambda_{0\text{кш}}$ – нормирующий множитель.

Расписывая факторы опасности для крыла шахты, имеем:

$$\lambda_{\text{кш}} = (\delta_{\text{пкш}} q_{\text{пкш}} + \delta_{\text{гкш}} q_{\text{гкш}}) \lambda_{0\text{кш}}. \quad (4.11)$$

где $\delta_{\text{пкш}}$ – коэффициент значимости пылевого фактора для крыла шахты; $q_{\text{пкш}}$ – значение кода показателя опасности шахтопластов по удельному пылевыведению для крыла шахты; $\delta_{\text{гкш}}$ – коэффициент значимости газового

фактора для крыла шахты; $q_{\text{ГКШ}}$ – значение кода показателя опасности шахты по относительной газообильности для крыла шахты; $\lambda_{\text{ОКШ}}$ – нормирующий множитель.

Таблица 4.4 – Показатели уязвимости вентиляции крыла угольной шахты

№ п/п	Показатели уязвимости	Степень уязвимости	Значение показателя уязвимости	Код	Коэффициент значимости показателя уязвимости
1	Депрессия откаточного и вентиляционного магистральных штреков	Малая	Менее 20% от депрессии ВГП	1	0,3
		Большая	Более 20% от депрессии ВГП	2	
2	Устойчивость проветривания крыла шахты	Малая	1	1	0,2
		Средняя	2	2	
		Большая	3	3	
3	Тепловая депрессия наклонных выработок	Малая	Менее критической депрессии выработки, создаваемой ВГП	1	0,2
		Большая	\geq критической депрессии выработки, создаваемой ВГП	2	
4	Степень влияния направления движения свежей и исходящей струй на утечки воздуха	Малая	Фланговая	1	0,1
		Большая	Центральная	2	
5	Степень влияния способа вентиляции на загазирование выработок при остановке вентиляторов главного проветривания	Малая	Всасывающий способ	1	0,1
		Средняя	Комбинированный способ	2	
		Большая	Нагнетательный способ	3	
6	Степень влияния вентиляционных сооружений на устойчивость проветривания	Малая	До 150 вент. сооружений	1	0,1
		Большая	150 и более вент. сооружений	2	

$$v_{\text{КШ}} = \sum_{i=1}^6 \varphi_i a_i v_{1\text{КШ}}, \quad (4.12)$$

где φ_i – коэффициенты значимости показателей уязвимости вентиляции крыла шахты (табл. 4.4); a_i – значение кода i -го показателя уязвимости вентиляционной системы крыла шахты; $\nu_{1кш}$ – нормирующий множитель.

Расписывая факторы уязвимости крыла шахты, имеем:

$$\nu_{кш} = (\varphi_{свк} a_{свк} + \varphi_{спк} a_{спк} + \varphi_{вск} a_{вск}) \nu_{1к}, \quad (4.13)$$

где $\varphi_{свк}$ – коэффициент значимости уязвимости схемы вентиляции крыла шахты; $a_{свк}$ – значение кода уязвимости схемы вентиляции крыла шахты; $\varphi_{спк}$ – коэффициент значимости уязвимости способа вентиляции шахты; $a_{спк}$ – значение кода уязвимости способа вентиляции крыла шахты; $\varphi_{вск}$ – коэффициент значимости уязвимости вентиляционных сооружений крыла шахты; $a_{вск}$ – значение кода уязвимости вентиляционных сооружений крыла шахты; $\nu_{1к}$ – нормирующий множитель.

Раскладывая значения показателей в формуле (4.13), имеем:

$$\varphi_{свк} = (\varphi_{свкд} a_{свкд} + \varphi_{свкн} a_{свкн} + \varphi_{свкы} a_{свкы} + \varphi_{свкт} a_{свкт}) \nu_{2к}, \quad (4.14)$$

где $\varphi_{свкд}$ – коэффициент значимости влияния величины депрессии откаточного и вентиляционного магистральных штреков; $a_{свкд}$ – значение кода уязвимости схемы вентиляции крыла шахты в зависимости от величины депрессии откаточного и вентиляционного магистральных штреков; $\varphi_{свкн}$ – коэффициент значимости степени влияния направления движения свежей и исходящих струй на утечки воздуха; $a_{свкн}$ – значение кода уязвимости схемы вентиляции шахты в зависимости от степени влияния направления движения свежей и исходящих струй на утечки воздуха; $\varphi_{свкы}$ – коэффициент значимости влияния устойчивости проветривания на уязвимость схемы вентиляции крыла шахты; $a_{свкы}$ – значение кода уязвимости схемы вентиляции крыла шахты в зависимости от устойчивости проветривания; $\varphi_{свкт}$ – коэффициент значимости величины тепловой депрессии наклонных выработок; $a_{свкд}$ – значение кода значимости величины тепловой депрессии наклонных выработок; $\nu_{2к}$ – нормирующий множитель.

$$\varphi_{спк} = (\varphi_{спзк} a_{спзк}) \nu_{3к}, \quad (4.15)$$

где $\varphi_{\text{спзк}}$ – коэффициент значимости степени влияния способа вентиляции крыла шахты на загазирование выработок при внезапной остановке вентилятора главного проветривания; $a_{\text{спзк}}$ – значение кода уязвимости степени влияния способа вентиляции крыла шахты на загазирование выработок при внезапной остановке вентилятора главного проветривания; $\nu_{3к}$ – нормирующий множитель.

$$\varphi_{\text{вск}} = \varphi_{\text{вск}} a_{\text{вск}} \nu_{4к}, \quad (4.16)$$

где $\varphi_{\text{вск}}$ – коэффициент значимости степени влияния вентиляционных сооружений на устойчивость проветривания; $a_{\text{вск}}$ – значение кода степени влияния вентиляционных сооружений на устойчивость проветривания; $\nu_{4к}$ – нормирующий множитель.

Представленные показатели опасности и уязвимости в структуре рисков II ранга иерархически увязаны в функциональную систему, отраженную на рис. 3.9.

Таким образом, представленная методология конструирования архитектуры аэрологической безопасности, включающая оценки аэрологических рисков, позволяет количественно оценить эффективность различных способов совершенствования шахтной вентиляции.

4.2.2. Алгоритм снижения рисков II ранга

Алгоритм снижения аэрологических рисков состоит в переборе всех возможных вариантов по снижению риска путем понижения степени уязвимости вентиляционных показателей, в выборе из них оптимального варианта и разработке для реализации этого варианта технологических, технических, организационно-технических мероприятий (рис. 4.2).

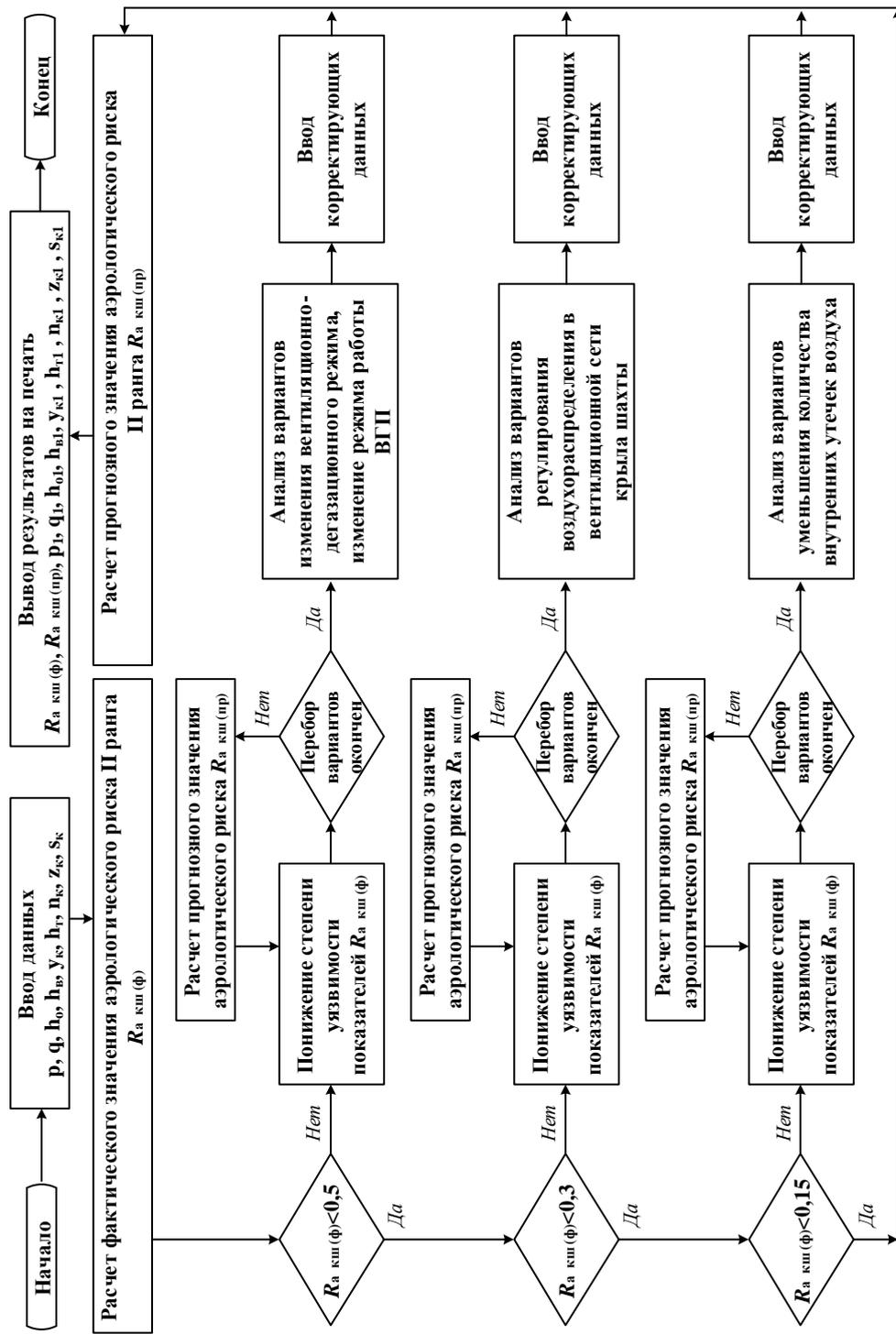


Рисунок 4.2 – Блок-схема алгоритма расчета и снижения аэрологического риска II ранга

(p – пылеобразующая способность пласта; q – метанообильность штекера шахты; h_0 – депрессия откаточного магистрального штекера шахты; h_B – депрессия вентиляционного магистрального штекера шахты; u_K – устойчивость проветривания крыла шахты; h_T – тепловая депрессия наклонных выработок с исходящей струей воздуха; s_K – степень влияния направления движения свежей и исходящей струй крыла шахты на утечки воздуха; Z_K – степень влияния способа вентиляции на загазирование выработок крыла шахты при остановке ВГП; s_K – степень влияния вентиляционных сооружений крыла шахты на устойчивость проветривания)

4.3. Аэрологический риск III ранга по взрывам метана и угольной пыли

4.3.1. Формулы расчета

Наиболее частыми авариями в угольных шахтах являются взрывы газа и пыли на выемочных участках и в подготовительных выработках, т. е. реализация аэрологических рисков III ранга, причем подготовительные выработки характеризуются большей взрывоопасностью по сравнению с выемочными участками [33, 34, 35]. Последствия реализации аэрологических рисков III ранга могут быть такими, что может выйти из строя крыло шахты или вся шахта в целом. Поэтому наиболее разветвленной структурной схемой обладают аэрологические риски III ранга (рис. 3.10), включающие основные опасности на выемочных участках и в подготовительных выработках и основные виды уязвимости схем вентиляции выемочных участков и способов проветривания тупиковых выработок [33, 34, 35].

Показатели аэрологических рисков III ранга представлены в табл. 4.5.

Формулы расчета (выемочные участки). Аэрологический риск аварий на выемочных участках угольных шахт рассчитывается по формуле:

$$R_a = \lambda \nu_y, \quad (4.17)$$

где λ – коэффициент опасности возникновения аварии, обусловленной фоновыми факторами; ν_y – коэффициент уязвимости схем вентиляции выемочного участка, обусловленной системными факторами.

Коэффициент опасности λ возникновения аварии, обусловленной пылевым и газовым факторами:

$$\lambda = \sum_{i=1}^2 \delta_i q_i \lambda_0, \quad (4.17)$$

где δ_i – коэффициент значимости i -го показателя опасности (табл. 4.1); q_i – значение кода i -го показателя опасности шахтопластов; λ_0 – нормирующий множитель.

Расписывая факторы опасности для выемочного участка, имеем:

$$\lambda = (\delta_{\text{п}} q_{\text{п}} + \delta_{\text{г}} q_{\text{г}}) \lambda_0, \quad (4.18)$$

где $\delta_{\text{п}}$ – коэффициент значимости пылевого фактора; $q_{\text{п}}$ – значение кода показателя опасности шахтопластов по удельному пылевыведению; $\delta_{\text{г}}$ – коэффициент значимости газового фактора; $q_{\text{г}}$ – значение кода показателя опасности шахт по относительной газообильности; λ_0 – нормирующий множитель.

Таблица 4.5 – Показатели аэрологических рисков III ранга

Показатели аэрологических рисков III ранга	Примечание
Аэрологический риск R_a на выемочных участках	Зависит от удельного пылевыведения, относительной газообильности, уязвимости выемочного участка
Аэрологический риск аварий $R_{\text{ту в}}$ на выемочных участках, возникающих под влиянием тяжелых углеводородов	Зависит от содержания тяжелых углеводородов в остаточных газах углей (марки Д, Г, ДГ, ГЖ, Ж, КЖ, К, КС, ОС), метаноносности угольных пластов, удельного пылевыведения, глубины ведения горных работ и уязвимости выемочного участка по технологическим факторам
Обобщенный показатель прогнозного значения аэрологического риска $Q_{\text{пр}}$	Зависит от удельного пылевыведения, относительной газообильности, уязвимости выемочного участка, учитывает склонность пластов к самовозгоранию и горным ударам, применение дегазации, газоотсасывающих установок и газодренажного штрека
Риск загазирования участка $R_{\text{заг. уч.}} \text{ сут}^{-1}$	Учитывает среднестатистические данные интенсивности отказов в выработках и схему проветривания выемочного участка
Риск загазирования участка $R_{\text{заг. уч}}$ при повторном использовании выработки, сут^{-1}	Учитывает среднестатистические данные интенсивности отказов в выработках и схему проветривания выемочного участка, а также повторное использование выработки
Аэрологический риск аварий в подготовительных выработках R_a	Зависит от удельного пылевыведения, относительной газообильности, уязвимости подготовительных выработок
Аэрологический риск аварий $R_{\text{ту п в}}$ в подготовительных выработках, возникающих под влиянием тяжелых углеводородов	Зависит от содержания тяжелых углеводородов в остаточных газах углей (марки Д, Г, ДГ, ГЖ, Ж, КЖ, К, КС, ОС), метаноносности угольных пластов, удельного пылевыведения, глубины ведения работ и уязвимости подготовительной выработки по технологическим факторам
Прогнозный показатель аэрологического риска в подготовительных выработках $Q_{\text{пр}}$	Зависит от удельного пылевыведения, относительной газообильности, уязвимости подготовительных выработок, учитывает склонность пластов к самовозгоранию и горным ударам, применение дегазации

Коэффициент уязвимости v_y схем проветривания выемочного участка рассчитывается по формуле

$$v_y = \sum_{i=1}^3 \varphi_i a_i v_0, \quad (4.19)$$

где φ_i – коэффициенты значимости показателей уязвимости схем вентиляции участка (табл. 4.6); a_i – значение кода i -го показателя уязвимости схемы вентиляции выемочного участка; v_0 – нормирующий множитель.

Расписывая факторы уязвимости для выемочного участка, имеем:

$$v_y = (\varphi_{и} a_{и} + \varphi_{у} a_{у} + \varphi_{н} a_{н}) v_0, \quad (4.20)$$

где $\varphi_{и}$ – коэффициент значимости степени разбавления вредностей по источникам поступления; $a_{и}$ – значение кода уязвимости схем вентиляции по степени разбавления вредностей по источникам поступления; $\varphi_{у}$ – коэффициент значимости степени устойчивости проветривания; $a_{у}$ – значение кода уязвимости схем вентиляции по степени устойчивости проветривания; $\varphi_{н}$ – коэффициент значимости показателя, учитывающего направление движения свежей и исходящей струй воздуха; $a_{н}$ – значение кода уязвимости схем вентиляции, учитывающего направление движения свежей и исходящей струй воздуха; v_0 – нормирующий множитель.

Показатели опасности для выемочных участков такие же, как и для угольных шахт, крыльев шахт и представлены в табл. 4.1. Показатели уязвимости схем вентиляции выемочных участков приведены в табл. 4.6.

При ранжировании показателей риска эксперты отдали предпочтение показателю метанообильности, на втором месте степень разбавления вредностей по источникам поступления, на третьем – пылеобразующая способность пласта, на четвертом и пятом местах наличие особенностей в топологии схемы вентиляции и степень устойчивости проветривания соответственно [19]. Согласованность мнений экспертов достаточно высокая, что подтверждается коэффициентом конкордации $W = 0,78$ при уровне значимости критерия Пирсона $\lambda^2 = 31,06\%$, удовлетворяющем требованию $\lambda^2 > 5\%$ (табл. 4.7).

Таблица 4.6 – Показатели уязвимости схем вентиляции выемочных участков

№ п/п	Показатели уязвимости	Степень уязвимости	Значение показателя уязвимости	Код	Коэффициент значимости показателя уязвимости
1	Степень разбавления вредностей по источникам поступления	Малая	Полное	1	0,6
		Средняя	Частичное	2	
		Большая	Последовательное	3	
2	Степень устойчивости проветривания как при нормальных, так и при аварийных режимах	Большая	Отсутствие диагоналей	1	0,2
		Малая	Наличие диагоналей	2	
3	Степень влияния направления движения свежей и исходящей струй воздуха	Малая	Прямоточная, комбинированная схемы	1	0,2
		Большая	Возвратноточная схема	2	

Таблица 4.7. – Матрицы ранжирования показателей аэрологического риска

Номер эксперта	Показатели					Сумма
	Пылеобразующая способность	Метано-обильность	Степень разбавления вредностей по источникам поступления	Степень устойчивости проветривания	Степень влияния направления движения свежей и исходящей струй воздуха	
	1	2	3	4	5	
1	3	1	2	4,5	4,5	
2	2	1	3	4,5	4,5	
3	2,5	2,5	1	4	5	
4	1	2,5	2,5	5	4	
5	1	2	3	5	4	
6	2,5	1	2,5	4,5	4,5	
7	3	1,5	1,5	5	4	
8	2	1	3	4,5	4,5	
9	2,5	2,5	1	4	5	
10	3	1	2	5	4	
S	22,5	16	21,5	46	44	150
Sоткл	-7,50	-14,00	-8,50	16,00	14,00	
Скв откл	56,25	196,00	72,25	256,00	196,00	776,50
Ранг	3	1	2	5	4	
W=0,78; $\lambda^2=31,06\%$						

Наибольший риск по взрывоопасности представляют пласты с высоким выделением пыли, т. е. так называемые «весьма пыльные», с удельным пылевыведением более 1200 г/т, что и отметили эксперты – 1 место в группе. Со снижением уровня запыленности снижается значимость показателя в группе (табл. 4.8).

Таблица 4.8. – Матрицы ранжирования пылеобразующей способности пласта

Номер эксперта	Показатель опасности по удельному пылевыведению, г/т								Сумма
	Малопыльные		Средней пыльности		Пыльные		Весьма пыльные		
	1	2	3	4	5	6	7	8	
1	7,5	7,5	6	4,5	4,5	3	1,5	1,5	
2	6	7	7	4,5	4,5	3	2	1	
3	8	7	5,5	5,5	4	2,5	2,5	1	
4	7,5	7,5	6	4,5	4,5	3	1,5	1,5	
5	7,5	7,5	6	5	4	2,5	2,5	1	
6	8	7	5,5	5,5	4	3	2	1	
7	7	8	6	5	3,5	3,5	1,5	1,5	
8	8	6,5	6,5	5	3,5	3,5	2	1	
9	7,5	7,5	6	4,5	4,5	3	1,5	1,5	
10	7,5	7,5	5,5	5,5	4	3	2	1	
S	74,5	73	60	49,5	41	30	19	12	359
Соткл	29,5	28	15	4,5	-4	-15	-26	-33	
Скв откл	870,25	784	225	20,25	16	225	676	1089	3905,5
Ранг	8	7	6	5	4	3	2	1	
W=0,94, $\lambda^2=66,04\%$									

Наибольший риск по взрывоопасности представляют пласты с высокой степенью метанообильности и опасностью внезапных выбросов угля и газа, угольной и породной мелочи, что и отметили эксперты – 1 место в группе. Со снижением степени метанообильности и опасности видов выделения метана снижается значимость показателя в группе (табл. 4.9). При ранжировании показателей уязвимости риска эксперты отдали предпочтение показателю «степень разбавления вредностей по источникам поступления», на втором месте «степень устойчивости проветривания». Согласованность мнений экспертов достаточно высокая, что подтверждается коэффициентом конкордации $W = 0,71$ при уровне значимости критерия Пирсона $\lambda^2 = 42,50\%$, удовлетворяющем требованию $\lambda^2 > 5\%$ (табл. 4.10).

С учетом обработки данных были получены коэффициенты весомерностей показателей опасности и уязвимости аэрологических рисков (табл. 4.11).

Таблица 4.9 – Матрицы ранжирования по показателю метанообильности

Номер эксперта	Показатель метанообильности по видам выделения метана					Сумма
	Относительная метанообильность, м ³ /т			Сверхкатегорные	Опасные по внезапным выбросам	
	До 5	От 5 до 10	От 10 до 15			
	1	2	3	4	5	
1	1	2,5	2,5	4,5	4,5	
2	1,5	1,5	3	4,5	4,5	
3	1	2,5	2,5	4	5	
4	1	2,5	2,5	4,5	4,5	
5	1,5	1,5	3	4,5	4,5	
6	1	2	4	4	4	
7	1,5	1,5	3,5	3,5	5	
8	2	1	4	4	4	
9	1,5	1,5	3	4,5	4,5	
10	1,5	1,5	4	4	4	
S	13,5	18	32	42	44,5	150
Соткл	-16,50	-12,00	2,00	12,00	14,50	
Скв откл	272,25	144,00	4,00	144,00	210,25	774,50
Ранг	5	4	3	2	1	
W=0,77; $\lambda^2=30,98\%$						

Таблица 4.10 – Матрицы ранжирования показателей уязвимости схем вентиляции

Номер эксперта	Показатели уязвимости							Сумма
	Степень разбавления вредностей по источникам поступления			Степень устойчивости проветривания	Степень влияния направления движения свежей и исходящей струй воздуха			
	1	2	3		4	5	6	
1	1	2,5	2,5	5	4	6	7	
2	1	2	3,5	3,5	5	6	7	
3	1	2	3,5	3,5	5	6	7	
4	1,5	1,5	3	4,5	4,5	7	6	
5	1	2	3	4	5	6	7	
6	1	2,5	2,5	4,5	4,5	6	7	
7	1	1,5	1,5	4	5	6,5	6,5	
8	1,5	6,5	6,5	5	3,5	3,5	2	
9	2	1	3	5	7	4	6	
10	1	2,5	2,5	4	5	6,5	6,5	
S	12	24	31,5	43	48,5	57,5	62	278,5
Соткл	-27,79	-15,79	-8,29	3,21	8,71	17,71	22,21	
Скв откл	772,05	249,19	68,65	10,33	75,94	313,80	493,47	1983,43
Ранг	1	2	3	4	5	6	7	
W=0,71, $\lambda^2=42,50$								

Таблица 4.11. Коэффициенты весомостей показателей риска по результатам экспертного опроса

Показатели риска	Коэффициенты весомостей показателей риска										Средние значения	
	Номер эксперта											
	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10		
Пылеобразующая способность	0,18	0,20	0,15	0,12	0,15	0,10	0,15	0,15	0,15	0,15	0,15	0,15
Метанообильность	0,39	0,35	0,31	0,32	0,38	0,40	0,34	0,35	0,31	0,30	0,35	0,35
Степень разбавления вредностей по источникам поступления	0,21	0,25	0,34	0,32	0,33	0,30	0,29	0,30	0,35	0,35	0,30	0,30
Степень устойчивости проветривания	0,11	0,10	0,10	0,11	0,07	0,10	0,12	0,10	0,10	0,10	0,10	0,10
Степень влияния направления движения свежей и исходящей струй воздуха	0,11	0,10	0,10	0,13	0,07	0,10	0,10	0,10	0,09	0,10	0,10	0,10

По полученным результатам определяется степень аэрологического риска аварий на выемочных участках угольных шахт (табл. 4.3) и принимаются решения по предотвращению и минимизации негативных и чрезвычайных ситуаций.

Формулы расчета (подготовительные выработки). Аэрологический риск аварий в подготовительных выработках:

$$R_a = \lambda p_y, \quad (4.21)$$

где λ – коэффициент опасности; p_y – коэффициент уязвимости схем и способов вентиляции тупиковых выработок [33].

Коэффициент опасности λ возникновения аварии в подготовительной выработке, обусловленной пылевым и газовым факторами:

$$\lambda = \sum_{i=1}^2 \delta_i q_i \lambda_0, \quad (4.22)$$

где δ_i – коэффициент значимости i -го показателя опасности (табл. 4.1); q_i – значение кода i -го показателя опасности шахтопластов; λ_0 – нормирующий множитель.

Расписывая факторы опасности для подготовительной выработки, имеем:

$$\lambda = (\delta_{\text{п}}q_{\text{п}} + \delta_{\text{г}}q_{\text{г}})\lambda_0, \quad (4.23)$$

где $\delta_{\text{п}}$ – коэффициент значимости пылевого фактора; $q_{\text{п}}$ – значение кода показателя опасности шахтопластов по удельному пылевыведению; $\delta_{\text{г}}$ – коэффициент значимости газового фактора; $q_{\text{г}}$ – значение кода показателя опасности шахт по относительной газообильности; λ_0 – нормирующий множитель [33].

Коэффициент уязвимости подготовительной выработки p_y рассчитывается по формуле [33]:

$$p_y = \sum_{i=1}^2 \varphi_i a_i v_0, \quad (4.24)$$

где φ_i – коэффициент значимости i -го показателя уязвимости подготовительной выработки (табл. 4.12); a_i – значение кода i -го показателя уязвимости подготовительной выработки; v_0 – нормирующий множитель [33].

Расписывая факторы уязвимости для подготовительной выработки, имеем:

$$p_y = (\varphi_{\text{за}} \cdot a_{\text{ya}} + \varphi_{\text{зо}} \cdot a_{\text{yo}}) \cdot p_0, \quad (4.25)$$

где $\varphi_{\text{за}}$ – коэффициент значимости степени влияния активности перемешивания газов в призабойной зоне; a_{ya} – значение кода уязвимости схем и способов вентиляции по степени влияния активности перемешивания газов в призабойной зоне; $\varphi_{\text{зо}}$ – коэффициент значимости степени влияния зоны отброса газов на проветривание подготовительной выработки; a_{yo} – значение кода уязвимости способов вентиляции по степени влияния зоны отброса газов на проветривание подготовительной выработки; p_0 – нормирующий множитель [33].

Показатели опасности для подготовительных выработок такие же, как и для угольных шахт, крыльев шахт, выемочных участков [33] и представлены в табл. 4.1. Показатели уязвимости способов вентиляции подготовительных выработок [33] приведены в табл. 4.12.

Таблица 4.12 – Показатели уязвимости для схем и способов вентиляции подготовительных выработок

№ п/п	Показатели уязвимости	Степень уязвимости	Значение показателя уязвимости	Код	Коэффициент значимости показателя уязвимости
1	Степень влияния активности перемешивания газов в призабойной зоне	Малая	Нагнетательный, комбинированный способы проветривания	1	0,7
		Большая	Всасывающий способ проветривания	2	
2	Степень влияния зоны отброса газов на проветривание подготовительной выработки	Малая	Всасывающий способ проветривания	1	0,3
		Большая	Нагнетательный, комбинированный способы проветривания	2	

По полученным результатам определяется степень аэрологического риска аварий в подготовительных выработках угольных шахт (табл. 4.8) и принимаются решения по предотвращению и минимизации негативных и чрезвычайных ситуаций.

4.3.2. Алгоритм снижения рисков III ранга

Алгоритм снижения аэрологических рисков аварий на выемочных участках и в подготовительных выработках состоит в переборе всех возможных вариантов по снижению риска путем понижения степени уязвимости вентиляционных показателей, в выборе из них оптимального варианта и разработке для реализации этого варианта технологических, технических, организационно-технических мероприятий (рис. 4.3 и 4.4) [165].

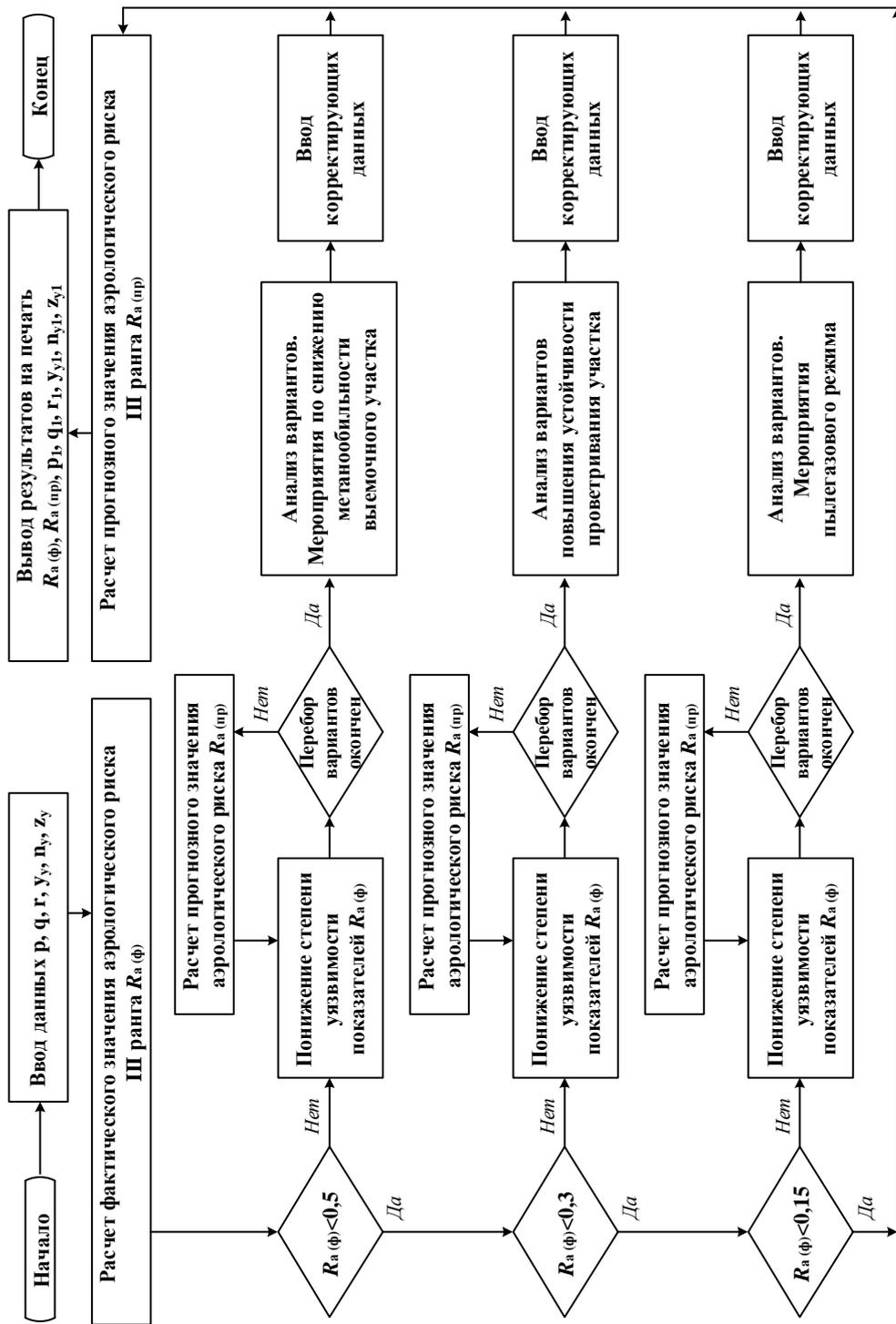


Рисунок 4.3 – Блок-схема алгоритма расчета и снижения аэрологического риска III ранга на выемочных участках
 (p – пылеобразующая способность пласта; q – устойчивость шахты; u_y – устойчивость проветривания выемочного участка; p_y – степень разбавления вредностей по источникам поступления; z_y – степень влияния направления движения свежей и исходящей струй на утки воздуха на выемочном участке)

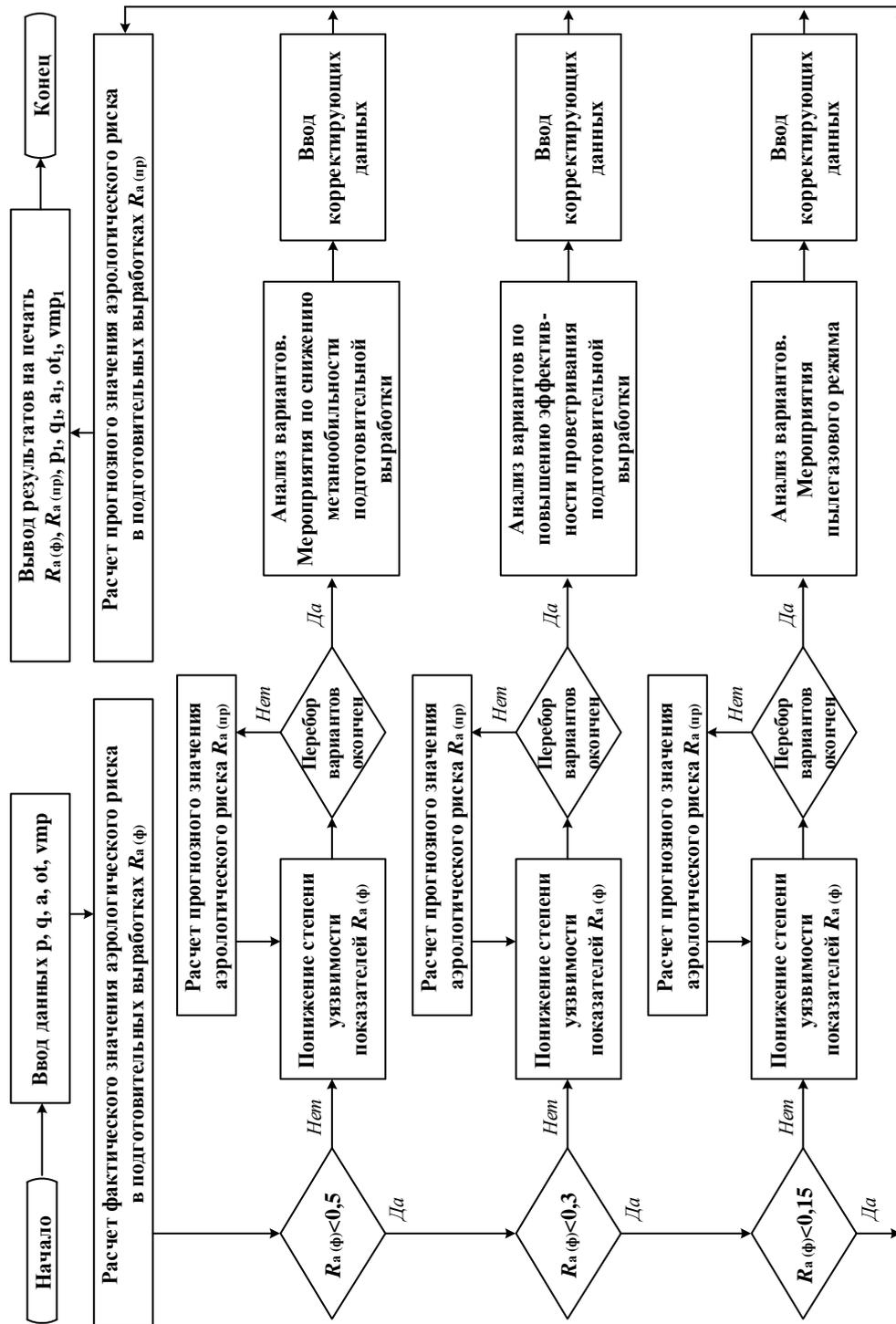


Рисунок 4.4 – Блок-схема алгоритма расчета и снижения аэрологического риска III ранга в подготовительных выработках (p – пылеобразующая способность пласта; q – метанообильность шахты; a – степень влияния активности перемешивания газов в призабойной зоне подготовительной выработки; of – степень влияния зоны отбросов газов на проветривание подготовительной выработки; vmp – степень влияния вентиляторов местного проветривания на устойчивость подготовительной выработки)

Выводы

1. К показателям опасности, присущей горному производству, на фоне которой формируются и проявляются аэрологические риски всех рангов (шахты, крыла шахты, выемочных участков, подготовительных выработок), относятся газовая и пылевая опасности. Степень газовой опасности определяется категорией шахты: I, II, III, сверхкатегорные, опасные по внезапным выбросам; степень пылевой опасности – группой пыльности пластов: малопыльные, средней пыльности, пыльные, весьма пыльные.

2. Уязвимость схем вентиляции шахт определяется: величиной депрессии шахты, степенью влияния направления движения свежей и исходящей струй на утечки воздуха; устойчивостью проветривания шахты. Уязвимость способов вентиляции на уровне рисков I ранга включает: степень влияния способа вентиляции на загазирование выработок при остановке вентиляторов главного проветривания. Уязвимость вентиляторов главного проветривания определяется: устойчивостью совместной работы вентиляторов главного проветривания, степенью обеспеченности шахты воздухом, величиной внешних утечек воздуха.

3. Оценка степени аэрологического риска I, II и III рангов для угольных шахт производится по величине коэффициента риска: если значение коэффициента риска не более 0,15 – то степень аэрологического риска *малая*; если значение коэффициента риска свыше 0,15, но не более 0,3 – то степень аэрологического риска *умеренная*; если значение коэффициента риска свыше 0,3, но не более 0,5 – то степень аэрологического риска *большая*; при значении коэффициента аэрологического риска более 0,5 производственная ситуация характеризуется как *аварийная*.

4. Уязвимость вентиляции на уровне рисков II ранга включает: уязвимость схем и способов вентиляции крыльев шахт и уязвимость вентиляционных сооружений. Уязвимость схем вентиляции крыльев шахты определяется: величиной депрессии откаточного и вентиляционного

магистральных штреков, способом охраны, степенью влияния направления движения свежей и исходящей струй на утечки воздуха; устойчивостью проветривания крыла шахты; величиной тепловой депрессии наклонных выработок. Уязвимость способов вентиляции включает: степень влияния способа вентиляции на загазирование выработок при остановке вентиляторов главного проветривания. Уязвимость вентиляционных сооружений определяется степенью их влияния на устойчивость проветривания.

5. Аэрологические риски III ранга характеризуют основные виды опасностей на выемочных участках и в подготовительных выработках и основные виды уязвимостей схем вентиляции выемочных участков и способов проветривания тупиковых выработок. Основными видами опасностей являются газовая и пылевая. Видами уязвимости выемочных участков являются следующие: степень разбавления вредностей по источникам поступления, степень устойчивости проветривания как при нормальных, так и при аварийных режимах, степень влияния направления движения свежей и исходящей струй воздуха. Выделены следующие виды уязвимости подготовительных выработок: степень влияния активности перемешивания газов в призабойной зоне, степень влияния зоны отброса газов на проветривание подготовительной выработки.

6. Алгоритм снижения аэрологических рисков I, II и III рангов состоит в переборе всех возможных вариантов по снижению риска путем понижения степени уязвимости вентиляционных показателей, в выборе из них оптимального варианта и разработке для реализации этого варианта технологических, технических, организационно-технических мероприятий.

5. ДОПОЛНИТЕЛЬНЫЕ АЭРОЛОГИЧЕСКИЕ РИСКИ АВАРИЙ НА ВЫЕМОЧНЫХ УЧАСТКАХ И В ПОДГОТОВИТЕЛЬНЫХ ВЫРАБОТКАХ, МЕТОДИКА ОЦЕНКИ ДОПОЛНИТЕЛЬНЫХ АЭРОЛОГИЧЕСКИХ РИСКОВ

5.1. Риск аварий, возникающий под влиянием тяжелых углеводородов

5.1.1. Выемочные участки

Для выемочных участков аэрологический риск аварий ($R_{\text{ту в}}$), возникающий под влиянием тяжелых углеводородов, рассчитывается по формуле:

$$R_{\text{ту в}} = \lambda_{\text{ту}} \cdot v_{\text{ту в}}, \quad (5.1)$$

где $\lambda_{\text{ту}}$ – коэффициент опасности возникновения аварии, обусловленной наличием тяжелых углеводородов в угольных пластах; $v_{\text{ту в}}$ – коэффициент уязвимости выемочного участка, возникающей под влиянием тяжелых углеводородов в угольных пластах [35].

Коэффициент опасности ($\lambda_{\text{ту}}$) возникновения аварии, обусловленной наличием тяжелых углеводородов в угольных пластах, рассчитывается по формуле:

$$\lambda_{\text{ту}} = \sum_{i=1}^4 \delta_i q_i \lambda_0, \quad (5.2)$$

где δ_i – коэффициент значимости i -го показателя опасности по наличию тяжелых углеводородов в угольных пластах (табл. 11); q_i – значение кода i -го показателя опасности по наличию тяжелых углеводородов; λ_0 – нормирующий множитель [35].

Расписывая факторы опасности возникновения аварии, обусловленной наличием тяжелых углеводородов в угольных пластах [35], имеем:

$$\lambda_{\text{ту}} = (\delta_{\text{ту}} \cdot q_{\text{ту}} + \delta_{\text{м}} \cdot q_{\text{м}} + \delta_{\text{п}} \cdot q_{\text{п}} + \delta_{\text{гл}} \cdot q_{\text{гл}}) \cdot \lambda_0, \quad (5.3)$$

где $\delta_{\text{ту}}$ – коэффициент значимости наличия тяжелых углеводородов в угольных пластах; $q_{\text{ту}}$ – значение кода показателя опасности шахтопластов по наличию тяжелых углеводородов; $\delta_{\text{м}}$ – коэффициент значимости метаноносности угольных пластов; $q_{\text{м}}$ – значение кода показателя опасности метаноносности

угольных пластов; $\delta_{п}$ – коэффициент значимости пылевого фактора; $q_{п}$ – значение кода показателя опасности шахтопластов по удельному пылевыведению; $\delta_{гг}$ – коэффициент значимости влияния глубины ведения горных работ; $q_{гг}$ – значение кода показателя опасности по величине глубины ведения горных работ; λ_0 – нормирующий множитель [35].

Таблица 5.1 – Показатели опасности на выемочных участках и в подготовительных выработках, возникающей под влиянием тяжелых углеводородов [35]

№ п/п	Показатели опасности	Значение показателя опасности	Степень опасности	Код	Коэффициент значимости показателя опасности
1	Содержание тяжелых углеводородов в остаточных газах углей (марки Д, Г, ДГ, ГЖ, Ж, КЖ, К, КС, ОС), %	<20	Малая	1	0,3
		≥ 20	Большая	2	
2	Метаноносность угольных пластов, м ³ /т	<5	Малая	1	0,3
		$\geq 5, < 9$	Средняя	2	
		≥ 9	Большая	3	
3	Удельное пылевыведение, г/т	До 100	Малая	1	0,2
		100-250	Средняя	2	
		250-700	Большая	3	
		≥ 700	Очень большая	4	
4	Глубина ведения горных работ, м	<300	Малая	1	0,2
		$\geq 300, < 450$	Средняя	2	
		$\geq 450 < 700$	Большая	3	
		≥ 700	Очень большая	4	

Коэффициент уязвимости $v_{тув}$ в выемочного участка, обусловленной наличием тяжелых углеводородов в угольных пластах, рассчитывается по формуле [35]:

$$v_{тув} = \sum_{i=1}^4 \varphi_i a_i v_0, \quad (5.4)$$

где φ_i – коэффициент значимости i -го показателя уязвимости, обусловленной наличием тяжелых углеводородов в угольных пластах (табл. 5.2); φ_i – значение кода i -го показателя уязвимости по наличию тяжелых углеводородов; v_0 – нормирующий множитель [35].

Расписывая факторы уязвимости выемочных участков, обусловленной наличием тяжелых углеводородов в угольных пластах, имеем:

$$v_{\text{тув}} = (\varphi_n a_n + \varphi_{\text{ам}} a_{\text{ам}} + \varphi_{\text{ск}} a_{\text{ск}} + \varphi_{\text{дл}} a_{\text{дл}}) \cdot v_0, \quad (5.5)$$

где φ_n – коэффициент значимости влияния нагрузки на очистной забой на риск возникновения аварии; a_n – значение кода уязвимости выемочного участка по величине нагрузки на очистной забой; $\varphi_{\text{ам}}$ – коэффициент значимости абсолютной метанообильности выемочного участка; $a_{\text{ам}}$ – значение кода уязвимости выемочных участков по абсолютной метанообильности; $\varphi_{\text{ск}}$ – коэффициент значимости влияния скорости подвигания очистного забоя на риск возникновения аварии; $a_{\text{ск}}$ – значение кода уязвимости выемочного участка по величине скорости подвигания очистного забоя; $\varphi_{\text{дл}}$ – коэффициент значимости влияния длины очистного забоя на риск возникновения аварии; $a_{\text{дл}}$ – значение кода уязвимости выемочного участка по величине длины очистного забоя; v_0 – нормирующий множитель [35].

Таблица 5.2 – Показатели уязвимости выемочных участков, обусловленной наличием тяжелых углеводородов в угольных пластах [35]

№ п/п	Показатели уязвимости выемочного участка	Значение показателя уязвимости	Степень уязвимости	Код	Коэффициент значимости показателя уязвимости
1	Нагрузка на очистной забой, т/сут	<3000	Малая	1	0,3
		≥3000, <6000	Средняя	2	
		≥6000	Большая	3	
2	Абсолютная метанообильность выемочного участка, м ³ /мин	<20	Малая	1	0,3
		≥20, <70	Средняя	2	
		≥70, <140	Большая	3	
		≥140	Очень большая	4	
3	Скорость подвигания очистного забоя, м/сут	<3	Малая	1	0,25
		≥3, <9	Средняя	2	
		≥9	Большая	3	
4	Длина лавы, м	<200	Малая	1	0,15
		≥200, <250	Средняя	2	
		≥250	Большая	3	

По полученным результатам определяется степень аэрологического риска аварий, возникающих под влиянием тяжелых углеводородов на выемочных участках угольных шахт (табл. 4.8) и принимаются решения по предотвращению и минимизации негативных и чрезвычайных ситуаций [11, 35, 53].

5. 1.2. Подготовительные выработки

Для подготовительных выработок аэрологический риск аварий, возникающий по наличию тяжелых углеводородов в угольных пластах [35], рассчитывается по формуле:

$$R_{\text{туп}} = \lambda_{\text{ту}} \cdot v_{\text{туп}}. \quad (5.6)$$

Коэффициент опасности ($\lambda_{\text{ту}}$) возникновения аварии, обусловленной наличием тяжелых углеводородов в угольных пластах, рассчитывается одинаково как для выемочных участков, так и для подготовительных выработок, по одной и той же формуле (5.2) [35]. Показатели опасности подготовительных выработок такие же, как и для выемочных участков [35], они представлены в табл. 5.1.

Коэффициент уязвимости $v_{\text{туп}}$ подготовительных выработок, обусловленной наличием тяжелых углеводородов в угольных пластах, рассчитывается по формуле:

$$v_{\text{туп}} = \sum_{i=1}^2 \varphi_i a_i v_{0\text{п}}, \quad (5.7)$$

где φ_i – коэффициент значимости i -го показателя уязвимости подготовительных выработок, обусловленной наличием тяжелых углеводородов в угольных пластах, (табл. 5.3); φ_i – значение кода i -го показателя уязвимости по наличию тяжелых углеводородов; $v_{0\text{п}}$ – нормирующий множитель [35].

Расписывая факторы уязвимости подготовительных выработок, обусловленной наличием тяжелых углеводородов в угольных пластах, имеем:

$$v_{\text{туп}} = (\varphi_{\text{амп}} \cdot a_{\text{амп}} + \varphi_{\text{скп}} \cdot a_{\text{скп}}) \cdot v_{0\text{п}}, \quad (5.8)$$

где $\varphi_{амп}$ – коэффициент значимости абсолютной метанообильности подготовительной выработки; $a_{амп}$ – значение кода уязвимости подготовительной выработки по абсолютной метанообильности; $\varphi_{скп}$ – коэффициент значимости скорости подвигания забоя подготовительной выработки; $a_{скп}$ – значение кода уязвимости подготовительной выработки по скорости ее проведения; $v_{оп}$ – нормирующий множитель [35].

Таблица 5.3 – Показатели уязвимости подготовительных выработок, обусловленной наличием тяжелых углеводородов в угольных пластах

№ п/п	Показатели уязвимости подготовительной выработки	Значение показателя уязвимости	Степень уязвимости	Код	Коэффициент значимости показателя уязвимости
1	Абсолютная метанообильность подготовительной выработки, м ³ /мин	<2,5	Малая	1	0,6
		≥2,5, <5	Средняя	2	
		≥5	Большая	3	
2	Скорость подвигания забоя подготовительной выработки, м/сут	<3	Малая	1	0,4

По полученным результатам определяется степень аэрологического риска аварий, возникающих под влиянием тяжелых углеводородов в подготовительных выработках угольных шахт (табл. 4.8), и принимаются решения по предотвращению и минимизации негативных и чрезвычайных ситуаций [19, 33, 108].

5.2. Оценка рисков загазирования выработок на выемочном участке

Основная цель теории аэрологических рисков на угольных шахтах состоит в разработке методов количественной оценки и оптимизации надежности вентиляции шахты в целом, позволяющих осуществлять выбор оптимальных по фактору надежности вариантов систем вентиляции проектируемых и действующих шахт. Для шахтной вентиляционной системы наиболее существенным является свойство безотказности, т. е. возможность непрерывно выполнять требуемую функцию в течение заданного времени,

иными словами, непрерывно обеспечивать требуемое (по условиям безопасности и санитарно-гигиеническим нормам) состояние шахтной атмосферы [137, 144, 155]. Соискателем с соавторами уделено внимание разработке метода расчета вероятностей безотказной работы выемочного участка для различных схем вентиляции [14, 15, 27, 144]. Метод позволяет научно обосновать принятие технических и организационных решений по снижению аэрологического риска.

Отказ шахтной вентиляционной системы – это событие, заключающееся в таком изменении ее параметров, при котором расходы воздуха в выработках меньше требуемых. Отказы возникают случайно и делятся на приработочные, износные и катастрофические. Приработочные отказы вызываются ошибками при конструировании, изготовлении и монтаже; катастрофические отказы вызываются внезапной концентрацией нагрузок. Эти два вида отказов лежат за пределами нормального режима эксплуатации угольных шахт и требуют особого рассмотрения. Износные отказы, вызванные старением элементов, наблюдаются на всех временных этапах функционирования горной выработки. Горное давление интенсифицирует процессы старения выработок, проявляющееся в возникновении обвалов и обрушений горной породы, которые приводят к загазированию выработок, со всеми нежелательными последствиями [144].

Примем во внимание, что под отказом шахтной вентиляционной системы (горной выработки) будем понимать необеспеченность воздухом шахты (выработки) более чем на 10%.

Вероятность безотказной работы горных выработок и шахты в целом в течение времени t можно определить по формуле [137, 144]:

$$P(t) = \exp\left(-\int_0^t \lambda(\tau) d\tau\right), \quad (5.9)$$

где $\lambda(\tau)$ – интенсивность отказов.

При анализе функционирования шахтных вентиляционных систем предполагают, что в первом приближении интенсивность отказов можно

считать постоянной, то есть $\lambda(\tau) = \lambda = const$. Тогда выражение (5.9) преобразуется к виду:

$$P(t) = \exp(-\lambda t). \quad (5.10)$$

В этом случае частота отказов определяется по формуле [137, 144]:

$$a = \lambda \cdot \exp(-\lambda t). \quad (5.11)$$

Риск загазирования выемочного участка будем рассчитывать по формуле

$$R_{\text{заг}} = 1 - P(t), \quad (5.12)$$

где $P(t)$ – вероятность безотказной работы выемочного участка по фактору загазирования.

С учетом формулы (5.10) получаем:

$$R_{\text{заг}} = 1 - \exp(-\lambda t), \quad (5.13)$$

где λ – интенсивность отказов (загазирования), сут⁻¹.

Первоначально характеристики надежности устанавливаются по статистическим данным о числе отказов вентиляционных систем шахт за достаточно большой промежуток времени, а затем приводятся к требуемому периоду времени (месяц, сутки, час). Так как в нашем случае $\lambda = const$, то приближенно интенсивность отказов на шахте, выемочном участке или другом объекте (верхние части лав, вентиляционные двери в выработках с рельсовыми путями, кроссинги, главные вентиляторы и т. д.) [144]

$$\lambda = N/T \quad (5.14)$$

где N – число отказов вентиляции за время T .

Согласно «Справочнику по рудничной вентиляции» [137], по среднестатистическим данным интенсивность отказов в откаточных выработках можно принять равной 0,013 сут⁻¹, интенсивность отказов в вентиляционных выработках можно принять равной 0,066 сут⁻¹, интенсивность отказов в лавах можно принять равной 0,02366 сут⁻¹.

Тогда по формуле (5.10) вероятность безотказной работы лавы $P(л)$, откаточного $P(о)$ и вентиляционного $P(в)$ штреков за сутки будет равна:

$$P(л) = \exp(-0,0236) = 0,977,$$

$$P(o) = \exp(-0,013) = 0,987,$$

$$P(v) = \exp(-0,066) = 0,936.$$

С учетом полученных значений $P(l)$, $P(o)$ и $P(v)$ рассчитаем риск загазирования для выемочного участка для разных схем проветривания.

Для выемочного участка при возвратноточной схеме проветривания вероятность безотказной работы по правилу умножения вероятностей будет равна произведению вероятностей безотказной работы откаточного штрека, лавы и вентиляционного штрека, так как выработки соединены последовательно [144]. Тогда

$$R_{\text{заг.уч}} = 1 - P_{\text{отк.шт.}} \cdot P_{\text{лавы}} \cdot P_{\text{вент.шт.}}, \quad (5.15)$$

где $P_{\text{отк.шт.}}$ – вероятность безотказной работы откаточного штрека; $P_{\text{лавы}}$ – вероятность безотказной работы лавы; $P_{\text{вент.шт.}}$ – вероятность безотказной работы вентиляционного штрека [144].

Следует обратить внимание, что риск загазирования выемочного участка $R_{\text{заг.уч.}}$ для U-образной и Z-образной схем проветривания рассчитывается по одной и той же формуле (5.15), так как откаточный штрек, лава и вентиляционный штрек соединены последовательно. Однако качество проветривания при этих двух схемах будет разным, обусловленным направлением движения воздушной струи: возвратноточным или прямоточным. А именно: при U-образной схеме проветривания выемочного участка будет проявляться основной недостаток этой схемы – концентрированный вынос метана из выработанного пространства в верхнюю часть лавы и на вентиляционный штрек, что не позволяет применять ее в условиях существенного газовыделения из выработанного пространства [144].

Чтобы учесть в расчетной формуле (5.15) процесс загазирования верхней части лавы, условно можно разделить лаву (рис. 1) на два участка, соединенных последовательно: небольшой участок конца лавы с ее верхней частью (ветвь 3-4) и оставшаяся основная часть лавы (ветвь 2-3). Согласно «Справочнику по рудничной вентиляции» [137], для возвратноточной схемы

проветривания выемочного участка средняя интенсивность отказов в верхней части лавы равна $0,1055 \text{ сут}^{-1}$. Тогда

$$P_{\text{вчл}} = \exp(-0,1055) = 0,8999.$$

И для U-образной схемы проветривания будем иметь:

$$R_{\text{заг.уч}} = 1 - P_{\text{отк.ш}} \cdot P_{\text{лавы}} \cdot P_{\text{вчл}} \cdot P_{\text{вент.ш}}, \quad (5.16)$$

где $P_{\text{вчл}}$ – вероятность безотказной работы верхней части лавы [144].

Подставляя в формулу (5.16) значения вероятностей, рассчитанные по среднестатистическим значениям интенсивностей, получим значение риска загазирования выемочного участка за сутки:

$$R_{\text{заг.уч}} = 1 - 0,987 \cdot 0,977 \cdot 0,899 \cdot 0,936 = 1 - 0,8114 = 0,189.$$

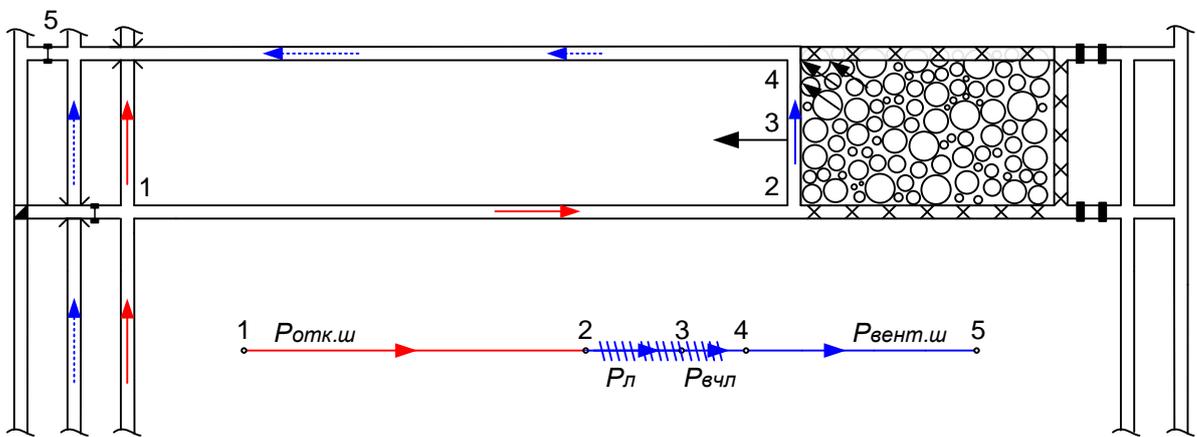


Рисунок 5.1 – Возвратноточная схема вентиляции выемочного участка и аэродинамическая схема с последовательным разбавлением вредностей и отводом исходящей струи в направлении массива угля

($P_{\text{отк.ш}}$ – вероятность безотказной работы откаточного штрека; $P_{\text{лавы}}$ – вероятность безотказной работы лавы; $P_{\text{вент.ш}}$ – вероятность безотказной работы вентиляционного штрека; $P_{\text{вчл}}$ – вероятность безотказной работы верхней части лавы)

Свежий воздух подается по откаточному штреку 1-2 (рис. 5.1), распределяется между очистным забоем и выработанным пространством 2-3-4 и отводится по вентиляционному штреку 4-5. Направление движения воздуха по очистному забою – восходящее.

При прямоточной схеме вентиляции выемочного участка с последовательным разбавлением вредностей (Z-образная схема) и отводом исходящей струи в направлении выработанного пространства (рис. 5.2) отсутствует основной недостаток возвратноточных схем проветривания —

концентрированный вынос метана из выработанного пространства в верхнюю часть лавы. В этом случае вынос метана из выработанного пространства будет производиться на вентиляционный штрек [144]. И тогда риск загазирования участка за сутки можно посчитать по формуле (5.15):

$$R_{\text{заг.уч}} = 1 - 0,987 \cdot 0,977 \cdot 0,936 = 1 - 0,9026 = 0,097.$$

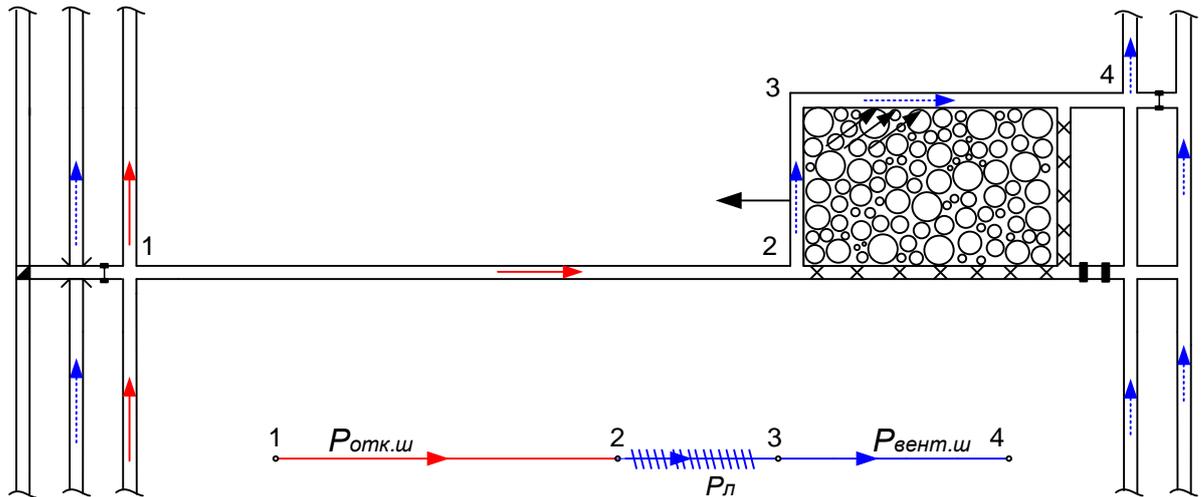


Рисунок 5.2 – Прямоточная схема вентиляции выемочного участка и аэродинамическая схема с последовательным разбавлением вредностей и отводом исходящей струи в направлении выработанного пространства ($P_{\text{отк.ш}}$ – вероятность безотказной работы откаточного штрека; $P_{\text{лавы}}$ – вероятность безотказной работы лавы; $P_{\text{вент.ш}}$ – вероятность безотказной работы вентиляционного штрека)

Свежий воздух подается по откаточному штреку 1-2 (рис. 5.2), распределяется между очистным забоем и выработанным пространством 2-3 и отводится по вентиляционному штреку 3-4. Направление движения воздуха по очистному забою – восходящее.

В газовых шахтах с высокой газообильностью разрабатываемых пластов и выработанного пространства при ведении горных работ на глубоких горизонтах необходимо применять схемы вентиляции с обособленным разбавлением метана (рис. 5.3) [144, 157, 158, 159], поступающего из различных источников.

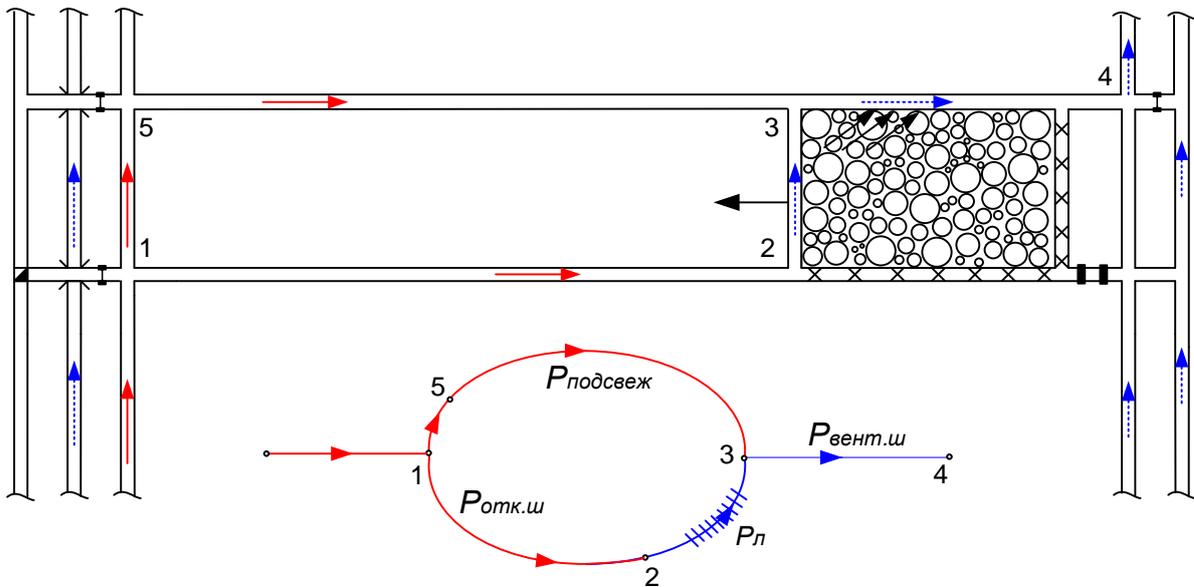


Рисунок 5.3 – Прямоточная схема вентиляции выемочного участка и аэродинамическая схема с обособленным разбавлением вредностей и отводом исходящей струи в направлении выработанного пространства

($P_{отк.ш.}$ – вероятность безотказной работы откаточного штрека; $P_{лавы.}$ – вероятность безотказной работы лавы; $P_{вент.ш.}$ – вероятность безотказной работы вентиляционного штрека; $P_{подсвеж.}$ – вероятность безотказной работы дополнительной выработки со свежей струей воздуха)

Свежий воздух подается по откаточному штреку 1-2 (рис. 5.3), распределяется между очистным забоем и выработанным пространством 2-3 и отводится по вентиляционному штреку 3-4; по дополнительной выработке 1-5-3 подается свежий воздух для разбавления исходящей струи воздуха из лавы (так называемое подсвеживание воздуха). Направление движения воздуха по очистному забою – восходящее [144].

Для таких Y-образных схем вентиляции откаточный штрек и лава соединены последовательно, а дополнительная выработка со свежей струей воздуха соединена с откаточным штреком и лавой параллельно. К этому параллельному соединению последовательно подключается вентиляционный штрек. Участок 1-5 дополнительного пути подачи свежего воздуха относится к капитальным воздухоподающим выработкам и имеет вероятность безотказной работы, близкую к единице, поэтому в расчетах этой величиной можно пренебречь. Формула для расчета риска загазирования выемочного участка [144] примет вид:

$$R_{\text{заг.уч}} = 1 - (P_{\text{отк.ш}} \cdot P_{\text{лавы}} + P_{\text{подсв}} - P_{\text{отк.ш}} \cdot P_{\text{лавы}} \cdot P_{\text{подсв}})P_{\text{вент.ш}} \quad (5.17)$$

Подставляя в формулу (5.17) значения вероятностей, рассчитанные по среднестатистическим значениям интенсивностей, получим значение риска загазирования выемочного участка за сутки для Y-образной схемы вентиляции:

$$\begin{aligned} R_{\text{заг.уч}} &= 1 - (0,987 \cdot 0,977 + 0,987 - 0,987 \cdot 0,977 \cdot 0,987) \cdot 0,936 = \\ &= 1 - (0,964 + 0,987 - 0,9518) \cdot 0,936 = 1 - 0,9992 \cdot 0,936 = \\ &= 1 - 0,935 = 0,065. \end{aligned}$$

Приведем рассчитанные значения риска загазирования выемочного участка в табл. 5.4.

Таблица 5.4 – Значения риска загазирования выемочного участка для основных схем вентиляции

Схема вентиляции	Горнотехнические условия	Значение риска загазирования выемочного участка $R_{\text{заг. уч.}} \text{, сут}^{-1}$
U-образная	Производительность лавы 2400-3140 т/сут; столбовая система разработки; крепость пород средняя; штреки расположены в массиве угля; шахта сверхкатегорная; вентиляция участка возвратноточная	0,189
Z-образная	Производительность лавы 2400-3140 т/сут; столбовая система разработки; крепость пород средняя; штреки расположены в массиве угля; шахта сверхкатегорная; вентиляция участка прямоточная	0,097
Y-образная	Производительность лавы 2400-3140 т/сут; столбовая система разработки; крепость пород средняя; штреки расположены в массиве угля; шахта сверхкатегорная; вентиляция участка возвратноточная	0,065

Из анализа рассчитанных значений риска загазирования выемочного участка (табл. 5.4) следует, что при одних и тех же горнотехнических условиях $R_{\text{заг. уч}}$ в 2,9 раз больше для U-образной схемы, чем для Y-образной, и в 1,9 раз больше, чем для Z-образной. При сравнении между собой Z-и Y-образной схем следует, что первая опаснее второй в 1,4 раза.

Таким образом, в газовых шахтах необходимо применять Y-образные схемы вентиляции с обособленным разбавлением метана, риск загазирования которых почти в 3 раза меньше U-образных схем вентиляции.

При расчете риска загазирования выработок для различных горнотехнических и горно-геологических условий необходим представительный объем статистических данных как по элементам вентиляционной системы (главные вентиляторы, газоотсасывающие установки, вентиляторы местного проветривания, вентиляционные двери и шлюзы, кроссинги, главные воздухоподающие и вентиляционные стволы, лавы, откаточные и вентиляционные штреки, газоотсасывающие трубопроводы, средства автоматики и др.), так и по горнотехническим условиям (производительность лавы, мощность пласта, крепость пород, способ охраны выработок, глубина разработки, система разработки и др.) [144, 155, 156]. При сборе данных по отказам элементов вентиляционной системы должны использоваться данные аэрогазового контроля шахт.

По результатам вышеприведенных расчетов можно сделать следующие выводы:

- анализ рассчитанных значений риска загазирования выемочного участка $R_{\text{заг. уч}}$ показал, что при одних и тех же горнотехнических условиях $R_{\text{заг. уч}}$ в 2,9 раз больше для U-образной схемы, чем для Y-образной, и в 1,9 раз больше, чем для Z-образной. При сравнении между собой Z- и Y-образных схем следует, что первая опаснее второй в 1,4 раза;

- в газовых шахтах, риск загазирования выемочных участков которых почти в 3 раза меньше риска загазирования в U-образных схемах вентиляции, необходимо применять Y-образные схемы вентиляции с обособленным разбавлением метана;

- при расчете риска загазирования выработок для различных горнотехнических и горно-геологических условий необходим представительный объем статистических данных как по элементам вентиляционной системы (главные вентиляторы, газоотсасывающие

установки, вентиляторы местного проветривания, вентиляционные двери и шлюзы, кроссинги, главные воздухоподающие и вентиляционные стволы, лавы, откаточные и вентиляционные штреки, газоотсасывающие трубопроводы, средства автоматики и др.), так и по горнотехническим условиям (производительность лавы, мощность пласта, крепость пород, способ охраны выработок, глубина разработки, система разработки и др.). При сборе данных по отказам элементов вентиляционной системы должны использоваться данные аэрогазового контроля шахт [144].

5.3. Риск аэродинамического старения выработок

К отказам в вентиляционной системе шахты, наступающим постепенно, относятся отказы, вызываемые старением шахтной вентиляционной системы. Сечение выработки со временем уменьшается, если она расположена в зоне влияния очистных работ. Применение таких выработок для проветривания выемочных участков увеличивает риск загазирования выемочных участков. При оценке риска загазирования выработок необходимо учитывать данные по изменению удельного аэродинамического сопротивления горных выработок во времени, так называемого аэродинамического старения горных выработок. Под аэродинамическим старением будем понимать устойчивое увеличение удельного аэродинамического сопротивления выработки во времени [143].

С развитием горных работ процессы аэродинамического старения интенсифицируются, т. к. происходит увеличение смещений пород в выработках. Так, например, при увеличении глубины работ с 500 до 1000 м интенсивность сближения кровли и почвы возрастает в 2 раза. [112, 140, 142, 143].

Ранее Ушаковым К.З. и Скопинцевой О.В. [140] были выполнены исследования аэродинамического старения горных выработок на 8 шахтах Донбасса, имеющих глубину разработки более 1000 м. Были рассмотрены основные виды горных выработок, подверженных аэродинамическому

старению. По степени влияния очистных работ основные горные выработки были распределены на 13 видов групп выработок (табл. 5.5).

Объектами наблюдений служили участки выработок длиной 200 м, не имеющие разветвлений, не загроможденные транспортными средствами и другим оборудованием, с мало меняющимся поперечным сечением. Был получен статистический материал по 500 объектам, общее количество наблюдений на которых составило 2000 [140]. К началу наблюдений каждый объект имел определенное время существования. Поэтому вся совокупность результатов наблюдений в каждой группе объектов относилась к достаточно большому временному диапазону. Так, для участков выработок диапазон наблюдений охватывал период от 0 до 8 лет, для капитальных – от 0 до 25 лет.

По полученным данным для каждой группы выработок строился график зависимости математического ожидания удельного сопротивления $r(t)$ выработок данной группы от времени их существования t . Зависимости $r(t)$ удовлетворительно описываются полиномами третьей степени [140]. Были получены соответствующие корреляционные уравнения для выработок всех групп.

Окончательно изменение сопротивления выработок во времени было представлено в относительном виде $\overline{r(t)}$,

$$\overline{r(t)} = r_{\phi}(t) / r_0, \quad (5.18)$$

где $\overline{r(t)}$ – относительное удельное сопротивление выработки; $r_{\phi}(t)$ – фактическое удельное сопротивление выработки, полученное в результате обработки данных измерений; r_0 – расчетное (проектное) значение удельного сопротивления выработки.

Анализ представленных зависимостей позволяет сделать следующие выводы. Аэродинамическое старение оказывает существенное влияние на сопротивление как участков, так и капитальных горных выработок. Степень увеличения удельного сопротивления выработок вследствие старения может достигать для участков выработок 8 раз, для капитальных – 4 [140, 143].

Таблица 5.5 – Ранжирование выработок по относительному показателю аэрологического риска R_{ac} по фактору аэродинамического старения [143]

Наименование выработок	Способ проведения	Способ охраны	Номер группы	Время существования, t_k , время	Степень увеличения удельного сопротивления		Скорость роста, r'_{cp}	Отн. показатель аэрологического риска, R_{ac}
					$\bar{r}_{cp} = r_{cp} / r_0$	$r(t_k) / r_0$		
Участковые откаточные штреки	По пласту	Целик-целик	1 к	3,75	1,82	1,2	0,0061	0,545
			1 р	5,0	1,6	1,67	0,0040	0,351
		Целик-выр.пр	2 к	6,0	3,4	8,26	0,0108	0,964
			2 р	5,75	1,57	1,77	0,0034	0,303
Участковые вентиляционные штреки	По пласту	Целик-целик	3 к	4,25	2,27	4,33	0,0080	0,714
		Целик-выр.пр	4 р	4,75	2,3	4,24	0,0091	0,812
		Выр.пр.-выр.пр	5 р	9,25	3,0	8,5	0,0112	1,0
Капитальные наклонные выработки	Полевые	Без разгр. лавы	6 р	20,5	2,2	2,66	0,0014	0,125
	По пласту	Целик-целик	7 р	12,5	1,8	2,25	0,0013	0,116
			7 к	13,0	2,53	3,12	0,0031	0,277
Капитальные горизонтальные выработки	Полевые	С разгруз. лавой	8 кр	8,5	1,5	2,23	0,0018	0,161
		Без разгр. лавы	8 р	24,7	2,2	2,89	0,0009	0,080
	По пласту	Целик-целик	9 р	25,4	1,45	1,62	0,0007	0,062

Примечание:

$$r'_{cp} = (r_{cp} - r_0) / t_k, \text{ Н} \cdot \text{с}^2 / \text{м}^9;$$

r_0 – проектное значение удельного сопротивления, $\text{Н} \cdot \text{с}^2 / \text{м}^9$;

r_{cp} – среднее за весь срок службы удельное сопротивление, $\text{Н} \cdot \text{с}^2 / \text{м}^9$;

$R_{ac} = r'_{cpi} / \max\{r'_{cpi}\} \text{Н} \cdot \text{с}^2 / \text{м}^9$ – относительный показатель аэрологического риска по фактору аэродинамического старения выработок.

Генеральный характер изменения удельного сопротивления во времени одинаков для всех типов выработок и отличается монотонным увеличением сопротивления с уменьшающейся скоростью до некоторого предельного значения. Существенное искажение на него накладывают процессы ремонта, придавая зависимости $r(t)$ периодический характер. Особенно сильно влияние процессов ремонта в участковых выработках.

Основными факторами, определяющими характеристики протекания процесса аэродинамического старения выработок, являются (в порядке приоритета) характер проявления горного давления (расположение выработки в зоне активного проявления горного давления или в зоне установившегося давления), способ охраны выработки (выработки полевые или пройденные по пласту, в массиве, в выработанном пространстве и др.), организация ремонтных работ, угол наклона выработок.

Наиболее активно деформируются участковые выработки, находящиеся в зоне активного проявления горного давления. Средняя скорость увеличения их сопротивления достигает $0,0112 \text{ Н}\cdot\text{с}^2/\text{м}^9\cdot\text{год}$, а степень увеличения их удельных сопротивлений за 4-9 лет существования достигает 7-8 раз.

Темпы старения капитальных выработок существенно ниже, чем участковых, они составляют в среднем за весь срок их существования для наклонных выработок $0,0014 \text{ Н}\cdot\text{с}^2/\text{м}^9\cdot\text{год}$, для горизонтальных – $0,0009 \text{ Н}\cdot\text{с}^2/\text{м}^9\cdot\text{год}$. Степень увеличения удельного сопротивления капитальных выработок за 12-25 лет их существования достигает 3 раз [143].

Средние значения относительного показателя аэрологического риска по фактору аэродинамического старения выработок R_{ac} по данным табл. 5.5 составили: для участковых откаточных штреков – 0,541; для участковых вентиляционных штреков – 0,842; для капитальных наклонных выработок – 0,172; для капитальных горизонтальных выработок – 0,101 [143].

Из исследованных способов охраны выработок наиболее эффективно уменьшает процессы аэродинамического старения проведение выработок по породе. Среди капитальных выработок средняя за время их существования скорость увеличения удельного сопротивления полевых выработок примерно в 1,4 раза меньше таковой для пластовых выработок со способом охраны «целик-целик». При проведении выработок по пласту наиболее эффективен способ охраны «целик-целик». Для участковых выработок средняя скорость роста их удельного сопротивления, рассчитанная по среднему за срок существования выработки значению удельного сопротивления, при способе

охраны «целик-целик» в 1,3 раза меньше, чем при способе охраны «целик-выработанное пространство».

Выработки с конвейерным транспортом имеют в 2-2,5 раза более высокие показатели скорости роста удельного сопротивления, чем выработки с рельсовым транспортом. Данное различие, видимо, объясняется разной организацией ремонтных работ в этих выработках, а именно: более интенсивным ремонтом выработок с рельсовым транспортом, чем выработок с конвейерным транспортом [142].

Использование относительных величин удельных сопротивлений позволяет получать фактические («постаревшие») значения сопротивлений выработок по их проектным значениям простым пересчетом

$$r_{\phi} = \bar{r} \cdot r_0. \quad (5.19)$$

Степень увеличения удельного сопротивления выработок вследствие аэродинамического старения необходимо учитывать при оценке аэрологических рисков на угольных шахтах, в частности при оценке риска загазирования горных выработок на выемочных участках при высокопроизводительной отработке запасов угольных шахт.

Таким образом, средние значения относительного показателя аэрологического риска по фактору аэродинамического старения выработок Rac по данным табл. 5.5 составили: для участковых откаточных штреков – 0,541; для участковых вентиляционных штреков – 0,842; для капитальных наклонных выработок – 0,172; для капитальных горизонтальных выработок – 0,101 [143].

5.4. Риск повторного использования выработок

Повторное использование выработок состоит в том, что в процессе отработки выемочного столба в качестве вентиляционного штрека повторно используется бывший конвейерный штрек. Вентиляционный штрек погашается путем извлечения крепи в тупиковой его части. Конвейерный

штрек за лавой поддерживается для повторного использования, а также для подсыхания исходящей струи воздуха [31].

Повторное использование выемочных выработок возможно при различных системах разработки, однако от системы разработки зависит характер и интенсивность смещений пород, технологичность и возможность производства работ по поддержанию выработок [31, 91]. Эффективность повторного использования выработок зависит от мощности пласта, устойчивости пород, глубины разработки, обводненности пластов, склонности к самовозгоранию, способа охраны выработок.

Повторное использование выработок при отработке лав по восстанию (падению) является более эффективным, чем при отработке по простиранию, т. к. при этом не нужно проходить и поддерживать дополнительные фланговые выработки [31, 91].

В исследованиях [91, 140] было установлено, что при проведении выработок по пласту наиболее эффективным способом охраны является «целик-целик». Для участков выработок, пройденных по пласту, средняя скорость увеличения их удельного сопротивления изменяется от 0,0040 до 0,0061 Н·с²/м⁹·год. За 4-9 лет существования участков выработок степень увеличения удельных сопротивлений достигает 7-8 раз. Для капитальных выработок, пройденных по пласту, при способе охраны «целик-целик», средняя скорость увеличения их удельного сопротивления составляет 0,0007 Н·с²/м⁹·год, что от 5,7 до 8,7 раз меньше по сравнению с аналогичными значениями для участков выработок. Это различие можно объяснить рядом технико-технологических мероприятий, проводимых для обеспечения эксплуатационного состояния выработок [31].

В частности, для обеспечения эксплуатационного состояния выемочных выработок осуществляются мероприятия:

- совершенствование крепей в выработках [87, 91];

- применение крепей усиления в выработках на участках активных проявлений горного давления вблизи лав и различных искусственных ограждений у выработок со стороны выработанного пространства;
- снижение нагрузок массивов пород на краевые части пластов (разупрочнение и разгрузка пород);
- упрочнение вмещающих пород анкерами и скрепляющими растворами [31].

С ростом глубины горных работ снижается удельный вес системы разработки длинными столбами с повторным использованием выработок. При бесцеликовых системах разработки не во всех случаях достигнуто надежное обеспечение эксплуатационного состояния горных выработок, остается высоким уровень ремонтных работ [31, 142]. В ряде случаев затрудняется доступ к лавам, ухудшается их вентиляция, увеличиваются аэрологические риски, в том числе риск загазирования выемочного участка, не обеспечивается аэрологическая безопасность, безопасность ведения горных работ, как следствие снижается добыча угля из очистных забоев, которые оборудованы высокопроизводительными механизированными комплексами [31, 87, 91].

При выемке тонких и средней мощности пластов длинными столбами по простиранию бесцеликовые схемы подготовки и отработки выемочных участков с повторным использованием горных выработок применяются в основном в двух вариантах, отличающихся реализуемой схемой проветривания: прямоточная с разбавлением вредностей по источникам поступления их в воздушную струю и с подсвежением исходящей струи и обычная возвратноточная схема без подсвежения, которая характеризуется большой степенью уязвимости схемы проветривания выемочного участка, большой степенью аэрологического риска при отработке угольных пластов в сложных горно-геологических условиях [31].

В зависимости от угла падения пласта и вида подрывки пород система разработки предусматривает различные виды штрековой крепи и технологические схемы сопряжений лав со штреками. Вопросам охраны

повторно используемых выработок в сложных горно-геологических условиях и вопросам обеспечения аэрологической безопасности на выемочном участке, рискам травмирования горнорабочих при взрывах метанопылевоздушных смесей посвящены работы [15, 31, 91].

Аналогично аэродинамическому старению повторно используемые выработки также увеличивают интенсивность отказов, в ряде случаев затрудняется доступ к лавам, ухудшается их вентиляция, что приводит к увеличению риска загазирования выработок на выемочном участке.

При проведении оценки аэрологических рисков необходимо оценивать влияние повторно используемых выработок на риск загазирования. Риск загазирования выработок, учитывающий влияние аэродинамического старения выработок, частоту и интенсивность отказов [31, 137, 144], базируется на результатах аэрогазового контроля.

Для возвратноточной схемы проветривания выемочного участка с последовательным разбавлением вредностей и отводом исходящей струи в направлении массива (U-образная) угля риск загазирования $R_{\text{заг.уч}}$ рассчитывается по формуле

$$R_{\text{заг.уч}} = 1 - P_{\text{отк.шт}} \cdot P_{\text{лавы}} \cdot P_{\text{вч.л}} \cdot P_{\text{вент.шт}}, \quad (5.19)$$

где $P_{\text{отк.шт}}$ – вероятность безотказной работы откаточного штрека; $P_{\text{лавы}}$ – вероятность безотказной работы лавы; $P_{\text{вент.шт}}$ – вероятность безотказной работы вентиляционного штрека; $P_{\text{вч.л}}$ – вероятность безотказной работы верхней части лавы [31].

При прямоточной схеме вентиляции выемочного участка с последовательным разбавлением вредностей и отводом исходящей струи в направлении выработанного пространства (Z-образная) риск загазирования участка $R_{\text{заг.уч}}$ рассчитывается по формуле [31]

$$R_{\text{заг.уч}} = 1 - P_{\text{отк.шт}} \cdot P_{\text{лавы}} \cdot P_{\text{вент.шт}}. \quad (5.20)$$

Для прямоточной схемы вентиляции выемочного участка с обособленным разбавлением вредностей и отводом исходящей струи в

направлении выработанного пространства (Y-образная) риск загазирования $R_{\text{заг.уч}}$ рассчитывается по формуле

$$R_{\text{заг.уч}} = 1 - (P_{\text{отк.ш}} \cdot P_{\text{лавы}} + P_{\text{подсв}} - P_{\text{отк.ш}} \cdot P_{\text{лавы}} \cdot P_{\text{подсв}}) \cdot P_{\text{вент.ш}}, \quad (5.21)$$

где $P_{\text{подсв}}$ – вероятность безотказной работы дополнительной выработки со свежей струей воздуха [31].

Расчетные значения (п. 5.2) $R_{\text{заг.уч}}$ составили: для U-образной схемы вентиляции – 0,189; для Z-образной схемы вентиляции – 0,097; для Y-образной схемы вентиляции – 0,065. Y-образная схема вентиляции в 2,9 раз надежнее U-образной схемы вентиляции [31].

Ранее было отмечено, что аэродинамическое старение выработок приводит к росту удельного аэродинамического сопротивления. Следовательно, при повторном использовании выработок процессы аэродинамического старения в них будут усиливаться. Даже при хорошем поддержании откаточного штрека, процессы аэродинамического старения приводят к росту удельного аэродинамического сопротивления в два раза. При использовании откаточного штрека вторично в качестве вентиляционного характер проявления старения будет соответствовать старению вентиляционных штреков, для которых удельное сопротивление может увеличиться до 8 раз и в отношении повторно используемой выработки (потенциально «постаревшей») рост удельных сопротивлений может быть еще больше [31].

Если условно предположить, что 8-кратное увеличение удельного аэродинамического сопротивления вентиляционного штрека вследствие аэродинамического старения приводит к увеличению интенсивности отказов этого штрека в два раза, то (согласно проведенным расчетам в п. 5.2) для вероятности безотказной работы вентиляционного штрека, имеем:

$$P(v) = \exp(-0,132) = 0,876.$$

Для выемочного участка при U-образной схеме вентиляции имеем:

$$R_{\text{заг.уч п}} = 1 - 0,987 \cdot 0,977 \cdot 0,899 \cdot 0,876 = 1 - 0,7594 = 0,2405.$$

Для выемочного участка при Z-образной схеме вентиляции имеем:

$$R_{\text{заг.уч п}} = 1 - 0,987 \cdot 0,977 \cdot 0,876 = 1 - 0,9026 = 0,155.$$

Для выемочного участка при Y-образной схеме вентиляции имеем:

$$\begin{aligned} R_{\text{заг.уч п}} &= 1 - (0,987 \cdot 0,977 + 0,987 - 0,987 \cdot 0,977 \cdot 0,987) \cdot 0,876 = \\ &= 1 - (0,964 + 0,987 - 0,9518) \cdot 0,876 = 1 - 0,9992 \cdot 0,876 \\ &= 1 - 0,875 = 0,1247. \end{aligned}$$

Ранее было установлено (табл. 5.4), что риск загазирования выемочного участка $R_{\text{заг.уч}}$ при одних и тех же горнотехнических условиях в 2,9 раз больше для U-образной схемы, чем для Y-образной, и в 1,9 раз больше, чем для Z-образной. При сравнении между собой Z-и Y-образной схем следует, что первая опаснее второй в 1,4 раза [31].

С учетом процессов аэродинамического старения при повторном использовании откаточного штрека в качестве вентиляционного значения риска загазирования выемочного участка составят (табл. 5.6): для U-образной схемы вентиляции – 0,2403 (в 1,27 раза больше исходного значения риска загазирования); для Z-образной схемы вентиляции – 0,155 (в 1,6 раза больше исходного значения риска загазирования); для Y-образной схемы вентиляции – 0,1244 (в 1,9 раз больше исходного значения риска загазирования) [31].

И хотя последовательность в иерархии рисков загазирования выемочных участков при повторном использовании выработок для различных схем проветривания сохраняется одинаковой (колонки 3 и 4: самые ненадежные U-образные схемы, затем следуют Z-образные схемы, затем – Y-образные схемы), однако ущерб от повторного использования выработок для схем разный: самый большой ущерб для Y-образной схемы (1,9 раз), затем для Z-образной схемы (1,6 раз), затем для U-образной схемы (1,27 раз) [31].

Таблица 5.6 – Значения риска загазирования выемочного участка для основных схем вентиляции при повторном использовании выработок [31]

Схема вентиляции	Горнотехнические условия	Значение риска загазирования выемочного участка $R_{\text{заг. уч.}} \text{, сут}^{-1}$	Значение риска загазирования выемочного участка при повторном использовании $R_{\text{заг. уч п.}} \text{, сут}^{-1}$	$R_{\text{заг. уч п}} / R_{\text{заг. уч.}}$
U-образная	Производительность лавы 2400-3140 т/сут; столбовая система разработки; крепость пород средняя; штреки расположены в массиве угля; шахта сверхкатегорная; вентиляция участка возвратноточная	0,189	0,2405	1,27
Z-образная	Производительность лавы 2400-3140 т/сут; столбовая система разработки; крепость пород средняя; штреки расположены в массиве угля; шахта сверхкатегорная; вентиляция участка прямоточная	0,097	0,155	1,6
Y-образная	Производительность лавы 2400-3140 т/сут; столбовая система разработки; крепость пород средняя; штреки расположены в массиве угля; шахта сверхкатегорная; вентиляция участка возвратноточная	0,065	0,1247	1,9

5.5. Обобщенный показатель прогнозного значения аэрологических рисков шахт

При принятии проектных, технических решений помимо оценки риска загазирования необходима оценка прогнозного значения аэрологического риска $Q_{\text{пр}}$. Показатель $Q_{\text{пр}}$ позволяет определить граничные условия применения схем вентиляции выемочных участков при проектировании совместной работы вентиляции, дегазации и газоотсоса для конкретных горно-геологических и горнотехнических условий [15, 17].

Обобщенный показатель прогнозного значения аэрологического риска на выемочных участках $Q_{\text{пр вы}}$ угольных шахт позволяет учитывать влияние на

риск таких факторов, как склонность угольных пластов к самовозгоранию и горным ударам, применение различных способов дегазации, применение газоотсасывающих установок, использование газодренажных выработок.

Оценка обобщенного показателя прогнозного значения аэрологического риска на выемочных участках производится по формуле [15]:

$$Q_{пр\ вы} = R_a + R_a \kappa_1 + R_a \kappa_2 - R_a \kappa_3 - R_a \kappa_4 - R_a \kappa_5, \quad (5.22)$$

где κ_1 – поправочный коэффициент, учитывающий склонность угольных пластов к самовозгоранию, $\kappa_1 = 0,1$; κ_2 – поправочный коэффициент, учитывающий склонность к горным ударам, $\kappa_2 = 0,06$; κ_3 – поправочный коэффициент, учитывающий применение дегазации, $\kappa_3 = 0,025 - 0,225$; κ_4 – поправочный коэффициент, учитывающий применение газоотсасывающих установок, $\kappa_4 = 0,08$; κ_5 – поправочный коэффициент, учитывающий использование газодренажных выработок, $\kappa_5 = 0,12$.

Значения поправочных коэффициентов получены методом экспертных оценок, достоверность значений подтверждена высокими значениями коэффициента конкордации при оценке согласия мнений экспертов [15].

Прогнозный показатель аэрологического риска в подготовительных выработках рассчитывается:

$$Q_{пр} = R_a + R_a \cdot b_1 + R_a \cdot b_2 - R_a \cdot b_3, \quad (5.21)$$

где b_1 – коэффициент, характеризующий склонность угольных пластов к самовозгоранию, $b_1 = 0,1$; b_2 – коэффициент, характеризующий склонность к горным ударам, $b_2 = 0,06$; b_3 – коэффициент, отражающий применение дегазации, $b_3 = 0,1 - 0,36$.

На действующих шахтах на более чем половине выемочных участков применяется комбинированная схема вентиляции (с управлением газовыделением за счет общешахтной депрессии, в том числе с применением газоотсасывающих установок), на 27% выемочных участков применяется возвратноточная схема вентиляции и на 23% выемочных участков применяют прямоточную схему вентиляции [20] (табл. 5.7).

Таблица 5.7 – Распределение схем вентиляции выемочных участков в 2018 году

Схемы вентиляции	Количество	Значения аэрологического риска
Прямоточная схема вентиляции	17	0,0396/0,198÷0,2848/0,712*
Возвратноточная схема вентиляции	20	0,1056/0,264÷0,4628/0,89
Комбинированная схема вентиляции	38	0,08262/0,5508÷0,2592/0,81
Всего	75	
Из них с управлением газовыделением за счет общешахтной депрессии	29	0,0396/0,198÷0,4628/0,89
В том числе с применением газоотсасывающих установок	16	0,08748/0,5832÷0,3456/1

Примечание. *В числителе приведены значения риска, учитывающие полное разбавление вредностей, в знаменателе приведены значения риска, учитывающие последовательное разбавление вредностей

Таким образом, численность уязвимых схем вентиляции с точки зрения их загазирования составляет не более 30%.

Соискателем разработана методика оценки аэрологического риска аварий на выемочных участках угольных шахт и в подготовительных выработках, основанная на количественной оценке совокупности опасных факторов и совокупности факторов уязвимости схем вентиляции, построении градации факторов, характеризующих на основании экспертного анализа долю (вероятность) от наиболее неблагоприятных ситуаций, принимаемых за единицу.

Расчет показателей прогнозного значения аэрологического риска на выемочном участке угольной шахты позволяет выявить опасные схемы вентиляции выемочных участков, применение которых в конкретных горно-геологических условиях влечет за собой аварийную ситуацию [20].

В табл. 5.8 – 5.10 приведены результаты расчета показателей прогнозного значения аэрологического риска на выемочном участке угольной шахты для трех схем вентиляции: *прямоточной*, *возвратноточной* и *комбинированной*. Расчеты велись для шахт всех пяти категорий, разрабатывающих пласты с удельным пылевыведением от 250 до 1200 г/т для видов опасностей шахтопластов: склонных к самовозгоранию, склонных к

горным ударам и склонных к совместному проявлению самовозгорания и горных ударов.

Последние три вида опасностей шахтопластов рассматривались для схем вентиляции *без диагонального соединения* и схем, включающих *неустойчивое диагональное соединение*. Как в схемах без диагоналей, так и в схемах с диагоналями были выполнены расчеты по снижению аэрологического риска за счет применения мероприятий системы управления газовыделением [20]. Диапазон изменения значений аэрологического риска представлен в табл. 5.7.

Анализ расчета прогнозных значений аэрологического риска с учетом применения мероприятий по управлению газовыделением, таких, как дегазация, газоотсос, газодренаж, газоотсасывающие установки, показывает, что наименьшее значение риска имеют комбинированные схемы вентиляции, оно равно 0,2592, затем схемы вентиляции с прямоточным движением воздуха – 0,2848, и затем схемы с возвратноточным движением воздуха – 0,4628, в этом случае риск почти в 2 раза больше, чем для прямоточных и комбинированных схем. Это значение приемлемого риска было получено за счет применения мероприятий по управлению газовыделением, таких, как дегазация, газоотсос, газодренаж, газоотсасывающие установки. Но даже в этом случае значение аэрологического риска для возвратноточных схем близко к аварийной ситуации [20].

Представленные результаты научных исследований позволяют осуществлять прогнозирование аэрологических рисков при проектировании, эксплуатации, ликвидации и консервации шахт, а также обосновывать выбор и принятие решений по снижению аэрологического риска аварий на выемочных участках угольных шахт.

Таблица 5.8. – Показатели прогнозного значения аэрологического риска на выемочном участке угольной шахты (прямоточная схема вентиляции)

Относит. метано- обильность, м³/т	Удельное пылевыве- дение, г/т	$Q_{пр}$ (склонные к самовоз- горанию)	$Q_{пр}$ (склон- ные к горным ударам)	$Q_{пр}$ (склон- ные к горным ударам, самовоз- горанию)	$Q_{пр max}$ при управле- нии газо- выделением	$Q_{пр}$ (склон- ные к самовоз- горанию)	$Q_{пр}$ (склон- ные к горным ударам)	$Q_{пр}$ (склонные к горным ударам, самовоз- горанию)	$Q_{пр max}$ при управле- нии газо- выделением
		<i>Диагональное соединение отсутствует</i>				<i>Неустойчивое диагональное соединение</i>			
до 5	250- 400	<u>0,0396</u> 0,198	<u>0,03816</u> 0,1908	<u>0,04176</u> 0,2088		<u>0,1056</u> 0,264	<u>0,10176</u> 0,2544	<u>0,11136</u> 0,2784	
	400-700	<u>0,0429</u> 0,2145	<u>0,04134</u> 0,2067	<u>0,04524</u> 0,2262		<u>0,1144</u> 0,286	<u>0,11024</u> 0,2756	<u>0,12064</u> 0,3016	
	700-1200	<u>0,0462</u> 0,231	<u>0,04452</u> 0,2226	<u>0,04872</u> 0,2436		<u>0,1232</u> 0,308	<u>0,11872</u> 0,2968	<u>0,12992</u> 0,3248	
	более 1200	<u>0,0495</u> 0,2475	<u>0,0477</u> 0,2385	<u>0,0522</u> 0,261		<u>0,132</u> 0,33	<u>0,1272</u> 0,318	<u>0,1392</u> 0,348	
от 5 до 10	250- 400	<u>0,0561</u> 0,2805	<u>0,05406</u> 0,2703	<u>0,05916</u> 0,2958		<u>0,1496</u> 0,374	<u>0,14416</u> 0,3604	<u>0,15776</u> 0,3944	
	400-700	<u>0,0594</u> 0,297	<u>0,05724</u> 0,2862	<u>0,06264</u> 0,3132		<u>0,1584</u> 0,396	<u>0,15264</u> 0,3816	<u>0,16704</u> 0,4176	
	700-1200	<u>0,0627</u> 0,3135	<u>0,06042</u> 0,3021	<u>0,06612</u> 0,3306		<u>0,1672</u> 0,418	<u>0,16112</u> 0,4028	<u>0,17632</u> 0,4408	
	более 1200	<u>0,066</u> 0,33	<u>0,0636</u> 0,318	<u>0,0696</u> 0,348		<u>0,176</u> 0,44	<u>0,1696</u> 0,424	<u>0,1856</u> 0,464	

Продолжение табл. 5.8

от 10 до 15	250- 400	<u>0,0891</u> 0,4455	<u>0,08586</u> 0,4293	<u>0,09396</u> 0,4698	<u>0,07209</u> 0,36045	<u>0,2376</u> 0,594	<u>0,22896</u> 0,5724	<u>0,25056</u> 0,6264	<u>0,19224</u> 0,4806
	400 700	<u>0,0924</u> 0,462	<u>0,08904</u> 0,4452	<u>0,09744</u> 0,4872	<u>0,07476</u> 0,3738	<u>0,2464</u> 0,616	<u>0,23744</u> 0,5936	<u>0,25984</u> 0,6496	<u>0,19936</u> 0,4984
	700-1200	<u>0,0957</u> 0,4785	<u>0,09222</u> 0,4611	<u>0,10092</u> 0,5046	<u>0,07743</u> 0,38715	<u>0,2552</u> 0,638	<u>0,24592</u> 0,6148	<u>0,26912</u> 0,6728	<u>0,20648</u> 0,5162
	более 1200	<u>0,099</u> 0,495	<u>0,0954</u> 0,477	<u>0,1044</u> 0,522	<u>0,0801</u> 0,4005	<u>0,264</u> 0,66	<u>0,2544</u> 0,636	<u>0,2784</u> 0,696	<u>0,2136</u> 0,534
> 15, суфлярные выделения метана	250- 400	<u>0,1056</u> 0,528	<u>0,10176</u> 0,5088	<u>0,11136</u> 0,5568	<u>0,08544</u> 0,4272	<u>0,2816</u> 0,704	<u>0,27136</u> 0,6784	<u>0,29696</u> 0,7424	<u>0,22784</u> 0,5696
	400-700	<u>0,1089</u> 0,5445	<u>0,10494</u> 0,5247	<u>0,11484</u> 0,5742	<u>0,08811</u> 0,44055	<u>0,2904</u> 0,726	<u>0,27984</u> 0,6996	<u>0,30624</u> 0,7656	<u>0,23496</u> 0,5874
	700-1200	<u>0,1122</u> 0,561	<u>0,10812</u> 0,5406	<u>0,11832</u> 0,5916	<u>0,09078</u> 0,4539	<u>0,2992</u> 0,748	<u>0,28832</u> 0,7208	<u>0,31552</u> 0,7888	<u>0,24208</u> 0,6052
	более 1200	<u>0,1155</u> 0,5775	<u>0,1113</u> 0,5565	<u>0,1218</u> 0,609	<u>0,09345</u> 0,46725	<u>0,308</u> 0,77	<u>0,2968</u> 0,742	<u>0,3248</u> 0,812	<u>0,2492</u> 0,623
наличие опасности внезапных выбросов угля и газа	250- 400	<u>0,1221</u> 0,6105	<u>0,11766</u> 0,5883	<u>0,12876</u> 0,6438	<u>0,09879</u> 0,49395	<u>0,3256</u> 0,814	<u>0,31376</u> 0,7844	<u>0,34336</u> 0,8584	<u>0,26344</u> 0,6586
	400-700	<u>0,1254</u> 0,627	<u>0,12084</u> 0,6042	<u>0,13224</u> 0,6612	<u>0,10146</u> 0,5073	<u>0,3344</u> 0,836	<u>0,32224</u> 0,8056	<u>0,35264</u> 0,8816	<u>0,27056</u> 0,6764
	700-1200	<u>0,1287</u> 0,6435	<u>0,12402</u> 0,6201	<u>0,13572</u> 0,6786	<u>0,10413</u> 0,52065	<u>0,3432</u> 0,858	<u>0,33072</u> 0,8268	<u>0,36192</u> 0,9048	<u>0,27768</u> 0,6942
	более 1200	<u>0,132</u> 0,66	<u>0,1272</u> 0,636	<u>0,1392</u> 0,696	<u>0,1068</u> 0,534	<u>0,352</u> 0,88	<u>0,3392</u> 0,848	<u>0,3712</u> 0,978	<u>0,2848</u> 0,712
Примечание: в числителе приведены значения риска, учитывающие полное разбавление вредностей, в знаменателе приведены значения риска, учитывающие последовательное разбавление вредностей.									

Таблица 5.9 – Показатели прогнозного значения аэрологического риска на выемочном участке угольной шахты (возвраточная схема вентиляции)

Относит. метано-обильность, м ³ /т	Удельное пылевыведение, г/т	$Q_{пр}$ (склонные к самовозгоранию)	$Q_{пр}$ (склонные к горным ударам)	$Q_{пр}$ (склонные к горным ударам, самовозгоранию)	$Q_{пр max}$ при управлении газовыделением	$Q_{пр}$ (склонные к самовозгоранию)	$Q_{пр}$ (склонные к горным ударам)	$Q_{пр}$ (склонные к горным ударам, самовозгоранию)	$Q_{пр max}$ при управлении газовыделением
		<i>Диагональное соединение отсутствует</i>				<i>Неустойчивое диагональное соединение</i>			
до 5	250 - 400	<u>0,1056</u> 0,264	<u>0,10176</u> 0,2544	<u>0,11136</u> 0,2784	<u>0,08544</u> 0,2136	<u>0,15756</u> 0,33	<u>0,16536</u> 0,318	<u>0,18096</u> 0,348	<u>0,13884</u> 0,267
	400 - 700	<u>0,1144</u> 0,286	<u>0,11024</u> 0,2756	<u>0,12064</u> 0,3016	<u>0,09256</u> 0,2314	<u>0,17069</u> 0,3575	<u>0,17914</u> 0,3445	<u>0,19604</u> 0,377	<u>0,15041</u> 0,28925
	700 - 1200	<u>0,1232</u> 0,308	<u>0,11872</u> 0,2968	<u>0,12992</u> 0,3248	<u>0,09968</u> 0,2492	<u>0,18382</u> 0,385	<u>0,19292</u> 0,371	<u>0,21112</u> 0,406	<u>0,16198</u> 0,3115
	более 1200	<u>0,132</u> 0,33	<u>0,1272</u> 0,318	<u>0,1392</u> 0,348	<u>0,1068</u> 0,267	<u>0,19695</u> 0,4125	<u>0,2067</u> 0,3975	<u>0,2262</u> 0,435	<u>0,17355</u> 0,33375
от 5 до 10	250 - 400	<u>0,1496</u> 0,374	<u>0,14416</u> 0,3604	<u>0,15776</u> 0,3944	<u>0,12104</u> 0,3026	<u>0,22321</u> 0,4675	<u>0,23426</u> 0,4505	<u>0,25636</u> 0,493	<u>0,19669</u> 0,37825
	400-700	<u>0,1584</u> 0,396	<u>0,15264</u> 0,3816	<u>0,16704</u> 0,4176	<u>0,12816</u> 0,3204	<u>0,23634</u> 0,495	<u>0,24804</u> 0,477	<u>0,27144</u> 0,522	<u>0,20826</u> 0,4005
	700-1200	<u>0,1672</u> 0,418	<u>0,16112</u> 0,4028	<u>0,17632</u> 0,4408	<u>0,13528</u> 0,3382	<u>0,24947</u> 0,5225	<u>0,26182</u> 0,5035	<u>0,28652</u> 0,551	<u>0,21983</u> 0,42275
	более 1200	<u>0,176</u> 0,44	<u>0,1696</u> 0,424	<u>0,1856</u> 0,464	<u>0,1424</u> 0,356	<u>0,2626</u> 0,55	<u>0,2756</u> 0,53	<u>0,3016</u> 0,58	<u>0,2314</u> 0,445

Продолжение табл. 5.9

от 10 до 15	250- 400	$\frac{0,2376}{0,594}$	$\frac{0,22896}{0,5724}$	$\frac{0,25056}{0,6264}$	$\frac{0,19224}{0,4806}$	$\frac{0,35451}{0,7425}$	$\frac{0,37206}{0,7155}$	$\frac{0,40716}{0,783}$	$\frac{0,31239}{0,60075}$
	400-700	$\frac{0,2464}{0,616}$	$\frac{0,23744}{0,5936}$	$\frac{0,25984}{0,6496}$	$\frac{0,19936}{0,4984}$	$\frac{0,36764}{0,77}$	$\frac{0,38584}{0,742}$	$\frac{0,42224}{0,812}$	$\frac{0,32396}{0,623}$
	700-1200	$\frac{0,2552}{0,638}$	$\frac{0,24592}{0,6148}$	$\frac{0,26912}{0,6728}$	$\frac{0,20648}{0,5162}$	$\frac{0,38077}{0,7975}$	$\frac{0,39962}{0,7685}$	$\frac{0,43732}{0,841}$	$\frac{0,33553}{0,64525}$
	более 1200	$\frac{0,264}{0,66}$	$\frac{0,2544}{0,636}$	$\frac{0,2784}{0,696}$	$\frac{0,2136}{0,534}$	$\frac{0,3939}{0,825}$	$\frac{0,4134}{0,795}$	$\frac{0,4524}{0,87}$	$\frac{0,3471}{0,6675}$
> 15, суфлярные выделения метана	250- 400	$\frac{0,2816}{0,704}$	$\frac{0,27136}{0,6784}$	$\frac{0,29696}{0,7424}$	$\frac{0,22784}{0,5696}$	$\frac{0,42016}{0,88}$	$\frac{0,44096}{0,848}$	$\frac{0,48256}{0,928}$	$\frac{0,37024}{0,712}$
	400-700	$\frac{0,2904}{0,726}$	$\frac{0,27984}{0,6996}$	$\frac{0,30624}{0,7656}$	$\frac{0,23496}{0,5874}$	$\frac{0,43329}{0,9075}$	$\frac{0,45474}{0,8745}$	$\frac{0,49764}{0,957}$	$\frac{0,38181}{0,73425}$
	700-1200	$\frac{0,2992}{0,748}$	$\frac{0,28832}{0,7208}$	$\frac{0,31552}{0,7888}$	$\frac{0,24208}{0,6052}$	$\frac{0,44642}{0,935}$	$\frac{0,46852}{0,901}$	$\frac{0,51272}{0,986}$	$\frac{0,39338}{0,7565}$
	более 1200	$\frac{0,308}{0,77}$	$\frac{0,2968}{0,742}$	$\frac{0,3248}{0,812}$	$\frac{0,2492}{0,623}$	$\frac{0,45955}{0,9625}$	$\frac{0,4823}{0,9275}$	$\frac{0,5278}{1}$	$\frac{0,40495}{0,77875}$
наличие опасности внезапных выбросов угля и газа	250- 400	$\frac{0,3256}{0,814}$	$\frac{0,31376}{0,7844}$	$\frac{0,34336}{0,8584}$	$\frac{0,26344}{0,6586}$	$\frac{0,48581}{1}$	$\frac{0,50986}{1}$	$\frac{0,55796}{1}$	$\frac{0,42809}{0,82325}$
	400-700	$\frac{0,3344}{0,836}$	$\frac{0,32224}{0,8056}$	$\frac{0,35264}{0,8816}$	$\frac{0,27056}{0,6764}$	$\frac{0,49894}{1}$	$\frac{0,52364}{1}$	$\frac{0,57304}{1}$	$\frac{0,43966}{0,8455}$
	700-1200	$\frac{0,3432}{0,858}$	$\frac{0,33072}{0,8268}$	$\frac{0,36192}{0,9048}$	$\frac{0,27768}{0,6942}$	$\frac{0,51207}{1}$	$\frac{0,53742}{1}$	$\frac{0,58812}{1}$	$\frac{0,45123}{0,86775}$
	более 1200	$\frac{0,352}{0,88}$	$\frac{0,3392}{0,848}$	$\frac{0,3712}{0,928}$	$\frac{0,2848}{0,712}$	$\frac{0,5252}{1}$	$\frac{0,5512}{1}$	$\frac{0,6032}{1}$	$\frac{0,4628}{0,89}$
Примечание: в числителе приведены значения риска, учитывающие полное разбавление вредностей, в знаменателе приведены значения риска, учитывающие последовательное разбавление вредностей.									

Таблица 5.10. – Показатели прогнозного значения аэрологического риска на выемочном участке угольной шахты (комбинированная схема вентиляции)

Относит. метано-обильность, м³/т	Удельное пылевыведение, г/т	$Q_{пр}$ (склонные к самовозгоранию)	$Q_{пр}$ (склонные к горным ударам)	$Q_{пр}$ (склонные к горным ударам, самовозгоранию)	$Q_{пр\ max}$ при управлении газовыделением	$Q_{пр}$ (склонные к самовозгоранию)	$Q_{пр}$ (склонные к горным ударам)	$Q_{пр}$ (склонные к горным ударам, самовозгоранию)	$Q_{пр\ max}$ при управлении газовыделением
		<i>Диагональное соединение отсутствует</i>				<i>Неустойчивое диагональное соединение</i>			
от 10 до 15	250-400	<u>0,08262</u> 0,5508	<u>0,07938</u> 0,5292	<u>0,08748</u> 0,5832	<u>0,06561</u> 0,4374	<u>0,22032</u> 0,6885	<u>0,21168</u> 0,6615	<u>0,23328</u> 0,729	<u>0,17496</u> 0,54675
	400-700	<u>0,08568</u> 0,5712	<u>0,08232</u> 0,5488	<u>0,09072</u> 0,6048	<u>0,06804</u> 0,4536	<u>0,22848</u> 0,714	<u>0,21952</u> 0,686	<u>0,24192</u> 0,756	<u>0,18144</u> 0,567
	700-1200	<u>0,08874</u> 0,5916	<u>0,08526</u> 0,5684	<u>0,09396</u> 0,6264	<u>0,07047</u> 0,4698	<u>0,23664</u> 0,7395	<u>0,22736</u> 0,7105	<u>0,25056</u> 0,783	<u>0,18792</u> 0,58725
	более 1200	<u>0,0918</u> 0,612	<u>0,0882</u> 0,518	<u>0,0972</u> 0,648	<u>0,0729</u> 0,486	<u>0,2448</u> 0,765	<u>0,2352</u> 0,735	<u>0,2592</u> 0,81	<u>0,1944</u> 0,6075
> 15, суфлярные выделения метана	250-400	<u>0,09792</u> 0,6528	<u>0,09408</u> 0,6272	<u>0,10368</u> 0,6912	<u>0,07776</u> 0,5184	<u>0,26112</u> 0,816	<u>0,25088</u> 0,784	<u>0,27648</u> 0,864	<u>0,20736</u> 0,648
	400-700	<u>0,10098</u> 0,6732	<u>0,09702</u> 0,6468	<u>0,10692</u> 0,7128	<u>0,08019</u> 0,5346	<u>0,26928</u> 0,8415	<u>0,25872</u> 0,8085	<u>0,28512</u> 0,891	<u>0,21384</u> 0,66825
	700-1200	<u>0,10404</u> 0,6936	<u>0,09996</u> 0,6664	<u>0,11016</u> 0,7344	<u>0,08262</u> 0,5508	<u>0,27744</u> 0,867	<u>0,26656</u> 0,833	<u>0,29376</u> 0,918	<u>0,22032</u> 0,6885
	более 1200	<u>0,1071</u> 0,714	<u>0,1029</u> 0,686	<u>0,1134</u> 0,756	<u>0,08505</u> 0,567	<u>0,2856</u> 0,8925	<u>0,2744</u> 0,8575	<u>0,3024</u> 0,945	<u>0,2268</u> 0,70875
наличие опасности внезапных выбросов угля и газа	250-400	<u>0,11322</u> 0,7548	<u>0,10878</u> 0,7252	<u>0,11988</u> 0,7992	<u>0,08991</u> 0,5994	<u>0,30192</u> 0,9435	<u>0,29008</u> 0,9065	<u>0,31968</u> 0,99	<u>0,23976</u> 0,74925
	400-700	<u>0,11628</u> 0,7752	<u>0,11172</u> 0,7448	<u>0,12312</u> 0,8208	<u>0,09234</u> 0,6156	<u>0,31008</u> 0,969	<u>0,29792</u> 0,931	<u>0,32832</u> 1	<u>0,24624</u> 0,7695
	700-1200	<u>0,11934</u> 0,7956	<u>0,11466</u> 0,7644	<u>0,12636</u> 0,8424	<u>0,09477</u> 0,6318	<u>0,31824</u> 0,9945	<u>0,30576</u> 0,9555	<u>0,33696</u> 1	<u>0,25272</u> 0,78975
	более 1200	<u>0,1224</u> 0,816	<u>0,1176</u> 0,784	<u>0,1296</u> 0,864	<u>0,0972</u> 0,648	<u>0,3264</u> 1	<u>0,3136</u> 0,98	<u>0,3456</u> 1	<u>0,2592</u> 0,81
Примечание: в числителе приведены значения риска, учитывающие полное разбавление вредностей, в знаменателе приведены значения риска, учитывающие последовательное разбавление вредностей.									

В табл. 5.11 – 5.13 представлены показатели $Q_{пр}$ для схем вентиляции выемочных участков, которые принимаются при повторном использовании выработок, при отработке пластов, склонных к самовозгоранию и горным ударам. В табл. 5.12 приведены результаты оценки аэрологического риска на проектируемых выемочных участках угольных шахт.

Из анализа данных табл. 5.11 следует, что диапазон прогнозного значения аэрологического риска при прямоточной схеме движения воздуха с полным разбавлением вредностей составляет от 0,05103 (для самых лучших условий) до 0,1296 (для самых худших условий). Эти значения соответствуют малой степени аэрологического риска и нормальному уровню безопасности ведения горных работ.

Горнотехнические условия, представленные в табл. 5.12, характеризуются диапазоном прогнозного значения аэрологического риска от 0,25515 (для самых лучших условий) до 0,648 (для самых худших условий), что указывает на аварийную ситуацию при ведении горных работ.

Горнотехнические условия, представленные в табл. 5.13, характеризуются диапазоном прогнозного значения аэрологического риска от 0,3402 (для самых лучших условий) до 0,864 (для самых худших условий), что указывает на аварийную ситуацию при ведении горных работ и требует незамедлительных технических решений по снижению степени аэрологического риска.

Приведем пример оценки аэрологического риска на проектируемых выемочных участках для конкретных горно-геологических и горнотехнологических условий отработки угольного пласта. Прогнозные значения аэрологического риска учитывают принимаемые проектные решения по управлению газовой выделением.

«Шахта Воргашорская» отнесена к сверхкатегорной по метану, относительная газообильность составила 22,66 м³/т. Разрабатываемый пласт отнесен как угрожаемый по горным ударам с абсолютной отметки –350 м и ниже. Критической глубиной, ниже которой пласт опасный или требует

текущего прогноза появления внезапных выбросов угля и газа, является –400 м. Прогнозное удельное пылевыведение составляет 8702 г/т.

Проветривание выемочных участков юго-западного блока предусматривается по возвратноточной схеме (схема 1М-Н-в-вт). Свежий воздух в шахту для проветривания выемочного участка 141-ю и четырех подготовительных забоев, находящихся в юго-западном блоке шахты, подается по вспомогательному клетьевому стволу №1, вспомогательному клетьевому стволу №2. Далее свежий воздух следует по южному откаточному штреку гор. –140 м, южному конвейерному штреку гор. –140 м, рельсовому бремсбергу 52-ю, конвейерному бремсбергу 52-ю, конвейерному бремсбергу 41-ю, вентиляционному бремсбергу 41-ю далее свежий воздух поступает к вентиляторам местного проветривания и в выработки выемочного участка. Исходящая струя воздуха с выемочного участка 141-ю выдается по конвейерному штреку 141-ю, конвейерному уклону 41-ю, магистральному вентиляционному штреку 41-ю, квершлагу 31-ю, конвейерному бремсбергу 31-ю, южному откаточному штреку гор. +20 м, вентиляционному шурфу №3 на поверхность [31].

Свежий воздух в шахту для проветривания выемочного участка 262-с и трех подготовительных забоев находящихся в северном блоке вспомогательному клетьевому стволу №1, вспомогательному клетьевому стволу №2. Свежая струя воздуха для обособленного проветривания выемочного участка 262-с поступает по вентиляционному бремсбергу 233-с в лаву 133-с. Исходящая струя воздуха отводится по вентиляционному штреку 62-с, северному откаточному штреку гор.+20 м вентиляционному шурфу №4 на поверхность [31].

Результаты оценки аэрологического риска на выемочных участках представлены в табл. 5.14.

Таблица 5.11. – Показатели прогнозного значения аэрологического риска на выемочном участке угольной шахты при отработке пластов, склонных к самовозгоранию и горным ударам (прямоточная схема движения воздуха с полным разбавлением вредностей)

Относит. метано-обильность, м³/т	Удельное пылевыведение, г/т	$Q_{пр}$ (дегазация)	$Q_{пр}$ (ГОУ)	$Q_{пр}$ (газодренаж. выаб.)	$Q_{пр}$ (дегазация + ГОУ)	$Q_{пр}$ (дегазация + газодренаж. выаб.)	$Q_{пр}$ (ГОУ + газодренаж. выаб.)	$Q_{пр}$ (дегазация + ГОУ + газодренаж. выаб.)
от 10 до 15	до 50	0,06363	0,06804	0,06552	0,05859	0,05607	0,06048	0,05103
	50 - 100	0,06969	0,07452	0,07176	0,06417	0,06141	0,06624	0,05589
	100 - 150	0,07575	0,081	0,078	0,06975	0,06675	0,072	0,06075
	150 - 250	0,07878	0,08424	0,08112	0,07254	0,06942	0,07488	0,06318
	250 - 400	0,08181	0,08748	0,08424	0,07533	0,07209	0,07776	0,06561
	400 - 700	0,08484	0,09072	0,08736	0,07812	0,07476	0,08064	0,06804
	700 - 1200	0,08787	0,09396	0,09048	0,08091	0,07743	0,08352	0,07047
	более 1200	0,0909	0,0972	0,0936	0,0837	0,0801	0,0864	0,0729
> 15, суфлярные выделения метана	до 50	0,07878	0,08424	0,08112	0,07254	0,06942	0,07488	0,06318
	50 - 100	0,08484	0,09072	0,08736	0,07812	0,07476	0,08064	0,06804
	100 - 150	0,0909	0,0972	0,0936	0,0837	0,0801	0,0864	0,0729
	150 - 250	0,09393	0,10044	0,09672	0,08649	0,08277	0,08928	0,07533
	250 - 400	0,09696	0,10368	0,09984	0,08928	0,08544	0,09216	0,07776
	400 - 700	0,09999	0,10692	0,10296	0,09207	0,08811	0,09504	0,08019
	700 - 1200	0,10302	0,11016	0,10608	0,09486	0,09078	0,09792	0,08262
	более 1200	0,10605	0,1134	0,1092	0,09765	0,09345	0,1008	0,08505
наличие опасности внезапных выбросов угля и газа	до 50	0,09393	0,10044	0,09672	0,08649	0,08277	0,08928	0,07533
	50 - 100	0,09999	0,10692	0,10296	0,09207	0,08811	0,09504	0,08019
	100 - 150	0,10605	0,1134	0,1092	0,09765	0,09345	0,1008	0,08505
	150 - 250	0,10908	0,11664	0,11232	0,10044	0,09612	0,10368	0,08748
	250 - 400	0,11211	0,11988	0,11544	0,10323	0,09879	0,10656	0,08991
	400 - 700	0,11514	0,12312	0,11856	0,10602	0,10146	0,10944	0,09234
	700 - 1200	0,11817	0,12636	0,12168	0,10881	0,10413	0,11232	0,09477
	более 1200	0,1212	0,1296	0,1248	0,1116	0,1068	0,1152	0,0972

Таблица 5.12 – Показатели прогнозного значения аэрологического риска на выемочном участке угольной шахты при отработке пластов, склонных к самовозгоранию и горным ударам (прямоточная схема движения воздуха с последовательным разбавлением вредностей)

Относит. метано-обильность, м ³ /т	Удельное пылевыведение, г/т	Q _{пр} (дегазация)	Q _{пр} (ГОУ)	Q _{пр} (газодренаж. выруб.)	Q _{пр} (дегазация + ГОУ)	Q _{пр} (дегазация + газодренаж. выруб.)	Q _{пр} (ГОУ + газодренаж. выруб.)	Q _{пр} (дегазация + ГОУ + газодренаж. выруб.)
от 10 до 15	до 50	0,31815	0,3402	0,3276	0,29295	0,28035	0,3024	0,25515
	50 - 100	0,34845	0,3726	0,3588	0,32085	0,30705	0,3312	0,27945
	100 - 150	0,37875	0,405	0,39	0,34875	0,33375	0,36	0,30375
	150 - 250	0,3939	0,4212	0,4056	0,3627	0,3471	0,3744	0,3159
	250 - 400	0,40905	0,4374	0,4212	0,37665	0,36045	0,3888	0,32805
	400 - 700	0,4242	0,4536	0,4368	0,3906	0,3738	0,4032	0,3402
	700 - 1200	0,43935	0,4698	0,4524	0,40455	0,38715	0,4176	0,35235
более 1200	0,4545	0,486	0,468	0,4185	0,4005	0,432	0,3645	
> 15, суфлярные выделения метана	до 50	0,3939	0,4212	0,4056	0,3627	0,3471	0,3744	0,3159
	50 - 100	0,4242	0,4536	0,4368	0,3906	0,3738	0,4032	0,3402
	100 - 150	0,4545	0,486	0,468	0,4185	0,4005	0,432	0,3645
	150 - 250	0,46965	0,5022	0,4836	0,43245	0,41385	0,4464	0,37665
	250 - 400	0,4848	0,5184	0,4992	0,4464	0,4272	0,4608	0,3888
	400 - 700	0,49995	0,5346	0,5148	0,46035	0,44055	0,4752	0,40095
	700 - 1200	0,5151	0,5508	0,5304	0,4743	0,4539	0,4896	0,4131
более 1200	0,53025	0,567	0,546	0,48825	0,46725	0,504	0,42525	
наличие опасности внезапных выбросов угля и газа	до 50	0,46965	0,5022	0,4836	0,43245	0,41385	0,4464	0,37665
	50 - 100	0,49995	0,5346	0,5148	0,46035	0,44055	0,4752	0,40095
	100 - 150	0,53025	0,567	0,546	0,48825	0,46725	0,504	0,42525
	150 - 250	0,5454	0,5832	0,5616	0,5022	0,4806	0,5184	0,4374
	250 - 400	0,56055	0,5994	0,5772	0,51615	0,49395	0,5328	0,44955
	400 - 700	0,5757	0,6156	0,5928	0,5301	0,5073	0,5472	0,4617
	700 - 1200	0,59085	0,6318	0,6084	0,54405	0,52065	0,5616	0,47385
более 1200	0,606	0,648	0,624	0,558	0,534	0,576	0,486	

Таблица 5.13 – Показатели прогнозного значения аэрологического риска на выемочном участке угольной шахты при отработке пластов, склонных к самовозгоранию и горным ударам (возвратноточная схема движения воздуха с последовательным разбавлением вредностей)

Относит. метано-обильность, м ³ /т	Удельное пылевыведение, г/т	Q _{пр} (дегазация)	Q _{пр} (ГОУ)	Q _{пр} (газодренаж. выаб.)	Q _{пр} (дегазация + ГОУ)	Q _{пр} (дегазация + газодренаж. выаб.)	Q _{пр} (ГОУ + газодренаж. выаб.)	Q _{пр} (дегазация + ГОУ + газодренаж. выаб.)
от 10 до 15	до 50	0,4242	0,4536	0,4368	0,3906	0,3738	0,4032	0,3402
	50 - 100	0,4646	0,4968	0,4784	0,4278	0,4094	0,4416	0,3726
	100 - 150	0,505	0,54	0,52	0,465	0,445	0,48	0,405
	150 - 250	0,5252	0,5616	0,5408	0,4836	0,4628	0,4992	0,4212
	250 - 400	0,5454	0,5832	0,5616	0,5022	0,4806	0,5184	0,4374
	400 - 700	0,5656	0,6048	0,5824	0,5208	0,4984	0,5376	0,4536
	700 - 1200	0,5858	0,6264	0,6032	0,5394	0,5162	0,5568	0,4698
более 1200	0,606	0,648	0,624	0,558	0,534	0,576	0,486	
> 15, суфлярные выделения метана	до 50	0,5252	0,5616	0,5408	0,4836	0,4628	0,4992	0,4212
	50 - 100	0,5656	0,6048	0,5824	0,5208	0,4984	0,5376	0,4536
	100 - 150	0,606	0,648	0,624	0,558	0,534	0,576	0,486
	150 - 250	0,6262	0,6696	0,6448	0,5766	0,5518	0,5952	0,5022
	250 - 400	0,6464	0,6912	0,6656	0,5952	0,5696	0,6144	0,5184
	400 - 700	0,6666	0,7128	0,6864	0,6138	0,5874	0,6336	0,5346
	700 - 1200	0,6868	0,7344	0,7072	0,6324	0,6052	0,6528	0,5508
более 1200	0,707	0,756	0,728	0,651	0,623	0,672	0,567	
наличие опасности внезапных выбросов угля и газа	до 50	0,6262	0,6696	0,6448	0,5766	0,5518	0,5952	0,5022
	50 - 100	0,6666	0,7128	0,6864	0,6138	0,5874	0,6336	0,5346
	100 - 150	0,707	0,756	0,728	0,651	0,623	0,672	0,567
	150 - 250	0,7272	0,7776	0,7488	0,6696	0,6408	0,6912	0,5832
	250 - 400	0,7474	0,7992	0,7696	0,6882	0,6586	0,7104	0,5994
	400 - 700	0,7676	0,8208	0,7904	0,7068	0,6764	0,7296	0,6156
	700 - 1200	0,7878	0,8424	0,8112	0,7254	0,6942	0,7488	0,6318
более 1200	0,808	0,864	0,832	0,744	0,712	0,768	0,648	

Таблица 5.14 – Результаты оценки аэрологического риска на проектируемых выемочных участках

R_a	$Q_{пр}$ (горные удары)	$Q_{пр}$ (дегазация)	$Q_{пр}$ (ГОУ)	$Q_{пр}$ (газодренаж. выаб.)	$Q_{пр}$ (дегазация + ГОУ)	$Q_{пр}$ (дегазация + газодренаж. выаб.)	$Q_{пр}$ (ГОУ + газодренаж. выаб.)	$Q_{пр}$ (дегазация + ГОУ + газодренаж. выаб.)	$R_{заг.уч.}$ $сут^{-1}$	$R_{заг.уч.}$ при повторном использовании выработки, $сут^{-1}$
Относительная метанообильность > 15 м ³ /т; схема проветривания выемочного участка 1М-Н-в-вт										
0,7	0,742	0,637	0,686	0,658	0,581	0,553	0,602	0,497	0,189	0,2403
Наличие опасности внезапных выбросов угля и газа; схема проветривания выемочного участка 1М-Н-в-вт										
0,8	0,848	0,728	0,784	0,752	0,664	0,632	0,688	0,568	0,189	0,2403
Относительная метанообильность > 15 м ³ /т; схема проветривания выемочного участка 3-В-Н-в-пт										
0,105	0,1113	Степень аэрологического риска аварии – малая (нормальный уровень безопасности)							0,065	0,1244
Наличие опасности внезапных выбросов угля и газа; схема проветривания выемочного участка 3-В-Н-в-пт										
0,12	0,1272	Степень аэрологического риска аварии – малая (нормальный уровень безопасности)							0,065	0,1244

Исходя из результатов оценки, можно сделать вывод, что работа выемочных участков юго-западного блока недопустима (аварийная ситуация). Несмотря на то, что дегазация при отработке выемочных участков 141-ю, 262-с не предусматривается, в табл. 5.14 представлены прогнозные значения риска для возможных вариантов управления газовыделением. Принимая во внимание средний коэффициент эффективности дегазации за последние 5 лет, при расчете риска коэффициент эффективности дегазации принят равным 0,6. Применение схемы проветривания 1М-Н-в-вт возможно только при использовании газоотсасывающих установок, наличии газодренажных выработок, применении эффективной дегазации, а также при отсутствии внезапных выбросов угля и газа.

Для проветривания выемочных участков северного блока применяется прямоточная схема проветривания с полным разбавлением вредностей по источникам их выделения и выпуском исходящей струи на выработанное пространство (3-В-Н-в-пт). Исходя из результатов оценки, при принятой схеме проветривания выемочных участков северного блока степень аэрологического риска соответствует нормальному уровню безопасности (даже при увеличении глубины разработки).

При проектировании вентиляции выемочных участков, принятии организационных и технических решений необходимо учитывать приведенные значения риска загазирования, результаты оценки влияния повторно используемых выработок на риск загазирования, прогнозные значения аэрологического риска.

Таким образом, при проектировании работ с повторным использованием горных выработок, находящихся в зоне влияния очистных работ, необходимо учитывать изменения во времени относительного удельного аэродинамического сопротивления выработок, а также влияние на воздухораспределение на выемочном участке. Помимо расчета прогнозных значений аэрологического риска при проектировании совместной работы

вентиляции, дегазации и газоотсоса необходимо учитывать риск загазирования выемочного участка.

Несмотря на прогнозные значения аэрологического риска, расчеты показывают, что наибольший ущерб повторное использование выработок приносит для прямоточных схем проветривания с разбавлением вредностей по источникам поступления их в воздушную струю и с подсвежением исходящей струи (Y-образной схемы). Надежность таких схем проветривания при повторном использовании выработок уменьшается почти в два раза, что вызывает большие сомнения в целесообразности повторного использования выработок при Y-образной схеме проветривания.

Приведем примеры оценки прогнозного значения аэрологического риска на выемочных участках.

Выполнена оценка прогнозного значения аэрологического риска на выемочных участках при разработке пластов, склонных к самовозгоранию и горным ударам, при различных способах управления газовыделением.

Исходные данные для расчета значения аэрологического риска для шахты «Галдинская – Западная 1» приведены ниже. Категория шахты по метану – первая. Относительная газообильность шахты – 1,43 м³/т и абсолютная – 9,32 м³/мин. Шахта опасна по взрывчатости угольной пыли. Пласты склонны к самовозгоранию: пласт 68 (49 сут.), пласт 66 (62 сут.), пласт 67 (60 сут.). Опасность по горным ударам: пласт 66 угрожаемый с глубины 200 м; пласт 67 угрожаемый с глубины 240 м [15].

Для выемочного участка 6607 пласта 66 (рис. 5.4) принята комбинированная схема проветривания с отводом метановоздушной смеси из выработанного пространства с помощью поверхностной газоотсасывающей установки (ГОУ). В качестве ГОУ предусматривается использование вакуум-насосной установки, оборудованной вакуум-насосами RBS-240 и 2ВВН-150, устанавливаемыми у устья газодренажной скважины, пробуренной с поверхности. Отвод метановоздушной смеси предусматривается по

газопроводу диаметром 477 мм, проложенному по конвейерному штреку 6608 и подключенному к сбоечным скважинам позади лавы [15].

Газопровод прокладывается до газодренажной скважины ($d= 500$ мм, $L = 128$ м), пробуренной с поверхности.

Каптаж метановоздушной смеси из выработанного пространства предусматривается вертикальными скважинами в купол обрушения при помощи поверхностной передвижной дегазационной установки, оборудованной вакуум-насосами 2ВВН – 50 [15].

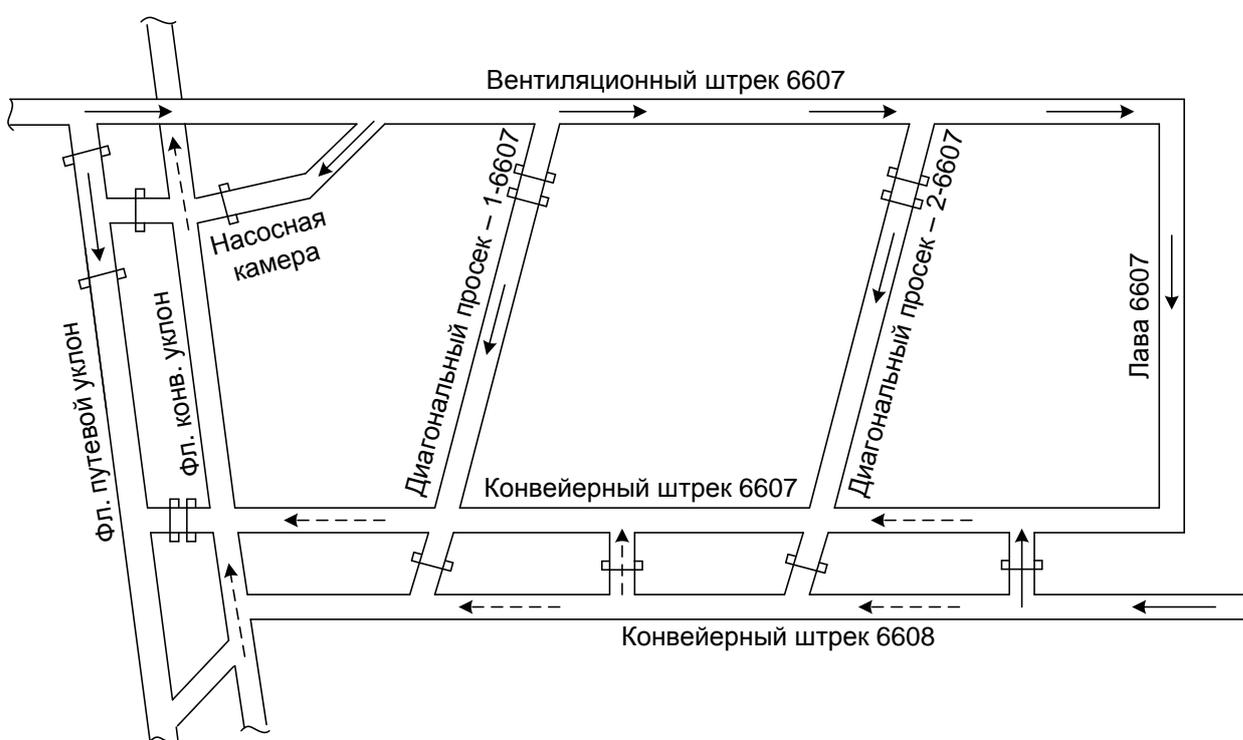


Рисунок 5.4 – Схема проветривания выемочного участка 6607 пласта 66 шахты «Талдинская – Западная 1»

Приведем значения коэффициента аэрологического риска R_a и обобщенного показателя прогнозного значения аэрологического риска Q_{np} для схемы проветривания выемочного участка 6607 (табл. 5.15).

Из данных табл. 5.15 следует, что для условий участка 6607 при удельном пылевыведении 400-700 г/т расчетное значение аэрологического риска R_a составило 0,228. Применение мероприятий по управлению газовыведением на этом участке таких, как отвод метановоздушной смеси из

выработанного пространства с помощью поверхностной газоотсасывающей установки, устанавливаемой у устья газодренажной скважины, пробуренной с поверхности, снижает значение аэрологического риска R_a до величины $Q_{np} = 0,1049$, т. е. в 2,17 раза [15].

Таблица 5.15 – Значения коэффициента аэрологического риска и обобщенного показателя прогнозного значения аэрологического риска для выемочного участка 6607

Удельное пылевыведение, г/т	Коэффициент аэрологического риска R_a	Обобщенный показатель прогнозного значения аэрологического риска Q_{np}
До 50	0,105	0,0483
50-100	0,14	0,0644
100-150	0,175	0,0805
150-250	0,193	0,0888
250-400	0,21	0,0966
400-700	0,228	0,1049
700-1200	0,245	0,1127
Более 1200	0,263	0,1210

Если коэффициент устойчивости диагональных просеков 1 и 2 лавы 6607 больше 15, то значение коэффициента аэрологического риска R_a снижается до величины 0,163 (табл. 5.16), т. е. в 1,4 раза (0,228/0,163). Применение вышеуказанных мероприятий по управлению газовыделением на участке 6607 еще более уменьшает значение коэффициента аэрологического риска R_a , которое в этом случае равно 0,075, что соответствует высокому уровню безопасности [15].

Таблица 5.16 – Значения коэффициента аэрологического риска для выемочного участка 6607 при коэффициенте устойчивости диагонали >15

Удельное пылевыведение, г/т	Коэффициент аэрологического риска R_a
До 50	0,075
50-100	0,1
100-150	0,125
150-250	0,138
250-400	0,15
400-700	0,163
700-1200	0,175
Более 1200	0,188

Исходя из результатов расчетов, при принятых решениях по управлению газовыделением обобщенный показатель прогнозного значения аэрологического риска $Q_{пр}$ уменьшается в 3,04 раза (0,228/0,075).

Рассчитаем значения аэрологического риска для шахты **им. В.Д. Ялевского**. Категория шахты по метану – сверхкатегорная. Относительная газообильность шахты – 18,4 м³/т и абсолютная – 163,7 м³/мин. Шахта опасна по взрывчатости угольной пыли. Пласты склонны к самовозгоранию: пласт 52 (48 сут.), пласт 50 (56 сут.). Опасность по горным ударам: пласт 52 угрожаемый с глубины 180 м; пласт 50 угрожаемый с глубины 220 м. Опасность по внезапным выбросам – пласты угрожаемые с глубины 430 м.

Для выемочного участка 5212 пласта 52 (рис. 5.5) принята комбинированная схема проветривания с изолированным отводом метана из выработанного пространства с помощью поверхностных газоотсасывающих установок. К управлению газовыделением относятся дегазация выработанного пространства и изолированный отвод метана из кутка лавы через сбоечные скважины [15].

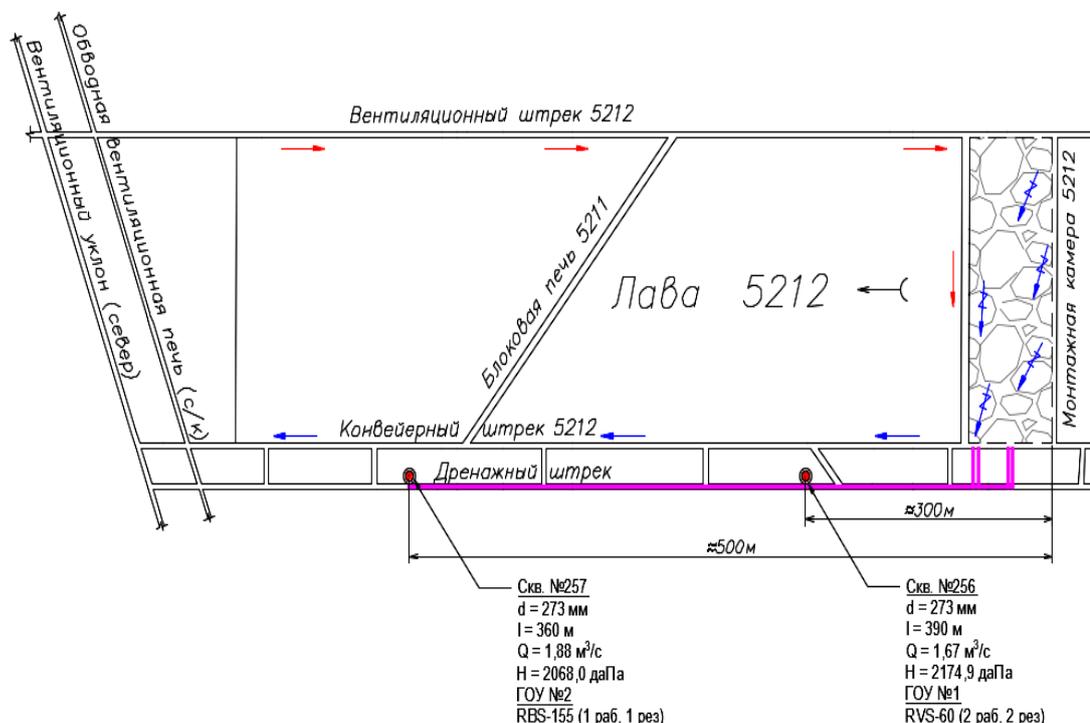


Рисунок 5.5 – Схема проветривания выемочного участка 5212 пласта 52 шахты им. В.Д. Ялевского

Приведем значения коэффициента аэрологического риска R_a и обобщенного показателя прогнозного значения аэрологического риска Q_{np} для схемы проветривания выемочного участка 5212 (табл. 5.17).

Таблица 5.17 – Значения коэффициента аэрологического риска и обобщенного показателя прогнозного значения аэрологического риска для выемочного участка 5212

Удельное пылевыведение, г/т	Коэффициент аэрологического риска R_a	Обобщенный показатель прогнозного значения аэрологического риска Q_{np}
До 50	0,325	0,1105
50-100	0,35	0,119
100-150	0,375	0,1275
150-250	0,388	0,1319
250-400	0,4	0,136
400-700	0,413	0,1404
700-1200	0,425	0,1445
Более 1200	0,438	0,1489

Исходя из результатов расчетов (табл. 5.17), при принятых решениях по управлению газовыведением, эффективной дегазации выработанного пространства, значение аэрологического риска уменьшается в 2,95 раза (0,413/01404), т. е. степень риска меняется с большой на малую, что соответствует нормальному уровню безопасности [15].

Таким образом, методика оценки прогнозного значения аэрологического риска на выемочных участках устанавливает граничные условия применения схем вентиляции высокопроизводительных выемочных участков угольных шахт. Достоинством методики является ее возможность оценивать влияние на аэрологический риск таких факторов, как склонность угольных пластов к самовозгоранию и горным ударам, применение различных способов дегазации, применение газоотсасывающих установок, использование газодренажных выработок. В результате прогнозирования аэрологической безопасности производится контроль ситуации, чтобы своевременно принять решения по управлению газовыведением.

Выводы

1. Присутствие в рудничной атмосфере тяжелых углеводородов создает повышенную опасность, так как эти газы образуют взрывчатые смеси с воздухом при более низких концентрациях, чем метан. При разработке высокогазоносных углей средней стадии метаморфизма возникают дополнительные риски вспышек и воспламенения метана при резании угля, а также риски его самовозгорания. Рудничная атмосфера высокогазообильных шахт, разрабатывающих пласты средней стадии метаморфизма, должна квалифицироваться как смесь «воздух – метан – гомологи метана – угольная пыль».

2. Анализ расчетных значений риска загазирования выемочного участка $R_{\text{заг. уч}}$ показал, что при одних и тех же горнотехнических условиях $R_{\text{заг. уч}}$ в 2,9 раз больше для U-образной схемы, чем для Y-образной, и в 1,9 раз больше, чем для Z-образной. При сравнении между собой Z- и Y-образных схем следует, что первая опаснее второй в 1,4 раза.

3. С учетом процессов аэродинамического старения при повторном использовании откаточного штрека в качестве вентиляционного штрека значения риска загазирования выемочного участка составят: для U-образной схемы вентиляции – 0,2403 (в 1,27 раза больше исходного значения риска загазирования); для Z-образной схемы вентиляции – 0,155 (в 1,6 раза больше исходного значения риска загазирования); для Y-образной схемы вентиляции – 0,1244 (в 1,9 раз больше исходного значения риска загазирования). Самый большой ущерб – для Y-образной схемы (1,9 раз).

4. Средние значения относительного показателя аэрологического риска по фактору аэродинамического старения выработок $R_{\text{ас}}$ составили: для участковых откаточных штреков – 0,541; для участковых вентиляционных штреков – 0,842; для капитальных наклонных выработок – 0,172; для капитальных горизонтальных выработок – 0,101.

5. Более чем на половине из 75 выемочных участков применяется комбинированная схема вентиляции (с управлением газовыделением за счет общешахтной депрессии, в том числе с применением газоотсасывающих установок), на 27% выемочных участков применяется возвратноточная схема вентиляции и на 23% выемочных участков применяют прямоточную схему вентиляции.

6. Анализ расчета прогнозных значений аэрологического риска с учетом применения мероприятий по управлению газовыделением, таких, как дегазация, газоотсос, газодренаж, газоотсасывающие установки, показывает, что наименьшее значение риска имеют комбинированные схемы вентиляции, оно равно 0,2592, затем схемы вентиляции с прямоточным движением воздуха – 0,2848, и затем схемы с возвратноточным движением воздуха – 0,4628, риск которых почти в 2 раза больше, чем для прямоточных и комбинированных схем. Но даже в этом случае значение аэрологического риска для возвратноточных схем близко к аварийной ситуации.

7. Наибольший ущерб повторное использование выработок приносит для прямоточных схем проветривания с разбавлением вредностей по источникам поступления их в воздушную струю и с подсвежением исходящей струи (Y-образной схемы). Надежность таких схем проветривания при повторном использовании выработок уменьшается почти в два раза, что вызывает большие сомнения в целесообразности повторного использования выработок при Y-образной схеме проветривания.

6. РАНЖИРОВАНИЕ УГОЛЬНЫХ ШАХТ ПО СТЕПЕНИ АЭРОЛОГИЧЕСКИХ РИСКОВ

6.1. Оценка влияния фоновых и системных факторов на формирование степеней аэрологического риска I, II и III рангов

Актуальность усиления аэрологической безопасности угольных шахт, обусловленная усложнением горно-геологических условий разработки угольных пластов и интенсификацией производственных процессов при подземной добыче угля, обеспечена возможностями современной добычной техники. Особенно это актуально для высокопроизводительных сверхкатегорных угольных шахт, разрабатывающих высокогазоносные угольные пласты, опасные по взрывам угольной пыли [30].

Усложнение горно-геологических условий разработки угольных пластов приводит к возникновению новых взаимодействий фоновых и системных факторов при реализации аэрологических рисков аварий в угольных шахтах и требует применения комплексных, многофункциональных технологических решений по обеспечению аэрологической безопасности угольных шахт [30].

К мероприятиям по борьбе с газовым фактором относятся: вентиляция (схемы проветривания с полным обособленным разбавлением вредностей по источникам их поступления в шахтную атмосферу), заблаговременная дегазация массива, предварительная дегазация пласта, опережающая отработка защитных пластов, каптирование метана, газодренаж, газоотсос и др. [3, 7, 10, 30, 51, 59, 129, 136, 148, 150, 162, 172, 174-179]. К мероприятиям по борьбе с пылевым фактором относятся: предварительное увлажнение массива, орошение мест разрушения и погрузки горной массы (давлением не менее 1,5 МПа) с применением смачивателей, водяных, водовоздушных, туманообразующих, лабиринтно-тканевых завес, осланцевание выработок, сланцевые и водяные заслоны и др. [52, 61, 72, 77, 82, 84, 86, 90, 99, 109, 115, 132, 146, 183, 189, 198, 202, 208, 219, 225, 226, 227, 239, 246].

Для установления взаимосвязей между фоновыми (горно-геологическими) и системными (горнотехническими) факторами аэрологического риска аварий были выполнены расчеты по оценке аэрологических рисков I, II и III рангов для сверхкатегорных шахт и шахт, опасных по внезапным выбросам угля и газа для разных вентиляционных режимов, которые отражают наиболее благоприятные и неблагоприятные условия угледобычи.

В табл. 6.1 представлены результаты оценки степени аэрологического риска I ранга для сверхкатегорных шахт и шахт, опасных по внезапным выбросам угля и газа для разных вентиляционных режимов, которые отражают наиболее благоприятные (наименьшее пылевыделение, малая депрессия шахты, малая степень влияния способа вентиляции на загазирование выработок при остановке вентилятора главного проветривания, устойчивая совместная работа вентиляторов главного проветривания, наличие резерва шахты по воздуху и малые внешние утечки) и неблагоприятные условия, характеризующиеся наибольшими значениями показателей, перечисленных в скобках, определяющих факторов. Для выполнения такой оценки были произведены расчеты значений аэрологического риска I ранга для шахты в целом с помощью коэффициентов опасности возникновения аварий и уязвимости схем и способов вентиляции шахты [27, 30]. Полученные расчетные значения риска были разбиты на диапазоны и представлены в табл. 6.1.

Категории устойчивости вентиляции используются для оценки рисков [181, 243, 248] всех рангов, где самая высокая устойчивость проветривания принадлежит первой категории, а самая низкая – третьей. Устойчивость проветривания определяется наличием диагоналей, имеющих место как для схем вентиляции выемочного участка, так и для крыла и шахты в целом [30].

Таблица 6.1 – Результаты оценки степени аэрологического риска I ранга при отработке пластов, склонных к горным ударам и самовозгоранию

Категория устойчивости	Степень аэрологического риска I ранга								
	Фланговая схема			Комбинированная схема			Центрально-сдвоенная схема		
	Всасы- ваю- щий способ	Комби- ниро- ван- ный способ	Нагне- татель- ный способ	Всасы- вающий способ	Комби- ниро- ванный способ	Нагне- татель- ный способ	Всасы- вающий способ	Комби- ниро- ванный способ	Нагне- татель- ный способ
Сверхкатегорные шахты									
1 кате- гория	<0,15	<0,15	<0,15	<0,15	<0,15	<0,15	<0,15	<0,15	0,15-0,3
	>0,5	>0,5	>0,5	>0,5	>0,5	>0,5	>0,5	>0,5	>0,5
2 кате- гория	<0,15	<0,15	<0,15	<0,15	<0,15	0,15-0,3	0,15-0,3	0,15-0,3	0,15-0,3
	>0,5	>0,5	>0,5	>0,5	>0,5	>0,5	>0,5	>0,5	>0,5
3 кате- гория	0,15-0,3	0,15-0,3	0,15-0,3	0,15-0,3	0,15-0,3	0,15-0,3	0,3-0,5	0,3-0,5	0,3-0,5
	>0,5	>0,5	>0,5	>0,5	>0,5	>0,5	>0,5	>0,5	>0,5
Шахты, опасные по внезапным выбросам угля и газа									
1 кате- гория	<0,15	<0,15	<0,15	<0,15	<0,15	<0,15	<0,15	0,15-0,3	0,15-0,3
	>0,5	>0,5	>0,5	>0,5	>0,5	>0,5	>0,5	>0,5	>0,5
2 кате- гория	<0,15	<0,15	<0,15	<0,15	0,15-0,3	0,15-0,3	0,15-0,3	0,15-0,3	0,15-0,3
	>0,5	>0,5	>0,5	>0,5	>0,5	>0,5	>0,5	>0,5	>0,5
3 кате- гория	0,15-0,3	0,15-0,3	0,15-0,3	0,15-0,3	0,3-0,5	0,3-0,5	0,3-0,5	0,3-0,5	0,3-0,5
	>0,5	>0,5	>0,5	>0,5	>0,5	>0,5	>0,5	>0,5	>0,5
Степень (значение) риска: <0,15 – малая; 0,15-0,3 – умеренная; 0,3-0,5 – большая; >0,5 – аварийная ситуация									

Для визуальной аналитики данных (табл. 6.1) и выявления взаимосвязей фоновых и системных факторов риска I ранга построена тепловая карта, отражающая динамику роста степени аэрологического риска в зависимости от сочетания факторов риска (табл. 6.2).

Анализ данных табл. 6.2 показывает, что при благоприятных фоновых показателях аэрологического риска его степень варьируется от малой до умеренной, и лишь для шахт с устойчивостью проветривания третьей категории, опасных по внезапным выбросам угля и газа, риск достигает большой степени. При неблагоприятных условиях даже для шахт с высокой степенью устойчивости степень риска чрезвычайно высокая и достигает аварийной ситуации [30].

Таблица 6.2 – Динамика роста степени аэрологического риска I ранга при отработке пластов, склонных к горным ударам и самовозгоранию

Категория устойчивости	Степень аэрологического риска I ранга								
	Фланговая схема			Комбинированная схема			Центрально-сдвоенная схема		
	Всасывающий способ	Комбинированный способ	Нагнетательный способ	Всасывающий способ	Комбинированный способ	Нагнетательный способ	Всасывающий способ	Комбинированный способ	Нагнетательный способ
<i>Сверхкатегорные шахты</i>									
1 категория									
2 категория									
3 категория									
<i>Шахты, опасные по внезапным выбросам угля и газа</i>									
1 категория									
2 категория									
3 категория									
									
Степень (значение) риска Малая (менее 0,15) Умеренная (0,15 – 0,3) Большая (0,3 – 0,5) Аварийная ситуация (более 0,5)									

Аналогично для оценки степени аэрологического риска II ранга также учитывались наиболее благоприятные (наименьшее пылевыведение, малая депрессия откаточного и вентиляционного магистральных штреков, малая тепловая депрессия наклонных выработок, малая степень влияния вентиляционных сооружений на устойчивость проветривания) и неблагоприятные условия (табл. 6.3) [30].

Таблица 6.3 – Результаты оценки степени аэрологического риска II ранга при отработке пластов, склонных к горным ударам и самовозгоранию

Категория устойчивости	Степень аэрологического риска II ранга					
	Фланговая схема			Центрально-сдвоенная схема		
	Всасывающий способ	Комбинированный способ	Нагнетательный способ	Всасывающий способ	Комбинированный способ	Нагнетательный способ
Сверхкатегорные шахты						
1 категория	<0,15	<0,15	<0,15	<0,15	<0,15	<0,15
	0,3-0,5	0,3-0,5	>0,5	>0,5	>0,5	>0,5
2 категория	<0,15	<0,15	0,15-0,3	0,15-0,3	0,15-0,3	0,15-0,3
	>0,5	>0,5	>0,5	>0,5	>0,5	>0,5
3 категория	0,15-0,3	0,15-0,3	0,15-0,3	0,15-0,3	0,15-0,3	0,3-0,5
	>0,5	>0,5	>0,5	>0,5	>0,5	>0,5
Шахты, опасные по внезапным выбросам угля и газа						
1 категория	<0,15	<0,15	<0,15	<0,15	<0,15	<0,15
	0,3-0,5	>0,5	>0,5	>0,5	>0,5	>0,5
2 категория	0,15-0,3	0,15-0,3	0,15-0,3	0,15-0,3	0,15-0,3	0,15-0,3
	>0,5	>0,5	>0,5	>0,5	>0,5	>0,5
3 категория	0,15-0,3	0,3-0,5	0,3-0,5	0,3-0,5	0,3-0,5	0,3-0,5
	>0,5	>0,5	>0,5	>0,5	>0,5	>0,5
Степень (значение) риска: <0,15 – малая; 0,15-0,3 – умеренная; 0,3-0,5 – большая; >0,5 – аварийная ситуация						

Для визуальной аналитики данных (табл. 6.3) и выявления взаимосвязей фоновых и системных факторов риска II ранга построена тепловая карта, отражающая динамику роста степени аэрологического риска в зависимости от сочетания факторов риска (табл. 6.4).

Анализ данных табл. 6.4 показывает, что при благоприятных фоновых показателях аэрологического риска его степень так же, как и для риска I ранга, варьируется от малой до умеренной, и лишь для шахт с устойчивостью проветривания третьей категории, опасных по внезапным выбросам угля и газа, риск достигает большой степени. Для неблагоприятных условий степень риска чрезвычайно высокая, и достигает аварийной ситуации, однако для шахт с первой категорией устойчивости проветривания для всасывающего способа проветривания степень риска большая, но не достигает аварийной ситуации [30].

Таблица 6.4 – Динамика роста степени аэрологического риска II ранга при отработке пластов, склонных к горным ударам и самовозгоранию

Категория устойчивости	Степень аэрологического риска II ранга					
	Фланговая схема			Центрально-двоенная схема		
	Всасывающий способ	Комбинированный способ	Нагнетательный способ	Всасывающий способ	Комбинированный способ	Нагнетательный способ
<i>Сверхкатегорные шахты</i>						
1 категория						
2 категория						
3 категория						
<i>Шахты, опасные по внезапным выбросам угля и газа</i>						
1 категория						
2 категория						
3 категория						
						
Степень (значение) риска	Малая (менее 0,15)	Умеренная (0,15 – 0,3)	Большая (0,3 – 0,5)	Аварийная ситуация (более 0,5)		

Аналогично для оценки степени аэрологического риска III ранга также учитывались наиболее благоприятные (наименьшее пылевыделение, большая степень разбавления вредностей по источникам поступления, большая степень устойчивости проветривания как при нормальных, так и при аварийных режимах, малая степень влияния направления движения свежей и исходящих струй) и неблагоприятные условия (табл. 6.5).

Таблица 6.5 – Результаты оценки степени аэрологического риска III ранга при отработке пластов, склонных к горным ударам и самовозгоранию

Степень устойчивости проветривания, как при нормальных, так и при аварийных режимах	Степень аэрологического риска III ранга						
	Прямоточная схема			Комбинированная схема	Возвратоточная схема		
	Полное разбавление вредностей	Частичное разбавление вредностей	Последовательное разбавление вредностей		Полное разбавление вредностей	Частичное разбавление вредностей	Последовательное разбавление вредностей
Сверхкатегорные шахты							
Отсутствие диагоналей, коэффициент устойчивости >15	<0,15	0,15-0,3	0,3-0,5	<0,15	0,15-0,3	0,3-0,5	>0,5
	<0,15	0,3-0,5	>0,5	0,15-0,3	0,3-0,5	>0,5	>0,5
Наличие диагоналей, неустойчивое проветривание	0,15-0,3	0,3-0,5	>0,5	0,15-0,3	0,3-0,5	>0,5	>0,5
	0,3-0,5	>0,5	>0,5	0,3-0,5	>0,5	>0,5	>0,5
Шахты, опасные по внезапным выбросам угля и газа							
Отсутствие диагоналей, коэффициент устойчивости >15	<0,15	0,15-0,3	>0,5	<0,15	0,15-0,3	>0,5	>0,5
	<0,15	0,3-0,5	>0,5	0,3-0,5	0,3-0,5	>0,5	>0,5
Наличие диагоналей, неустойчивое проветривание	0,15-0,3	>0,5	>0,5	0,15-0,3	0,3-0,5	>0,5	>0,5
	0,3-0,5	>0,5	>0,5	0,3-0,5	>0,5	>0,5	>0,5
Степень (значение) риска: <0,15 – малая; 0,15-0,3 – умеренная; 0,3-0,5 – большая; >0,5 – аварийная ситуация							

Анализ данных табл. 6.6 показывает, что даже при благоприятных горно-геологических условиях разработки угольных пластов степень риска достигает аварийной ситуации для возвратоточных схем вентиляции с последовательным разбавлением вредностей по источникам поступления. В случае неблагоприятных условий для прямоточных и комбинированных схем вентиляции с полным разбавлением вредностей степень риска удается не доводить до аварийной ситуации [30].

Таблица 6.6 – Динамика роста степени аэрологического риска III ранга при отработке пластов, склонных к горным ударам и самовозгоранию

Степень устойчивости проветривания как при нормальных, так и при аварийных режимах	Степень аэрологического риска III ранга						
	Прямоточная схема			Комбинированная схема	Возвратноточная схема		
	Полное разбавление вредностей	Частичное разбавление вредностей	Последовательное разбавление вредностей		Полное разбавление вредностей	Частичное разбавление вредностей	Последовательное разбавление вредностей
<i>Сверхкатегорные шахты</i>							
Отсутствие диагоналей, коэффициент устойчивости >15							
Наличие диагоналей, неустойчивое проветривание							
<i>Шахты, опасные по внезапным выбросам угля и газа</i>							
Отсутствие диагоналей, коэффициент устойчивости >15							
Наличие диагоналей, неустойчивое проветривание							
Степень (значение) риска	Малая (менее 0,15)	Умеренная (0,15 – 0,3)	Большая (0,3 – 0,5)	Аварийная ситуация (более 0,5)			

Общий анализ данных табл. 6.1-6.6 показывает, что аэрологические риски всех рангов в большей степени определяются фоновыми показателями (газоносностью пластов, склонностью к самовозгоранию, горным ударам, пылеобразующей способностью и др.), чем системными факторами (способами и схемами вентиляции, газообильностью участка, нагрузкой на очистной забой и др.), из чего следует, что наиболее эффективными мероприятиями по снижению аэрологических рисков будут два вида мероприятий: региональные (заблаговременные, управляющие свойствами и состоянием угольного массива до его отработки) и локальные (технологические мероприятия, не допускающие образования взрывоопасных концентраций газа и пыли) [30, 50, 82, 133, 146, 148]. Особенно важна роль и

эффективность таких технологий для снижения рисков III ранга для выемочных участков и подготовительных выработок. В качестве такой технологии предлагается обработка угольного пласта газонаполненными растворами поверхностно-активных веществ (ПАВ) для снижения пылевой и газовой опасностей на выемочных участках [30].

6.2. Технология обработки угольного пласта газонаполненными растворами поверхностно-активных веществ

Суть предлагаемого комплексного метода снижения пылевой и газовой опасностей в угольных шахтах заключается в том, что предварительное увлажнение угольного массива производится не чистой водой, а трехкомпонентным раствором рабочей жидкости, включающей воду, ПАВ и газ [30]. Как известно, увлажнение угольного массива чистой водой является малоэффективным из-за низкой смачиваемости поверхности угля и неравномерности распределения нагнетаемой жидкости в пласте, поэтому для повышения смачиваемости угля в воду добавляют ПАВ. Для повышения равномерности увлажнения массива нами предлагается использовать механизм расклинивающего действия газа в микропорах переменного диаметра при движении газожидкостных смесей в пористых средах [30].

Известно небольшое число работ, посвященных замещению метана угольных пластов другими газами [141]. По механизму физической адсорбции весьма слабо адсорбируются с углем азот и инертные газы: гелий, аргон, криптон, ксенон. Напротив, диоксид углерода адсорбируется углем гораздо лучше, чем метан, поэтому вытеснение метана в угольном пласте диоксидом углерода происходит как из фильтрующего, так из сорбционного объема угля. Однако содержание диоксида углерода в горных выработках строго нормируется Правилами безопасности в отличие от азота, содержание которого не нормируется, что явилось определяющим при выборе рабочего газа. Таким образом, рабочая жидкость состояла из растворенного азота в водном растворе ПАВ [30].

Увлажнение массива газонаполненными растворами сопровождается совместным движением двух фаз по капиллярам. Такой режим течения по капиллярам можно определить как пузырьковый режим, который имеет место при малых газосодержаниях потока и характеризуется движением газа в виде отдельных, малых по сравнению с радиусом капилляра, пузырей.

Газожидкостная смесь с добавками ПАВ, закачиваемая в пласт под высоким давлением, перемещаясь по трещинам и макропорам, будет увеличивать их гидропроводность и вытеснять находящийся в них свободный метан. После прекращения закачки газожидкостного раствора ПАВ и снятия давления с поверхности скважин блокированные жидкостью метан и азот оказываются под действием капиллярных сил. Капиллярная пропитка является функцией давления Лапласа. Для проникновения смачивающей жидкости в микропористую структуру угля необходимо, чтобы капиллярное давление превышало пластовое. Максимальное приращение влажности составляет 6,38% при концентрации смачивателя 0,5% и давлении азота 1,0 МПа (рис. 6.1). Рациональными параметрами при увлажнении угольных пластов газонаполненными растворами ПАВ являются: концентрация ПАВ 0,2-0,5 %; давление азота 1,0-2,0 Мпа [30].

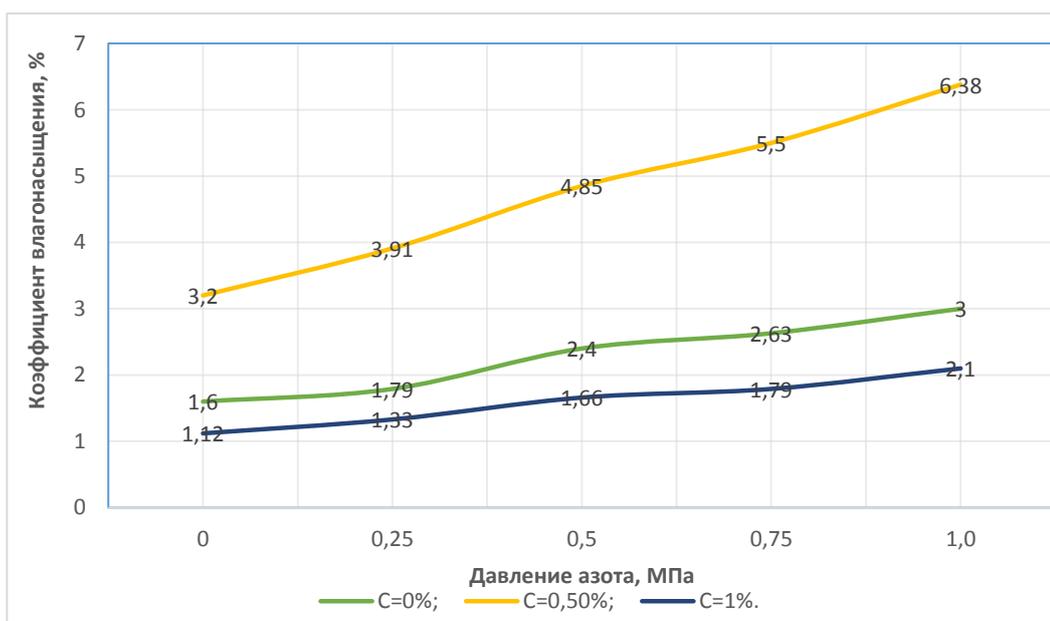


Рисунок 6.1 – Зависимость коэффициента влагонасыщения угля от давления азота

Основные параметры воздействия газонаполненных растворов ПАВ на угольный пласт для снижения его пылеобразующей способности представлены в табл. 6.7.

Таблица 6.7 – Параметры увлажнения пласта газонаполненными растворами поверхностно-активных веществ

Наименование параметров	Значение, ед. изм.	Наименование параметров	Значение, ед. изм.
Длина скважины	111 м	Время нагнетания раствора в скважину	60,93 ч
Длина лавы	242 м	Количество инертного газа, необходимое для обработки	5820 л 7,28 кг
Глубина герметизации скважины	10 м	Количество баллонов с инертным газом	0,97 шт
Расстояние между скважинами	20 м	Количество смачивателя, необходимое на одну скважину	603 л
Количество раствора, закачиваемое в скважину	201 м ³	Концентрация смачивателя	0,3%

После насыщения угольного массива газонаполненным раствором ПАВ в течение 24-96 ч (рис. 6.2) массив разрушают, например, рабочим органом комбайна и орошают водой, после чего высвобожденный газ и метан взаимодействуют с пенообразователем и образуют воздушно-механическую пену, которая изолирует отбитый уголь в объеме разрушенной горной массы, снижая пылегазовыделения в атмосферу горной выработки. Повышение интенсивности выемки угля приводит к возрастанию доли газовой выделению из отбитого угля. Использование газонаполненных растворов ПАВ позволяет блокировать выделение газа и пыли как с обнаженной поверхности разрабатываемого пласта, так и из отбитого угля [30].

На основании разработанных рекомендаций по снижению пылеобразующей способности пластов от концентрации смачивателя в скважины рекомендуется подавать водный раствор смачивателя с концентрацией 0,2%. Раствор можно закачать насосом УНР-02 под давлением 20 МПа (темп нагнетания раствора – 35 л/мин). Расчетное количество воды, закачиваемое в скважину, составляет 1,67 м³, продолжительность времени нагнетания жидкости в скважину – 0,8 ч.

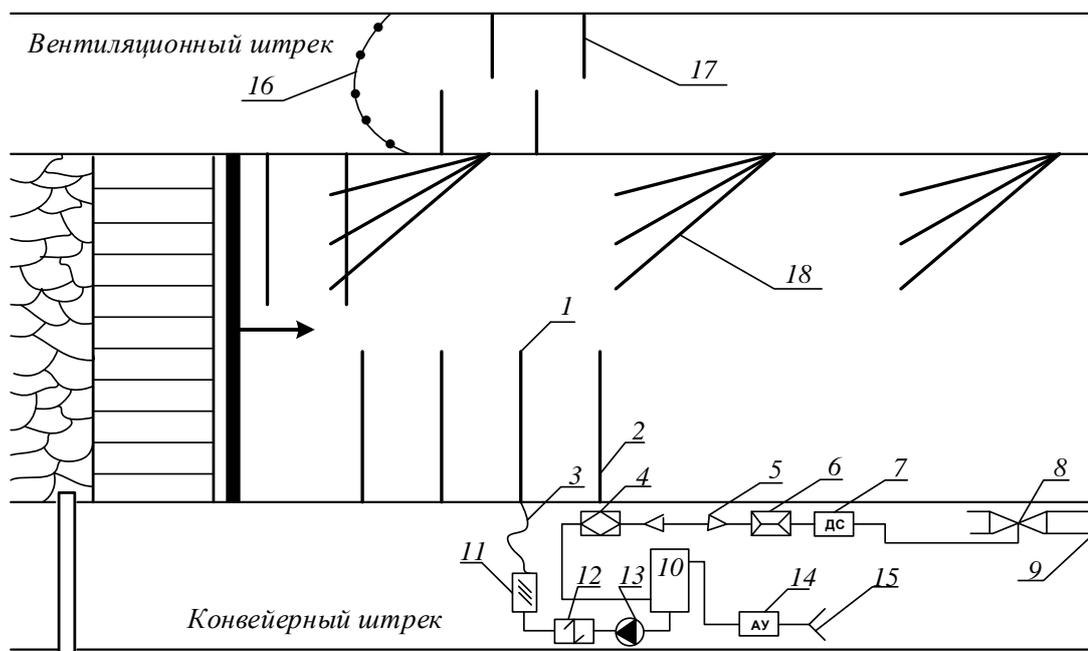


Рисунок 6.2 – Технологическая схема обработки пласта газонаполненными растворами поверхностно-активных веществ

(1 – скважина; 2 – герметизатор; 3 – шланг гибкий, высоконапорный; 4 – фильтр штрековый; 5 – переходник; 6 – клапан редуционный; 7 – дозатор-смачиватель; 8 – вентиль; 9 – пожарно-оросительный трубопровод; 10 – смеситель взрывобезопасного исполнения; 11 – расходомер; 12 – реле давления; 13 – установка для нагнетания раствора УНР-02; 14 – азотная установка мембранного типа взрывобезопасного исполнения; 15 – воздухозаборник; 16 – водяная завеса; 17 – тканевые лабиринты; 18 – дегазационные скважины)

6.3. Выбор объектов и условия проведения оценки аэрологических рисков I, II и III рангов, риска аварий, возникающих под влиянием тяжелых углеводородов, обобщенного показателя прогнозного значения аэрологических рисков

Объектом исследований являлись 8 угольных шахт, краткие сведения по которым даны в таблице 6.8.

Оценка и управление аэрологическими рисками аварий в угольных шахтах основываются на создании информационно-аналитической системы данных, включающей в себя проектные значения показателей разных уровней и подсистем угольных шахт, эксплуатационные значения показателей, отслеживаемых системой мониторинга в реальном времени с использованием различных датчиков и устройств [12].

Таблица 6.8 – Факторы аэрологических рисков

Факторы аэрологических рисков	Угольные шахты							
	1	2	3	4	5	6	7	8
Категория шахты по газу	Сверх-кате-горная	Сверх-кате-горная	II категория	II категория	II категория	Сверх-кате-горная	Сверх-кате-горная	Сверх-кате-горная
Склонность пластов к горным ударам	Да	Да	Да	Да	Да	Да	Да	Да
Склонность пластов к самовозгоранию	Нет	Нет	Да	Да	Да	Да	Да	Нет
Опасность по пыли	Да	Да	Да	Да	Да	Да	Да	Да
Марки углей	Г	Г, ГЖ	Д, ДГ	Д	Д, ДГ	Д, ДГ	Д, ДГ	Г
Метаноносность угольных пластов, м ³ /т	10-15	13-15 17-20	4-6 4-9		0-5	0-5 0-6	10-15	14-20
Глубина ведения горных работ, м	130-480	420-660	400	400	240-290	540	350-440	540
Депрессия шахты, даПа	292	490	290	220	295	265	306	320
Устойчивость проветривания шахты	II категория	II категория	II категория	II категория	II категория	II категория	II категория	II категория
Схема проветривания шахты	Комби-ниро-ванная	Фланго-вая	Комби-ниро-ванная	Фланго-вая	Комби-ниро-ванная	Комби-ниро-ванная	Комби-ниро-ванная	Комби-ниро-ванная
Способ проветривания шахты	Нагнета-тельный	Комбини-рованный	Комбини-рованный	Комбини-рованный	Нагнета-тельный	Нагнета-тельный	Нагнета-тельный	Комбини-рованный
Степень устойчивости совместной работы вентиляторов главного проветривания	Малая степень уязви-мости	Большая степень уязви-мости	Малая степень уязви-мости	Малая степень уязви-мости	Малая степень уязви-мости	Малая степень уязви-мости	Большая степень уязви-мости	Большая степень уязви-мости
Обеспеченность шахты воздухом	1,33	1,47	1,2	1,17	1,27	1,13	1,05	1,46
Внешние утечки воздуха (расчетные), %	13,14	13,45	14	14	10	10		12,9
Внешние утечки воздуха (фактические), %	16,69	8,43	11	9,8	5	6	5,77	12,9
Устойчивость проветривания крыла шахты	II категория	II категория	II категория	II категория	II категория	II категория	II категория	II категория
Схема проветривания крыла шахты	Цен-трально-сдвоен-ная	Фланго-вая	Цен-трально-сдвоен-ная	Фланго-вая	Цен-трально-сдвоен-ная	Цен-трально-сдвоен-ная	Цен-трально-сдвоен-ная	Цен-трально-сдвоен-ная
Способ проветривания крыла шахты	Нагне-татель-ный	Нагне-татель-ный	Нагне-татель-ный	Нагне-татель-ный	Нагне-татель-ный	Нагне-татель-ный	Нагне-татель-ный	Нагне-татель-ный
Степень влияния вентиляционных сооружений на устойчивость проветривания	Малая степень уязви-мости	Большая степень уязви-мости	Малая степень уязви-мости	Малая степень уязви-мости				
Нагрузка на очистной забой, т/сут	6300	13500	13300	10900	7500	13400	20900	6600

Продолжение табл. 6.8

Абсолютная метанообильность шахты, м ³ /мин	109	239	28,34	32	17	16,6	181	108
Скорость продвижения очистного забоя, м/сут	7	7 9,5	9 9,5	5	7,2	5,2	8,3	5,73
Длина лавы, м	230	365 365	300 300	350	300	410	400	300
Длина выемочного столба, м	1960	2100 2550	2850 2800	2850	2500	2300	3000	2100
Дегазация	Нет	Да	Да	Да	Нет	Нет	Да	Да
Количество очистных забоев	1	2	2	1	1	1	1	1

На основании горно-геологических и горнотехнических условий отработки пластов, статистических данных по элементам вентиляционных и дегазационных систем угольных шахт приведены результаты оценки аэрологических рисков по отдельным уровням функциональной структуры угольных шахт, а также по отдельным факторам риска. По уровням аэрологических рисков выполнено ранжирование восьми угольных шахт. Установлено, что минимальное значение аэрологического риска I ранга составляет 0,0769, максимальное – 0,5698. Наименьшие значения аэрологического риска II ранга (0,1135-0,3873) относятся к шахтам II категории. Минимальное значение аэрологического риска III ранга составляет 0,057, максимальное – 0,595. Ранжирование угольных шахт по уровням аэрологических рисков позволяет выявить шахты с низким уровнем аэрологической безопасности и для каждой шахты определить направления технических, технологических и организационно-технических мероприятий по повышению аэрологической безопасности [12].

Таким образом, при оценке эффективности системы мониторинга аэрологических рисков необходим представительный объем статистических данных как по элементам вентиляционной системы (главные вентиляторы, газоотсасывающие установки, вентиляторы местного проветривания, вентиляционные двери и шлюзы, кроссинги, главные воздухоподающие и вентиляционные стволы, лавы, откаточные и вентиляционные штреки, газоотсасывающие трубопроводы, средства автоматики и др.), так и по

горнотехническим условиям (производительность лавы, мощность пласта, крепость пород, способ охраны выработок, глубина разработки, система разработки и др.) [12].

В табл. 6.9 представлены результаты расчетов аэрологического риска всех трех рангов (I – для шахты в целом, II – для крыла шахты, III – для выемочных участков и подготовительных выработок). Для выемочных участков дополнительно рассчитаны риск загазирования участка в зависимости от схемы его вентиляции, риск загазирования участка при повторном использовании выработки, риск аварий на выемочных участках, возникающих под влиянием тяжелых углеводородов (в зависимости от марок углей), а также обобщенный показатель прогнозного значения аэрологического риска (с учетом применения дегазации пластов). При расчетах принята максимальная глубина ведения горных работ. Необходимо отметить, что при установлении прогнозного значения риска учтена склонность пластов к самовозгоранию и горным ударам; для шахт № 2 и № 8 коэффициент эффективности дегазации составил 0,95 и 0,9 соответственно, для остальных шахт принят средний коэффициент эффективности дегазации 0,6 [12].

Для подготовительных выработок рассчитаны риск аварий, возникающих под влиянием тяжелых углеводородов, и прогнозный показатель аэрологического риска с учетом применения мероприятий по дегазации пласта.

Из восьми анализируемых шахт 3 шахты относятся ко II категории метановой опасности, и 5 – к сверхкатегорным. Анализ данных табл. 3 показывает, что наименьшее значения аэрологического риска I ранга составляет 0,0769, максимальное – 0,5698, что в 7,4 раза больше минимального значения риска. Минимальные значения риска относятся к шахтам II категории: шахты № 3, № 4, № 5, что соответствует малой степени риска (нормальному уровню безопасности: значение риска не более 0,15) [12].

Таблица 6.9 – Результаты расчета аэрологических рисков

Значения аэрологических рисков	Угольные шахты							
	1	2	3	4	5	6	7	8
Аэрологический риск I ранга $R_{a ш}$	0,2074	0,3932	0,0974	0,0769	0,1159	0,2134	0,3831	0,3532
Аэрологический риск II ранга $R_{a кш}$	0,2457 – 0,6931	0,2125 – 0,6166	0,1373 – 0,3873	0,1135 – 0,3322	0,1373 – 0,3873	0,2457 0,6931	0,2457 0,6931	0,2457 0,6931
Аэрологический риск III ранга R_a	0,425	0,272; 0,272	0,3325; 0,3325	0,057	0,3325	0,595	0,595	0,255
Аэрологический риск аварий $R_{ту в}$ на выемочных участках, возникающих под влиянием тяжелых углеводородов	0,5464 – 0,9255	0,5551 – 0,94; 0,5813 – 0,9846	0,3026 – 0,6548	0,2858 – 0,7317	0,2385 – 0,5297	0,2628 – 0,5547	0,5372 – 0,9256	0,5551 – 0,94
Обобщенный показатель прогнозного значения аэрологического риска $Q_{пр}$	0,4675	0,2346; 0,2346	0,3358; 0,3358	0,0576	0,3857	0,6902	0,6009	0,2231
Риск загазирования участка $R_{заг. уч}$	0,189	0,065 0,065	0,189 0,189	0,097	0,189	0,189	0,189	0,097
Риск загазирования участка $R_{заг. уч}$ при повторном использовании выработки, сут ⁻¹	0,2403	0,1244 0,1244	0,2403 0,2403	0,155	0,2403	0,2403	0,2403	0,1244
Аэрологический риск аварий в подготовительных выработках R_a	0,17 – 0,85	0,17 – 0,85	0,095 – 0,475	0,095 – 0,475	0,095 – 0,475	0,17 – 0,85	0,17 – 0,85	0,17 – 0,85
Аэрологический риск аварий $R_{ту п}$ в подготовительных выработках, возникающих под влиянием тяжелых углеводородов	0,0696 – 0,9846	0,0696 – 0,9846	0,0454 – 0,8185	0,0454 – 0,9692	0,0432 – 0,7996	0,0476 – 0,8373	0,0675 – 0,9692	0,0696 – 0,9846
Прогнозный показатель аэрологического риска в подготовительных выработках $Q_{пр}$	0,187 – 0,935	0,1466 – 0,7331	0,096 – 0,4798	0,096 – 0,4798	0,1102 – 0,551	0,1972 – 0,986	0,1717 – 0,8585	0,1488 – 0,7438

Для сверхкатегорных шахт наблюдается большой разброс в степенях риска, и расчеты показывают, что две шахты оцениваются умеренной степенью риска: шахты № 1 и № 6 (пониженный уровень безопасности: значение риска свыше 0,15, но не более 0,3); две шахты оцениваются большой

степенью риска: шахты № 7 и № 8 (неудовлетворительный уровень безопасности: значение риска свыше 0,3, но не более 0,5) и на одной шахте (2) значение риска соответствует созданию чрезвычайной ситуации, приводящей к возникновению аварии (значение риска свыше 0,5) [12].

Анализируя горно-геологические и горнотехнические факторы (табл. 2), можно сделать вывод, что на риски I ранга в меньшей степени влияют схема и способ проветривания шахты, обеспеченность шахты воздухом, внешние и внутренние утечки воздуха, а в большей степени – абсолютная метанообильность шахты и депрессия вентиляторов главного проветривания. Для шахты № 8 эти значения составили 239 м³/мин и 820 даПа. Количество вентиляционных сооружений для этой шахты было наибольшим по сравнению с остальными шахтами (190) [12].

В расчетных значениях аэрологического риска II ранга указан диапазон его значений для наилучших условий (малой депрессии откаточного и вентиляционного штреков, устойчивости проветривания крыла шахты, малой степени влияния тепловой депрессии наклонных выработок, малых степеней влияния способа вентиляции на загазирование выработок при аварийной остановке вентилятора главного проветривания, вентиляционных сооружений на устойчивость проветривания) и наихудших, когда перечисленные ранее в скобках факторы имеют большую степень влияния на уязвимость схем, способов, вентиляционных сооружений крыльев шахты. Наименьшие значения аэрологического риска II ранга относятся к шахтам II категории и в 1,78 раз меньше как для лучших условий, так и для худших [12].

Наименьшее значение аэрологического риска III ранга составляет 0,057, максимальное – 0,595, что в 10,4 раза больше минимального значения риска. Минимальные значения риска относятся к шахте II категории (шахта № 4), что соответствует малой степени риска.

Две шахты оцениваются умеренной степенью риска: шахты № 2 и № 8; две шахты оцениваются большой степенью риска: шахты № 1 и № 5. И на двух шахтах (№ 6 и № 7) значение риска соответствует созданию чрезвычайной

ситуации, приводящей к возникновению аварии, так как проветривание выемочных участков на этих шахтах осуществляется по возвратноточной схеме проветривания с частичным разбавлением вредностей по источникам выделения. Схема проветривания шахт № 6 и № 7 осложняется наличием в ней диагонального соединения, в котором при определенных условиях может случиться опрокидывание струи воздуха [12].

Аэрологические риски аварий на выемочных участках, обусловленные содержанием тяжелых углеводородов в остаточных газах углей, возникают при отработке пластов марок Д, Г, ДГ, ГЖ, Ж, КЖ, К, КС, ОС с большой нагрузкой на очистной забой при высокой скорости подвигания очистного забоя. Наибольшее значение риска аварий, возникающих под влиянием тяжелых углеводородов, получено для шахты № 2, разрабатывающей пласт марки ГЖ [12].

Обобщенный показатель прогнозного значения аэрологического риска учитывает дополнительные виды опасностей, такие как склонность угольных пластов к горным ударам и самовозгоранию, а также мероприятия по управлению газовыделением, такие как дегазация, использование газодренажных выработок, газоотсасывающих установок. В зависимости от горно-геологических и горнотехнических условий значение обобщенного показателя риска может увеличиваться или уменьшаться. Для всех шахт значение этого показателя незначительно увеличилось, кроме шахт № 2 и № 8, разрабатывающих пласты, не склонные к самовозгоранию [12].

По данным табл. 6.9 построены гистограммы по пяти видам рисков для исследуемых шахт (рис. 6.3). Из анализа данных следует, что аэрологические риски трех шахт (№ 3, № 4, № 5) характеризуются малыми значениями и находятся в диапазоне нормального уровня безопасности. Незначительно выходят из этого диапазона риски выемочных участков этих шахт, имеющих возвратноточные схемы проветривания с наличием в них диагональных соединений, но из-за небольшой абсолютной газообильности участков (от 17

до 28, 4 м³/т) эти риски большой опасности не представляют [12]. В целом, для этих трех шахт характерна малая степень аэрологических рисков.

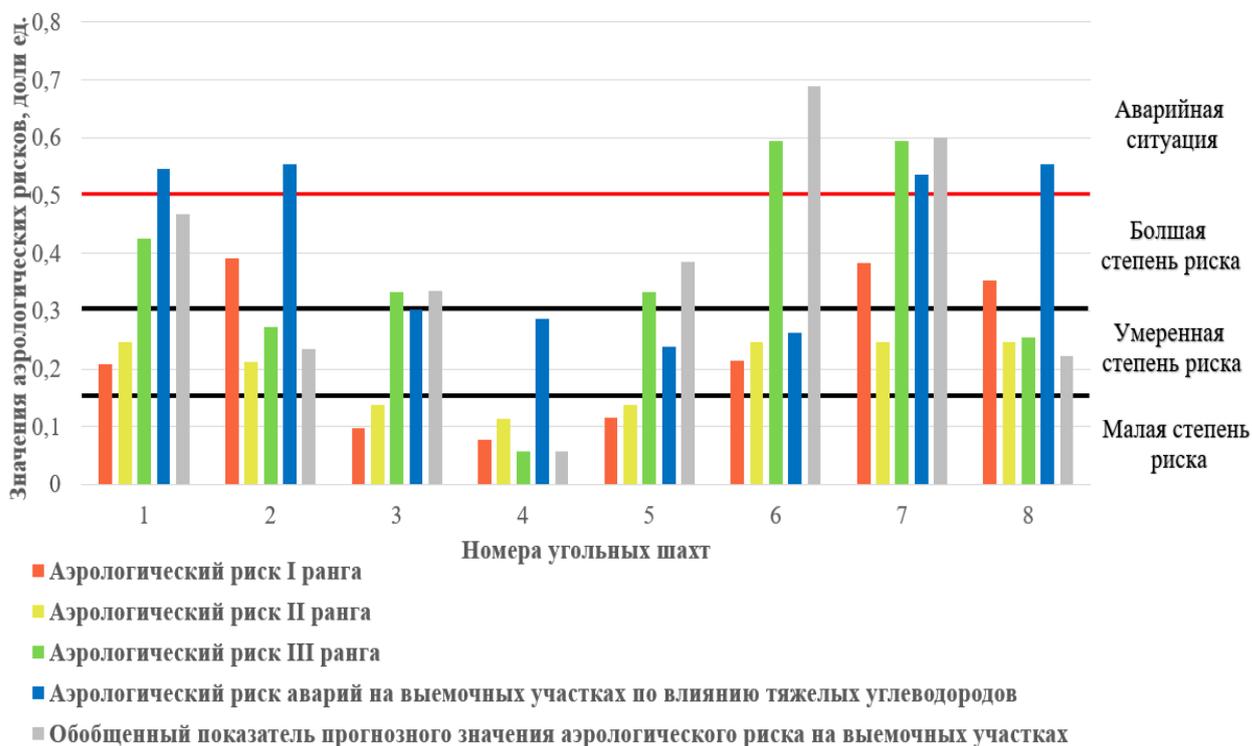


Рисунок 6.3 – Сравнительная оценка аэрологических рисков для угольных шахт

Оставшиеся пять шахт являются сверхкатегорными, и все пять попадают в зону больших рисков, в первую очередь, как шахты, разрабатывающие пласты, содержащие тяжелые углеводороды в остаточных газах углей, склонных к самовозгоранию и горным ударам. Эти риски накладываются на уязвимость схем вентиляции, не обеспечивающих полное разбавление вредностей по источникам их выделения (шахты № 6, № 7). Для шахты № 2 риски выемочных участков небольшие, но зато риски высшего ранга находятся в области аварийной работы шахты, что требует незамедлительных технических решений в отношении схемы вентиляции шахты. Самый низкий уровень аэрологических рисков (умеренная степень) всех рангов характерен для шахт № 8 и № 1, что соответствует пониженному уровню безопасности, требующему мониторинга горно-геологических и горнотехнических параметров, составляющих систему аэрологической безопасности шахт [12].

Категории устойчивости вентиляции используются для оценки рисков всех рангов, где самая высокая устойчивость проветривания принадлежит первой категории, а самая низкая – третьей. Устойчивость проветривания определяется наличием диагоналей, имеющих место как для схем вентиляции выемочного участка, так и для крыла и шахты в целом.

Выводы

1. Аэрологические риски всех рангов в большей степени определяются фоновыми показателями (газоносностью пластов, склонностью к самовозгоранию, горным ударам, пылеобразующей способностью и др.), чем системными факторами (способами и схемами вентиляции, газообильностью участка, нагрузкой на очистной забой и др.), из чего следует, что наиболее эффективными мероприятиями по снижению аэрологических рисков будут два вида мероприятий: региональные (заблаговременные, управляющие свойствами и состоянием угольного массива до его отработки) и локальные (технологические мероприятия, не допускающие образования взрывоопасных концентраций газа и пыли). Особенно важна роль и эффективность таких технологий для снижения рисков III ранга для выемочных участков и подготовительных выработок. В качестве такой технологии предлагается обработка угольного пласта газонаполненными растворами ПАВ для снижения пылевой и газовой опасностей на выемочных участках.

2. Суть объемного пылегазоподавления состоит в следующем: после насыщения угольного массива газонаполненным раствором ПАВ в течение 24-96 ч массив разрушают, например, рабочим органом комбайна, и орошают водой, после чего высвобожденный газ и метан взаимодействуют с пенообразователем и образуют воздушно-механическую пену, которая изолирует отбитый уголь в объеме разрушенной горной массы, снижая пылегазовыделения в атмосферу горной выработки. Повышение интенсивности выемки угля приводит к возрастанию доли газовой выработки из отбитого угля. Использование газонаполненных растворов ПАВ позволяет

блокировать выделение газа и пыли как с обнаженной поверхности разрабатываемого пласта, так и из отбитого угля.

3. Аэрологические риски III ранга характеризуют основные виды опасностей на выемочных участках и в подготовительных выработках и основные виды уязвимостей схем вентиляции выемочных участков и способов проветривания тупиковых выработок. Основными видами опасностей являются газовая и пылевая. Выделены следующие виды уязвимости выемочных участков: степень разбавления вредностей по источникам поступления, степень устойчивости проветривания как при нормальных, так и при аварийных режимах, степень влияния направления движения свежей и исходящей струй воздуха. Также выделены виды уязвимости подготовительных выработок: степень влияния активности перемешивания газов в призабойной зоне, степень влияния зоны отброса газов на проветривание подготовительной выработки.

4. Алгоритм снижения аэрологических рисков I, II и III рангов состоит в переборе всех возможных вариантов по снижению риска путем понижения степени уязвимости вентиляционных показателей, в выборе из них оптимального варианта и разработке для реализации этого варианта технологических, технических, организационно-технических мероприятий.

5. Завершающим этапом оценки аэрологических рисков является расчет их прогнозных значений с учетом применения технических и технологических мероприятий по устранению выявленных негативных факторов или снижению их воздействий, а также с учетом угрожающих факторов, таких как горные удары, самовозгорание угля и др. Ранжирование угольных шахт по уровням аэрологических рисков позволяет выявить шахты с низким уровнем аэрологической безопасности и для каждой шахты определить направления технических, технологических и организационно-технических мероприятий по повышению аэрологической безопасности.

6. Новым направлением в развитии разработанной методологии управления аэрологическими рисками в угольных шахтах является оценка

геотехнических рисков в шахтном и подземном строительстве. В современной практике шахтного и подземного строительства осуществляется научно-техническое сопровождение работ на всех стадиях жизненного цикла сооружения, которое включает в себя оценку и управление рисками природного и технологического характера. При проведении оценки и учете геотехнических рисков в шахтном строительстве, в частности при определении уязвимости капитальных, подготовительных и очистных выработок может быть использована разработанная методика оценки и снижения аэрологических рисков.

7. Дальнейшим развитием разработанной методологии является ее адаптация для проведения оценки аэрологических рисков при проектировании, эксплуатации, реконструкции рудников и подземных сооружений, для чего необходимо выполнение экспертных оценок коэффициентов опасности и уязвимости, учитывающие конкретные фоновые и системные факторы.

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

В диссертации, являющейся научно-квалификационной работой, изложено решение актуальной для угольной отрасли проблемы – разработана научно обоснованная методология по повышению безопасности горных работ на основе оценки, прогноза и снижения аэрологических рисков аварий путем декомпозиции рисков по иерархическим уровням, включающим риски аварий, оцениваемых на основе установленных зависимостей реализации рисков, связанных с газообильностью очистного забоя, содержанием тяжелых углеводородов в остаточных газах угольных пластов и отложившейся пыли, пылеобразующей способности разрабатываемого пласта и степени уязвимости схемы вентиляции участка, подготовительной выработки, крыла шахты и шахты в целом, внедрение которой вносит значительный вклад в развитие отрасли.

Основные научные и практические результаты, полученные лично автором, выводы и рекомендации работы заключаются в следующем:

1. К настоящему времени не решена проблема оценки, прогнозирования и снижения аэрологических рисков по уровням иерархической структуры угольной шахты. Рекомендуемые методики по оценке риска не учитывают взаимного влияния природных и техногенных рисков горного производства и не обеспечивают необходимой детализации, поэтому не могут быть использованы без дополнительных исследований. Решения в области обеспечения аэрологической безопасности основываются, как правило, на мнении практиков, а не на научной методологии. Следствием этого является широкое применение схем проветривания выемочных участков, характеризующихся минимальными затратами на обеспечение метанобезопасности и, соответственно, высокой степенью аэрологического риска.

2. Присутствие в рудничной атмосфере тяжелых углеводородов создает повышенную опасность, так как эти газы образуют взрывчатые смеси с воздухом при более низких концентрациях, чем метан. При разработке

высокогазоносных углей средней стадии метаморфизма возникают дополнительные риски всплешек и воспламенения метана при резании угля, а также риски его самовозгорания. Рудничная атмосфера высокогазообильных шахт, разрабатывающих пласты средней стадии метаморфизма, должна квалифицироваться как смесь «воздух – метан – гомологи метана – угольная пыль».

3. Принципиальная схема построения иерархических структур аэрологических рисков всех рангов одинакова, в ней используется в основном один и тот же набор опасных факторов горного производства, но области воздействия этих факторов на каждом уровне разные, что устанавливает разные уровни и виды уязвимости системы вентиляции. Для оценки рисков I ранга выбирается самый опасный пласт шахты, для оценки рисков II ранга – самый опасный пласт крыла шахты, для оценки рисков III ранга берутся все разрабатываемые угольные пласты.

4. К фоновым факторам аэрологического риска относятся: относительная метанообильность шахты, крыла шахты, выемочного участка, подготовительной выработки; пылеобразующая способность пласта; наличие тяжелых углеводородов в остаточных газах углей, пыли; температура горных пород, глубина разработки.

5. Уязвимость вентиляции на уровне рисков I ранга определяется: величиной депрессии шахты, степенью влияния направления движения свежей и исходящей струй; устойчивостью проветривания шахты. Уязвимость способов вентиляции на уровне рисков I ранга включает: степень влияния способа вентиляции на загазирование выработок при остановке вентиляторов главного проветривания. Уязвимость вентиляторов главного проветривания определяется: устойчивостью совместной работы вентиляторов главного проветривания, степенью обеспеченности шахты воздухом, величиной внешних утечек воздуха.

6. Уязвимость вентиляции на уровне рисков II ранга включает: уязвимость схем и способов вентиляции крыльев шахт и уязвимость

вентиляционных сооружений. Уязвимость схем вентиляции крыльев шахты определяется: величиной депрессии откаточного и вентиляционного магистральных штреков, способом охраны данных выработок, степенью влияния направления движения свежей и исходящей струй на утечки воздуха; устойчивостью проветривания крыла шахты; величиной тепловой депрессии наклонных выработок. Уязвимость способов вентиляции включает: степень влияния способа вентиляции на загазирование подготовительных выработок при остановке вентиляторов местного проветривания. Уязвимость вентиляционных сооружений определяется степенью их влияния на устойчивость проветривания.

7. Уязвимость вентиляции на уровне рисков III ранга включает: степень разбавления вредностей по источникам поступления, степень устойчивости проветривания как при нормальных, так и при аварийных режимах, степень влияния направления движения свежей и исходящей струй воздуха. Выделены следующие виды уязвимости подготовительных выработок: степень влияния активности перемешивания газов в призабойной зоне, степень влияния зоны отброса газов на проветривание подготовительной выработки.

8. Основные закономерности снижения аэрологических рисков в угольных шахтах лежат в области применения технических решений, направленных на управление фоновой составляющей (управление свойствами и состоянием угольных пластов; оптимизация параметров предварительного увлажнения, заблаговременной, предварительной, пластовой дегазации; управление техническими показателями систем противоаварийной защиты и т. д.), во вторую очередь – это мероприятия организационно-технологического характера (нагрузка на очистной забой, абсолютная и относительная газообильность, скорость подвигания очистного забоя и т. д.).

9. Алгоритм снижения аэрологических рисков I, II и III рангов состоит в переборе всех возможных вариантов по снижению риска путем понижения степени уязвимости вентиляционных показателей, в выборе оптимального

варианта и разработке для реализации этого варианта технологических, технических, организационно-технических мероприятий.

10. Анализ рассчитанных значений риска загазирования выемочного участка $R_{\text{заг. уч}}$ показал, что при одних и тех же горнотехнических условиях $R_{\text{заг. уч}}$ в 2,9 раз больше для U-образной схемы, чем для Y-образной, и в 1,9 раз больше, чем для Z-образной. При сравнении между собой Z- и Y-образных схем следует, что первая опаснее второй в 1,4 раза. В газовых шахтах необходимо применять Y-образные схемы вентиляции с обособленным разбавлением метана.

11. Средние значения относительного показателя аэрологического риска по фактору аэродинамического старения выработок составили: для участковых откаточных штреков – 0,541; для участковых вентиляционных штреков – 0,842; для капитальных наклонных выработок – 0,172; для капитальных горизонтальных выработок – 0,101. Значения риска загазирования выемочного участка с учетом аэродинамического старения при повторном использовании откаточного штрека в качестве вентиляционного составят: для U-образной схемы вентиляции – 0,2403 (в 1,27 раза больше исходного значения риска загазирования); для Z-образной схемы вентиляции – 0,155 (в 1,6 раза больше исходного значения риска загазирования); для Y-образной схемы вентиляции – 0,1244 (в 1,9 раз больше исходного значения риска загазирования).

12. Наименьшее прогнозное значение аэрологического риска (с учетом мероприятий по управлению газовой выделением), равное 0,2592, имеют схемы вентиляции с подсвежением, затем прямоточные схемы вентиляции с выдачей исходящей струи на выработанное пространство (0,2848), и затем схемы с возвратноточным движением воздуха (0,4628), в этом случае аэрологический риск почти в 2 раза больше, чем для прямоточных и комбинированных схем.

13. Разработанная инженерная методика оценки и снижения аэрологических рисков на угольных шахтах позволяет на основе ранжирования угольных шахт по уровням аэрологических рисков выявить

шахты с низким уровнем аэрологической безопасности и для каждой шахты определить направления технических, технологических и организационно-технических мероприятий по повышению аэрологической безопасности.

СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННЫХ ИСТОЧНИКОВ

1. Агафонов В.В., Зайцева Е.В., Яхеев В.В., Снигирев В.В., Гурков А.А. Имитационное моделирование функциональных структур технологических систем угледобывающих предприятий // Уголь. – 2022. – № 2. – С. 57-60. DOI: 10.18796/0041-5790-2022-2-57-60.
2. Агафонова А.Б., Агафонов В.В. Анализ неопределенности и рисков, принимаемых к учету при принятии проектных технологических решений угольных шахт // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2015. – № 4. – С. 5-11.
3. Айруни А.Т. Теория и практика борьбы с рудничными газами на больших глубинах. – М.: Недра. – 1981. – 335 с.
4. Айруни А.Т., Клебанов Ф.С., Смирнов О.В. Взрывоопасность угольных шахт. – Издательство «Горное дело». – 2011. – 264 с.
5. Айруни А.Т., Смирнов О.В. Взрывы газопылевоздушных смесей в угольных шахтах. – Липецк: Липецкое изд-во. – 2000. – 208 с.
6. Архипов И.А., Филин А.Э. Анализ состояния аварийности на угольных предприятиях России // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2019. – № 1. – С. 208–215. DOI: 10.25018/0236-1493-2019-01-0-208-215.
7. Баймухаметов С.К., Имашев А.Ж., Муллағалиев Ф.А., Муллағалиева Л.Ф., Коликов К.С. Проблемы отработки газоносных и опасных по внезапным выбросам угольных пластов с низкой проницаемостью в Карагандинском угольном бассейне // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2021. – № 10–1. – С. 124-136. DOI: 10.25018/0236_1493_2021_101_0_124.
8. Баловцев С.В. Анализ причинно-следственных связей между событиями, приводящими к чрезвычайным ситуациям // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2014. – № 7. – С. 328-332.
9. Баловцев С.В. Аэрологические риски высших рангов в угольных шахтах // Горные науки и технологии. – 2022. – Т. 7. – № 4. – С. 310–319. DOI: 10.17073/2500-0632-2022-08-18.

10. Баловцев С.В. Аэрологические риски при управлении дегазацией на угольных шахтах // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2020. – № S1. – С. 14–20. DOI: 10.25018/0236-1493-2020-1-1-14-20.

11. Баловцев С.В. К методике прогноза взрывобезопасности выемочных участков угольных шахт // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2018. – № 11. – С. 218-226. DOI: 10.25018/0236-1493-2018-11-0-218-226.

12. Баловцев С.В. Мониторинг аэрологических рисков аварий на угольных шахтах // Горные науки и технологии. – 2023. – Т. 8. – № 4. – С. 350–359. DOI: 10.17073/2500-0632-2023-10-163.

13. Баловцев С.В. Обоснование аэрологической безопасности при проектировании угольных шахт // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2017. – № S4. – С. 11-15.

14. Баловцев С.В. Оценка аэрологического риска аварий на выемочных участках угольных шахт, опасных по взрывам газа и пыли // Горный журнал. – 2015. – № 5. – С. 91-93. DOI: 10.17580/gzh.2015.05.19.

15. Баловцев С.В. Оценка схем вентиляции с учетом горно-геологических и горнотехнологических условий отработки угольных пластов // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2019. – № 6. – С. 173-183. DOI: 10.25018/0236-1493-2019-06-0-173-183.

16. Баловцев С.В. Проблемы и перспективы создания единой методологии оценки риска аварий на угольных шахтах // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2017. – № S12. – С. 56-60.

17. Баловцев С.В. Прогнозирование аэрологического риска аварий на выемочных участках угольных шахт // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2015. – № S4-3. – С. 3-8.

18. Баловцев С.В. Прогнозирование снижения аэрологического риска при управлении газовой выделением на угольных шахтах // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2019. – № S10. – С. 110-115. DOI: 10.25018/0236-1493-2019-5-10-110-115.

19. Баловцев С.В. Разработка метода оценки и управления аэрологическим риском аварий на выемочных участках угольных шахт. Диссертация на соискание ученой степени кандидата технических наук. – М., 2013. – 149 с.

20. Баловцев С.В. Сравнительная оценка аэрологических рисков на действующих угольных шахтах // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2021. – № 2–1. – С. 5–17. DOI: 10.25018/0236-1493-2021-21-0-5-17.

21. Баловцев С.В. Теория и практика в методическом обеспечении управления производственными рисками на горнодобывающих предприятиях // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2016. – № S39. – С. 6–9.

22. Баловцев С.В. Управление аэрологическими рисками аварий на угольных шахтах // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2016. – № S39. – С. 3–5.

23. Баловцев С.В., Воробьева О.В. Анализ состояния безопасности в угольной промышленности России // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2019. – № S17. – С. 3–10. DOI: 10.25018/0236-1493-2019-6-17-3-10.

24. Баловцев С.В., Воробьева О.В. Многофункциональные системы промышленной безопасности в угледобывающей отрасли // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2020. – № S1. – С. 31–38. DOI: 10.25018/0236-1493-2020-1-1-31-38.

25. Баловцев С.В., Меркулова А.М. Комплексная оценка надежности зданий, сооружений и технических устройств горных предприятий // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2024. – № 3. – С. 170–181. DOI: 10.25018/0236_1493_2024_3_0_170.

26. Баловцев С.В., Михайлова В.Н. Обоснование иерархической структуры аэрологического риска аварий на выемочных участках угольных

шахт // Современные проблемы шахтного метана (сборник научных трудов к 85-летию проф. Н.В. Ножкина). – М.: ИД ООО «Роликс». – 2014. – С. 181-187.

27. Баловцев С.В., Скопинцева О.В. Аэрологические риски как ключевой фактор обоснования безопасности угольных шахт // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2020. – № S1. – С. 5–13. DOI: 10.25018/0236-1493-2020-1-1-5-13.

28. Баловцев С.В., Скопинцева О.В. Критерии опасности и уязвимости в структуре рангов аэрологических рисков угольных шахт // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2022. – № 10. – С.153–165. DOI: 10.25018/0236_1493_2022_10_0_153.

29. Баловцев С.В., Скопинцева О.В. Метод оценки и управления аэрологическим риском аварий на выемочных участках угольных шахт // Современные проблемы шахтного метана (сборник научных трудов к 85-летию проф. Н.В. Ножкина). – М.: ИД ООО «Роликс». – 2014. – С. 246-252.

30. Баловцев С.В., Скопинцева О.В. Научно обоснованные технологические решения по снижению аэрологических рисков на действующих и проектируемых угольных шахтах // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2023. – № 2. – С. 139–151. DOI: 10.25018/0236_1493_2023_2_0_139.

31. Баловцев С.В., Скопинцева О.В. Оценка влияния повторно используемых выработок на аэрологические риски на угольных шахтах // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2021. – № 2–1. – С. 40–53. DOI: 10.25018/0236-1493-2021-21-0-40-53.

32. Баловцев С.В., Скопинцева О.В., Коликов К.С. Управление аэрологическими рисками при проектировании, эксплуатации, ликвидации и консервации угольных шахт // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2020. – № 6. – С. 85–94. DOI: 10.25018/0236-1493-2020-6-0-85-94.

33. Баловцев С.В., Скопинцева О.В., Коликов К.С. Управление аэрологическими рисками в подготовительных выработках угольных шахт //

Устойчивое развитие горных территорий. – 2022. – Т. 14. – № 1. – С. 107–116.
DOI: 10.21177/1998-4502-2022-14-1-107-116.

34. Баловцев С.В., Скопинцева О.В., Куликова Е.Ю. Иерархическая структура аэрологических рисков в угольных шахтах // Устойчивое развитие горных территорий. – 2022. – Т. 14. – № 2. – С. 276–285. DOI: 10.21177/1998-4502-2022-14-2-276-285.

35. Баловцев С.В., Скопинцева О.В., Куликова Е.Ю. Оценка влияния тяжелых углеводородов на аэрологические риски аварий в угольных шахтах // Устойчивое развитие горных территорий. – 2023. – Т. 15. – № 2. – С. 234–245. DOI: 10.21177/1998-4502-2023-15-2-234-245.

36. Беляев В.В., Агафонов В.В. Обоснование параметров технологических систем угольных шахт с учетом рисков // Уголь. – 2020. – № 12. – С. 24-30. DOI: 10.18796/0041-5790-2020-12-24-30.

37. Босиков И.И., Ключев Р.В., Ажмухамедов И.М., Ревазов В.Ч. Оценка управления проветриванием угольных шахт с помощью методов статистической динамики // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2021. – № 11. – С. 123–135. DOI: 10.25018/0236_1493_2021_11_0_123.

38. Босиков И.И., Ключев Р.В., Аймбетова И.О., Махошева С.А. Оценка и анализ аэродинамических параметров воздушных потоков для эффективного выбора схем воздухообеспечения в угольных шахтах // Устойчивое развитие горных территорий. – 2021. – Т. 13. – № 3. – С. 397-405. DOI: 10.21177/1998-4502-2021-13-3-397-405.

39. Босиков И.И., Ключев Р.В., Ляшенко В.И. Повышение безопасности и эффективности проветривания угольных шахт путем управления воздухораспределением // Безопасность труда в промышленности. – 2022. – № 3. – С. 67–72. DOI: 10.24000/0409-2961-2022-3-67-72.

40. Босиков И.И., Ключев Р.В., Майер А.В., Стась Г.В. Разработка метода анализа и оценки оптимального состояния аэрогазодинамических процессов

на угольных шахтах // Устойчивое развитие горных территорий. – 2022. – Т. 14. – №1. – С. 97–106. DOI: 10.21177/1998-4502-2022-14-1-97-106.

41. Босиков И.И., Ключев Р.В., Хетагуров В.Н. Анализ и комплексная оценка газодинамических процессов на угольных шахтах с помощью методов теории вероятности и математической статистики // Устойчивое развитие горных территорий. – 2022. – Т. 14. – № 3. – С. 461-467. DOI: 10.21177/1998-4502-2022-14-3-461-467.

42. Босиков И.И., Ключев Р.В., Хетагуров В.Н., Ажмухамедов И.М. Разработка методов и средств управления аэрогазодинамическими процессами на добычных участках // Устойчивое развитие горных территорий. – 2021. – Т. 13. – № 1. – С. 77-83. DOI: 10.21177/1998-4502-2021-13-1-77-83.

43. Варыгин С.О., Агафонов В.В., Оганесян А.С., Карасев Г.А. Методическая база выбора и обоснования оптимальных проектных решений горнодобывающих предприятий // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2019. – № S11. – С. 37–41. DOI: 10.25018/0236-1493-2019-5-11-37-41.

44. Виноградова О.В. Ошибки человека как фактор производственного риска в горнодобывающей промышленности // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2020. – № 6–1. – С. 137–145. DOI: 10.25018/0236-1493-2020-61-0-137-145.

45. Воробьева О.В. Информационное обеспечение управлением промышленной безопасностью в угледобывающей отрасли // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2016. – № S39. – С. 14-19.

46. Воробьева О.В., Костеренко В.Н., Тимченко А.Н. Анализ причин взрывов с целью повышения эффективности системы управления безопасностью труда угледобывающих предприятий // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2018. – № S61. – С. 3-17. DOI: 10.25018/0236-1493-2018-12-61-3-17.

47. Воропаев А.Ф. Теория теплообмена рудничного воздуха и горных пород в глубоких шахтах. – М.: Недра, 1977. – 359 с.

48. Ганова С.Д., Скопинцева О.В., Исаев О.Н. К вопросу исследования состава углеводородных газов угольных пластов и пыли с целью возможного прогнозирования их потенциальной опасности // Известия Томского политехнического университета. Инжиниринг георесурсов. – 2019. – Т. 330. – № 6. – С. 109-115. DOI 10.18799/24131830/2019/6/2132.

49. Гончаренко С.Н., Лачихина А.Б. Построение модели горно-геологической информационной системы промышленного предприятия в защищенном исполнении // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2023. – № 6. – С. 39–55. DOI: 10.25018/0236_1493_2023_6_0_39.

50. Гончаренко С.Н., Яхеев В.В. Компьютерное моделирование корпоративной системы информационной безопасности геоинформационных технологий промышленного предприятия // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2022. – № 2. – С. 81–96. DOI: 10.25018/0236_1493_2022_2_0_81.

51. Гоффарт Т.В., Новиков А.В., Паневников К.В. Сканирующий (динамический) газовый контроль в угольных шахтах. // Безопасность труда в промышленности. – 2017. – № 6. – С. 59-62. DOI: 10.24000/0409-2961-2017-6-59-62.

52. Ерохин С.Ю., Дремов В.И. Способ аэрогидродинамического обеспыливания очистного забоя. Каталог научно-технических разработок. – М.: МГГУ. - 1999.

53. Жихарев С.Я., Родионов В.А., Пихконен Л.В. Исследование технологических свойств и показателей взрывопожароопасности каменноугольной пыли инновационными методами // Горный журнал. – 2018. – № 6. – С. 45–49. DOI: 10.17580/gzh.2018.06.09.

54. Жолманов Д.К., Зиновьева О.М., Меркулова А.М., Смирнова Н.А. Оценка эффективности системы управления рисками на горнодобывающих предприятиях // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2022. – № 10. – С. 166–176. DOI: 10.25018/0236_1493_2022_10_0_166.

55. Забурдяев В.С. Газовая опасность в угольных шахтах: условия, причины, экспертиза безопасности // Безопасность труда в промышленности. – 2018. – № 11. – С. 15-18. DOI: 10.24000/0409-2961-2018-11-15-18.

56. Забурдяев В.С. Прогноз и предотвращение рисков формирования взрывоопасных смесей в угольных шахтах // Безопасность труда в промышленности. – 2019. – № 6. – С. 65-69. DOI: 10.24000/0409-2961-2019-6-65-69.

57. Захаров В.Н., Кубрин С.С. Цифровая трансформация и интеллектуализация горнотехнических систем // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2022. – № 5–2. – С. 31-47. DOI: 10.25018/0236_1493_2022_52_0_31.

58. Зиновьева О.М., Кузнецов Д.С., Меркулова А.М., Смирнова Н.А. Цифровизация систем управления промышленной безопасностью в горном деле // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2021. – № 2–1. – С. 113–123. DOI: 10.25018/0236-1493-2021-21-0-113-123.

59. Золотых С.С. Заблаговременная дегазация угольных пластов как фактор повышения безопасности на шахтах Кузбасса // Горная промышленность. – 2019. – № 5. – С. 18–22. DOI: 10.30686/1609-9192-2019-05-18-22.

60. Измалков А.В. Системный риск в управлении безопасностью горнопромышленных регионов: Монография – М.: ННЦ ГП-ИГД им. А.А. Скочинского, 2004. – 104 с.

61. Кабанов Е.И., Коршунов Г.И., Корнев А.В., Мяков В.В. Анализ причин взрывов, вспышек и воспламенений метана в угольных шахтах России в 2005-2019 гг. // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2021. – № 2–1. – С. 18-29. DOI: 10.25018/0236-1493-2021-21-0-18-29.

62. Кабанов Е.И., Коршунов Г.И., Родионов В.А. Разработка экспертной системы на основе нечеткой логики для оценки риска взрывов метана и пыли на угольных шахтах // Горный журнал. – 2019. – № 8. – С. 85-88. DOI: 10.17580/gzh.2019.08.17.

63. Казаков Б.П., Колесов Е.В., Накаряков Е.В., Исаевич А.Г. Обзор моделей и методов расчета аэрогазодинамических процессов в вентиляционных сетях шахт и рудников // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2021. – № 6. – С. 5–33. DOI: 10.25018/0236_1493_2021_6_0_5.

64. Казанин О.И., Мешков А.А., Сидоренко А.А. Перспективные направления развития технологической структуры угольных шахт // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2022. – № 6–1. – С. 35-53. DOI: 10.25018/0236_1493_2022_61_0_35.

65. Каледина Н.О. Методологический подход к обеспечению аэрологической безопасности угольной шахты // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2019. – № S10. – С. 26-31. DOI: 10.25018/0236-1493-2019-5-10-26-31.

66. Каледина Н.О. Риск-ориентированный подход в обеспечении промышленной безопасности горных предприятий // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2020. – № 6–1. – С. 5-14. DOI: 10.25018/0236-1493-2020-61-0-5-14.

67. Каледина Н.О., Мещеряков Д.А. Аэрологическая безопасность угольных шахт // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2011. – № 12. – С. 227–237.

68. Каледина Н.О., Малашкина В.А. Индикаторная оценка надежности функционирования шахтных вентиляционно-дегазационных систем // Записки Горного института. – 2021. – Т. 250. – С. 553-561. DOI: 10.31897/PMI.2021.4.8.

69. Каледина Н.О., Чечель К.Н. Анализ газового баланса выемочного участка в обеспечении аэрологической безопасности // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2021. – № 10–1. – С. 5-16. DOI: 10.25018/0236_1493_2021_101_0_5.

70. Киряева Т.А., Опарин В.Н., Яценко Д.А. Микро-наноструктурный анализ особенностей в строении угольного вещества в зависимости от стадий

его метаморфизма // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2021. – № 5. – С. 5–23. DOI: 10.25018/0236_1493_2021_5_0_5.

71. Клебанов Ф.С. Воздух в шахте. – М. – 1995. – 600 с.

72. Кобылкин А.С. Исследования пылераспределения в очистном забое у комбайна // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2020. – № 6–1. – С. 65–73. DOI: 10.25018/0236-1493-2020-61-0-65-73.

73. Кобылкин С.С. Методологические основы системного проектирования вентиляции шахт. Диссертация на соискание ученой степени доктора технических наук, 2018. – 322 с.

74. Кобылкин С.С. Системное проектирование вентиляции горных предприятий // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2015. – № S1. – С. 150-156.

75. Кобылкин С.С., Кобылкин А.С. Вопросы безопасности при выборе способов проветривания горных выработок // В сборнике: Техногенная и природная безопасность. Сборник научных трудов V международной научно-практической конференции. Под редакцией С.М. Рогачевой, А.С. Жутова, И.М. Учаевой, 2019. – С. 104-107.

76. Кобылкин С.С., Пугач А.С. Методика прогноза горных ударов и выбора безопасного направления фронта очистных работ // Горные науки и технологии. – 2022. – Т. 7. – № 2. – С. 126-136. DOI: 10.17073/2500-0632-2022-2-126-136.

77. Кобылкин С.С., Тимченко А.Н. Классификация систем снижения уровня запыленности рудничной атмосферы тупиковых горных выработок // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2021. – № 10–1. – С. 112-123. DOI: 10.25018/0236_1493_2021_101_0_112.

78. Кобылкин С.С., Харисов А.Р. Особенности проектирования вентиляции угольных шахт, применяющих камерно-столбовую систему разработки // Записки Горного института. – 2020. – Т. 245. – С. 531-538. DOI: 10.31897/PMI.2020.5.4.

79. Конюхов Д.С., Куликова Е.Ю. Анализ и управление технологическими рисками в подземном строительстве // Наука и бизнес: пути развития. – 2022. – № 10 (136). – С. 47-50.

80. Конюхов Д.С., Куликова Е.Ю. Организационно-управленческие аспекты управления технологическими рисками в подземном строительстве // Наука и бизнес: пути развития. – 2022. – № 10 (136). – С. 51-53.

81. Копылов К.Н., Кубрин С.С., Закоршменный И.М., Решетняк С.Н. Резервы повышения эффективности работы выемочных участков угольных шахт // Уголь. – 2019. – № 3 (1116). – С. 46-49. DOI: 10.18796/0041-5790-2019-3-46-49.

82. Коршунов Г.И., Каримов А.М., Подсевалов В.С. Анализ различных способов борьбы с мелкодисперсной респирабельной фракцией пыли на горнодобывающих предприятиях // Известия Тульского государственного университета. Науки о Земле. – 2022. – № 1. – С. 190-199. DOI: 10.46689/2218-5194-2022-1-1-190-199.

83. Коршунов Г.И., Спицын А.А., Онегов Н.А., Фитерман С.И. Применение метода снижения запыленности в угольных шахтах // XXI век: итоги прошлого и проблемы настоящего плюс. – 2024. – Т. 13. – № 2(66). – С. 250-255.

84. Корнев А. В., Ледяев Н. В., Кабанов Е. И., Корнева М. В. Оценка прогнозной запыленности в забоях угольных шахт с учетом особенностей смачиваемости угольной пыли // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2022. – № 6–2. – С. 115-134. DOI: 10.25018/0236_1493_2022_62_0_115.

85. Корнев А. В., Спицын А. А., Коршунов Г. И., Баженова В. А. Обеспечение пылевзрывобезопасности подземных горных выработок в угольных шахтах: методы и современные тенденции // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2023. – № 3. – С. 133–149. DOI: 10.25018/0236_1493_2023_3_0_133.

86. Корнев А.В., Ледяев Н.В., Кабанов Е.И., Корнева М.В. Оценка прогнозной запыленности в забоях угольных шахт с учетом особенностей смачиваемости угольной пыли // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2022. – № 6–2. – С. 115-134. DOI: 10.25018/0236_1493_2022_62_0_115.

87. Костеренко В.Н., Воробьева О.В. Анализ причин обрушений с целью повышения эффективности системы управления безопасностью труда угледобывающих предприятий // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2017. – № 6. – С. 74-90.

88. Кравчук И.Л., Андреева Л.И. Оценка риска эксплуатации горной техники и оборудования в изменившихся условиях функционирования горного предприятия // Горное оборудование и электромеханика. – 2023. – № 4(168). – С. 36-47. DOI: 10.26730/1816-4528-2023-4-36-47_

89. Кравчук И.Л., Смолин А.В. О целесообразности проектирования системы обеспечения безопасности труда на угледобывающем предприятии // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). – 2021. – № 5–1. – С. 316-325. DOI: 10.25018/0236_1493_2021_51_0_316.

90. Кудряшов В.В., Кобылкин А.С. Анализ методов измерения запыленности шахтной атмосферы // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2021. – № 10–1. – С. 29-44. DOI: 10.25018/0236_1493_2021_101_0_29.

91. Кузнецов Ю.Н., Чернышов А.В. О совершенствовании бесцеликовых способов охраны повторно используемых выемочных выработок // Безопасность труда в промышленности. – 2020. – № 10. – С. 16-23. DOI: 10.24000/0409-2961-2020-10-16-23.

92. Куликова Е.Ю. Методика интегральной оценки риска в шахтном и подземном строительстве // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2021. – № 2–1. – С. 124-133. DOI: 10.25018/0236-1493-2021-21-0-124-133.

93. Куликова Е.Ю., Баловцев С.В., Скопинцева О.В. Комплексная оценка геотехнических рисков в шахтном и подземном строительстве // Устойчивое развитие горных территорий. – 2023. – Т. 15. – № 1. – С. 7–16. DOI: 10.21177/1998-4502-2023-15-1-7-16.

94. Куликова Е.Ю., Конюхов Д.С. Мониторинг риска аварий при освоении подземного пространства // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2022. – № 1. – С. 97–103. DOI: 10.25018/0236_1493_2022_1_0_97.

95. Лавцевич В.П. Оценка метановзрывоопасности технологических систем угольных шахт: теория методы, моделирование. Диссертация на соискание ученой степ. д.т.н. – Кемерово, 1994. – 367 с.

96. Лебедев В.С., Скопинцева О.В. Остаточные газовые компоненты угольных пластов: состав, содержание, потенциальная опасность // Горный журнал. – 2017. – №4 – С. 84-86. DOI: 10.17580/gzh.2017.04.17.

97. Лебедев В.С., Скопинцева О.В., Иванов Д.В., Иванов П.Д. Состав остаточных газов ископаемых углей и оценка их роли в создании пожаровзрывоопасных ситуаций в угольных шахтах // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2020. – № 2. – С. 152-160. DOI: 10.25018/0236-1493-2020-2-0-152-160.

98. Левин Л.Ю., Зайцев А.В. Моделирование, расчет и управление тепловым режимом шахт и рудников при освоении месторождений полезных ископаемых на больших глубинах // Доклады Российской академии наук. Науки о Земле. – 2022. – Т. 507. – № 2. – С. 205-214.

99. Левин Л.Ю., Исаевич А.И., Сёмин М.А., Газизуллин Р.Р. Исследование динамики пылевоздушной смеси при проветривании тупиковой выработки в процессе работы комбайновых комплексов // Горный журнал. – 2015. – № 1. – С. 43-55. DOI: 10.17580/gzh.2015.01.13.

100. Ли Сяньгун, Ли Юй, Фа Цывэй, Алам Асар Оценка риска аварий с выбросами угля и газа на угольных шахтах на основе факторного анализа и логистической регрессии // Горный информационно-аналитический

бюллетень. – 2022. – № 10–1. – С. 116-127. DOI: 10.25018/0236_1493_2022_101_0_116.

101. Мазаник Е.В. Совершенствование технологии дегазации угольных шахт на основе заблаговременной поэтапной скважинной подготовки шахтных полей. Диссертация на соискание ученой степени кандидата технических наук, 2010. –233 с.

102. Макаров А.М. Структурный потенциал организации производства // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). – 2015. – № S1-2. – С. 232-239.

103. Малашкина В.А. Направления повышения эффективности использования систем дегазации угольных шахт // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2019. – № 6. – С. 206-214. DOI: 10.25018/0236-1493-2019-06-0-206-214.

104. Мамаев В.И., Ибраев Ж.А., Лигай В.А. и др. Предупреждение взрывов пылеметановоздушных смесей. – М.: Недра. – 1990. – 159 с.

105. Мешков Г.Б., Петренко И.Е., Губанов Д.А. Итоги работы угольной промышленности России за 2023 год // Уголь. – 2024. – № 3. – С. 18-29. DOI: 10.18796/0041-5790-2024-3-18-29.

106. Мутанов Г. Управление риском при авариях на подземных горных предприятиях. – Алматы.: Фылым, 1996. – 291 с.

107. Мясников С.В., Коршунов Г.И., Кабанов Е.И. Метод комплексной оценки и прогноза профессионального риска травмирования персонала угольных шахт при взрывах метана и пыли // Безопасность труда в промышленности. – 2018. – № 5. – С 60-65. DOI: 10.24000/0409-2961-2018-5-60-65

108. Нефедов А.П. Одновременная структура сближенных газоносных пологих пластов угля средней мощности с сохранением за лавами вентиляционных повторно используемых выработок. Автореферат диссертации соискание ученой степени кандидата технических наук, 1994. – 14 с.

109. Нецепляев М.И., Любимова А.И., Петрухин П.М. Борьба со взрывами угольной пыли в шахтах. – М.: Недра, 1992. – 298 с.
110. Оганесян А.С., Агафонов В.В., Яхеев В.В., Варыгин С.О., Пикалов В.А. Цифровая трансформация технологических систем угольных шахт // Уголь. – 2022. – №1 (1150). – С. 39-43. DOI: 10.18796/0041-5790-2022-1-39-42.
111. Осипова И.А. Подход к созданию комплексной модели исследования прогноза внезапных выбросов угля и газа // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2020. – № 3–1. – С. 170-177. DOI: 10.25018/0236-1493-2020-31-0-170-177.
112. Патрушев М.А., Карнаух Н.В., Лепихов А.Г. Повышение надежности проветривания шахт. – К.: Техника. – 1990. – 168 с.
113. Петренко И.Е. Итоги работы угольной промышленности России за 2021 год // Уголь. – 2022. – № 3. – С. 9-23. DOI: 10.18796/0041-5790-2022-3-9-23.
114. Петренко И.Е. Итоги работы угольной промышленности России за 2022 год // Уголь. – 2023. – № 3. – С. 21-33. DOI: 10.18796/0041-5790-2023-3-21-33.
115. Поздняков Г.А., Голоскоков С.И., Голоскоков Е.И., Закутский Е.Л. Проблемы и перспективы развития систем мониторинга взрывобезопасности горных выработок. // Горная промышленность. – 2016. – № 4 (128). – С. 66.
116. Попов М. Д., Кормщиков Д. С., Семин М. А., Левин Л. Ю. Расчет устойчивости воздушных потоков в горных выработках по фактору тепловой депрессии в аналитическом комплексе «Аэросеть» // Безопасность труда в промышленности. – 2020. – № 10. – С. 24-32. DOI: 10.24000/0409-2961-2020-10-24-32.
117. Приказ Ростехнадзора от 01.09.2023 г. № 319 «Об утверждении Руководства по безопасности «Рекомендации по применению средств взрывозащиты горных выработок угольных шахт, опасных по газу и (или) угольной пыли».

118. Приказ Ростехнадзора от 01.09.2023 г. № 319 «Об утверждении Руководства по безопасности «Рекомендации по применению средств взрывозащиты горных выработок угольных шахт, опасных по газу и (или) угольной пыли».

119. Приказ Ростехнадзора от 03.11.2022 г. № 387 «Об утверждении Руководства по безопасности «Методические основы анализа опасностей и оценки риска аварий на опасных производственных объектах».

120. Приказ Ростехнадзора от 08.12.2020 г. № 506 (ред. от 08.06.2022) «Об утверждении Федеральных норм и правил в области промышленной безопасности «Инструкция по аэрологической безопасности угольных шахт».

121. Приказ Ростехнадзора от 08.12.2020 г. № 507 (ред. от 23.06.2022) «Об утверждении Федеральных норм и правил в области промышленной безопасности «Правила безопасности в угольных шахтах».

122. Приказ Ростехнадзора от 20.03.2023 г. № 121 «Об утверждении Руководства по безопасности «Рекомендации по прогнозу и выбору мер, направленных на снижение запыленности рудничного воздуха в угольных шахтах».

123. Приказ Ростехнадзора от 25.07.2023 г. № 276 «Об утверждении Руководства по безопасности «Методические рекомендации по проведению анализа опасностей и оценки риска аварий на угольных шахтах».

124. Приказ Ростехнадзора от 27.04.2024 г. № 142 «Об утверждении федеральных норм и правил в области промышленной безопасности «Общие требования к обоснованию безопасности опасного производственного объекта».

125. Приказ Ростехнадзора от 28.12.2023 г. № 498 «Об утверждении Руководства по безопасности «Рекомендации по дегазации угольных шахт».

126. Приказ Ростехнадзора от 28.12.2023 г. № 504 «Об утверждении Руководства по безопасности «Рекомендации по аэрологической безопасности угольных шахт».

127. Пучков Л.А., Бахвалов Л.А. Методы и алгоритмы автоматического управления проветриванием угольных шахт. – М.: Недра, 1992. – 399 с.
128. Пучков Л.А., Каледина Н.О. Динамика метана в выработанных пространствах шахт. – М.: МГГУ. – 1995. – 312 с.
129. Пучков Л.А., Каледина Н.О., Кобылкин С.С. Системные решения обеспечения метанобезопасности угольных шахт. // Горный журнал. – 2014. – № 5. – С. 12-14.
130. Распоряжение Правительства РФ от 13.06.2020 г. № 1582-р (ред. от 13.10.2022) «Об утверждении Программы развития угольной промышленности России на период до 2035 года».
131. Родионов В.А., Серегин А.С., Иконников Д.А. Мультипликативный метод оценки взрывопожароопасных свойств рудничной атмосферы при поступлении в воздушную среду углеводородных газов // Горный журнал. – 2023. – № 9. – С. 35-40. DOI: 10.17580/gzh.2023.09.05
132. Романченко С.Б., Губина Е.А., Воронцова Е.Г., Вдовина В.В., Киселева Н.А. Способы контроля пылевзрывобезопасности горных выработок // Актуальные вопросы пожарной безопасности. – 2023. – № 3(17). – С. 14–23. DOI: 10.37657/vniipro.avrb.2023.84.16.002.
133. Романченко С.Б., Коршунов Г.И., Тимченко А.Н. Практика применения схем проветривания подготовительных выработок с системами пылеудаления // Вестник научного центра по безопасности работ в угольной промышленности. – 2020. – №4. – С. 6-16.
134. Романченко С.Б., Нагановский Ю.К., Корнев А.В. Инновационные способы контроля пылевзрывобезопасности горных выработок // Записки Горного института. – 2021. – Т. 252. – С. 927-936. DOI: 10.31897/PMI.2021.6.14.
135. Романченко С.Б., Соболев В.В. Перспективные решения в области обеспечения пылевзрывобезопасности шахт // Вестник научного центра по безопасности работ в угольной промышленности. – 2022. – № 1. – С. 6-13.

136. Рубан А.Д., Забурдяев В.С., Забурдяев Г.С. и др. Метан в шахтах и рудниках России: прогноз, извлечение и использование. – М.: ИНКОН РАН. – 2006. – 312 с.
137. Рудничная вентиляция: Справочник. Под ред. К.З. Ушакова. – М.: Недра. – 1988. – 440 с.
138. Рыбичев А.А., Пернебек Б.П. Оценка эффективности пылеподавления с использованием смачивающих растворов // Уголь. – 2023. – № 12. – С. 60-63. DOI: 10.18796/0041-5790-2023-12-60-63.
139. Семин М.А., Гришин Е.Л., Левин Л.Ю., Зайцев А.В. Автоматизированное управление вентиляцией шахт и рудников. Проблемы, современный опыт, направления совершенствования // Записки Горного института. – 2020. – Т. 246. – С. 623-632. DOI: 10.31897/PMI.2020.6.4.
140. Скопинцева О.В. Аэродинамическое старение горных выработок как фактор, определяющий надежность шахтных вентиляционных сетей. Диссертация на соискание ученой степ. к.т.н. – М., 1989. – 186 с.
141. Скопинцева О.В. Научное обоснование комплексного метода снижения пылевой и газовой опасностей в угольных шахтах. Диссертация на соискание ученой степ. д.т.н. – М., 2011. – 396 с.
142. Скопинцева О.В. Профилактический ремонт горных выработок как метод предупреждения отказов системы управления газовой выделением // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2021. – № 2–1. – С. 54–63. DOI: 10.25018/0236-1493-2021-21-0-54-63.
143. Скопинцева О.В., Баловцев С.В. Оценка влияния аэродинамического старения выработок на аэрологические риски на угольных шахтах // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2020. – № 6–1. – С. 74–83. DOI: 10.25018/0236-1493-2020-61-0-74-83.
144. Скопинцева О.В., Баловцев С.В. Управление аэрологическими рисками угольных шахт на основе статистических данных системы аэрогазового контроля // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2021. – № 1. – С. 78–89. DOI: 10.25018/0236-1493-2021-1-0-78-89.

145. Скопинцева О.В., Баловцев С.В., Михайлова В.Н. Показатели аэрологического риска аварий на выемочных участках угольных шахт // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2014. – № 5. – С. 229-234.

146. Скопинцева О.В., Вертинский А.С., Иляхин С.В., Савельев Д.И., Прокопович А.Ю. Обоснование рациональных параметров обеспыливающей обработки угольного массива в шахтах // Горный журнал. – 2014. – №5. – С. 17-20.

147. Скопинцева О.В., Ганова С.Д., Демин Н.В., Папичев В.И. Комплексный метод снижения пылевой и газовой опасностей в угольных шахтах // Горный журнал. – 2018. – № 11. – С. 97-100. DOI: 10.17580/gzh.2018.11.18.

148. Сластунов С.В. Заблаговременная дегазация и добыча метана из угольных месторождений. – М.: МГГУ. – 1996. – 441 с.

149. Сластунов С.В., Коликов К.С., Садов А.П., Хаутиев А.М.-Б., Комиссаров И.А. Обеспечение безопасной и интенсивной разработки газоносных угольных пластов на основе их комплексной дегазационной подготовки // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2023. – № 2. – С. 152–166. DOI: 10.25018/0236_1493_2023_2_0_152.

150. Сластунов С.В., Ютяев Е.П., Мазаник Е.В., Садов А.П., Позин А.П. Обеспечение метанобезопасности шахт на основе глубокой дегазации угольных пластов при их подготовке к интенсивной разработке // Уголь. – 2019. – № 7. – С. 42-47. DOI: 10.18796/0041-5790-2019-7-42-47.

151. Соломойченко Д.А. Обоснование устойчивости повторно используемых подготовительных выработок при разработке пологозалегающих пластов. Автореферат диссертации на соискание ученой степени кандидата технических наук, 2015. – 26 с.

152. Тайлаков О.В., Макеев М.П., Уткаев Е.А. Определение коллекторских свойств угля на основе численного моделирования и в

лабораторных исследованиях // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2022. – № 9. – С. 99-108. DOI: 10.25018/0236_1493_2022_9_0_99.

153. Таразанов И.Г. Итоги работы угольной промышленности России за январь – декабрь 2018 года // Уголь. – 2019. – № 3. – С. 64-79. DOI: 10.18796/0041-5790-2019-3-64-79.

154. Ушаков В.К. Динамическая иерархическая сегментация шахтных вентиляционных систем при моделировании способов повышения аэрологической безопасности труда // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2019. – № 12. – С. 76–85. DOI: 10.25018/0236-1493-2019-12-0-76-85.

155. Ушаков В.К. Принципы, методы и программные средства синтеза надежных и эффективных шахтных вентиляционных систем. Диссертация на соискание ученой степ. д.т.н. – М., 1997. – 529 с.

156. Ушаков В.К. Проблема надежности и эффективности шахтных вентиляционных систем // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). – 2015. – № 4. – С. 240-248.

157. Ушаков К.З. Газовая динамика шахт. – М.: МГГУ, 2004. – 481 с.

158. Ушаков К.З., Бурчаков, А.С., Пучков, Л.А., Медведев, И.И. Аэрология горных предприятий: Учебник для вузов. – 3-е изд., перераб. и доп. – М.: Недра, 1987. – 421 с.

159. Ушаков К.З., Каледина Н.О., Кирин Б.Ф. Безопасность ведения горных работ и горноспасательное дело. Под редакцией К.З. Ушакова. – М.: Изд-во Академии горных наук, 1999. – 487 с.

160. Федеральный закон от 21.07.1997 г. № 116-ФЗ (ред. от 25.12.2023) «О промышленной безопасности опасных производственных объектов».

161. Федоткин И.О., Федоткин Д.В. Проблемы пожаров в угольных шахтах и обзор современных подходов к их моделированию // Уголь. – 2024. – № 2. – С. 69-73. DOI: 10.18796/0041-5790-2024-2-69-73.

162. Филин А.Э. Научное обоснование разработки средств ликвидации скоплений газа в горных выработках методом пульсирующей вентиляции.

Диссертация на соискание ученой степени доктора технических наук. – М., 2009. – 306 с.

163. Филин А.Э., Курносков И.Ю., Колесникова Л.А., Овчинникова Т.И., Колесников А.С. К вопросу моделирования процесса осаждения пыли для условий угольной шахты // Уголь. – 2022. – № 9. – С. 67-72. DOI: 10.18796/0041-5790-2022-9-67-72.

164. Филин А.Э., Курносков И.Ю., Колесникова Л.А., Овчинникова Т.И., Колесников А.С. К вопросу моделирования процесса осаждения пыли для условий угольной шахты // Уголь. – 2022. – № 9. – С. 67-72. DOI: 10.18796/0041-5790-2022-9-67-72.

165. Харитонов И.Л., Терёшкин А.И., Корнев А.В., Коршунов Г.И., Корнева М.В. Разработка мероприятий по улучшению пылевой обстановки в очистных забоях угольных шахт // Безопасность труда в промышленности. – 2019. – № 12. – С. 53-59. DOI: 10.24000/0409-2961-2019-12-53-59.

166. Хенли Э.Дж., Кумамото Н. Надежность технических систем и оценка риска. – М.: Машиностроение, 1984. – 528с.

167. Ходот В.В. Внезапные выбросы угля и газа. – М.: Госгортехиздат, 1961. – 363 с.

168. Худин Ю. Л., Устинов М. И., Брайцев А. В. и др. Бесцеликовая отработка пластов. – М.: Недра, 1983. – 280 с.

169. Черданцев С.В., Филатов Ю.М., Шлапаков П.А. Режимы диффузионного горения мелкодисперсных пылегазовоздушных смесей в атмосфере горных выработок // Уголь. – 2020. – № 2. – С. 27-32. DOI: 10.18796/0041-5790-2020-2-27-32.

170. Шевченко Л.А., Каледина Н.О. Обеспечение аэрологической безопасности выемочных участков шахт при интенсивной отработке угольных пластов // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2017. – № S12. – С. 3-8.

171. Штумпф Г. Г., Ануфриев В. Е., Стрыгин Б. И. Способ охраны повторно используемых горных выработок. Патент на изобретение RUS 2013546.

172. Шулятьева Л.И., Майорова Л.В. Моделирование параметров и организация процесса дегазации выемочных полей угольных шахт // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2022. – № 8. – С. 168–179. DOI: 10.25018/0236_1493_2022_8_0_168.

173. Ютяев А.Е., Якунчиков Е.Н., Оганесян А.С., Агафонов В.В. Оценка проектных решений технологических систем угольных шахт с учетом риска // Уголь. – 2019. – № 7. – С. 52-57.

174. Álvarez-Fernández M.-I., Prendes-Gero M.-B., Peñas-Espinosa J.-C., González-Nicieza C. Innovative Techniques in Underground Mining for the Prevention of Gas Dynamic Phenomena. *Energies*. 2021, vol. 14, no. 16, article 5205. <https://doi.org/10.3390/en14165205>

175. Batugin A. A proposed classification of the earth's crustal areas by the level of geodynamic threat. *Geodesy and Geodynamics*. 2021, no. 12(1), pp. 21-30. DOI: 10.1016/j.geog.2020.10.002.

176. Batugin A. S. Reactivation of major faults during strong rock bursts as realization of tectonic process. *Rock Mechanics for Natural Resources and Infrastructure Development – Full Papers: Proceedings of the 14th International Congress on Rock Mechanics and Rock Engineering*. Ed. by S. A. B. da Fontoura, R. J. Rossa, J. P. Mendoza. CRC Press/Balkema, 2020. Vol. 6. pp. 1261–1268.

177. Bhukya P., Bhukya K.N. Enhancing ventilation fan performance in underground coal mines: a hybrid approach. *Electrical Engineering*. 2024. DOI: 10.1007/s00202-024-02268-0.

178. Bosikov I.I., Martyushev N.V., Klyuev R.V., Savchenko I.A., Kukartsev V.V., Kukartsev V.A., Tynchenko Y.A. Modeling and complex analysis of the topology parameters of ventilation networks when ensuring fire safety while developing coal and gas deposits. *Fire* 2023, 6, 95. DOI: 10.3390/fire6030095.

179. Bukhtoyarov V.V., Tynchenko V.S., Nelyub V.A., Masich I.S., Borodulin A.S., Gantimurov A.P. A Study on a Probabilistic Method for Designing Artificial Neural Networks for the Formation of Intelligent Technology Assemblies with High Variability. *Electronics*. 2023;12(1):215. DOI: 10.3390/electronics12010215.
180. Cheng C., Cheng X. Y., Yu R., Yue W. P., Liu C. The law of fracture evolution of overlying strata and gas emission in goaf under the influence of mining. *Geofluids*. 2021. vol. 6, article 2752582. DOI: 10.1155/2021/2752582.
181. Cheng L., Guo H., Lin H. Evolutionary model of coal mine safety system based on multi-agent modeling. *Process Safety and Environmental Protection*. 2021, vol. 147, pp. 1193-1200. DOI: 10.1016/j.psep.2021.01.046.
182. Diaz J., Agioutantis Z., Hristopulos D.T., Luxbacher K., Schafrik S. Forecasting of methane gas in underground coal mines: univariate versus multivariate time series modeling. *Stochastic Environmental Research and Risk Assessment*. 2023;37(12):2099–2115. DOI: 10.1007/s00477-023-02382-8.
183. Dmitrievich M. R., Alekseevich R. V., Borisovich S. V. Methodological approach to issue of researching dust-explosion protection of mine workings of coal mines. *International Journal of Civil Engineering and Technology*. 2019, no. 10(2), pp. 1154-1161.
184. Du W., Li H., Qi Q., Zheng W., Yang S. Research on Multifactor Analysis and Quantitative Evaluation Method of Rockburst Risk in Coal Mines. *Lithosphere*. 2022, special 11: 5005317. DOI: 10.2113/2022/5005317.
185. Duy Huy Nguyen, Cao Khai Nguyen, Van Thinh Nguyen, Van Quang Nguyen, Minh Chien Nguyen, Khac Duy Nguyen. Simulating and Predicting Escape Routes for Ventilation Network of Duong Huy Coal Company using Ventsim DESIGN Software. *Inżynieria Mineralna*. 2022, vol. 50(2), pp. 151–157. DOI: 10.29227/IM-2022-02-20.
186. Eremeeva A.M. Kondrasheva N.K., Korshunov G.I. Method to reduce harmful emissions when diesel locomotives operate in coal mines. *Topical Issues of*

Rational Use of Natural Resources 2019. 2020, vol. 1, pp.10-14. DOI: 10.1201/9781003014577-2.

187. Feng X, Ai Z, Zhang X, Wei Q, Du C, Zhang Q, Deng C. Numerical Investigation of the Evolution of Gas and Coal Spontaneously Burned Composite Disaster in the Goaf of Steeply Inclined Coal Seam. *Sustainability*. 2023; 15(12):9246. DOI: 10.3390/su15129246.

188. Fernández-Alaiz F., Castañón A.M., Gómez-Fernández F., Bascompta M. Mine Fire Behavior under Different Ventilation Conditions: Real-Scale Tests and CFD Modeling. *Applied Sciences*. 2020;10(10):3380. DOI: 10.3390/app10103380.

189. Gendler S.G., Rudakov M.L., Kuznetsov V.S. Evaluation Principles of the Dust Influence of Mining Enterprises on the Environment. *Latvian Journal of Physics and Technical Sciences*, 2019, vol. 56, iss. 3, pp. 62-69. DOI: 10.2478/lpts-2019-0020/.

190. Hasheminasab F., Bagherpour R., Aminossadati S. M. Numerical simulation of methane distribution in development zones of underground coal mines equipped with auxiliary ventilation. *Tunnelling and Underground Space Technology*. 2019, vol. 89, pp. 68–77. DOI: 10.1016/j.tust.2019.03.022.

191. Hu C., Wu D. A novel gas drainage technology for lower protected coal seams: Application and verification in Xinzhuangzi coal mine, Huainan coalfield // *IPPTA: Quarterly Journal of Indian Pulp and Paper Technical Association*, 2018, vol. 30(7), pp. 801-808.

192. Kabanov E. I., Korshunov G. I., Magomet R. D. Quantitative risk assessment of miners injury during explosions of methane-dust-air mixtures in underground workings. *Journal of Applied Science and Engineering*. 2020, vol. 24, no. 1, pp. 105-110. DOI: 10.6180/jase.202102_24(1).0014.

193. Kaledina N.O., Kobylkin S.S. Ventilation of blind roadways in coal mines: Problems and solutions // *Eurasian Mining*. – 2015, no. 2, pp. 26-30. DOI: 10.17580/em.2015.02.07.

194. Kaledina N.O., Kobylkin S.S., Kobylkin A.S. The calculation method to ensure safe parameters of ventilation conditions of goaf in coal mines. *Eurasian Mining*. – 2016. – № 1. – С. 41-44. DOI: 10.17580/em.2016.01.07.
195. Kazanin O., Sidorenko A., Drebenstedt C. Intensive underground mining technologies: Challenges and prospects for the coal mines in Russia. *Acta Montanistica Slovaca*. 2021;26(1):60–69. DOI: 10.46544/AMS.v26i1.05
196. Khan A.M., Ray S.K., Mohalik N.K. Mishra D., Mandal S., Pandey J.K. Experimental and CFD Simulation Techniques for Coal Dust Explosibility: A Review. *Mining, Metallurgy & Exploration*. 2022, vol. 39, pp. 1445–1463. DOI: 10.1007/s42461-022-00631-y.
197. Kim M.L., Pevzner L.D., Temkin I.O. Development of automatic system for Unmanned Aerial Vehicle (UAV) motion control for mine conditions. *Mining Science and Technology (Russia)*. 2021;6(3):203–210. DOI: 10.17073/2500-0632-2021-3-203-210.
198. Kornev A. V., Korshunov G. I., Kudelas D. Reduction of dust in the longwall faces of coal mines: Problems and perspective solutions. *Acta Montanistica Slovaca*. 2021, vol. 26(1), pp. 84-97. DOI: 10.46544/AMS.v26i1.07.
199. Korshunov G.I., Andreev R.E., Gridina E.B. Calculation of gas-dynamic parameters in powder chamber of a blast hole. *International Journal of Civil Engineering and Technology*. 2019. T. 10. No 2. Pp. 69-78.
200. Korshunov G.I., Rudakov M.L., Kabanov E.I. The use of a risk-based approach in safety issues of coal mines / *Journal of Environmental Management and Tourism*, 9(1), 2018, pp. 181-186. DOI: 10.14505//jemt.v9.1(25).23
201. Kursunoglu N. Fuzzy multi-criteria decision-making framework for controlling methane explosions in coal mines. *Environmental Science and Pollution Research*. 2024, vol. 31, pp. 9045–9061. DOI: 10.1007/s11356-023-31782-0.
202. Kursunoglu N. Risk Assessment of Coal Dust Explosions in Coal Mines Using a Combined Fuzzy Risk Matrix and Pareto Analysis Approach. *Mining, Metallurgy & Exploration*. 2023, vol. 40, pp. 2305–2317. DOI: 10.1007/s42461-023-00878-z.

203. Li F., He X., Zhang Yu., Wang Ch., Tang J., Sun R. Superposition risk assessment of the working position of gas explosions in chinese coal mines. *Process Safety and Environmental Protection*. 2022;167:274–283. DOI: 10.1016/j.psep.2022.09.017
204. Li X., Cao Z., Xu Y. Characteristics and trends of coal mine safety development. *Energy Sources, Part A: Recovery, Utilization, and Environmental Effects*, 2020. DOI: 10.1080/15567036.2020.1852339.
205. Li Y., Su H., Ji H., Cheng W. Numerical simulation to determine the gas explosion risk in longwall goaf areas: A case study of Xutuan Colliery. *International Journal of Mining Science and Technology*. 2020, no. 30(6), pp. 875-882. DOI: 10.1016/j.ijmst.2020.07.007.
206. Lolon S. A., Brune J. F., Bogin G. E., Juganda A. Study of Methane Outgassing and Mitigation in Longwall Coal Mines. *Mining, Metallurgy and Exploration*. 2020, no. 37(5), pp. 1437-1449. DOI: 10.1007/s42461-020-00287-6.
207. Lu Gao, Xiangtao Kang, Meng Tang, Jinguo Hu, Jiachi Ren, Cunliu Zhou. Study on Prediction of Outburst Risk of Excavation Face by Initial Gas Emission. *Geofluids*. 2022, vol. 2022, article no. 4866805. DOI: 10.1155/2022/4866805.
208. Ma Q., Nie W., Yang S., Xu C., Peng H., Liu Z., Guo C. Effect of spraying on coal dust diffusion in a coal mine based on a numerical simulation. *Environmental Pollution*. 2020, article no. 114717.
209. Martirosyan A.V., Ilyushin Yu.V. The Development of the Toxic and Flammable Gases Concentration Monitoring System for Coalmines. *Energies*. 2022;15(23):8917. DOI: 10.3390/en15238917.
210. Mitra S., Kumar D., Chaulya S.K., Kumar Ch. Prediction of Strata Monitoring System in Underground Coal Mines Using IoT. *Journal of the Geological Society of India*. 2022;98:232–236. DOI: 10.1007/s12594-022-1963-8.
211. Mutlu M., Sari M. Risk-based classification of underground coal mine basins in Turkey using the analytic hierarchy process (AHP). *Arabian Journal of Geosciences*. 2022, vol. 15, article no. 752. DOI: 10.1007/s12517-022-10005-9.

212. Nematollahi Sarvestani A., Oreste P., Gennaro S. Fire Scenarios Inside a Room-and-Pillar Underground Quarry Using Numerical Modeling to Define Emergency Plans. *Applied Sciences*. 2023;13(7):4607. DOI: 10.3390/app13074607.
213. Nguyen Q. L., Nguyen Q. M, Tran D. T., Bui X. N. Prediction of ground subsidence due to underground mining through time using multilayer feed-forward artificial neural networks and back-propagation algorithm – case study at Mong Duong underground coal mine (Vietnam). *Mining Science and Technology (Russia)*. 2021;6(4):241–251. DOI: 10.17073/2500-0632-2021-4-241-251.
214. Ning J. G., Wang J., Tan Y. L., Xu Q. Mechanical mechanism of overlying strata breaking and development of fractured zone during close-distance coal seam group mining. *International Journal of Mining Science and Technology*. 2020, vol. 30, no. 2, pp. 207-215. DOI: 10.1016/j.ijmst.2019.03.001.
215. Niu L, Zhao J, Yang J. Risk Assessment of Unsafe Acts in Coal Mine Gas Explosion Accidents Based on HFACS-GE and Bayesian Networks. *Processes*. 2023; 11(2):554. DOI: 10.3390/pr11020554
216. Qiao Jianyong, Wang Zhiqiang, Zhao Jingli. The evolution of thick coal seams mining methods in China. *E3S Web of Conferences*. 2020, vol. 192, article no. 01023. DOI: 10.1051/e3sconf/202019201023.
217. Qiao W. Analysis and measurement of multifactor risk in underground coal mine accidents based on coupling theory. *Reliability Engineering & System Safety*. 2021, vol. 208, article 107433. DOI: 10.1016/j.res.2021.107433.
218. Rodionov V., Skripnik I., Kaverzneva T., Zhikharev S., Kriklivyy S., Panov S. Prerequisites for applying the risk-based approach to assessing the explosive and fire hazardous properties of underground mining materials. *E3S Web of Conferences*. 2023, 417, 05013. DOI: 10.1051/e3sconf/202341705013.
219. Rodionov V., Skripnik I., Ksenofontov Yu. Kaverzneva T. Idrisova J. Alibekova I. Determination of kinetic parameters and conditions of the spontaneous combustion of coal during its transportation. *AIP Conference Proceedings*. 2022, 2467, 080004. DOI: 10.1063/5.0093906.

220. Rodionov V., Tumanov M., Skripnik I., Kaverzneva T., Pshenichnaya C. Analysis of the fractional composition of coal dust and its effect on the explosion hazard of the air in coal mines. IOP Conference Series: Earth and Environmental Science, 2022, 981(3), 032024. DOI: 10.1088/1755-1315/981/3/032024.
221. Shareef Sk.Kh, Kumar B.Anand, Suwarna G., Swathi M. Coal Miners Safety Monitoring System. International Journal of Innovative Technology and Exploring Engineering (IJITEE). 2019;8(12):3202-3204. DOI: 10.35940/ijitee.L3246.1081219
222. Shi L., Wang J., Zhang G., Cheng X., Zhao X. A risk assessment method to quantitatively investigate the methane explosion in underground coal mine. Process Safety and Environmental Protection. 2017, vol. 107, pp. 317-333. DOI: 10.1016/j.psep.2017.02.023.
223. Slastunov S., Kolikov K., Batugin A., Sadov A., Khautiev A. Improvement of intensive in-seam gas drainage technology at Kirova Mine in Kuznetsk Coal Basin. Energies. 2022, vol. 15, no. 3, article 1047. DOI: 10.3390/en15031047.
224. Slastunov S.V., Kolikov K.S., Zakharova A.A., Mazanik E.V. Selection of an effective technology for the degasification of coal beds. Solid Fuel Chemistry. 2015, t. 49, no. 6, pp. 381-386.
225. Smirniakov V.V., Smirniakova V.V. Formation peculiarities of caving zones as aerodynamic active branches of mine ventilation systems in pillar mining of coal beds. Journal of Industrial Pollution Control. 2017, no. 33(1), pp. 864-872.
226. Smirnyakov V.V., Smirnyakova V.V., Pekarchuk D.S., Orlov F.A. Analysis of methane and dust explosions in modern coal mines in Russia. International Journal of Civil Engineering and Technology. 2019, no. 10(2), pp. 1917-1929.
227. Soloviov V.B., Magomet R.D. The ways of safety improvement during the outburst-prone and gas-bearing coal seams development. Journal of Industrial Pollution Control. 2017, no. 33(1), pp. 1042-1047.

228. Srivalli Dr.G., Ujwala Sony V., Sahithi G., Harshini D., Spoorthi B. Study on Coal Mine Safety Monitoring and Alerting System Using IOT. *International Journal for Research in Applied Science & Engineering Technology (IJRAS)*. 2023;11(6):3781-3786. DOI: 10.22214/ijraset.2023.54194.
229. Tang C, Gao E, Li Y, Li M, Bai D, Tang H, Zhou G. Inspection Robot and Wall Surface Detection Method for Coal Mine Wind Shaft. *Applied Sciences*. 2023; 13(9):5662. DOI: 10.3390/app13095662
230. Trinh L.H., Nguyen V.N. Mapping coal fires using Normalized Difference Coal Fire Index (NDCFI): case study at Khanh Hoa coal mine, Vietnam. *Mining Science and Technology (Russia)*. 2021;6(4):233–240. DOI: 10.17073/2500-0632-2021-4-233-240.
231. Tripathi A.K., Aruna M., Prasad S., Pavan J., Kant R., Choubey C.K. New approach for monitoring the underground coal mines atmosphere using IoT technology. *Instrumentation Measure Métrologie*. 2023;22(1):29-34. DOI: 10.18280/i2m.220104
232. Tyuleneva T., Kabanov E., Moldazhanov M., Plotnikov E. Improving the Professional Risk Management System for Methane and Coal Dust Explosions Using a Risk-based Approach. *E3S Web of Conferences*, 2021, 278, 01027. DOI: 10.1051/e3sconf/202127801027.
233. Van Thinh Nguyen, Thi Nhung Pham. Study on forecasting methane content in coal seams of Nga Hai mine area. *IOP Conference Series: Earth and Environmental Science*. 2021, vol. 716, article 012030. DOI 10.1088/1755-1315/716/1/012030.
234. Verda V., Borchiellini R., Cosentino S., Elisa G., Tuni J.M. Expanding the FDS Simulation Capabilities to Fire Tunnel Scenarios Through a Novel Multi-scale Model. *Fire Technology*. 2021, vol. 57(6), pp. 2491–2514. DOI: 10.1007/s10694-020-01081-y.
235. Vostrikov A.V., Prokofeva E.N., Griбанov I.V., Goncharenko S.N. Analytical modeling for the modern mining industry. *Eurasian Mining*. 2019, no. 2, pp. 30-35. DOI: 10.17580/em.2019.02.07.

236. Wang G., Ren H., Zhao G. Zhang D., Wen Zh., Meng L., Gong Sh. Research and practice of intelligent coal mine technology systems in China. *International Journal of Coal Science & Technology*. 2022, vol. 9, art. 24. DOI: 10.1007/s40789-022-00491-3.
237. Wang Y., Pan Q., Gao L., Cao Y., Liu P., Yi H., Gao Ch. Analysis of distribution method of designed air quantity in coal mine ventilation – a case study. *Scientific Reports*. 2024, no. 14(1), article no. 10917. DOI: 10.1038/s41598-024-61787-9.
238. Wang Zhiqiang, Zhao Jingli, Zhang Baoyou, Liu P.-C. Stable characters of key stratum in stagger arrangement roadway layout top-coal caving mining. *Journal of China Coal Society*. 2008, vol. 33, no. 9, pp. 961-965. [in Chinese].
239. Wang, T., Liu, J., Wang, S., Jin L., Lin M., Ou Sh. Enhancement of the wettability of a coal seam during water injection: effect and mechanism of surfactant concentrations above the CMC. *Environmental Science and Pollution Research*. 2023. DOI: 10.1007/s11356-022-25036-8.
240. Wen H., Liu Y., Guo J., Zhang Z., Liu M., Cai G. Study on Numerical Simulation of Fire Danger Area Division in Mine Roadway. *Mathematical Problems in Engineering*. 2021;(2):1-13. DOI: 10.1155/2021/6646632.
241. Wu X, Cui J, Tong R, Li Q. Research on Methane Measurement and Interference Factors in Coal Mines. *Sensors*. 2022;22(15):5608. DOI: 10.3390/s22155608.
242. Yan J., Wang Z., Lu X., Wu Y., Luo H., Liu X. Physical and Chemical Characteristics of Explosive Dust at Large Open-Pit Coal Mines in Inner Mongolia, China and Dust Control Research. *Atmosphere*. 2023;14(11):1678. DOI: 10.3390/atmos14111678.
243. Yang J, Zhao J, Shao L. Risk Assessment of Coal Mine Gas Explosion Based on Fault Tree Analysis and Fuzzy Polymorphic Bayesian Network: A Case Study of Wangzhuang Coal Mine. *Processes*. 2023; 11(9):2619. DOI: 10.3390/pr11092619.

244. Yi H., Park J., Kim M. S. Characteristics of mine ventilation air flow using both blowing and exhaust ducts at the mining face. *Journal of Mechanical Science and Technology*. 2020, vol. 34, pp. 1167-1174. DOI: 10.1007/s12206-020-0218-0.
245. Yueze L., Akhtar S., Sasmito A. P., Kurnia J. C. Prediction of air flow, methane, and coal dust dispersion in a room and pillar mining face. *International Journal of Mining Science and Technology*. 2017, vol. 27, no. 4, pp. 657-662. DOI: 10.1016/j.ijmst.2017.05.019.
246. Zhang H., Han W., Xu Y., Wang Z. Analysis on the Development Status of Coal Mine Dust Disaster Prevention Technology in China. *Journal of Healthcare Engineering*. 2021, vol. 2021, article 5574579, pp. 1–9. DOI: 10.1155/2021/5574579.
247. Zhang J., Han Z., Chen T., Yao N., Yang X., Chen C., Cai J. A Numerical Simulation of the Coal Dust Migration Law in Directional Air Drilling in a Broken Soft Coal Seam. *Processes*. 2024;12(2):309. DOI: 10.3390/pr12020309.
248. Zhang J., Xu K., You G., Wang B., Zhao L. Causation analysis of risk coupling of gas explosion accident in chinese underground coal mines // *Risk Analysis*. 2019 Jul; 39(7): 1634-1646. DOI: 10.1111/risa.13311.
249. Zhao D., Shen Z. Study on Roadway Fault Diagnosis of the Mine Ventilation System Based on Improved SVM. *Mining, Metallurgy & Exploration*. 2022, vol. 39, pp. 983–992. DOI: 10.1007/s42461-022-00595-z.
250. Zheng H., Jiang B., Wang H., Zheng Y. Experimental and numerical simulation study on forced ventilation and dust removal of coal mine heading surface. *International Journal of Coal Science & Technology*. 2024, vol. 11, article 13. DOI: 10.1007/s40789-024-00667-z.
251. Zhou L., Yuan L., Bahrami D., Thomas R.A., Rowland J.H. Numerical and experimental investigation of carbon monoxide spread in underground mine fires. *Journal of Fire Sciences*. 2018;36(5):406-418. DOI: 10.1177/0734904118793891.

252. Zhu Q., Yin L., Huang Q., Wang E., Hou Z. Experimental Study on Migration and Intrusion Characteristics of Pulverized Coal in Propped Fractures. *Processes*. 2023;11(7):2074. DOI: 10.3390/pr11072074.
253. Zhu S., Feng Y., Jiang F., Liu J. Mechanism and risk assessment of overall-instability-induced rockbursts in deep island longwall panels. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*. 2018, vol. 106, pp. 342-349. DOI: 10.1016/J.IJRMMS.2018.04.031.
254. Zhu Y., Wang D., Shao Z., Xu C., Zhu X., Qi X., Liu F. A statistical analysis of coalmine fires and explosions in China. *Process Safety and Environmental Protection*. 2019, vol. 121, pp. 357-366. DOI: 10.1016/j.psep.2018.11.013.
255. Zhu Z., Wang H., Zhou J. Monitoring and Control Model for Coal Mine Gas and Coal Dust. *Chemistry and Technology of Fuels and Oils*. 2020, vol. 56, pp. 504–515. DOI: 10.1007/s10553-020-01161-3.
256. Zou C., Yang Zhi, Huang Sh., Ma F., Sun Q., Li F., Pan S., Tian W. Resource types, formation, distribution and prospects of coal-measure gas. *Petroleum Exploration and Development*. 2019, vol. 46, iss. 3, pp. 451-462. DOI: 10.1016/S1876-3804(19)60026-1.

МИНИСТЕРСТВО НАУКИ И ВЫСШЕГО ОБРАЗОВАНИЯ
РОССИЙСКОЙ ФЕДЕРАЦИИ

ФЕДЕРАЛЬНОЕ ГОСУДАРСТВЕННОЕ АВТОНОМНОЕ
ОБРАЗОВАТЕЛЬНОЕ УЧРЕЖДЕНИЕ ВЫСШЕГО ОБРАЗОВАНИЯ
«НАЦИОНАЛЬНЫЙ ИССЛЕДОВАТЕЛЬСКИЙ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЙ
УНИВЕРСИТЕТ «МИСИС»

УТВЕРЖДАЮ

Проректор по науке и инновациям

НИТУ МИСИС,

проф., д.т.н.

М. Р. Филонов

2024 г.



МЕТОДИКА

**КОМПЛЕКСНОЙ ОЦЕНКИ И СНИЖЕНИЯ
АЭРОЛОГИЧЕСКИХ РИСКОВ АВАРИЙ
НА УГОЛЬНЫХ ШАХТАХ**

Москва 2024

Настоящая методика является результатом исследований, проводимых в федеральном государственном автономном образовательном учреждении высшего образования «Национальный исследовательский технологический университет «МИСИС» в структуре Горного института по проблемам борьбы с авариями в угольных шахтах, вызванными аэрологическими факторами угледобычи.

Методика составлена зав. кафедрой БЭГП, д.т.н. К.С. Коликовым (НИТУ МИСИС), проф., д.т.н. О.В. Скопинцевой (НИТУ МИСИС) и доц., к.т.н. С.В. Баловцевым (НИТУ МИСИС).

Методика одобрена и утверждена в федеральном государственном автономном образовательном учреждении высшего образования «Национальный исследовательский технологический университет «МИСИС» на кафедре «Безопасность и экология горного производства».

Данная методика предназначена для оценки и снижения аэрологических рисков и повышения аэрологической безопасности при ведении горных работ и может быть использована при проектировании, эксплуатации, реконструкции и консервации угольных шахт, а также в проектных организациях, угольных компаниях, Ростехнадзоре, МЧС РФ.

ИСПОЛНИТЕЛИ:

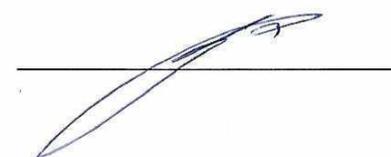
зав. кафедрой БЭГП,
д.т.н. К. С. Коликов



проф., д.т.н. О. В. Скопинцева



доц., к.т.н. С. В. Баловцев



СОДЕРЖАНИЕ

ВВЕДЕНИЕ.....	240
1. ОБЩИЕ ПОЛОЖЕНИЯ.....	242
2. МЕТОДИКА ОЦЕНКИ АЭРОЛОГИЧЕСКИХ РИСКОВ I РАНГА ДЛЯ УГОЛЬНЫХ ШАХТ.....	244
2.1. Иерархическая структура и формулы расчета аэрологических рисков I ранга.....	244
2.2. Справочные данные по коэффициентам опасности и уязвимости для расчета рисков I ранга.....	249
2.3. Алгоритм оценки и снижения аэрологических рисков I ранга.....	257
3. МЕТОДИКА ОЦЕНКИ АЭРОЛОГИЧЕСКИХ РИСКОВ II РАНГА ДЛЯ УГОЛЬНЫХ ШАХТ.....	259
3.1. Иерархическая структура и формулы расчета аэрологических рисков II ранга.....	259
3.2. Справочные данные по коэффициентам опасности и уязвимости для расчета рисков II ранга.....	264
3.3. Алгоритм оценки и снижения аэрологических рисков II ранга.....	266
4. МЕТОДИКА ОЦЕНКИ АЭРОЛОГИЧЕСКИХ РИСКОВ III РАНГА ДЛЯ УГОЛЬНЫХ ШАХТ.....	268
4.1. Иерархическая структура и виды аэрологических рисков III ранга.....	268
4.2. Формулы расчета аэрологических рисков аварий III ранга.....	270
4.2.1. Оценка аэрологических рисков аварий на выемочных участках.....	270
4.2.2. Оценка аэрологических рисков аварий в подготовительных выработках.....	273

4.2.3. Оценка аэрологических рисков аварий на выемочных участках, возникающих под влиянием тяжелых углеводородов.....	275
4.2.4. Оценка аэрологических рисков аварий в подготовительных выработках, возникающих под влиянием тяжелых углеводородов.....	278
4.2.5. Оценка рисков загазирования на выемочных участках.....	279
4.2.6. Оценка рисков загазирования на выемочных участках при повторном использовании выработок.....	280
4.2.7. Оценка обобщенного показателя прогнозного значения аэрологического риска.....	283
4.3. Справочные данные по коэффициентам опасности и уязвимости для расчета рисков III ранга.....	284
4.4. Алгоритм оценки и снижения аэрологических рисков III ранга.....	286
5. ИСХОДНЫЕ ДАННЫЕ ДЛЯ РАСЧЕТОВ АЭРОЛОГИЧЕСКИХ РИСКОВ УГОЛЬНЫХ ШАХТ.....	289
ЗАКЛЮЧЕНИЕ.....	291

ВВЕДЕНИЕ

Проблема обеспечения аэрологической безопасности угольных шахт носит комплексный, системный характер, решение которой заложено при проектировании угольных шахт, проявляющемся в эффективности взаимодействия на практике взаимосвязанного комплекса систем: технических, технологических, инженерных, производственных, информационных, организационно-технических и других. Решение проблемы обеспечения аэрологической безопасности угольных шахт, начиная с проектирования шахтной вентиляции, включая ее эксплуатацию, предполагает слаженную работу нескольких технологических систем, таких как вентиляция шахты, выемочных участков и подготовительных выработок; дегазация пластов и управление газовыделением; комплексное обеспыливание шахт; мероприятия по нормализации теплового режима шахт и др.

За последние годы на высокопроизводительных шахтах России происходили катастрофические взрывы метана и угольной пыли, сопровождавшиеся экзогенными пожарами. При этом аварии носили комплексный характер, т.е. в них реализовывалось несколько опасных факторов, таких как газ, пыль, пожар, обрушения и др. Для оценки, прогнозирования, управления и снижения последствий комплексной реализации опасных аэрологических факторов в возникновении аварий в угольных шахтах необходимо выстроить методологию оценки и управления аэрологическими рисками в угольных шахтах, основывающуюся на иерархической структуре аэрологических рисков.

Сформированы внешняя и внутренняя иерархические структуры аэрологических рисков в угольных шахтах. Внешняя иерархическая структура включает три ранга: I, II, III. Аэрологические риски I ранга охватывают всю шахту, аэрологические риски II ранга охватывают пласты, крылья, залежи; аэрологические риски III ранга охватывают отдельные добычные или подготовительные участки. Наиболее опасны риски I ранга, однако

вероятность их реализации весьма мала по сравнению с рисками III ранга, но виды аварий III ранга (взрывы газа и пыли) являются наиболее распространенными на шахтах.

Внутренняя иерархическая структура аэрологических рисков каждого ранга включает упорядоченность в соответствии с их значимостью показателей опасности и уязвимости в отдельности для шахт, крыльев шахт, выемочных участков и подготовительных выработок.

Для оценки, прогнозирования, управления и снижения последствий комплексной реализации опасных производственных факторов, формирующих риски возникновения аварий в угольных шахтах, разработана методика комплексной оценки и управления аэрологическими рисками, основывающаяся на иерархической структуре обеспечения аэрологической безопасности. Методика позволяет осуществлять прогнозирование аэрологических рисков при проектировании, эксплуатации, ликвидации и консервации угольных шахт с целью предотвращения и минимизации последствий возможных аварий и чрезвычайных ситуаций.

1. ОБЩИЕ ПОЛОЖЕНИЯ

Аэрологическую безопасность шахт количественно можно выразить через аэрологические риски: чем ниже риски, тем выше безопасность. Причем, аэрологические риски на одном из добычных участков обычно не затрагивают соседние добычные участки, а аэрологические риски в подготовительной выработке не всегда отражаются на работе добычных участков. Также аэрологические риски в вентиляционной сети одного пласта обычно не влияют на аэрологические риски в вентиляции других пластов. Можно сказать, что риски имеют иерархическую структуру, которая привязана к структуре аэрологической безопасности.

Под аэрологическими рисками I ранга будем понимать аэрологические риски, охватывающие всю шахту, аэрологические риски II ранга охватывают пласты, крылья, залежи; аэрологические риски III ранга охватывают отдельные добычные или подготовительные участки. Сравнение шахт по аэрологическим рискам следует производить по аэрологическим рискам одного и того же ранга.

Принципиальная схема построения структур всех рангов одинакова, используется почти один и тот же набор опасных факторов горного производства, но области воздействия этих факторов на каждом уровне разные, что устанавливает разные виды и уровни уязвимости вентиляции и, соответственно, приводит к разным уровням негативных последствий отказов вентиляции. Основными показателями опасности в структуре аэрологических рисков всех рангов являются газовая и пылевая, а также температура горных пород. Для оценки рисков II ранга выбирается самый опасный пласт крыла шахты, для рисков I ранга – самый опасный пласт шахты.

Основными показателями уязвимости в структуре рангов являются уязвимости схем и способов вентиляции соответственно рангам (шахт, крыльев, участков, подготовительных выработок), уязвимости вентиляторов главного и местного проветривания, вентиляционных сооружений и др.

Математически аэрологический риск выражает вероятностную меру опасности возникновения аварий из-за неудовлетворительного состава шахтной атмосферы, реализуемой для схемы вентиляции определенной уязвимости. Алгоритм снижения аэрологических рисков состоит в переборе всех возможных вариантов по снижению риска путем понижения степени уязвимости вентиляционных показателей, в выборе из них оптимального варианта и разработке для реализации этого варианта технологических, технических, организационно-технических мероприятий.

2. МЕТОДИКА ОЦЕНКИ АЭРОЛОГИЧЕСКИХ РИСКОВ I РАНГА ДЛЯ УГОЛЬНЫХ ШАХТ

2.1. Иерархическая структура и формулы расчета аэрологических рисков I ранга

Показатели опасности и уязвимости в структуре рисков I ранга иерархически увязаны в функциональную систему, отраженную на рис. 2.1. Показатели коэффициента опасности возникновения аварии для шахты в зависимости от установленного кода показателей опасности приведены в табл. 2.1. Таблица 2.1 – Показатели коэффициента опасности возникновения аварии для шахты в зависимости от установленного кода показателей опасности

Показатели опасности	Степень опасности	Значение показателя опасности	Код	Коэффициент значимости показателя опасности
Пылеобразующая способность пласта	Малопыльные	До 50 г/т	1	0,3
		50-100 г/т	2	
	Средней пыльности	100-150 г/т	3	
		150-250 г/т	4	
	Пыльные	250-400 г/т	5	
		400-700 г/т	6	
	Весьма пыльные	700-1200 г/т	7	
		Более 1200 г/т	8	
Относительная метанообильность	I	До 5 м ³ /т	1	0,7
	II	От 5 до 10 м ³ /т	2	
	III	От 10 до 15 м ³ /т	3	
	Сверхкатегорные	>15 м ³ /т, суфлярные выделения метана	4	
	Опасные по внезапным выбросам	Наличие опасности внезапных выбросов угля и газа	5	

Уязвимость схем вентиляции шахт определяется: величиной депрессии шахты, степенью влияния направления движения свежей и исходящей струй на утечки воздуха; устойчивостью проветривания шахты. Уязвимость способов вентиляции на уровне рисков I ранга включает: степень влияния способа вентиляции на загазирование выработок при остановке вентиляторов главного проветривания.

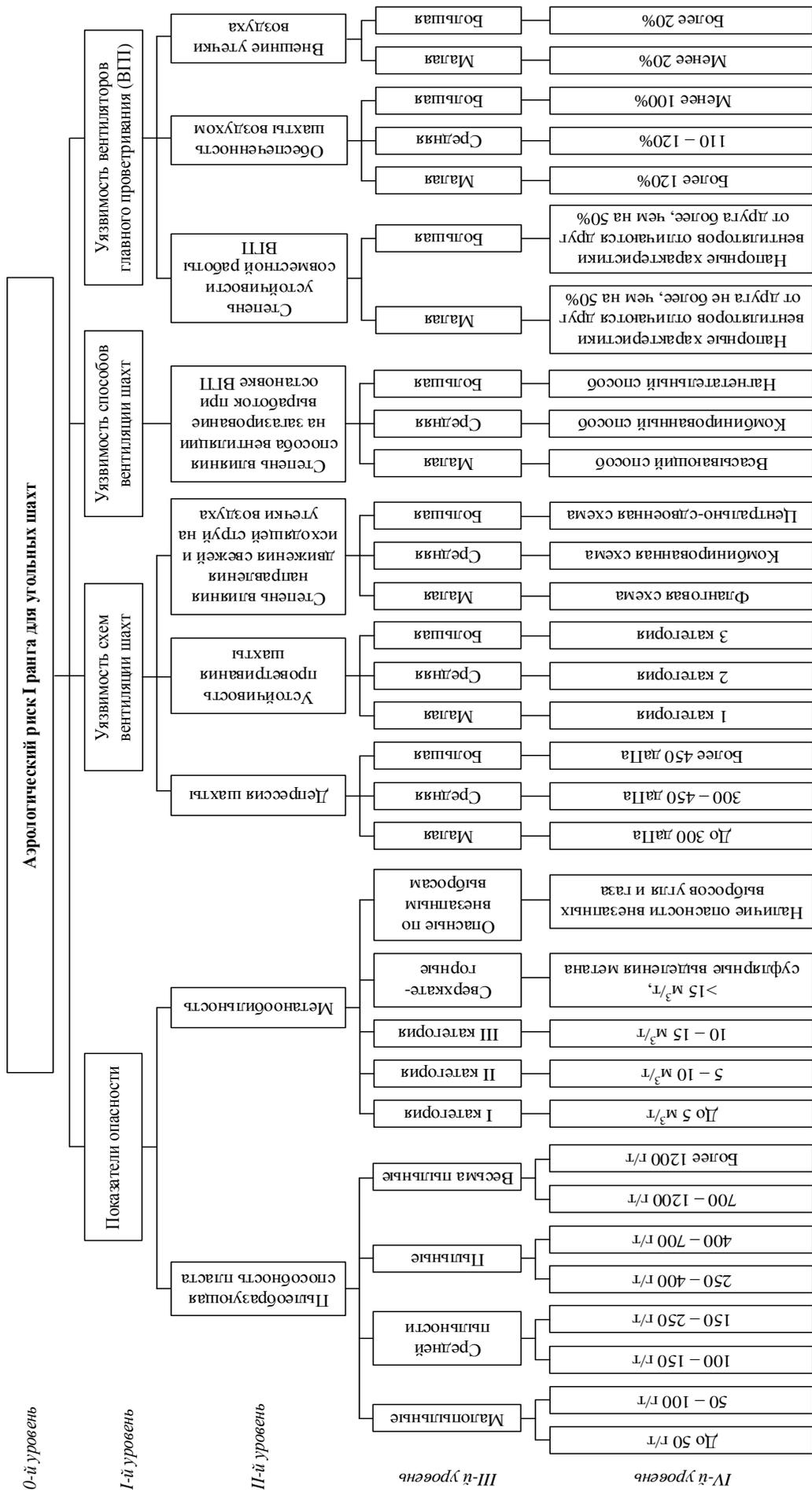


Рисунок 2.1. Иерархическая структура аэрологического риска I ранга

Уязвимость вентиляторов главного проветривания определяется: устойчивостью совместной работы вентиляторов главного проветривания, степенью обеспеченности шахты воздухом, величиной внешних утечек воздуха (табл. 2.2).

Таблица 2.2 – Показатели уязвимости вентиляции угольной шахты

№ п/п	Показатели уязвимости	Степень уязвимости	Значение показателя уязвимости	Код	Коэффициент значимости показателя уязвимости
1	Депрессия шахты	Малая	До 300 даПа	1	0,3
		Средняя	300-450 даПа	2	
		Большая	Более 450 даПа	3	
2	Устойчивость проветривания шахты	Малая	1	1	0,2
		Средняя	2	2	
		Большая	3	3	
3	Степень влияния направления движения свежей и исходящей струй на утечки воздуха	Малая	Фланговая схема	1	0,1
		Средняя	Комбинированная схема	2	
		Большая	Центрально-сдвоенная схема	3	
4	Степень влияния способа вентиляции на загазирование выработок при остановке вентилятора главного проветривания	Малая	Всасывающий способ	1	0,2
		Средняя	Комбинированный способ	2	
		Большая	Нагнетательный способ	3	
5	Степень устойчивости совместной работы вентиляторов главного проветривания	Малая	Напорные характеристики вентиляторов отличаются друг от друга не более, чем на 50%	1	0,1
		Большая	Напорные характеристики вентиляторов отличаются друг от друга более, чем на 50%	2	
6	Обеспеченность шахты воздухом	Малая	Более 120 %	1	0,05
		Средняя	110-120 %	2	
		Большая	менее 100 %	3	
7	Внешние утечки воздуха	Малые	Менее 20 %	1	0,05
		Большие	Более 20 %	2	

По полученным результатам определяется степень аэрологического риска I ранга для угольных шахт (табл. 2.3) и принимаются решения по предотвращению и минимизации чрезвычайных ситуаций.

Таблица 2.3 – Оценка степени аэрологического риска I ранга для угольных шахт по величине коэффициента риска

Степень аэрологического риска I ранга	$R_{a ш}$
Малая (нормальный уровень безопасности)	Не более 0,15
Умеренная (пониженный уровень безопасности)	Свыше 0,15, но не более 0,3
Большая (неудовлетворительный уровень безопасности)	Свыше 0,3, но не более 0,5
Аварийная ситуация	Свыше 0,5

Аэрологический риск I ранга ($R_{a ш}$) рассчитывается по формуле

$$R_{a ш} = \lambda_{ш} \nu_{ш}, \quad (2.1)$$

где $\lambda_{ш}$ – коэффициент опасности возникновения аварии для шахты;

$\nu_{ш}$ – коэффициент уязвимости вентиляции шахты.

$$\lambda_{ш} = (\delta_{пш} q_{пш} + \delta_{гш} q_{гш}) \lambda_0, \quad (2.2)$$

где $\delta_{пш}$ – коэффициент значимости пылевого фактора для шахты;

$q_{пш}$ – значение кода показателя опасности шахтопластов по удельному пылевыделению;

$\delta_{гш}$ – коэффициент значимости газового фактора для шахты;

$q_{гш}$ – значение кода показателя опасности шахты по относительной газообильности;

λ_0 – нормирующий множитель.

$$\nu_{ш} = (\varphi_{св} a_{св} + \varphi_{сп} a_{сп} + \varphi_{вгп} a_{вгп}) \nu_0, \quad (2.3)$$

где $\varphi_{св}$ – коэффициент значимости уязвимости схемы вентиляции шахты;

$a_{св}$ – значение кода уязвимости схемы вентиляции шахты;

$\varphi_{сп}$ – коэффициент значимости уязвимости способа вентиляции шахты;

$a_{сп}$ – значение кода уязвимости способа вентиляции шахты;

$\varphi_{вгп}$ – коэффициент значимости уязвимости вентиляторов главного проветривания шахты;

$a_{\text{вгп}}$ – значение кода уязвимости вентиляторов главного проветривания шахты;

ν_0 – нормирующий множитель.

Раскладывая значения показателей в формуле (2.3), имеем:

$$\varphi_{\text{св}} = (\varphi_{\text{свд}} a_{\text{свд}} + \varphi_{\text{свн}} a_{\text{свн}} + \varphi_{\text{сву}} a_{\text{сву}}) \nu_1, \quad (2.4)$$

где $\varphi_{\text{свд}}$ – коэффициент значимости влияния величины депрессии шахты на уязвимость схемы вентиляции шахты;

$a_{\text{свд}}$ – значение кода уязвимости схемы вентиляции шахты в зависимости от величины ее депрессии;

$\varphi_{\text{свн}}$ – коэффициент значимости степени влияния направления движения свежей и исходящих струй на утечки воздуха;

$a_{\text{свн}}$ – значение кода уязвимости схемы вентиляции шахты в зависимости от степени влияния направления движения свежей и исходящих струй на утечки воздуха;

$\varphi_{\text{сву}}$ – коэффициент значимости влияния устойчивости проветривания на уязвимость схемы вентиляции шахты;

$a_{\text{сву}}$ – значение кода уязвимости схемы вентиляции в зависимости от устойчивости проветривания шахты;

ν_1 – нормирующий множитель.

$$\varphi_{\text{сп}} = (\varphi_{\text{спз}} a_{\text{спз}}) \nu_2, \quad (2.5)$$

где $\varphi_{\text{спз}}$ – коэффициент значимости степени влияния способа вентиляции на загазирование выработок при внезапной остановке вентилятора главного проветривания;

$a_{\text{спз}}$ – значение кода уязвимости степени влияния способа вентиляции на загазирование выработок при внезапной остановке вентилятора главного проветривания;

ν_2 – нормирующий множитель.

$$\varphi_{\text{вгп}} = (\varphi_{\text{вгпу}} a_{\text{вгпу}} + \varphi_{\text{вгпо}} a_{\text{вгпо}} + \varphi_{\text{вгпв}} a_{\text{вгпв}}) \nu_3, \quad (2.6)$$

где $\varphi_{\text{ВГПУ}}$ – коэффициент значимости степени влияния устойчивости совместной работы вентиляторов главного проветривания;

$a_{\text{ВГПУ}}$ – значение кода степени влияния устойчивости совместной работы вентиляторов главного проветривания;

$\varphi_{\text{ВГПО}}$ – коэффициент значимости степени обеспеченности шахты воздухом;

$a_{\text{ВГПО}}$ – значение кода значимости степени обеспеченности шахты воздухом;

$\varphi_{\text{ВГПВ}}$ – коэффициент значимости величины внешних утечек воздуха;

$a_{\text{ВГПВ}}$ – значение кода значимости величины внешних утечек воздуха;

ν_3 – нормирующий множитель.

2.2. Справочные данные по коэффициентам опасности и уязвимости для расчета рисков I ранга

Таблица 2.4 – Значения коэффициента опасности $\lambda_{\text{ш}}$ возникновения аварии для шахты

Код	Значение $\lambda_{\text{ш}}$						
11	0,15	21	0,2	31	0,25	41	0,275
12	0,275	22	0,325	32	0,375	42	0,4
13	0,525	23	0,575	33	0,625	43	0,65
14	0,65	24	0,7	34	0,75	44	0,775
15	0,775	25	0,825	35	0,875	45	0,9
51	0,3	61	0,325	71	0,35	81	0,375
52	0,425	62	0,45	72	0,475	82	0,5
53	0,675	63	0,7	73	0,725	83	0,75
54	0,8	64	0,825	74	0,85	84	0,875
55	0,925	65	0,95	75	0,975	85	1,00

Таблица 2.5 – Значения коэффициента уязвимости $\nu_{\text{ш}}$ вентиляции угольной шахты

Код	Значение $\nu_{\text{ш}}$	Код	Значение $\nu_{\text{ш}}$	Код	Значение $\nu_{\text{ш}}$
1111111	0,1200	2111111	0,3000	3111111	0,6000
1111112	0,1206	2111112	0,3009	3111112	0,6010
1111121	0,1212	2111121	0,3017	3111121	0,6020

1111122	0,1217	2111122	0,3026	3111122	0,6030
1111131	0,1223	2111131	0,3034	3111131	0,6040
1111132	0,1229	2111132	0,3043	3111132	0,6050
1111211	0,1235	2111211	0,3051	3111211	0,6060
1111212	0,1241	2111212	0,3060	3111212	0,6070
1111221	0,1247	2111221	0,3069	3111221	0,6080
1111222	0,1252	2111222	0,3072	3111222	0,6090
1111231	0,1258	2111231	0,3086	3111231	0,6100
1111232	0,1264	2111232	0,3094	3111232	0,6110
1112111	0,1270	2112111	0,3103	3112111	0,6120
1112112	0,1276	2112112	0,3112	3112112	0,6130
1112121	0,1282	2112121	0,3120	3112121	0,6140
1112122	0,1287	2112122	0,3129	3112122	0,6150
1112131	0,1293	2112131	0,3137	3112131	0,6160
1112132	0,1299	2112132	0,3146	3112132	0,6170
1112211	0,1305	2112211	0,3154	3112211	0,6180
1112212	0,1311	2112212	0,3163	3112212	0,6190
1112221	0,1317	2112221	0,3172	3112221	0,6200
1112222	0,1322	2112222	0,3180	3112222	0,6210
1112231	0,1328	2112231	0,3189	3112231	0,6220
1112232	0,1334	2112232	0,3197	3112232	0,6230
1113111	0,1340	2113111	0,3206	3113111	0,6240
1113112	0,1346	2113112	0,3215	3113112	0,6250
1113121	0,1352	2113121	0,3225	3113121	0,6260
1113122	0,1357	2113122	0,3234	3113122	0,6270
1113131	0,1363	2113131	0,3244	3113131	0,6280
1113132	0,1369	2113132	0,3253	3113132	0,6290
1113211	0,1375	2113211	0,3263	3113211	0,6300
1113212	0,1381	2113212	0,3272	3113212	0,6310
1113221	0,1387	2113221	0,3282	3113221	0,6320
1113222	0,1392	2113222	0,3291	3113222	0,6330
1113231	0,1404	2113231	0,3301	3113231	0,6340
1113232	0,1410	2113232	0,3310	3113232	0,6350
1121111	0,1352	2121111	0,3270	3121111	0,6220
1121112	0,1367	2121112	0,3279	3121112	0,6248
1121121	0,1382	2121121	0,3287	3121121	0,6276
1121122	0,1397	2121122	0,3296	3121122	0,6305
1121131	0,1412	2121131	0,3304	3121131	0,6333
1121132	0,1427	2121132	0,3313	3121132	0,6361
1121211	0,1442	2121211	0,3321	3121211	0,6389
1121212	0,1457	2121212	0,3330	3121212	0,6417
1121221	0,1472	2121221	0,3339	3121221	0,6445
1121222	0,1487	2121222	0,3347	3121222	0,6474

1121231	0,1502	2121231	0,3356	3121231	0,6502
1121232	0,1517	2121232	0,3364	3121232	0,6530
1122111	0,1532	2122111	0,3373	3122111	0,6557
1122112	0,1547	2122112	0,3382	3122112	0,6583
1122121	0,1562	2122121	0,3390	3122121	0,6610
1122122	0,1577	2122122	0,3399	3122122	0,6637
1122131	0,1592	2122131	0,3407	3122131	0,6663
1122132	0,1607	2122132	0,3416	3122132	0,6690
1122211	0,1622	2122211	0,3424	3122211	0,6717
1122212	0,1637	2122212	0,3433	3122212	0,6743
1122221	0,1652	2122221	0,3442	3122221	0,6770
1122222	0,1667	2122222	0,3450	3122222	0,6797
1122231	0,1682	2122231	0,3459	3122231	0,6823
1122232	0,1697	2122232	0,3467	3122232	0,6850
1123111	0,1712	2123111	0,3476	3123111	0,6877
1123112	0,1728	2123112	0,3485	3123112	0,6903
1123121	0,1745	2123121	0,3495	3123121	0,6930
1123122	0,1761	2123122	0,3504	3123122	0,6957
1123131	0,1778	2123131	0,3514	3123131	0,6983
1123132	0,1794	2123132	0,3523	3123132	0,7010
1123211	0,1811	2123211	0,3533	3123211	0,7037
1123212	0,1827	2123212	0,3542	3123212	0,7063
1123221	0,1844	2123221	0,3552	3123221	0,7090
1123222	0,1860	2123222	0,3561	3123222	0,7117
1123231	0,1876	2123231	0,3571	3123231	0,7143
1123232	0,1893	2123232	0,3580	3123232	0,7170
1131111	0,1622	2131111	0,3490	3131111	0,6780
1131112	0,1652	2131112	0,3494	3131112	0,6802
1131121	0,1682	2131121	0,3498	3131121	0,6824
1131122	0,1712	2131122	0,3502	3131122	0,6845
1131131	0,1742	2131131	0,3507	3131131	0,6867
1131132	0,1772	2131132	0,3511	3131132	0,6889
1131211	0,1802	2131211	0,3515	3131211	0,6911
1131212	0,1832	2131212	0,3519	3131212	0,6933
1131221	0,1862	2131221	0,3523	3131221	0,6955
1131222	0,1892	2131222	0,3527	3131222	0,6976
1131231	0,1922	2131231	0,3532	3131231	0,6998
1131232	0,1952	2131232	0,3536	3131232	0,7020
1132111	0,1982	2132111	0,3540	3132111	0,7040
1132112	0,2012	2132112	0,3544	3132112	0,7060
1132121	0,2042	2132121	0,3548	3132121	0,7080
1132122	0,2072	2132122	0,3552	3132122	0,7100
1132131	0,2102	2132131	0,3557	3132131	0,7120

1132132	0,2132	2132132	0,3561	3132132	0,7140
1132211	0,2162	2132211	0,3565	3132211	0,7160
1132212	0,2192	2132212	0,3569	3132212	0,7180
1132221	0,2222	2132221	0,3573	3132221	0,7200
1132222	0,2252	2132222	0,3577	3132222	0,7220
1132231	0,2282	2132231	0,3582	3132231	0,7240
1132232	0,2312	2132232	0,3586	3132232	0,7260
1133111	0,2342	2133111	0,3590	3133111	0,7280
1133112	0,2375	2133112	0,3595	3133112	0,7300
1133121	0,2408	2133121	0,3599	3133121	0,7320
1133122	0,2441	2133122	0,3604	3133122	0,7340
1133131	0,2474	2133131	0,3608	3133131	0,7360
1133132	0,2507	2133132	0,3613	3133132	0,7380
1133211	0,2539	2133211	0,3617	3133211	0,7400
1133212	0,2572	2133212	0,3622	3133212	0,7420
1133221	0,2605	2133221	0,3626	3133221	0,7440
1133222	0,2638	2133222	0,3631	3133222	0,7460
1133231	0,2671	2133231	0,3635	3133231	0,7480
1133232	0,2704	2133232	0,3640	3133232	0,7500
1211111	0,1560	2211111	0,3300	3211111	0,6350
1211112	0,1564	2211112	0,3321	3211112	0,6370
1211121	0,1568	2211121	0,3343	3211121	0,6390
1211122	0,1572	2211122	0,3364	3211122	0,6410
1211131	0,1577	2211131	0,3386	3211131	0,6430
1211132	0,1581	2211132	0,3407	3211132	0,6450
1211211	0,1585	2211211	0,3428	3211211	0,6470
1211212	0,1589	2211212	0,3450	3211212	0,6490
1211221	0,1593	2211221	0,3471	3211221	0,6510
1211222	0,1597	2211222	0,3493	3211222	0,6530
1211231	0,1602	2211231	0,3514	3211231	0,6550
1211232	0,1606	2211232	0,3536	3211232	0,6570
1212111	0,1610	2212111	0,3557	3212111	0,6589
1212112	0,1614	2212112	0,3578	3212112	0,6608
1212121	0,1618	2212121	0,3600	3212121	0,6627
1212122	0,1623	2212122	0,3621	3212122	0,6647
1212131	0,1627	2212131	0,3642	3212131	0,6666
1212132	0,1631	2212132	0,3664	3212132	0,6685
1212211	0,1635	2212211	0,3685	3212211	0,6704
1212212	0,1639	2212212	0,3706	3212212	0,6723
1212221	0,1643	2212221	0,3728	3212221	0,6743
1212222	0,1647	2212222	0,3750	3212222	0,6762
1212231	0,1651	2212231	0,3770	3212231	0,6781
1212232	0,1655	2212232	0,3792	3212232	0,6800

1213111	0,1660	2213111	0,3813	3213111	0,6812
1213112	0,1664	2213112	0,3836	3213112	0,6838
1213121	0,1668	2213121	0,3860	3213121	0,6857
1213122	0,1672	2213122	0,3883	3213122	0,6877
1213131	0,1676	2213131	0,3906	3213131	0,6896
1213132	0,1680	2213132	0,3930	3213132	0,6915
1213211	0,1685	2213211	0,3953	3213211	0,6934
1213212	0,1690	2213212	0,3977	3213212	0,6953
1213221	0,1695	2213221	0,4000	3213221	0,6972
1213222	0,1700	2213222	0,4023	3213222	0,6992
1213231	0,1705	2213231	0,4047	3213231	0,7011
1213232	0,1710	2213232	0,4070	3213232	0,7030
1221111	0,1670	2221111	0,3780	3221111	0,6950
1221112	0,1701	2221112	0,3801	3221112	0,6990
1221121	0,1733	2221121	0,3822	3221121	0,7030
1221122	0,1764	2221122	0,3842	3221122	0,7070
1221131	0,1796	2221131	0,3863	3221131	0,7110
1221132	0,1828	2221132	0,3884	3221132	0,7150
1221211	0,1860	2221211	0,3905	3221211	0,7190
1221212	0,1892	2221212	0,3926	3221212	0,7230
1221221	0,1922	2221221	0,3947	3221221	0,7270
1221222	0,1954	2221222	0,3967	3221222	0,7310
1221231	0,1986	2221231	0,3988	3221231	0,7350
1221232	0,2018	2221232	0,4009	3221232	0,7390
1222111	0,2050	2222111	0,4030	3222111	0,7427
1222112	0,2083	2222112	0,4051	3222112	0,7463
1222121	0,2115	2222121	0,4072	3222121	0,7500
1222122	0,2148	2222122	0,4092	3222122	0,7537
1222131	0,2180	2222131	0,4113	3222131	0,7573
1222132	0,2216	2222132	0,4134	3222132	0,7610
1222211	0,2245	2222211	0,4155	3222211	0,7647
1222212	0,2278	2222212	0,4176	3222212	0,7683
1222221	0,2310	2222221	0,4197	3222221	0,7720
1222222	0,2343	2222222	0,4217	3222222	0,7757
1222231	0,2375	2222231	0,4238	3222231	0,7793
1222232	0,2408	2222232	0,4259	3222232	0,7830
1223111	0,2440	2223111	0,4280	3223111	0,7867
1223112	0,2475	2223112	0,4303	3223112	0,7903
1223121	0,2511	2223121	0,4325	3223121	0,7940
1223122	0,2546	2223122	0,4348	3223122	0,7977
1223131	0,2582	2223131	0,4371	3223131	0,8013
1223132	0,2617	2223132	0,4394	3223132	0,8050
1223211	0,2653	2223211	0,4416	3223211	0,8087

1223212	0,2688	2223212	0,4439	3223212	0,8123
1223221	0,2724	2223221	0,4462	3223221	0,8160
1223222	0,2759	2223222	0,4485	3223222	0,8197
1223231	0,2795	2223231	0,4507	3223231	0,8233
1223232	0,2840	2223232	0,4530	3223232	0,8270
1231111	0,2750	2231111	0,4220	3231111	0,7880
1231112	0,2774	2231112	0,4239	3231112	0,7906
1231121	0,2798	2231121	0,4258	3231121	0,7933
1231122	0,2822	2231122	0,4277	3231122	0,7959
1231131	0,2846	2231131	0,4296	3231131	0,7985
1231132	0,2870	2231132	0,4315	3231132	0,8012
1231211	0,2895	2231211	0,4333	3231211	0,8038
1231212	0,2919	2231212	0,4352	3231212	0,8065
1231221	0,2943	2231221	0,4371	3231221	0,8091
1231222	0,2967	2231222	0,4390	3231222	0,8117
1231231	0,2991	2231231	0,4409	3231231	0,8144
1231232	0,3015	2231232	0,4428	3231232	0,8170
1232111	0,3040	2232111	0,4447	3232111	0,8194
1232112	0,3065	2232112	0,4466	3232112	0,8218
1232121	0,3090	2232121	0,4485	3232121	0,8242
1232122	0,3115	2232122	0,4504	3232122	0,8267
1232131	0,3140	2232131	0,4523	3232131	0,8291
1232132	0,3165	2232132	0,4542	3232132	0,8315
1232211	0,3190	2232211	0,4560	3232211	0,8339
1232212	0,3215	2232212	0,4579	3232212	0,8363
1232221	0,3240	2232221	0,4598	3232221	0,8387
1232222	0,3265	2232222	0,4617	3232222	0,8412
1232231	0,3290	2232231	0,4636	3232231	0,8436
1232232	0,3315	2232232	0,4655	3232232	0,8460
1233111	0,3340	2233111	0,4674	3233111	8,8484
1233112	0,3367	2233112	0,4695	3233112	0,8508
1233121	0,3395	2233121	0,4715	3233121	0,8532
1233122	0,3422	2233122	0,4736	3233122	0,8557
1233131	0,3449	2233131	0,4756	3233131	0,8581
1233132	0,3476	2233132	0,4777	3233132	0,8605
1233211	0,3504	2233211	0,4797	3233211	0,8629
1233212	0,3531	2233212	0,4818	3233212	0,8653
1233221	0,3558	2233221	0,4839	3233221	0,8677
1233222	0,3585	2233222	0,4859	3233222	0,8702
1233231	0,3613	2233231	0,4880	3233231	0,8726
1233232	0,3640	2233232	0,4900	3233232	0,8750
1311111	0,3120	2311111	0,4200	3311111	0,8120
1311112	0,3148	2311112	0,4263	3311112	0,8144

1311121	0,3175	2311121	0,4326	3311121	0,8167
1311122	0,3203	2311122	0,4389	3311122	0,8191
1311131	0,3230	2311131	0,4452	3311131	0,8215
1311132	0,3258	2311132	0,4515	3311132	0,8238
1311211	0,3285	2311211	0,4578	3311211	0,8262
1311212	0,3313	2311212	0,4642	3311212	0,8285
1311221	0,3340	2311221	0,4705	3311221	0,8309
1311222	0,3368	2311222	0,4768	3311222	0,8333
1311231	0,3395	2311231	0,4831	3311231	0,8356
1311232	0,3423	2311232	0,4894	3311232	0,8380
1312111	0,3450	2312111	0,4957	3312111	0,8402
1312112	0,3477	2312112	0,5020	3312112	0,8423
1312121	0,3503	2312121	0,5083	3312121	0,8445
1312122	0,3530	2312122	0,5146	3312122	0,8467
1312131	0,3557	2312131	0,5209	3312131	0,8488
1312132	0,3583	2312132	0,5272	3312132	0,8510
1312211	0,3610	2312211	0,5335	3312211	0,8532
1312212	0,3637	2312212	0,5399	3312212	0,8553
1312221	0,3663	2312221	0,5462	3312221	0,8575
1312222	0,3690	2312222	0,5525	3312222	0,8597
1312231	0,3717	2312231	0,5588	3312231	0,8618
1312232	0,3743	2312232	0,5651	3312232	0,8640
1313111	0,3770	2313111	0,5714	3313111	0,8663
1313112	0,3800	2313112	0,5783	3313112	0,8685
1313121	0,3830	2313121	0,5851	3313121	0,8708
1313122	0,3860	2313122	0,5920	3313122	0,8730
1313131	0,3890	2313131	0,5989	3313131	0,8753
1313132	0,3920	2313132	0,6058	3313132	0,8775
1313211	0,3950	2313211	0,6126	3313211	0,8798
1313212	0,3980	2313212	0,6195	3313212	0,8820
1313221	0,4010	2313221	0,6264	3313221	0,8843
1313222	0,4040	2313222	0,6333	3313222	0,8865
1313231	0,4070	2313231	0,6401	3313231	0,8888
1313232	0,4100	2313232	0,6470	3313232	0,8910
1321111	0,3640	2321111	0,5870	3321111	0,8730
1321112	0,3673	2321112	0,5897	3321112	0,8753
1321121	0,3706	2321121	0,5923	3321121	0,8775
1321122	0,3739	2321122	0,5950	3321122	0,8798
1321131	0,3773	2321131	0,5977	3321131	0,8821
1321132	0,3806	2321132	0,6003	3321132	0,8844
1321211	0,3839	2321211	0,6030	3321211	0,8866
1321212	0,3872	2321212	0,6057	3321212	0,8889
1321221	0,3905	2321221	0,6083	3321221	0,8912

1321222	0,3938	2321222	0,6110	3321222	0,8935
1321231	0,3972	2321231	0,6137	3321231	0,8957
1321232	0,4005	2321232	0,6163	3321232	0,8980
1322111	0,4038	2322111	0,6190	3322111	0,9000
1322112	0,4071	2322112	0,6217	3322112	0,9022
1322121	0,4104	2322121	0,6243	3322121	0,9042
1322122	0,4137	2322122	0,6270	3322122	0,9063
1322131	0,4171	2322131	0,6297	3322131	0,9084
1322132	0,4204	2322132	0,6323	3322132	0,9105
1322211	0,4237	2322211	0,6350	3322211	0,9126
1322212	0,4270	2322212	0,6377	3322212	0,9147
1322221	0,4303	2322221	0,6403	3322221	0,9167
1322222	0,4336	2322222	0,6430	3322222	0,9188
1322231	0,4370	2322231	0,6457	3322231	0,9209
1322232	0,4403	2322232	0,6483	3322232	0,9230
1323111	0,4436	2323111	0,6510	3323111	0,9251
1323112	0,4472	2323112	0,6539	3323112	0,9272
1323121	0,4508	2323121	0,6568	3323121	0,9292
1323122	0,4543	2323122	0,6597	3323122	0,9313
1323131	0,4579	2323131	0,6626	3323131	0,9334
1323132	0,4615	2323132	0,6655	3323132	0,9355
1323211	0,4651	2323211	0,6685	3323211	0,9376
1323212	0,4687	2323212	0,6714	3323212	0,9397
1323221	0,4723	2323221	0,6743	3323221	0,9417
1323222	0,4758	2323222	0,6772	3323222	0,9438
1323231	0,4794	2323231	0,6801	3323231	0,9459
1323232	0,4830	2323232	0,6830	3323232	0,9480
1331111	0,4610	2331111	0,6710	3331111	0,9270
1331112	0,4626	2331112	0,6718	3331112	0,9292
1331121	0,4642	2331121	0,6726	3331121	0,9314
1331122	0,4657	2331122	0,6734	3331122	0,9335
1331131	0,4673	2331131	0,6742	3331131	0,9357
1331132	0,4689	2331132	0,6750	3331132	0,9379
1331211	0,4705	2331211	0,6758	3331211	0,9401
1331212	0,4721	2331212	0,6767	3331212	0,9423
1331221	0,4737	2331221	0,6775	3331221	0,9445
1331222	0,4752	2331222	0,6783	3331222	0,9466
1331231	0,4768	2331231	0,6791	3331231	0,9488
1331232	0,4784	2331232	0,6799	3331232	0,9510
1332111	0,4800	2332111	0,6807	3332111	0,9530
1332112	0,4817	2332112	0,6815	3332112	0,9550
1332121	0,4834	2332121	0,6823	3332121	0,9570
1332122	0,4850	2332122	0,6831	3332122	0,9590

1332131	0,4867	2332131	0,6836	3332131	0,9610
1332132	0,4884	2332132	0,6841	3332132	0,9630
1332211	0,4900	2332211	0,6849	3332211	0,9650
1332212	0,4917	2332212	0,6854	3332212	0,9670
1332221	0,4933	2332221	0,6859	3332221	0,9690
1332222	0,4950	2332222	0,6864	3332222	0,9710
1332231	0,4967	2332231	0,6869	3332231	0,9730
1332232	0,4983	2332232	0,6877	3332232	0,9750
1333111	0,5000	2333111	0,6903	3333111	0,9771
1333112	0,5018	2333112	0,6912	3333112	0,9792
1333121	0,5036	2333121	0,6921	3333121	0,9812
1333122	0,5055	2333122	0,6929	3333122	0,9833
1333131	0,5073	2333131	0,6938	3333131	0,9854
1333132	0,5091	2333132	0,6947	3333132	0,9875
1333211	0,5109	2333211	0,6956	3333211	0,9896
1333212	0,5127	2333212	0,6965	3333212	0,9917
1333221	0,5145	2333221	0,6974	3333221	0,9937
1333222	0,5164	2333222	0,6982	3333222	0,9958
1333231	0,5182	2333231	0,6991	3333231	0,9979
1333232	0,5200	2333232	0,7000	3333232	1,0000

2.3. Алгоритм оценки и снижения аэрологических рисков I ранга

Алгоритм снижения аэрологических рисков состоит в переборе всех возможных вариантов по снижению риска путем понижения степени уязвимости вентиляционных показателей, в выборе из них оптимального варианта и разработке для реализации этого варианта технологических, технических, организационно-технических мероприятий (рис. 2.2).

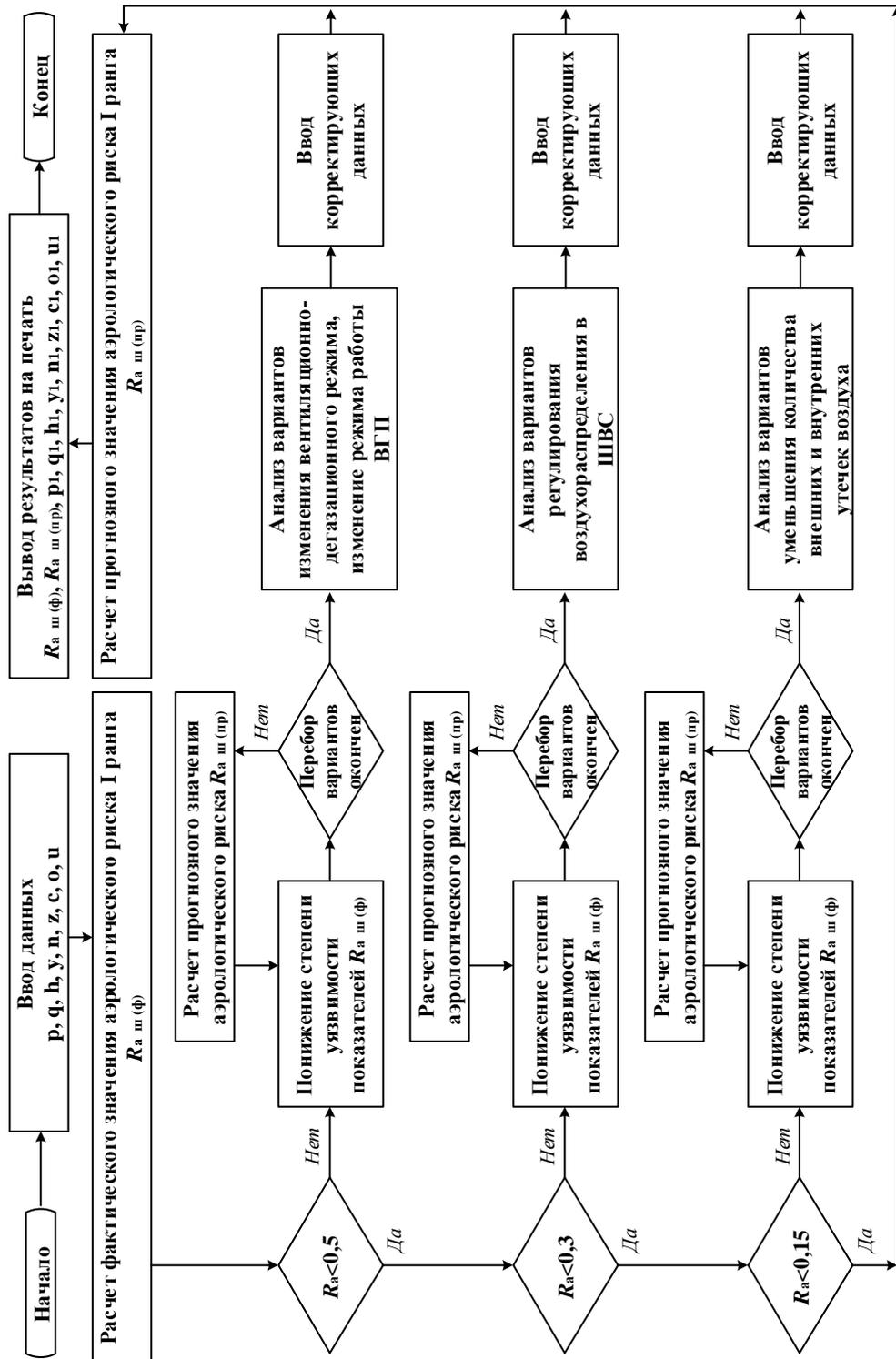


Рисунок 2.2 – Блок-схема алгоритма расчета и снижения аэрологического риска I ранга

(p – пылеобразующая способность пласта; q – метанообильность; h – депрессия шахты; y – устойчивость проветривания шахты; n – степень влияния направления движения струй на утечки воздуха; z – степень влияния способа вентиляции на загазирование выработок при остановке ВГП; c – степень устойчивости совместной работы ВГП; o – обеспеченность шахты воздухом; u – внешние утечки воздуха)

3. МЕТОДИКА ОЦЕНКИ АЭРОЛОГИЧЕСКИХ РИСКОВ II РАНГА ДЛЯ УГОЛЬНЫХ ШАХТ

3.1. Иерархическая структура и формулы расчета аэрологических рисков II ранга

Уязвимость вентиляции на уровне рисков II ранга включает: уязвимость схем и способов вентиляции крыльев шахт и уязвимость вентиляционных сооружений. В свою очередь, уязвимость схем вентиляции крыльев шахты определяется: величиной депрессии откаточного и вентиляционного магистральных штреков, которая зависит от вида штрека (полевой, пластовый), способа охраны (целик-целик, целик-выработанное пространство, выработанное пространство-выработанное пространство); степенью влияния направления движения свежей и исходящей струй на утечки воздуха; устойчивостью проветривания крыла шахты; величиной тепловой депрессии наклонных выработок.

Уязвимость способов вентиляции на уровне рисков II ранга включает: степень влияния способа вентиляции на загазирование выработок при остановке вентиляторов главного проветривания. Уязвимость вентиляционных сооружений определяется степенью их влияния на устойчивость проветривания.

Представленные показатели опасности и уязвимости в структуре рисков II ранга иерархически увязаны в функциональную систему, отраженную на рис. 3.1.

Таким образом, представленная методология конструирования архитектуры аэрологической безопасности, включающая оценки аэрологических рисков, позволяет количественно оценить эффективность различных способов совершенствования шахтной вентиляции.

Показатели коэффициента опасности возникновения аварии для крыльев угольных шахт в зависимости от установленного кода показателей опасности приведены в табл. 3.1.

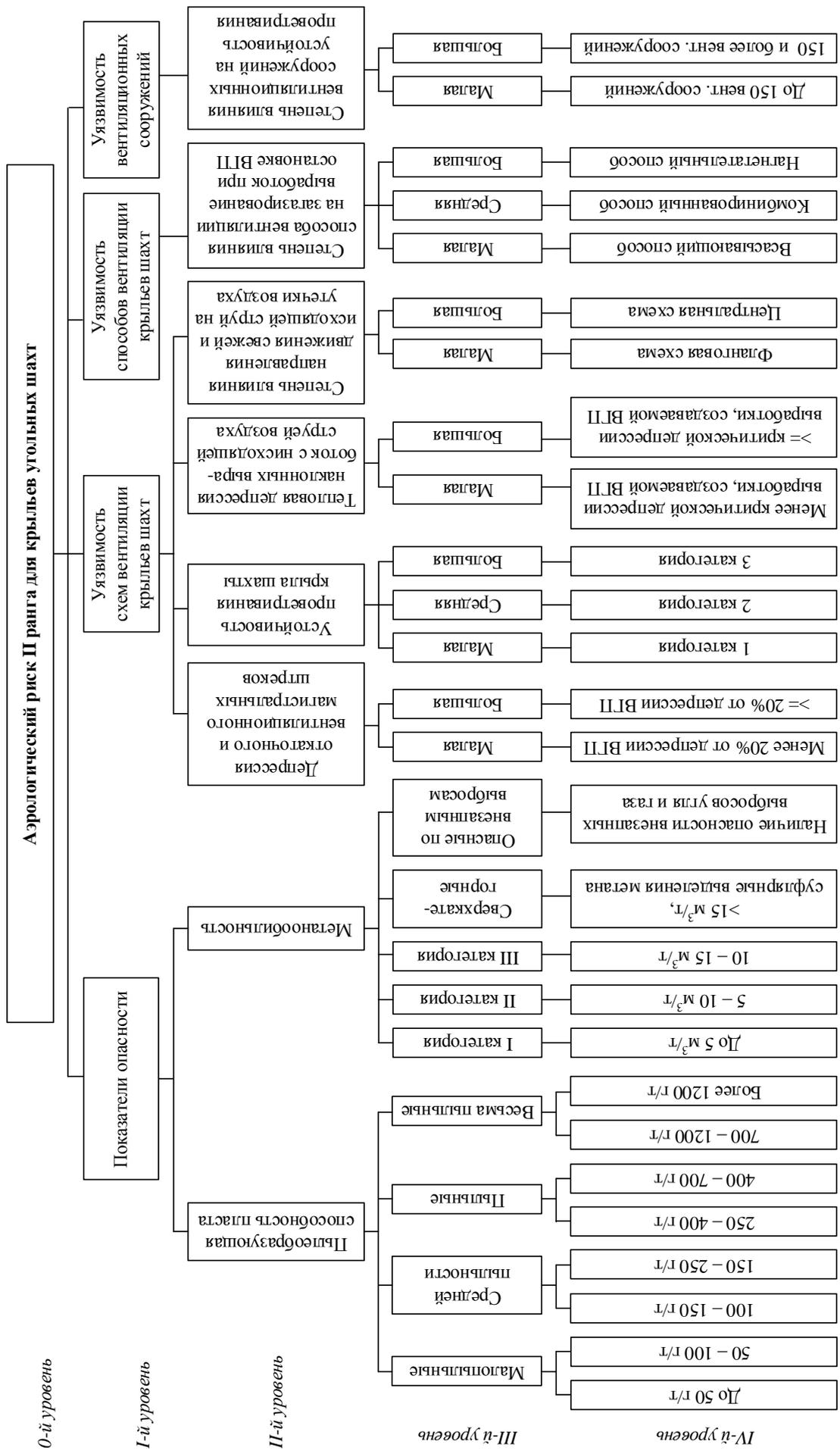


Рисунок 3.1. Иерархическая структура аэрологического риска II ранга

Таблица 3.1 – Показатели коэффициента опасности возникновения аварии для крыльев угольных шахт в зависимости от установленного кода показателей опасности

Показатели опасности	Степень опасности	Значение показателя опасности	Код	Коэффициент значимости показателя опасности
Пылеобразующая способность пласта	Малопыльные	До 50 г/т	1	0,3
		50-100 г/т	2	
	Средней пыльности	100-150 г/т	3	
		150-250 г/т	4	
	Пыльные	250-400 г/т	5	
		400-700 г/т	6	
	Весьма пыльные	700-1200 г/т	7	
		Более 1200 г/т	8	
Относительная метанообильность	I	До 5 м ³ /т	1	0,7
	II	От 5 до 10 м ³ /т	2	
	III	От 10 до 15 м ³ /т	3	
	Сверхкатегорные	>15 м ³ /т, суфлярные выделения метана	4	
		Опасные по внезапным выбросам	Наличие опасности внезапных выбросов угля и газа	

Показатели уязвимости вентиляции крыла угольной шахты приведены в табл. 3.2.

Таблица 3.2 – Показатели уязвимости вентиляции крыла угольной шахты

№ п/п	Показатели уязвимости	Степень уязвимости	Значение показателя уязвимости	Код	Коэффициент значимости показателя уязвимости
1	Депрессия откаточного и вентиляционного магистральных штреков	Малая	Менее 20 % от депрессии ВГП	1	0,3
		Большая	Более 20 % от депрессии ВГП	2	
2	Устойчивость проветривания крыла шахты	Малая	1	1	0,2
		Средняя	2	2	
		Большая	3	3	
3	Тепловая депрессия наклонных выработок	Малая	Менее критической депрессии выработки, создаваемой ВГП	1	0,2
		Большая	>= критической депрессии выработки, создаваемой ВГП	2	

4	Степень влияния направления движения свежей и исходящей струй на утечки воздуха	Малая	Фланговая	1	0,1
		Большая	Центральная	2	
5	Степень влияния способа вентиляции на загазирование выработок при остановке вентиляторов главного проветривания	Малая	Всасывающий способ	1	0,1
		Средняя	Комбинированный способ	2	
		Большая	Нагнетательный способ	3	
6	Степень влияния вентиляционных сооружений на устойчивость проветривания	Малая	До 150 вент. сооружений	1	0,1
		Большая	150 и более вент. сооружений	2	

По полученным результатам определяется степень аэрологического риска II ранга для крыльев шахт (табл. 3.3) и принимаются решения по предотвращению и минимизации чрезвычайных ситуаций.

Таблица 3.3 – Оценка степени аэрологического риска II ранга для крыльев шахт по величине коэффициента риска

Степень аэрологического риска II ранга	$R_{a\text{кш}}$
Малая (нормальный уровень безопасности)	Не более 0,15
Умеренная (пониженный уровень безопасности)	Свыше 0,15, но не более 0,3
Большая (неудовлетворительный уровень безопасности)	Свыше 0,3, но не более 0,5
Аварийная ситуация	Свыше 0,5

Аэрологический риск II ранга ($R_{a\text{кш}}$) рассчитывается по формуле

$$R_{a\text{кш}} = \lambda_{\text{кш}} \nu_{\text{кш}} \quad (3.1)$$

где $\lambda_{\text{кш}}$ – коэффициент опасности возникновения аварии для крыла шахты;

$\nu_{\text{кш}}$ – коэффициент уязвимости вентиляции крыла шахты.

$$\lambda_{\text{кш}} = (\delta_{\text{пкш}} q_{\text{пкш}} + \delta_{\text{гкш}} q_{\text{гкш}}) \lambda_{0\text{кш}} \quad (3.2)$$

где $\delta_{\text{пкш}}$ – коэффициент значимости пылевого фактора для крыла шахты

$q_{\text{пкш}}$ – значение кода показателя опасности шахтопластов по удельному пылевыделению для крыла шахты;

$\delta_{\text{гкш}}$ – коэффициент значимости газового фактора для крыла шахты;

$q_{\text{гкш}}$ – значение кода показателя опасности шахты по относительной газообильности для крыла шахты;

$\lambda_{0\text{кш}}$ – нормирующий множитель.

$$v_{\text{кш}} = (\varphi_{\text{свк}} a_{\text{свк}} + \varphi_{\text{спк}} a_{\text{спк}} + \varphi_{\text{вск}} a_{\text{вск}}) v_{1\text{к}}, \quad (3.3)$$

где $\varphi_{\text{свк}}$ – коэффициент значимости уязвимости схемы вентиляции крыла шахты;

$a_{\text{свк}}$ – значение кода уязвимости схемы вентиляции крыла шахты;

$\varphi_{\text{спк}}$ – коэффициент значимости уязвимости способа вентиляции шахты;

$a_{\text{спк}}$ – значение кода уязвимости способа вентиляции крыла шахты;

$\varphi_{\text{вск}}$ – коэффициент значимости уязвимости вентиляционных сооружений крыла шахты;

$a_{\text{вск}}$ – значение кода уязвимости вентиляционных сооружений крыла шахты;

$v_{1\text{к}}$ – нормирующий множитель.

Раскладывая значения показателей в формуле (3.3), имеем:

$$\varphi_{\text{свк}} = (\varphi_{\text{свкд}} a_{\text{свкд}} + \varphi_{\text{свкн}} a_{\text{свкн}} + \varphi_{\text{свкку}} a_{\text{свкку}} + \varphi_{\text{свкт}} a_{\text{свкт}}) v_{2\text{к}}, \quad (3.4)$$

где $\varphi_{\text{свкд}}$ – коэффициент значимости влияния величины депрессии откаточного и вентиляционного магистральных штреков;

$a_{\text{свкд}}$ – значение кода уязвимости схемы вентиляции крыла шахты в зависимости от величины депрессии откаточного и вентиляционного магистральных штреков;

$\varphi_{\text{свкн}}$ – коэффициент значимости степени влияния направления движения свежей и исходящих струй на утечки воздуха;

$a_{\text{свкн}}$ – значение кода уязвимости схемы вентиляции шахты в зависимости от степени влияния направления движения свежей и исходящих струй на утечки воздуха;

$\varphi_{\text{свкку}}$ – коэффициент значимости влияния устойчивости проветривания на уязвимость схемы вентиляции крыла шахты;

$a_{\text{свкку}}$ – значение кода уязвимости схемы вентиляции крыла шахты в зависимости от устойчивости проветривания;

$\varphi_{\text{свкт}}$ – коэффициент значимости величины тепловой депрессии наклонных выработок;

$a_{\text{СВКД}}$ – значение кода значимости величины тепловой депрессии наклонных выработок;

$v_{2\text{к}}$ – нормирующий множитель.

$$\varphi_{\text{СПК}} = (\varphi_{\text{СПЗК}} a_{\text{СПЗК}}) v_{3\text{к}}, \quad (3.5)$$

где $\varphi_{\text{СПЗК}}$ – коэффициент значимости степени влияния способа вентиляции крыла шахты на загазирование выработок при внезапной остановке вентилятора главного проветривания;

$a_{\text{СПЗК}}$ – значение кода уязвимости степени влияния способа вентиляции крыла шахты на загазирование выработок при внезапной остановке вентилятора главного проветривания;

$v_{3\text{к}}$ – нормирующий множитель.

$$\varphi_{\text{ВСК}} = \varphi_{\text{ВСК}} a_{\text{ВСК}} v_{4\text{к}}, \quad (3.6)$$

где $\varphi_{\text{ВСК}}$ – коэффициент значимости степени влияния вентиляционных сооружений на устойчивость проветривания;

$a_{\text{ВСК}}$ – значение кода степени влияния вентиляционных сооружений на устойчивость проветривания;

$v_{4\text{к}}$ – нормирующий множитель.

3.2. Справочные данные по коэффициентам опасности и уязвимости для расчета рисков II ранга

Таблица 3.4 – Значения коэффициента опасности $\lambda_{\text{кш}}$ возникновения аварии для шахты

Код	Значение $\lambda_{\text{кш}}$						
11	0,15	21	0,2	31	0,25	41	0,275
12	0,275	22	0,325	32	0,375	42	0,4
13	0,525	23	0,575	33	0,625	43	0,65
14	0,65	24	0,7	34	0,75	44	0,775
15	0,775	25	0,825	35	0,875	45	0,9
51	0,3	61	0,325	71	0,35	81	0,375
52	0,425	62	0,45	72	0,475	82	0,5
53	0,675	63	0,7	73	0,725	83	0,75
54	0,8	64	0,825	74	0,85	84	0,875
55	0,925	65	0,95	75	0,975	85	1,00

Таблица 3.5 – Значения коэффициента уязвимости $\nu_{\text{кш}}$ вентиляции крыла угольной шахты

Код	Значение $\nu_{\text{кш}}$	Код	Значение $\nu_{\text{кш}}$
111111	0,12	211111	0,4
111112	0,1277	211112	0,4176
111121	0,1357	211121	0,4352
111122	0,1436	211122	0,4528
111131	0,1514	211131	0,4704
111132	0,1593	211132	0,488
111211	0,1433	211211	0,4392
111212	0,1543	211212	0,4666
111221	0,1654	211221	0,4939
111222	0,1764	211222	0,5213
111231	0,1875	211231	0,5486
111232	0,1985	211232	0,576
112111	0,159	212111	0,461
112112	0,1708	212112	0,4901
112121	0,1826	212121	0,5192
112122	0,1944	212122	0,5483
112131	0,2062	212131	0,5774
112132	0,218	212132	0,6065
112211	0,1962	212211	0,5459
112212	0,2124	212212	0,5871
112221	0,2285	212221	0,6283
112222	0,2447	212222	0,6696
112231	0,2608	212231	0,7108
112232	0,277	212232	0,752
121111	0,195	221111	0,631
121112	0,206	221112	0,6423
121121	0,217	221121	0,6535
121122	0,228	221122	0,6648
121131	0,239	221131	0,6760
121132	0,25	221132	0,6873
121211	0,225	221211	0,6185
121212	0,241	221212	0,6435
121221	0,257	221221	0,6685
121222	0,273	221222	0,6935
121231	0,289	221231	0,7185
121232	0,305	221232	0,7435
122111	0,244	222111	0,5948
122112	0,2611	222112	0,6209
122121	0,2782	222121	0,6470
122122	0,2953	222122	0,6732

122131	0,3124	222131	0,6993
122132	0,3295	222132	0,7254
122211	0,2966	222211	0,6529
122212	0,3203	222212	0,6935
122221	0,344	222221	0,7341
122222	0,3676	222222	0,7748
122231	0,3913	222231	0,8154
122232	0,415	222232	0,856
131111	0,375	231111	0,815
131112	0,3863	231112	0,8243
131121	0,3975	231121	0,8335
131122	0,4088	231122	0,8423
131131	0,4200	231131	0,8520
131132	0,4313	231132	0,8613
131211	0,3881	231211	0,7751
131212	0,4079	231212	0,8016
131221	0,4279	231221	0,8281
131222	0,4477	231222	0,8545
131231	0,4676	231231	0,8810
131232	0,4875	231232	0,9075
132111	0,390	232111	0,726
132112	0,411	232112	0,7534
132121	0,432	232121	0,7808
132122	0,453	232122	0,8082
132131	0,474	232131	0,8356
132132	0,495	232132	0,863
132211	0,4455	232211	0,7768
132212	0,4764	232212	0,8214
132221	0,5073	232221	0,8661
132222	0,5382	232222	0,9107
132231	0,5691	232231	0,9554
132232	0,6	232232	1,00

3.3. Алгоритм оценки и снижения аэрологических рисков II ранга

Алгоритм снижения аэрологических рисков состоит в переборе всех возможных вариантов по снижению риска путем понижения степени уязвимости вентиляционных показателей, в выборе из них оптимального варианта и разработке для реализации этого варианта технологических, технических, организационно-технических мероприятий (рис. 3.2).

4. МЕТОДИКА ОЦЕНКИ АЭРОЛОГИЧЕСКИХ РИСКОВ III РАНГА ДЛЯ УГОЛЬНЫХ ШАХТ

4.1. Иерархическая структура и виды аэрологических рисков III ранга

Наиболее частыми авариями в угольных шахтах являются взрывы газа и пыли на выемочных участках и в подготовительных выработках, т.е. реализация аэрологических рисков III ранга, причем подготовительные выработки характеризуются большей взрывоопасностью по сравнению с выемочными участками. Последствия реализации аэрологических рисков III ранга могут быть такими, что может выйти из строя крыло шахты или вся шахта в целом. Поэтому наиболее разветвленной структурной схемой обладают аэрологические риски III ранга (рис. 4.1), включающие основные опасности на выемочных участках и в подготовительных выработках и основные виды уязвимости схем вентиляции выемочных участков и способов проветривания тупиковых выработок.

Показатели аэрологических рисков III ранга представлены в табл. 4.1.

Таблица 4.1 – Показатели аэрологических рисков III ранга

Показатели аэрологических рисков III ранга	Примечание
Аэрологический риск R_a на выемочных участках	Зависит от удельного пылевыведения, относительной газообильности, уязвимости выемочного участка
Аэрологический риск аварий $R_{ту в}$ на выемочных участках, возникающих под влиянием тяжелых углеводородов	Зависит от содержания тяжелых углеводородов в остаточных газах углей (марки Д, Г, ДГ, ГЖ, Ж, КЖ, К, КС, ОС), метаноносности угольных пластов, удельного пылевыведения, глубины ведения горных работ и уязвимости выемочного участка по технологическим факторам
Обобщенный показатель прогнозного значения аэрологического риска $Q_{пр}$	Зависит от удельного пылевыведения, относительной газообильности, уязвимости выемочного участка, учитывает склонность пластов к самовозгоранию и горным ударам, применение дегазации, газоотсасывающих установок и газодренажного штрека
Риск загазирования участка $R_{заг.уч, сут^{-1}}$	Учитывает среднестатистические данные интенсивности отказов в выработках и схему проветривания выемочного участка
Риск загазирования участка $R_{заг.уч}$ при повторном использовании выработки, $сут^{-1}$	Учитывает среднестатистические данные интенсивности отказов в выработках и схему проветривания выемочного участка, а также повторное использование выработки
Аэрологический риск аварий в подготовительных выработках R_a	Зависит от удельного пылевыведения, относительной газообильности, уязвимости подготовительных выработок
Аэрологический риск аварий $R_{ту п в}$ подготовительных выработках, возникающих под влиянием тяжелых углеводородов	Зависит от содержания тяжелых углеводородов в остаточных газах углей (марки Д, Г, ДГ, ГЖ, Ж, КЖ, К, КС, ОС), метаноносности угольных пластов, удельного пылевыведения, глубины ведения работ и уязвимости подготовительной выработки по технологическим факторам
Прогнозный показатель аэрологического риска в подготовительных выработках $Q_{пр}$	Зависит от удельного пылевыведения, относительной газообильности, уязвимости подготовительных выработок, учитывает склонность пластов к самовозгоранию и горным ударам, применение дегазации

4.2. Формулы расчета аэрологических рисков аварий III ранга

4.2.1. Оценка аэрологических рисков аварий на выемочных участках

Аэрологический риск аварий на выемочных участках угольных шахт рассчитывается по формуле:

$$R_a = \lambda \nu_y, \quad (4.1)$$

где λ – коэффициент опасности возникновения аварии, обусловленной фоновыми факторами;

ν_y – коэффициент уязвимости схем вентиляции выемочного участка, обусловленной системными факторами.

Коэффициент опасности λ возникновения аварии, обусловленной пылевым и газовым факторами:

$$\lambda = (\delta_{\text{п}}q_{\text{п}} + \delta_{\text{г}}q_{\text{г}})\lambda_0, \quad (4.2)$$

где $\delta_{\text{п}}$ – коэффициент значимости пылевого фактора;

$q_{\text{п}}$ – значение кода показателя опасности шахтопластов по удельному пылевыведению;

$\delta_{\text{г}}$ – коэффициент значимости газового фактора;

$q_{\text{г}}$ – значение кода показателя опасности шахт по относительной газообильности;

λ_0 – нормирующий множитель.

Коэффициент уязвимости ν_y схем проветривания выемочного участка рассчитывается по формуле

$$\nu_y = (\varphi_{\text{и}}a_{\text{и}} + \varphi_{\text{у}}a_{\text{у}} + \varphi_{\text{н}}a_{\text{н}})\nu_0, \quad (4.3)$$

где $\varphi_{\text{и}}$ – коэффициент значимости степени разбавления вредностей по источникам поступления;

$a_{\text{и}}$ – значение кода уязвимости схем вентиляции по степени разбавления вредностей по источникам поступления;

$\varphi_{\text{у}}$ – коэффициент значимости степени устойчивости проветривания;

$a_{\text{у}}$ – значение кода уязвимости схем вентиляции по степени устойчивости проветривания;

$\varphi_{\text{н}}$ – коэффициент значимости показателя, учитывающего направление движения свежей и исходящей струй воздуха;

$a_{\text{н}}$ – значение кода уязвимости схем вентиляции, учитывающего направление движения свежей и исходящей струй воздуха;

ν_0 – нормирующий множитель.

Показатели опасности для выемочных участков приведены в табл. 4.2.

Показатели уязвимости схем вентиляции выемочных участков приведены в табл. 4.3.

Таблица 4.2 – Показатели коэффициента опасности для выемочных участков в зависимости от установленного кода показателей опасности

Показатели опасности	Степень опасности	Значение показателя опасности	Код	Коэффициент значимости показателя опасности
Пылеобразующая способность пласта	Малопыльные	До 50 г/т	1	0,3
		50-100 г/т	2	
	Средней пыльности	100-150 г/т	3	
		150-250 г/т	4	
	Пыльные	250-400 г/т	5	
		400-700 г/т	6	
	Весьма пыльные	700-1200 г/т	7	
		Более 1200 г/т	8	
Относительная метанообильность	I	До 5 м ³ /т	1	0,7
	II	От 5 до 10 м ³ /т	2	
	III	От 10 до 15 м ³ /т	3	
	Сверхкатегорные	>15 м ³ /т, суфлярные выделения метана	4	
		Опасные по внезапным выбросам	Наличие опасности внезапных выбросов угля и газа	

Таблица 4.3 – Показатели уязвимости схем вентиляции выемочных участков

№ п/п	Показатели уязвимости	Степень уязвимости	Значение показателя уязвимости	Код	Коэффициент значимости показателя уязвимости
1	Степень разбавления вредностей по источникам поступления	Малая	Полное	1	0,6
		Средняя	Частичное	2	
		Большая	Последовательное	3	
2	Степень устойчивости проветривания как при нормальных, так и при аварийных режимах	Большая	Отсутствие диагоналей	1	0,2
		Малая	Наличие диагоналей	2	
3	Степень влияния направления движения свежей и исходящей струй воздуха	Малая	Прямоточная, комбинированная схемы	1	0,2
		Большая	Возвратноточная схема	2	

По полученным результатам определяется степень аэрологического риска аварий на выемочных участках угольных шахт (табл. 4.4) и принимаются решения по предотвращению и минимизации чрезвычайных ситуаций.

Таблица 4.4 – Оценка степени аэрологического риска по величине коэффициента риска аварий на выемочных участках

Степень аэрологического риска аварии на выемочных участках	R_a
Малая (<i>нормальный уровень безопасности</i>)	Не более 0,15
Умеренная (<i>пониженный уровень безопасности</i>)	Свыше 0,15, но не более 0,3
Большая (<i>неудовлетворительный уровень безопасности</i>)	Свыше 0,3, но не более 0,5
Аварийная ситуация	Свыше 0,5

4.2.2. Оценка аэрологических рисков аварий в подготовительных выработках

Аэрологический риск аварий в подготовительных выработках:

$$R_a = \lambda \cdot p_y, \quad (4.4)$$

где λ – коэффициент опасности;

p_y – коэффициент уязвимости схем и способов вентиляции тупиковых выработок.

Коэффициент уязвимости p_y рассчитывается по формуле:

$$p_y = (\varphi_{за} \cdot a_{ya} + \varphi_{зо} \cdot a_{yo}) \cdot p_0, \quad (4.5)$$

где $\varphi_{за}$ – коэффициент значимости степени влияния активности перемешивания газов в призабойной зоне;

a_{ya} – значение кода уязвимости схем и способов вентиляции по степени влияния активности перемешивания газов в призабойной зоне;

$\varphi_{зо}$ – коэффициент значимости степени влияния зоны отброса газов на проветривание подготовительной выработки;

a_{yo} – значение кода уязвимости способов вентиляции по степени влияния зоны отброса газов на проветривание подготовительной выработки;

p_0 – нормирующий множитель.

Показатели опасности для подготовительных выработок приведены в табл. 4.5. Показатели уязвимости схем вентиляции выемочных участков приведены в табл. 4.6.

Таблица 4.5 – Показатели коэффициента опасности для подготовительных выработок в зависимости от установленного кода показателей опасности

Показатели опасности	Степень опасности	Значение показателя опасности	Код	Коэффициент значимости показателя опасности
Пылеобразующая способность пласта	Малопыльные	До 50 г/т	1	0,3
		50-100 г/т	2	
	Средней пыльности	100-150 г/т	3	
		150-250 г/т	4	
	Пыльные	250-400 г/т	5	
		400-700 г/т	6	
	Весьма пыльные	700-1200 г/т	7	
		Более 1200 г/т	8	
Относительная метанообильность	I	До 5 м ³ /т	1	0,7
	II	От 5 до 10 м ³ /т	2	
	III	От 10 до 15 м ³ /т	3	
	Сверхкатегорные	>15 м ³ /т, суфлярные выделения метана	4	
	Опасные по внезапным выбросам	Наличие опасности внезапных выбросов угля и газа	5	

Таблица 4.6 – Показатели уязвимости для схем и способов вентиляции подготовительных выработок

№ п/п	Показатели уязвимости	Степень уязвимости	Значение показателя уязвимости	Код	Коэффициент значимости показателя уязвимости
1	Степень влияния активности перемешивания газов в призабойной зоне	Малая	Нагнетательный, комбинированный способы проветривания	1	0,7
		Большая	Всасывающий способ проветривания	2	
2	Степень влияния зоны отброса газов на проветривание подготовительной выработки	Малая	Всасывающий способ проветривания	1	0,3
		Большая	Нагнетательный, комбинированный способы проветривания	2	

По полученным результатам определяется степень аэрологического риска аварий в подготовительных выработках угольных шахт (табл. 4.7) и принимаются решения по предотвращению и минимизации чрезвычайных ситуаций.

Таблица 4.7 – Оценка степени аэрологического риска по величине коэффициента риска аварий в подготовительных выработках угольных шахт

Степень аэрологического риска аварии в подготовительных выработках	R_a
Малая (<i>нормальный уровень безопасности</i>)	Не более 0,15
Умеренная (<i>пониженный уровень безопасности</i>)	Свыше 0,15, но не более 0,3
Большая (<i>неудовлетворительный уровень безопасности</i>)	Свыше 0,3, но не более 0,5
Аварийная ситуация	Свыше 0,5

4.2.3. Оценка аэрологических рисков аварий на выемочных участках, возникающих под влиянием тяжелых углеводородов

Для выемочных участков аэрологический риск аварий ($R_{тув}$) по влиянию тяжелых углеводородов рассчитывается по формуле:

$$R_{тув} = \lambda_{ту} \cdot v_{тув}, \quad (4.6)$$

где $\lambda_{ту}$ – коэффициент опасности возникновения аварии, обусловленный наличием тяжелых углеводородов;

$v_{ту}$ – коэффициент уязвимости выемочного участка по системным (технологическим) факторам, вызванный наличием тяжелых углеводородов.

Коэффициент опасности ($\lambda_{ту}$) возникновения аварии, обусловленный наличием тяжелых углеводородов, рассчитывается по формуле:

$$\lambda_{ту} = (\delta_{ту} \cdot q_{ту} + \delta_{м} \cdot q_{м} + \delta_{п} \cdot q_{п} + \delta_{гл} \cdot q_{гл}) \cdot \lambda_0, \quad (4.7)$$

где $\delta_{ту}$ – коэффициент значимости влияния тяжелых углеводородов;

$q_{ту}$ – значение кода показателя опасности шахтопластов по наличию тяжелых углеводородов;

$\delta_{м}$ – коэффициент значимости метаноносности угольных пластов;

q_m – значение кода показателя опасности метаноносности угольных пластов;

$\delta_{п}$ – коэффициент значимости пылевого фактора;

$q_{п}$ – значение кода показателя опасности шахтопластов по удельному пылевыведению;

$\delta_{гл}$ – коэффициент значимости влияния глубины ведения горных работ;

$q_{гл}$ – значение кода показателя опасности по величине глубины ведения горных работ;

λ_0 – нормирующий множитель.

Коэффициент уязвимости $v_{ту в}$ в выемочного участка по системным (технологическим) факторам рассчитывается по формуле:

$$v_{ту в} = (\varphi_n a_n + \varphi_{ам} a_{ам} + \varphi_{ск} a_{ск} + \varphi_{дл} a_{дл}) \cdot v_0, \quad (4.8)$$

где φ_n – коэффициент значимости влияния нагрузки на очистной забой;

a_n – значение кода уязвимости выемочного участка по величине нагрузки на очистной забой;

$\varphi_{ам}$ – коэффициент значимости абсолютной метанообильности выемочного участка;

$a_{ам}$ – значение кода уязвимости выемочных участков по абсолютной метанообильности;

$\varphi_{ск}$ – коэффициент значимости влияния скорости подвигания очистного забоя;

$a_{ск}$ – значение кода уязвимости выемочного участка по величине скорости подвигания очистного забоя;

$\varphi_{дл}$ – коэффициент значимости влияния длины очистного забоя;

$a_{дл}$ – значение кода уязвимости выемочного участка по величине длины очистного забоя;

v_0 – нормирующий множитель.

Показатели коэффициента опасности и градация их степеней влияния на аэрологические риски представлена в табл. 4.8.

Показатели уязвимости выемочных участков по влиянию тяжелых углеводородов на возникновение аварий, обусловленных системными (технологическими) факторами, представлены в табл. 4.9.

Таблица 4.8 – Показатели опасности аэрологического риска на выемочных участках и в подготовительных выработках по влиянию тяжелых углеводородов

Показатели опасности	Значение показателя опасности	Степень опасности	Код	Коэффициент значимости показателя опасности
Содержание тяжелых углеводородов в остаточных газах углей (марки Д, Г, ДГ, ГЖ, Ж, КЖ, К, КС, ОС), %	<20	Малая	1	0,3
	≥20	Большая	2	
Метаноносность угольных пластов, м ³ /т	<5	Малая	1	0,3
	≥5, <9	Средняя	2	
	≥9	Большая	3	
Удельное пылевыведение, г/т	До 100	Малая	1	0,2
	100-250	Средняя	2	
	250-700	Большая	3	
	≥700	Очень большая	4	
Глубина ведения горных работ, м	<300	Малая	1	0,2
	≥300, <450	Средняя	2	
	≥450 <700	Большая	3	
	≥700	Очень большая	4	

Таблица 4.9 – Показатели уязвимости выемочных участков по влиянию тяжелых углеводородов на возникновение аварий

Показатели уязвимости выемочного участка	Значение показателя уязвимости	Степень уязвимости	Код	Коэффициент значимости показателя уязвимости
Нагрузка на очистной забой, т/сут	<3000	Малая	1	0,3
	≥3000, <6000	Средняя	2	
	≥6000	Большая	3	
Абсолютная метанообильность выемочного участка, м ³ /мин	<20	Малая	1	0,3
	≥20, <70	Средняя	2	
	≥70, <140	Большая	3	
	≥140	Очень большая	4	
Скорость подвигания очистного забоя, м/сут	<3	Малая	1	0,25
	≥3, <9	Средняя	2	
	≥9	Большая	3	
Длина лавы, м	<200	Малая	1	0,15
	≥200, <250	Средняя	2	
	≥250	Большая	3	

4.2.4. Оценка аэрологических рисков аварий в подготовительных выработках, возникающих под влиянием тяжелых углеводородов

Для подготовительных выработок аэрологический риск аварий по влиянию тяжелых углеводородов рассчитывается по формуле:

$$R_{\text{тип}} = \lambda_{\text{ту}} \cdot v_{\text{тип}}. \quad (4.9)$$

Коэффициент опасности ($\lambda_{\text{ту}}$) возникновения аварии, обусловленный наличием тяжелых углеводородов, рассчитывается одинаково как для выемочных участков, так и для подготовительных выработок, по одной и той же формуле (4.7).

Коэффициент уязвимости $v_{\text{тип}}$ подготовительных выработок по системным (технологическим) факторам рассчитывается по формуле:

$$v_{\text{тип}} = (\varphi_{\text{амп}} \cdot a_{\text{амп}} + \varphi_{\text{скп}} \cdot a_{\text{скп}}) \cdot v_{0\text{п}}, \quad (4.10)$$

где $\varphi_{\text{амп}}$ – коэффициент значимости абсолютной метанообильности подготовительной выработки;

$a_{\text{амп}}$ – значение кода уязвимости подготовительной выработки по абсолютной метанообильности;

$\varphi_{\text{скп}}$ – коэффициент значимости скорости подвигания забоя подготовительной выработки;

$a_{\text{скп}}$ – значение кода уязвимости подготовительной выработки по скорости ее проведения;

$v_{0\text{п}}$ – нормирующий множитель.

Показатели уязвимости подготовительных выработок по влиянию тяжелых углеводородов на возникновение аварий, обусловленных системными (технологическими) факторами, представлены в табл. 4.10.

Таблица 4.10 – Показатели уязвимости подготовительных выработок по влиянию тяжелых углеводов на возникновение аварий

Показатели уязвимости подготовительной выработки	Значение показателя уязвимости	Степень уязвимости	Код	Коэффициент значимости показателя уязвимости
Абсолютная метанообильность подготовительной выработки, м ³ /мин	<2,5	Малая	1	0,6
	≥2,5, <5	Средняя	2	
	≥5	Большая	3	
Скорость подвигания забоя подготовительной выработки, м/сут	<3	Малая	1	0,4
	≥3, <7	Средняя	2	
	≥7	Большая	3	

4.2.5. Оценка рисков загазирования на выемочных участках

Риск загазирования, учитывающий влияние аэродинамического старения выработок, частоту и интенсивность отказов, базируется на результатах аэрогазового контроля.

Для возвратноточной схемы проветривания выемочного участка с последовательным разбавлением вредностей и отводом исходящей струи в направлении массива (U-образная) угля риск загазирования $R_{\text{заг.уч}}$ рассчитывается по формуле

$$R_{\text{заг.уч}} = 1 - P_{\text{отк.ш}} \cdot P_{\text{лавы}} \cdot P_{\text{вч.л}} \cdot P_{\text{вент.ш}} \quad (4.11)$$

где $P_{\text{отк.ш}}$ – вероятность безотказной работы откаточного штрека;

$P_{\text{лавы}}$ – вероятность безотказной работы лавы;

$P_{\text{вент.ш}}$ – вероятность безотказной работы вентиляционного штрека;

$P_{\text{вч.л}}$ – вероятность безотказной работы верхней части лавы.

При прямоточной схеме вентиляции выемочного участка с последовательным разбавлением вредностей и отводом исходящей струи в направлении выработанного пространства (Z-образная) риск загазирования участка $R_{\text{заг.уч}}$ рассчитывается по формуле

$$R_{\text{заг.уч}} = 1 - P_{\text{отк.ш}} \cdot P_{\text{лавы}} \cdot P_{\text{вент.ш}} \quad (4.12)$$

Для прямоточной схемы вентиляции выемочного участка с обособленным разбавлением вредностей и отводом исходящей струи в направлении выработанного пространства (Y-образная) риск загазирования $R_{\text{заг.уч}}$ рассчитывается по формуле

$$R_{\text{заг.уч}} = 1 - (P_{\text{отк.ш}} \cdot P_{\text{лавы}} + P_{\text{подсв}} - P_{\text{отк.ш}} \cdot P_{\text{лавы}} \cdot P_{\text{подсв}}) \cdot P_{\text{вент.ш}}, \quad (4.13)$$

где $P_{\text{подсв}}$ – вероятность безотказной работы дополнительной выработки со свежей струей воздуха.

4.2.6. Оценка рисков загазирования на выемочных участках при повторном использовании выработок

Повторное использование выработок состоит в том, что в процессе отработки выемочного столба в качестве вентиляционного штрека повторно используется бывший конвейерный штрек. Вентиляционный штрек погашается путем извлечения крепи в тупиковой его части. Конвейерный штрек за лавой поддерживается для повторного использования, а также для подсыхания исходящей струи воздуха.

Повторное использование выемочных выработок возможно при различных системах разработки, однако от системы разработки зависит характер и интенсивность смещений пород, технологичность и возможность производства работ по поддержанию выработок. Эффективность повторного использования выработок зависит от мощности пласта, устойчивости пород, глубины разработки, обводненности пластов, склонности к самовозгоранию, способа охраны выработок.

Повторное использование выработок при отработке лав по восстанию (падению) является более эффективным, чем при отработке по простиранию, т.к. при этом не нужно проходить и поддерживать дополнительные фланговые выработки.

Установлено, что при проведении выработок по пласту наиболее эффективным способом охраны является «целик-целик». Для участковых

выработок, пройденных по пласту, средняя скорость увеличения их удельного сопротивления изменяется от 0,0040 до 0,0061 Н·с²/м⁹·год. За 4-9 лет существования участковых выработок степень увеличения удельных сопротивлений достигает 7-8 раз. Для капитальных выработок, пройденных по пласту, при способе охраны «целик-целик», средняя скорость увеличения их удельного сопротивления составляет 0,0007 Н·с²/м⁹·год, что от 5,7 до 8,7 раз меньше по сравнению с аналогичными значениями для участковых выработок. Это различие можно объяснить рядом технико-технологических мероприятий, проводимых для обеспечения эксплуатационного состояния выработок.

В частности, для обеспечения эксплуатационного состояния выемочных выработок осуществляются мероприятия: совершенствование крепей в выработках; применение крепей усиления в выработках на участках активных проявлений горного давления вблизи лав и различных искусственных ограждений у выработок со стороны выработанного пространства; снижение нагрузок массивов пород на краевые части пластов (разупрочнение и разгрузка пород); упрочнение вмещающих пород анкерами и скрепляющими растворами.

С ростом глубины горных работ снижается удельный вес системы разработки длинными столбами с повторным использованием выработок. При бесцеликовых системах разработки не во всех случаях достигнуто надежное обеспечение эксплуатационного состояния горных выработок, остается высоким уровень ремонтных работ. В ряде случаев затрудняется доступ к лавам, ухудшается их вентиляция, увеличиваются аэрологические риски, в том числе риск загазирования выемочного участка, не обеспечивается аэрологическая безопасность, безопасность ведения горных работ, как следствие снижается добыча угля из очистных забоев, которые оборудованы высокопроизводительными механизированными комплексами.

При выемке тонких и средней мощности пластов длинными столбами по простиранию бесцеликовые схемы подготовки и отработки выемочных участков с повторным использованием горных выработок применяются в

основном в двух вариантах, отличающихся реализуемой схемой проветривания: прямоточная с разбавлением вредностей по источникам поступления их в воздушную струю и с подсвежением исходящей струи и обычная возвратноточная схема без подсвежения, которая характеризуется большой степенью уязвимости схемы проветривания выемочного участка, большой степенью аэрологического риска при отработке угольных пластов в сложных горно-геологических условиях.

Расчетные значения $R_{\text{заг.уч}}$ составляют: для U-образной схемы вентиляции – 0,189; для Z-образной схемы вентиляции – 0,097; для Y-образной схемы вентиляции – 0,065. Y-образная схема вентиляции в 2,9 раз надежнее U-образной схемы вентиляции.

Ранее было отмечено, что аэродинамическое старение выработок приводит к росту удельного аэродинамического сопротивления. Следовательно, при повторном использовании выработок процессы аэродинамического старения в них будут усиливаться. Даже при хорошем поддержании откаточного штрека, процессы аэродинамического старения все равно приводят к росту удельного аэродинамического сопротивления в два раза. При использовании откаточного штрека вторично в качестве вентиляционного характер проявления старения будет соответствовать старению вентиляционных штреков, для которых удельное сопротивление может увеличиться до 8 раз и в отношении повторно используемой выработки (потенциально «постаревшей») рост удельных сопротивлений может быть еще больше.

Если условно предположить, что 8-кратное увеличение удельного аэродинамического сопротивления вентиляционного штрека приводит к увеличению интенсивности отказов этого штрека в два раза, то значения риска загазирования выемочного участка составят: для U-образной схемы вентиляции – 0,2403 (в 1,27 раза больше исходного значения риска загазирования); для Z-образной схемы вентиляции – 0,155 (в 1,6 раза больше

исходного значения риска загазирования); для Y-образной схемы вентиляции – 0,1244 (в 1,9 раз больше исходного значения риска загазирования).

4.2.7. Оценка обобщенного показателя прогнозного значения аэрологического риска

Прогнозный показатель аэрологического риска на выемочных участках рассчитывается:

$$Q_{np} = R_a + R_a \kappa_1 + R_a \kappa_2 - R_a \kappa_3 - R_a \kappa_4 - R_a \kappa_5, \quad (4.14)$$

где κ_1 – поправочный коэффициент, учитывающий склонность угольных пластов к самовозгоранию, $\kappa_1 = 0,1$;

κ_2 – поправочный коэффициент, учитывающий склонность к горным ударам, $\kappa_2 = 0,06$;

κ_3 – поправочный коэффициент, учитывающий применение дегазации, $\kappa_3 = 0,025 - 0,225$;

κ_4 – поправочный коэффициент, учитывающий применение газоотсасывающих установок, $\kappa_4 = 0,08$;

κ_5 – поправочный коэффициент, учитывающий использование газодренажных выработок, $\kappa_5 = 0,12$.

Прогнозный показатель аэрологического риска в подготовительных выработках рассчитывается:

$$Q_{np} = R_a + R_a \cdot b_1 + R_a \cdot b_2 - R_a \cdot b_3, \quad (4.15)$$

где b_1 – коэффициент, характеризующий склонность угольных пластов к самовозгоранию, $b_1 = 0,1$;

b_2 – коэффициент, характеризующий склонность к горным ударам, $b_2 = 0,06$;

b_3 – коэффициент, отражающий применение дегазации, $b_3 = 0,1 - 0,36$.

4.3. Справочные данные по коэффициентам опасности и уязвимости для расчета рисков III ранга

Таблица 4.11 – Значения коэффициента опасности λ возникновения аварии на выемочных участках и в подготовительных выработках

Код	Значение λ						
11	0,15	21	0,2	31	0,25	41	0,275
12	0,275	22	0,325	32	0,375	42	0,4
13	0,525	23	0,575	33	0,625	43	0,65
14	0,65	24	0,7	34	0,75	44	0,775
15	0,775	25	0,825	35	0,875	45	0,9
51	0,3	61	0,325	71	0,35	81	0,375
52	0,425	62	0,45	72	0,475	82	0,5
53	0,675	63	0,7	73	0,725	83	0,75
54	0,8	64	0,825	74	0,85	84	0,875
55	0,925	65	0,95	75	0,975	85	1,00

Таблица 4.12 – Значения коэффициента уязвимости ν_y выемочных участков

Код	Значение ν_y	Код	Значение ν_y	Код	Значение ν_y
111	0,12	121	0,32	211	0,3
112	0,32	122	0,52	212	0,5
Код	ν_y	Код	ν_y	Код	ν_y
221	0,5	311	0,6	321	0,8
222	0,7	312	0,8	322	1,00

Таблица 4.13 – Значения коэффициента уязвимости p_y подготовительных выработок

Код	Значение p_y						
11	0,2	12	0,3	21	0,7	22	1,0

Таблица 4.14 – Значения коэффициента опасности $\lambda_{гy}$ возникновения аварии, обусловленный наличием тяжелых углеводородов

Код	Значение $\lambda_{гy}$	Код	Значение $\lambda_{гy}$	Код	Значение $\lambda_{гy}$
1111	0,12	1311	0,375	2211	0,631
1112	0,1298	1312	0,3891	2212	0,6451
1113	0,1396	1313	0,4031	2213	0,6591
1114	0,1494	1314	0,4172	2214	0,6732
1121	0,1593	1321	0,4313	2221	0,6873
1122	0,1691	1322	0,4453	2222	0,7013
1123	0,1789	1323	0,4594	2223	0,7154

1124	0,1887	1324	0,4734	2224	0,7294
1131	0,1985	1331	0,4875	2231	0,7435
1132	0,2083	1332	0,5016	2232	0,7576
1133	0,2181	1333	0,5156	2233	0,7716
1134	0,2279	1334	0,5297	2234	0,7857
1141	0,2378	1341	0,5438	2241	0,7998
1142	0,2508	1342	0,5625	2242	0,8185
1143	0,2639	1343	0,5813	2243	0,8373
1144	0,277	1344	0,6	2244	0,856
1211	0,195	2111	0,4	2311	0,815
1212	0,2088	2112	0,422	2312	0,8266
1213	0,2225	2113	0,444	2313	0,8381
1214	0,2363	2114	0,466	2314	0,8497
1221	0,25	2121	0,488	2321	0,8613
1222	0,2638	2122	0,51	2322	0,8728
1223	0,2775	2123	0,532	2323	0,8844
1224	0,2913	2124	0,554	2324	0,8959
1231	0,305	2131	0,576	2331	0,9075
1232	0,3188	2132	0,598	2332	0,9191
1233	0,3325	2133	0,62	2333	0,9306
1234	0,3463	2134	0,642	2334	0,9422
1241	0,36	2141	0,664	2341	0,9538
1242	0,3783	2142	0,6933	2342	0,9692
1243	0,3967	2143	0,7227	2343	0,9846
1244	0,415	2144	0,752	2344	1,00

Таблица 4.15 – Значения коэффициента уязвимости $v_{\text{ТУ П}}$ подготовительных выработок по системным (технологическим) факторам, вызванного наличием тяжелых углеводородов

Код	Значение $v_{\text{ТУ П}}$	Код	Значение $v_{\text{ТУ П}}$	Код	Значение $v_{\text{ТУ П}}$
11	0,12	21	0,3	31	0,6
12	0,32	22	0,5	32	0,8
13	0,52	23	0,7	33	1,00

Таблица 4.16 – Значения коэффициента уязвимости $v_{\text{ТУ В}}$ выемочного участка по системным (технологическим) факторам, вызванного наличием тяжелых углеводородов

Код	Значение $v_{\text{ТУ В}}$	Код	Значение $v_{\text{ТУ В}}$	Код	Значение $v_{\text{ТУ В}}$
1111	0,12	2111	0,3	3111	0,6
1112	0,1325	2112	0,3125	3112	0,6125
1113	0,145	2113	0,325	3113	0,625
1121	0,1575	2121	0,3375	3121	0,6375

1122	0,17	2122	0,35	3122	0,65
1123	0,1825	2123	0,3625	3123	0,6625
1131	0,195	2131	0,375	3131	0,675
1132	0,2075	2132	0,3875	3132	0,6875
1133	0,22	2133	0,4	3133	0,7
1211	0,2	2211	0,38	3211	0,68
1212	0,215	2212	0,395	3212	0,695
1213	0,23	2213	0,41	3213	0,71
1221	0,245	2221	0,425	3221	0,725
1222	0,26	2222	0,44	3222	0,74
1223	0,275	2223	0,455	3223	0,755
1231	0,29	2231	0,47	3231	0,77
1232	0,305	2232	0,485	3232	0,785
1233	0,32	2233	0,5	3233	0,8
1311	0,3	2311	0,48	3311	0,78
1312	0,315	2312	0,495	3312	0,795
1313	0,33	2313	0,51	3313	0,81
1321	0,345	2321	0,525	3321	0,825
1322	0,36	2322	0,54	3322	0,84
1323	0,375	2323	0,555	3323	0,855
1331	0,39	2331	0,57	3331	0,87
1332	0,405	2332	0,585	3332	0,885
1333	0,42	2333	0,6	3333	0,9
1411	0,4	2411	0,58	3411	0,88
1412	0,415	2412	0,595	3412	0,895
1413	0,43	2413	0,61	3413	0,91
1421	0,445	2421	0,625	3421	0,925
1422	0,46	2422	0,64	3422	0,94
1423	0,475	2423	0,655	3423	0,955
1431	0,49	2431	0,67	3431	0,97
1432	0,505	2432	0,685	3432	0,985
1433	0,52	2433	0,7	3433	1,00

4.4. Алгоритмы оценки и снижения аэрологических рисков III ранга

Алгоритм снижения аэрологических рисков состоит в переборе всех возможных вариантов по снижению риска путем понижения степени уязвимости вентиляционных показателей, в выборе из них оптимального варианта и разработке для реализации этого варианта технологических, технических, организационно-технических мероприятий (рис. 4.2. и 4.3).

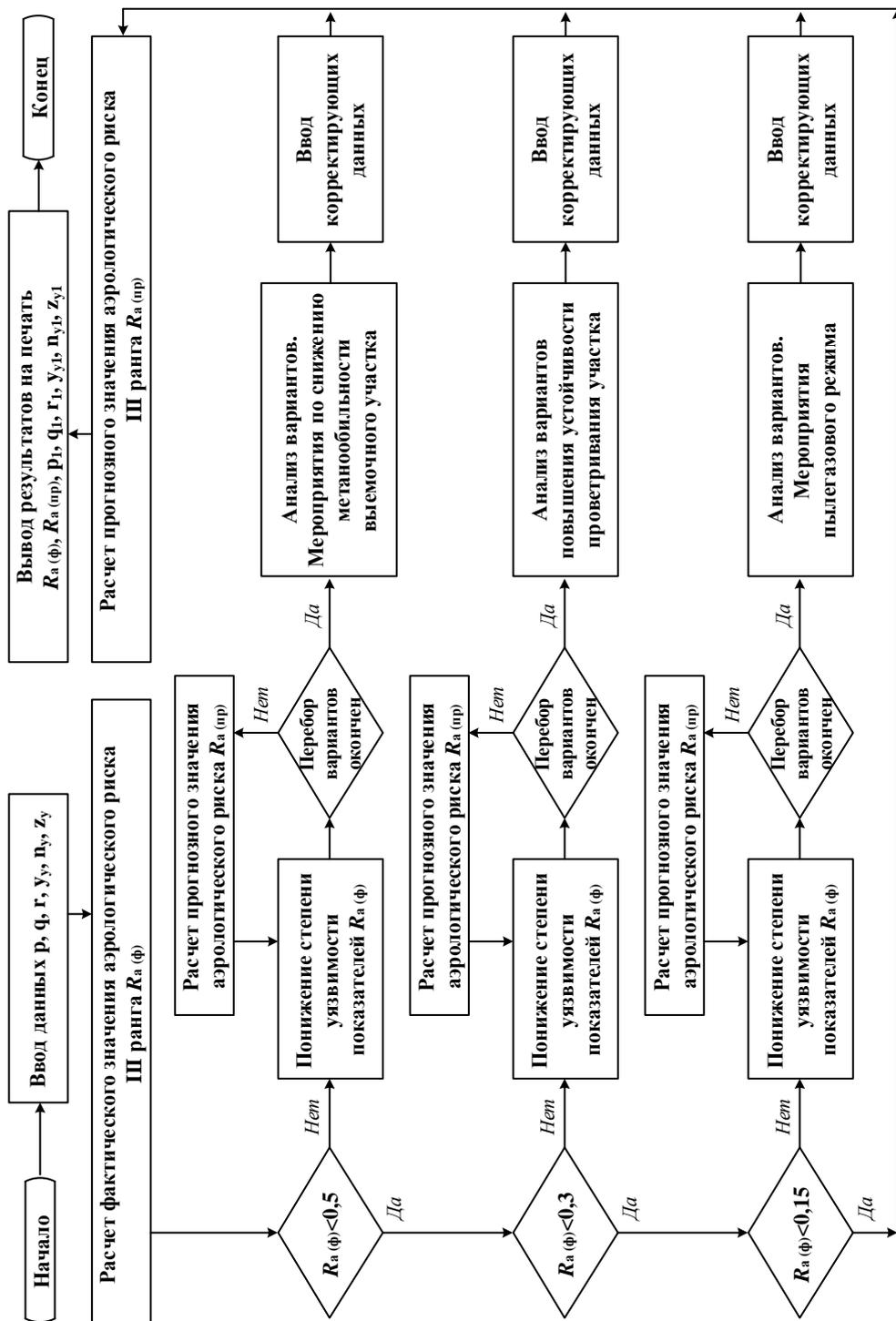


Рисунок 4.2 – Блок-схема алгоритма расчета и снижения аэрологического риска III ранга на выемочных участках

(p – пылеобразующая способность пласта; q – метанообильность шахты; γ_y – устойчивость проветривания свежей и исходящей струй на степень разбавления вредностей по источникам поступления; Z_y – степень влияния направления движения свежей и исходящей струй на утечки воздуха на выемочном участке)

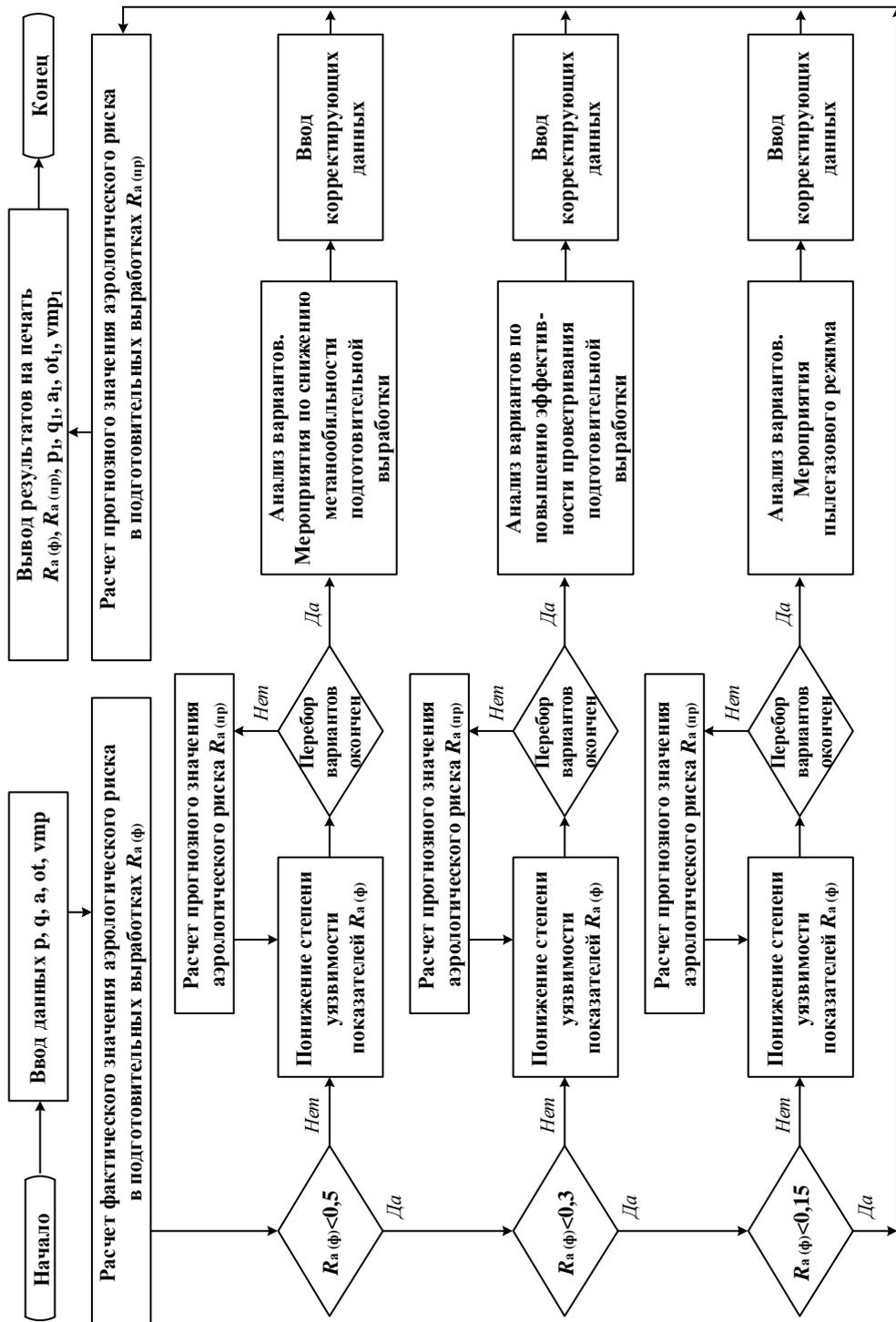


Рисунок 4.3 – Блок-схема алгоритма расчета и снижения аэрологического риска III ранга в подготовительных выработках (p – пылеобразующая способность пласта; q – метанообильность шахты; a – степень влияния активности перемешивания газов в призабойной зоне подготовительной выработки; ot – степень влияния газов на проветривание подготовительной выработки; vmp – степень влияния вентиляторов местного проветривания на устойчивость проветривания подготовительной выработки)

5. ИСХОДНЫЕ ДАННЫЕ ДЛЯ РАСЧЕТОВ АЭРОЛОГИЧЕСКИХ РИСКОВ УГОЛЬНЫХ ШАХТ

Приведем (для примера) данные для расчетов аэрологических рисков угольных шахт (табл. 5.1).

Таблица 5.1 – Факторы аэрологических рисков

Факторы аэрологических рисков	Угольные шахты							
	1	2	3	4	5	6	7	8
Категория шахты по газу	Сверх-кате-горная	Сверх-кате-горная	II категория	II категория	II категория	Сверх-кате-горная	Сверх-кате-горная	Сверх-кате-горная
Склонность пластов к горным ударам	Да	Да	Да	Да	Да	Да	Да	Да
Склонность пластов к самовозгоранию	Нет	Нет	Да	Да	Да	Да	Да	Нет
Опасность по пыли	Да	Да	Да	Да	Да	Да	Да	Да
Марки углей	Г	Г, ГЖ	Д, ДГ	Д	Д, ДГ	Д, ДГ	Д, ДГ	Г
Метаноносность угольных пластов, м ³ /т	10-15	13-15 17-20	4-6 4-9		0-5	0-5 0-6	10-15	14-20
Глубина ведения горных работ, м	130-480	420-660	400	400	240-290	540	350-440	540
Депрессия шахты, даПа	292	490	290	220	295	265	306	320
Устойчивость проветривания шахты	II категория	II категория	II категория	II категория	II категория	II категория	II категория	II категория
Схема проветривания шахты	Комбини-рованная	Фланго-вая	Комбини-рованная	Фланго-вая	Комбини-рованная	Комбини-рованная	Комбини-рованная	Комбини-рованная
Способ проветривания шахты	Нагнета-тельный	Комбини-рованный	Комбини-рованный	Комбини-рованный	Нагнета-тельный	Нагнета-тельный	Нагнета-тельный	Комбини-рованный
Степень устойчивости совместной работы вентиляторов главного проветривания	Малая степень уязви-мости	Большая степень уязви-мости	Малая степень уязви-мости	Малая степень уязви-мости	Малая степень уязви-мости	Малая степень уязви-мости	Большая степень уязви-мости	Большая степень уязви-мости
Обеспеченность шахты воздухом	1,33	1,47	1,2	1,17	1,27	1,13	1,05	1,46
Внешние утечки воздуха (расчетные), %	13,14	13,45	14	14	10	10		12,9
Внешние утечки воздуха (фактические), %	16,69	8,43	11	9,8	5	6	5,77	12,9
Устойчивость проветривания крыла шахты	II категория	II категория	II категория	II категория	II категория	II категория	II категория	II категория
Схема проветривания крыла шахты	Цен-трально-сдвоен-ная	Фланго-вая	Цен-трально-сдвоен-ная	Фланго-вая	Цен-трально-сдвоен-ная	Цен-трально-сдвоен-ная	Цен-трально-сдвоен-ная	Цен-трально-сдвоен-ная
Способ проветривания крыла шахты	Нагне-татель-ный	Нагне-татель-ный	Нагне-татель-ный	Нагне-татель-ный	Нагне-татель-ный	Нагне-татель-ный	Нагне-татель-ный	Нагне-татель-ный

Степень влияния вентиляционных сооружений на устойчивость проветривания	Малая степень уязвимости	Большая степень уязвимости	Малая степень уязвимости					
Нагрузка на очистной забой, т/сут	6300	13500	13300	10900	7500	13400	20900	6600
Абсолютная метанообильность шахты, м ³ /мин	109	239	28,34	32	17	16,6	181	108
Скорость продвижения очистного забоя, м/сут	7	7 9,5	9 9,5	5	7,2	5,2	8,3	5,73
Длина лавы, м	230	365 365	300 300	350	300	410	400	300
Длина выемочного столба, м	1960	2100 2550	2850 2800	2850	2500	2300	3000	2100
Дегазация	Нет	Да	Да	Да	Нет	Нет	Да	Да
Количество очистных забоев	1	2	2	1	1	1	1	1

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

Представленная методология и методика комплексной оценки и снижения аэрологических рисков в угольных шахтах является важным механизмом повышения аэрологической безопасности шахт.

Оценка рисков шахт основывается на создании информационно-аналитической базы. В информационную базу входят как проектные значения различных показателей подсистем угольных шахт, так и эксплуатационные значения таких показателей, отслеживаемых системой их мониторинга в реальном времени с использованием различных датчиков и устройств.

Аналитическим инструментом обеспечения аэрологической безопасности является оценка аэрологических рисков по отдельным уровням функциональной структуры угольных шахт, а также по отдельным факторам риска, таким как риск загазирования участка, риск загазирования при повторном использовании выработок, риск по влиянию тяжелых углеводородов, прогнозные значения рисков. Ранжирование угольных шахт по уровням аэрологических рисков позволяет выявить шахты с низким уровнем аэрологической безопасности, и для каждой шахты определить направления технических, технологических и организационно-технических мероприятий по повышению аэрологической безопасности.

Приложение 2



«УТВЕРЖДАЮ»

Технический директор
АО «СУЭК-Кузбасс»
Н.Л. Галсанов

АКТ

внедрения результатов диссертационной работы
БАЛОВЦЕВА Сергея Владимировича
«РАЗРАБОТКА МЕТОДОЛОГИИ УПРАВЛЕНИЯ АЭРОЛОГИЧЕСКИМИ РИСКАМИ
В УГОЛЬНЫХ ШАХТАХ»,
представленной на соискание ученой степени доктора технических наук по специальности
2.10.3 – «Безопасность труда»

При проектировании, эксплуатации, реконструкции и консервации угольных шахт, возникает необходимость оценки аэрологических рисков с учетом конкретных горно-геологических и горнотехнических условий. Результаты диссертационной работы Баловцева С.В., имеющие научную и практическую значимость, были использованы при разработке технических решений по повышению аэрологической безопасности угольных шахт, определению степени аэрологических рисков, оценки влияния принимаемых технических решений на степень аэрологических рисков, т.к. содержат:

1. Критерии опасности горно-геологических и горнотехнических факторов и уязвимости схем и способов вентиляции на уровне выемочных участков, подготовительных выработок, крыльев шахты и шахты в целом (объектов I, II, III рангов).

2. Методическое обеспечение комплексной оценки и управления аэрологическими рисками аварий на угольных шахтах, основывающееся на иерархической структуре обеспечения аэрологической безопасности и учитывающее горно-геологические горнотехнические и организационных факторы, приводящие к отказам вентиляции объектов I, II, III рангов.

3. Алгоритмическое обеспечение расчетов по оценке и снижению аэрологических рисков аварий I, II, III рангов, соответствующее технологической функциональной структуре шахты, позволяющее осуществлять прогнозирование аэрологических рисков и определять направления технических, технологических и организационно-технических мероприятий по повышению аэрологической безопасности.

Считаем, что разработанный методологический подход к снижению аэрологических рисков в угольных шахтах является крайне необходимым и актуальным.

Начальник управления противоаварийной
устойчивости предприятий АО «СУЭК-Кузбасс»

A handwritten signature in blue ink, likely belonging to N.V. Ledev, is written over the text of the official position.

Н.В. Ледяев



**Автономная некоммерческая организация
дополнительного профессионального образования
«Институт промышленной безопасности»**

Россия, 115193, г. Москва, ул. Петра Романова, дом 7, строение 1.
Тел. +74959700733 Эл. почта: ano-ipb@mail.ru

29.08.2024 г

АКТ
внедрения результатов диссертационной работы
БАЛОВЦЕВА Сергея Владимировича
«РАЗРАБОТКА МЕТОДОЛОГИИ УПРАВЛЕНИЯ АЭРОЛОГИЧЕСКИМИ РИСКАМИ
В УГОЛЬНЫХ ШАХТАХ»,
представленной на соискание ученой степени доктора технических наук по специальности
2.10.3 – «Безопасность труда»

С учетом интенсификации технологических процессов при подземной добыче угля и увеличением глубины ведения горных работ представляется актуальным решение вопросов, направленных на обеспечение аэрологической безопасности на шахтах, отрабатывающих высокогазоносные угольные пласты, опасные по взрывам пыли, склонным к горным ударам и самовозгоранию. При планировании развития горных работ на действующей угольной шахте использованы следующие результаты диссертационной работы Баловцева С.В., имеющие научную и практическую значимость.

1. Разработанная инженерная методика комплексной оценки и снижения аэрологических рисков аварий, в соответствии с представленной иерархической структурой аэрологических рисков I, II, III рангов, позволяющая произвести расчет таких показателей рисков, как риск взрыва метана и угольной пыли, риск загазирования, риск влияния тяжелых углеводородов, риск влияния повторного использования выработок, обобщенный показатель прогнозного значения риска и др.

2. Алгоритм расчета и снижения аэрологических рисков аварий на выемочных участках, в подготовительных выработках, пластах, горизонтах или крыльях шахт и шахт в целом, включающий в себя перебор всех возможных вариантов по снижению риска путем понижения степени уязвимости вентиляционных показателей, выбор из них оптимального варианта с целью разработки для реализации этого варианта технологических, технических, организационно-технических мероприятий.

3. Ранжирование технологических участков шахты по аэрологическим рискам, позволяющее выявить участки с низким уровнем аэрологической безопасности, и на основе расчета обобщенного показателя прогнозного значения аэрологического риска целенаправленно управлять рисками аварий путем разработки соответствующих технических, технологических и организационно-технических мероприятий по повышению аэрологической безопасности.

Ректор АНО ДПО «ИПБ»

доц., к.т.н.



/А.А. Шилов/



ОБЩЕСТВО с ОГРАНИЧЕННОЙ
ОТВЕТСТВЕННОСТЬЮ
ПРОЕКТНАЯ ГРУППА «ПРОМЭКС»

677007, Республика Саха (Якутия), г. Якутск,
ул. Ойуунского, б. «Г» - 7
тел: (4112)35-46-09
E-mail: pg.promex@yandex.ru

10.09.2024г. № 9 – ПЭ/206
На № _____ от _____ г.

АКТ

внедрения результатов диссертационной работы
БАЛОВЦЕВА Сергея Владимировича
«РАЗРАБОТКА МЕТОДОЛОГИИ УПРАВЛЕНИЯ АЭРОЛОГИЧЕСКИМИ РИСКАМИ
В УГОЛЬНЫХ ШАХТАХ»,
представленной на соискание ученой степени доктора технических наук
по специальности 2.10.3 – «Безопасность труда»

В соответствии с Приказом Ростехнадзора от 27.04.2024 № 142 «Об утверждении федеральных норм и правил в области промышленной безопасности «Общие требования к обоснованию безопасности опасного производственного объекта» при разработке обоснования безопасности угольных шахт необходимо проведение оценки риска аварии и связанной с ней угрозой. В случае отступлений от требований федеральных норм и правил в области аэрологической безопасности угольных шахт при проведении оценки аэрологического риска аварии использованы нижеприведенные результаты диссертационной работы Баловцева С.В., имеющие научную и практическую значимость.

1. Причинно-следственные связи горнотехнических, горно-геологических и организационных факторов при формировании аэрологических рисков.

2. Критерии опасности и уязвимости в структуре рангов аэрологических рисков угольных шахт.

3. Методика комплексной оценки и снижения аэрологических рисков аварий на угольных шахтах, включающая порядок расчета показателей аэрологических рисков аварий, а также справочные данные по коэффициентам опасности и уязвимости для расчета аэрологических рисков на уровне выемочных участков, подготовительных выработок, крыльев шахты и шахты в целом, позволяющие установить степени аэрологических рисков.

Достоинством результатов диссертационной работы Баловцева С.В. является то, что разработанная методология управления аэрологическими рисками в угольных шахтах может быть использована не только при оценке риска аварии, связанной с отказами шахтных вентиляционных систем, но и при формировании перечня наиболее значимых факторов риска аварии и связанной с ней угрозы с учетом влияния компенсирующих мероприятий и (или) мер безопасности.

Директор



Белоусов К.Г.



11.09.2024г. № 12 – ГКБ/24
На № _____ от _____ г.

АКТ

внедрения результатов диссертационной работы
БАЛОВЦЕВА Сергея Владимировича
«РАЗРАБОТКА МЕТОДОЛОГИИ УПРАВЛЕНИЯ
АЭРОЛОГИЧЕСКИМИ РИСКАМИ В УГОЛЬНЫХ ШАХТАХ»,
представленной на соискание ученой степени доктора технических наук по специальности
2.10.3 – «Безопасность труда»

При разработке обоснования безопасности угольных шахт необходимо проведение оценки риска аварии и связанной с ней угрозой. Одним из основных аспектов промышленной безопасности является аэрологическая безопасность, поэтому при отступлении от требований федеральных норм и правил, влияющих на успешное функционирование вентиляционно-дегазационных систем угольных шахт необходимо оценить риск взрыва газа (газа и угольной пыли), риск загазирования и прочие показатели аэрологических рисков. В качестве дополнительного методологического обеспечения оценки рисков аварий к действующей нормативной базе использованы результаты диссертационной работы Баловцева С.В., имеющие научную и практическую значимость.

1. Причинно-следственные связи между нежелательными событиями, приводящими к отказам вентиляционно-дегазационных систем угольных шахт и формированию аэрологических рисков.

2. Классификация аэрологических рисков на уровне выемочных участков, подготовительных выработок, крыльев шахты и шахты в целом.

3. Инженерная методика комплексной оценки и снижения аэрологических рисков аварий на угольных шахтах, включающая справочные данные по коэффициентам опасности и уязвимости для расчета показателей аэрологических рисков, в том числе обобщенного показателя прогнозного значения аэрологического риска, позволяющего определять направления технических, технологических и организационно-технических мероприятий по повышению аэрологической безопасности.

Результаты диссертационной работы Баловцева С.В. приняты к учету при реализации программ дополнительного профессионального образования.

Директор

Исп. Стриганов А.В.
8 (926) 175 69 96
striganov.av@gk-bezопасnost.ru



Тутасов О.Ю.