

Министерство науки и высшего образования Российской Федерации
Федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение
высшего образования
«Санкт-Петербургский горный университет императрицы Екатерины II»

На правах рукописи

Таланов Николай Александрович



РАЗРАБОТКА МЕТОДОВ И МОДЕЛЕЙ ОЦЕНКИ ТЕХНИЧЕСКОГО
СОСТОЯНИЯ ШАХТ И ПОДЗЕМНЫХ СООРУЖЕНИЙ

Специальность 2.3.1. Системный анализ, управление и обработка информации,
статистика

Диссертация на соискание ученой степени
кандидата технических наук

Научный руководитель:
доктор технических наук, доцент
Ильюшин Ю.В.

Санкт-Петербург – 2025

ОГЛАВЛЕНИЕ

ВВЕДЕНИЕ.....	4
ГЛАВА 1 ИНЖЕНЕРНО-ГЕОЛОГИЧЕСКАЯ ХАРАКТЕРИСТИКА	9
1.1 Краткая географическая характеристика района	9
1.1.1 Геологическое строение рудного поля	13
1.1.2 Гидрогеологические условия	14
1.1.3 Тектонические особенности Кукисвумчоррского и Юкспорского месторождения	16
1.1.4 Физико-механические свойства пород Кукисвумчоррского и Юкспорского месторождения	17
1.2 Основные сведения о горном предприятии	19
1.2.1 Производственная мощность и режим работы рудника	19
1.2.2 Вскрытие месторождения.....	19
1.2.3 Система разработки	20
1.2.4 Механизация	20
1.2.5 Вентиляция.....	21
1.2.6 Водоотлив	22
1.2.7 Автоматизация производственных процессов	22
1.3 Нерешенные научные проблемы по теме исследования.....	28
1.4 Перспективные предложения для решения выявленных научных проблем.....	30
1.5 Выводы к Главе 1	52
ГЛАВА 2 МНОГОФАКТОРНЫЙ КОРРЕЛЯЦИОННО-РЕГРЕССИОННЫЙ АНАЛИЗ	54
2.1 Краткие сведения о понятии концептуальной модели.....	54
2.2 Структура сбора и передачи информации	55
2.3 Выбор входных параметров	56
2.4 Задание для экспертной комиссии	57
2.5 Подбор экспертной комиссии	57
2.6 Работа с оценками экспертной комиссии	57
2.7 Выводы к Главе 2.....	72

ГЛАВА 3 РАЗРАБОТКА МАТЕМАТИЧЕСКОЙ МОДЕЛИ СИСТЕМЫ УПРАВЛЕНИЯ ШАХТНОЙ ВЕНТИЛЯЦИИ	73
3.1 Практический пример	73
3.2 Моделирование процесса вентиляции	76
3.3 Выводы к Главе 3.....	96
ГЛАВА 4 ТЕОРЕТИЧЕСКОЕ ОБОСНОВАНИЕ ЭФФЕКТИВНОСТИ ПОЛУЧЕННЫХ РЕЗУЛЬТАТОВ ИССЛЕДОВАНИЯ.....	97
4.1 Формирование и обоснование комплекта проходческого оборудования	97
4.2 Разработка паспорта буровзрывных работ	103
4.3 Расчет вентиляции строящегося комплекса выработок.....	110
4.4 Эксплуатационный расчет самоходного оборудования.....	117
4.5 Крепление выработки	120
4.6 Разработка планограммы работ и расчет показателей проходки.....	123
4.7 Выводы к Главе 4.....	127
ЗАКЛЮЧЕНИЕ	128
СПИСОК СОКРАЩЕНИЙ И УСЛОВНЫХ ОБОЗНАЧЕНИЙ	129
СПИСОК ТЕРМИНОВ	130
СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ	131
СПИСОК ИЛЛЮСТРАТИВНОГО МАТЕРИАЛА	143
ПРИЛОЖЕНИЕ А Результаты корреляционно-регрессионного анализа	146
ПРИЛОЖЕНИЕ Б Результаты разработки математической модели системы управления вентиляцией Кировского рудника АО «Апатит».....	179
ПРИЛОЖЕНИЕ В Акт внедрения	186
ПРИЛОЖЕНИЕ Г Патент на устройство для диагностики электромагнитного поля.....	187

ВВЕДЕНИЕ

Актуальность темы исследования. Современные системы мониторинга технического состояния шахт и других подземных сооружений уже не отвечают необходимым требованиям точности и надёжности. Это происходит из-за отсутствия новых методов проектирования, строительства и своевременного мониторинга всех взаимосвязанных элементов.

Особенно остро стоят вопросы замедленного проходческого цикла и отсутствия общего контроля над технологическими процессами горного предприятия. Для их решения необходим глубокий системный анализ объектов с разработкой единого метода определения всех влияющих факторов. До сих пор основной подход к разработке месторождений заключается в максимально полном использовании полезных ископаемых, что остаётся фундаментальным.

Современное горнодобывающее предприятие представляет собой сложный комплекс взаимосвязанных объектов технологического, добычного и обслуживающего назначения, функционирование которых направлено на обеспечение требуемой производственной мощности. К ключевым компонентам горного предприятия относятся системы вентиляции горных выработок, водоотлива, рудничного транспорта, главного и вспомогательного стволов, а также другие инженерные системы. Традиционно каждый из этих объектов оснащен обособленной системой диагностики и контроля, обеспечивающей автономное функционирование отдельного компонента. С одной стороны, подобная организация повышает отказоустойчивость отдельных систем и позволяет операторам осуществлять локальный мониторинг параметров независимо от других элементов. С другой стороны, информация о возникновении аварийных или предаварийных ситуаций, как правило, локализуется в пределах конкретного объекта либо передается с существенной задержкой. В частности, при проведении стандартных буровзрывных работ информация о факте взрыва оперативно распространяется по всем службам, в то время как данные об окончании времени проветривания или включении системы пылеподавления зачастую не передаются, что приводит к неоптимальному использованию оборудования и соответствующим технико-экономическим потерям. Таким образом, повышение технико-экономической эффективности функционирования горного предприятия посредством разработки и внедрения интегрированной системы мониторинга, включающей методы, модели и алгоритмы идентификации и управления техническим состоянием, является актуальной научно-технической задачей.

Степень разработанности темы исследования. В русскоязычной технической литературе достаточно подробно описаны проблемы эксплуатации горных предприятий и подземных сооружений. Ключевые работы в данном направлении были опубликованы Антоновым М.А., Оганесяном Н.К., Агафоновым В.В., Алексеевой Л.Б., Уваровым В.П., Боркиным В.С., Баловцевым С.В., Буяновой Д.С., Воловик А.В., Ефименко С.В.,

Клавдиевым И.А., Клавдиевым А.А., Трушниковым В.Е., Гавришевым С.Е., Залядным В.Ю., Немчиновой А.В., Граховым В.П., Мохначевой С.А., Манохиным П.Е., Иштряковым А.Х., Деминым В.Ф., Деминой Т.В., Жировым Д.В., Сохаревым В.А., Рыбиным В.В., Климовым С.А., Мелиховой Г.С. и многими другими исследователями. В их работах раскрывается принцип оценки влияния горно-геологических условий на процессы добычи и строительство. Однако фокус на проектировании новых предприятий оставляет проблему технико-экономической эффективности действующих объектов. Решение видится в применении методов систем с распределёнными параметрами для оценки технического состояния существующих сооружений.

Вышеупомянутые методики были применены в работах таких исследователей, как И.В. Першина, Д.А. Первухина, Ю.В. Ильюшина, С.Е. Абрамкина, О.В. Афанасьевой, И.М. Новожилова, В.В. Румянцева, Д.А. Ковалёва, А.В. Дагаева, Т.В. Кухаровой, А.В. Мартиросяна, М-А.М. Асадулаги, В.А. Коваля, Е.П. Чубарова.

Таким образом, основной задачей, направленной на повышение эффективности шахт и подземных сооружений, является разработка методов и моделей оценки их технического состояния.

Объектом исследования является подземный комплекс Кировского рудника АО «Апатит», Мурманская обл., г. Кировск.

Предметом исследования являются процессы, системные методы исследования, качественные и количественные показатели деятельности рассматриваемого объекта исследования.

Целью работы является повышение технико-экономической эффективности горных предприятий и подземных сооружений за счет разработки комплексной системы мониторинга их технического состояния.

Идея заключается в повышении эффективности работы горного предприятия за счет уменьшения времени проветривания горных выработок в ходе основных операций проходческого цикла при строительстве подземного сооружения до минимально допустимого правилами безопасности ведения горных работ.

Поставленная в диссертационной работе цель достигается посредством решения нижеуказанных **задач**:

1. Разработка концептуальной модели системы управления технологическим процессом эксплуатации Кировского рудника АО «Апатит».
2. Разработка математической модели системы управления вентиляцией подземных горных выработок Кировского рудника АО «Апатит».
3. Обоснование разработанной системы диагностики вентиляции при обеспечении требуемого технологического режима эксплуатации объекта исследования.

Научная новизна работы:

1. Проведен системный анализ технологического процесса эксплуатации рассматриваемого объекта исследования, систематизированы факторы, влияющие на эффективность эксплуатации подземных горных выработок Кировского рудника АО «Апатит», построена концептуальная модель управления технологическим процессом эксплуатации Кировского рудника АО «Апатит», разработана математическая модель системы вентиляции подземного комплекса выработок Кировского рудника АО «Апатит».

2. Проведено глубокое исследование взаимовлияния вышеуказанных факторов, установлены закономерности протекания процессов пылеобразования, изменения температуры, изменения концентрации оксида азот и угарного газа и их влияния на технологический цикл горнодобывающего предприятия.

Соответствие паспорту специальности

Полученные научные результаты соответствуют паспорту специальности 2.3.1. Системный анализ, управление и обработка информации, статистика по пунктам:

3. Разработка критериев и моделей описания и оценки эффективности решения задач системного анализа, оптимизации, управления, принятия решений, обработки информации и искусственного интеллекта;

11. Методы и алгоритмы прогнозирования и оценки эффективности, качества, надежности функционирования сложных систем управления и их элементов;

17. Прикладные статистические исследования, направленные на выявление, измерение, анализ, прогнозирование, моделирование складывающейся конъюнктуры и разработки перспективных вариантов развития сложных систем.

Теоретическая и практическая значимость работы:

1. Разработана концептуальная модель системы управления технологическим процессом эксплуатации Кировского рудника АО «Апатит», которая отличается обоснованным выбором входных, внутренних, измеряемых и управляемых параметров, что позволяет на её основе разрабатывать математическую модель.

2. Разработана математическая модель системы управления вентиляцией Кировского рудника АО «Апатит», которая позволяет значительно сократить продолжительность проходческого цикла, тем самым увеличивая скорость строительства, использована в деятельности ООО «СОФТ СИНТЕЗ ЛАБ» для разработки комплексной системы цифровизации процессов добычи полезных ископаемых (акт внедрения от 15.07.2024 г., Приложение В).

Методология и методы исследования. Для решения поставленных задач применён комплексный метод исследований, включающий анализ мирового опыта оценки технического состояния шахт и подземных сооружений; методы системного анализа, методы математического

моделирования; методы математической статистики; методы теории управления; методы теории принятия решений; шахтные хронометражные наблюдения изменения концентрации газов в процессе вентиляции; численное моделирование изменения концентрации газов, процесса пылеподавления, а также установления температурного режима.

Положения, выносимые на защиту:

1. Концептуальная модель системы управления технологическим процессом эксплуатации Кировского рудника АО «Апатит», которая отличается обоснованным выбором входных, внутренних, измеряемых и управляемых воздействий, что позволяет на её основе разрабатывать математическую модель системы управления вентиляцией.

2. Математическая модель системы управления вентиляцией Кировского рудника АО «Апатит», которая учитывает процессы пылеобразования, концентрацию оксида азота и угарного газа, а также оптимальную температуру рудничного воздуха и позволяет сократить продолжительность проходческого цикла.

Степень достоверности результатов исследования обусловлена представленным объемом данных шахтных наблюдений; использованием современных апробированных методов исследований, включающих численное моделирование изменения концентрации газов, процесса пылеподавления, а также установления температурного режима; сходимостью результатов моделирования с данными натурных наблюдений.

Апробация результатов диссертации за последние 3 года проведена на 4 научно-практических мероприятиях с докладами, в том числе на 4 международных: V Международная научная конференция по проблемам управления в технических системах (21–23 сентября 2023 г., г. Санкт-Петербург); Инновационные перспективы Донбасса: 9-я Международная научно-практическая конференция (23–25 мая 2023 г., г. Донбасс); Анализ и прогнозирование систем управления в промышленности, на транспорте и в логистике: XXV Международная научно-практическая конференция молодых ученых, студентов и аспирантов (22–24 апреля 2025 г., г. Санкт-Петербург); Актуальные теоретические исследования: III Международная научно-практическая конференция. – Пенза: МЦНС «Наука и Просвещение». – 2025.

Докладывались на секции процессов управления дома ученых им. Горького РАН в 2023, 2025 годах.

Личный вклад автора заключается в постановке цели и задач диссертационного исследования; анализе зарубежной и отечественной научной литературы по теме исследования; в разработке концептуальной модели системы управления технологическим процессом эксплуатации Кировского рудника АО «Апатит»; в разработке динамической математической модели технологического процесса эксплуатации Кировского рудника АО «Апатит»; в разработке системы управления вентиляцией Кировского рудника АО «Апатит»; в проведении

шахтных и численных исследований; в определении основных параметров, оказывающих непосредственное влияние на технологический цикл месторождения; в подготовке публикаций.

Публикации. Результаты диссертационного исследования в достаточной степени освещены в 9 печатных работах (пункты списка литературы № 9, 18, 19, 29-32, 46, 74), в том числе в 3 статьях - в изданиях из перечня рецензируемых научных изданий, в которых должны быть опубликованы основные научные результаты диссертаций на соискание ученой степени кандидата наук, на соискание ученой степени доктора наук, в 2 статьях - в изданиях, входящих в международную базу данных и систему цитирования Scopus.

Структура работы. Диссертация состоит из оглавления, введения, 4 глав с выводами по каждой из них, заключения, списка сокращений и условных обозначений, словаря терминов, списка литературы, включающего 110 наименований, списка иллюстративного материала и 4 приложений. Диссертация изложена на 187 страницах машинописного текста, содержит 55 рисунков и 45 таблиц.

Благодарности. Автор выражает благодарность коллективу кафедры системного анализа и управления Санкт-Петербургского горного университета императрицы Екатерины II за помощь в выборе направления для исследований, аспирантам за поддержку в период работы над диссертацией и сотрудникам АО «Апатит» за помощь в проведении регрессионно-корреляционного анализа.

ГЛАВА 1 ИНЖЕНЕРНО-ГЕОЛОГИЧЕСКАЯ ХАРАКТЕРИСТИКА

1.1 Краткая географическая характеристика района

Мурманская область как регион Российской Федерации имеет важное значение для ее экономики. Способствуют этому открытые в Советский период месторождения апатитовых руд, железа, никеля и других редких металлов.

Мурманская область характеризуется сложным рельефом и большими перепадами высот, разделяясь на материковую и полуостровную часть. Границей между материком и Кольским полуостровом служит меридиональная впадина, в которой располагаются Кольский залив, реки Кола и Нива, а также озеро Имандра.

Северо-запад Кольского района также является довольно сложным по строению рельефа. Наблюдается большая расчлененность и значительные перепады высот. Самая высокая точка района – гора Куорпукас. Ее высота составляет 636,6 м. Северо-запад Кольского района разделяется на три подрайона, которые отличаются друг от друга строением рельефа.

Северный окраинный подрайон включает полуострова Рыбачий и Средний, а также остров Кильдин. Данная территория существенно отличается от остальной части Мурманской области как по геологическому строению, так и по рельефу. Данный подрайон характеризуется преобладанием палеозойских отложений, глубокими ущельями, порожистыми реками, сериями морских террас, а также крутыми (местами отвесными) скалами.

Западный Мурманский подрайон тянется вдоль побережья до реки Териберки. Характерен сложный рельеф, на западе от Кольского залива располагаются морские фиорды. Берег изрезан многочисленными заливами и островами. Для данного подрайона характерны скалистые берега, которые достигают высоты 150-200 м над уровнем моря. В устьях рек можно встретить террасы из песчано-глинистых отложений. Скальные массивы по высоте достигают 390-500 м, например, Пассаринтунтури или гора Кейвукуайе.

Северо-Кольский среднегорный подрайон располагается на юго-западе от Мурманского района. Для территории данного подрайона характерна система параллельных горных массивов, которые разделены широкими и глубокими долинами. Преобладают высоты 300-400 м, но есть и более высокие массивы. Как пример, можно привести Печенгские тундры (636 м) или Кучин (578 м). Для горных массивов характерны округлые вершины и обрывистые склоны. Все это формирует сеть узких и скалистых ущелий. К востоку рельеф становится более возвышенным и образует три параллельные цепи, которые соединяются с массивами Центрального горного района на юге. Отдельно можно отметить три горные гряды, средняя высота которых достигает 500 м, но есть и отдельные вершины с высотой до 600 м – Сытрантеч, Рамату-айвенч, Юксвун. По геологическому строению район неоднороден. Преобладают гнейсы, граниты и мигматиты.

По сравнению с северо-западом восточная часть Кольского района отличается однообразным рельефом. Прослеживается чередование повышенных и пониженных участков с севера на юг. Данный район также делится на три подрайона.

Восточный Мурманский подрайон характеризуется скалистыми берегами с высотами, которые уменьшаются к востоку. Данный фактор отражается на меньшей изрезанности береговой линии. Прибрежная территория пересечена многочисленными разломами, которые проходят в двух направлениях: параллельно берегу и перпендикулярно ему. Данные разломы заполнены диабазами, наносами и расширены ледниками. Вышеуказанные факторы формируют систему параллельных рвов от Иоганьского до Лумбовского заливов. Вглубь территории холмистый рельеф сменяется пологохолмистым, а в крайней точке района - переходит в равнину с бугристыми болотами. Реки данного подрайона имеют слабо врезаемые долины со спокойными течениями, но ближе к краю плато их характер меняется на стремительный с многочисленными порогами и водопадами. В холмистой прибрежной полосе распространены мелкие озера и лужи.

Центральный подрайон является восточным продолжением Северо-Кольского среднегорного района и охватывает гряду Кейв. Данная гряда является цепью широких плоских плато и холмов, средняя высота которых достигает 300 м. Гряда простирается до устья реки Ачерйок, а к югу обрывается тектоническим уступом. Южный край гряды изрезан глубокими ущельями, которые делят плато на отдельные массивы (Шуурурта, Ягельурта, Нюхчурта). Поверхность вышеуказанных массивов сложена сланцами и пересекается волнистыми равнинами.

Южнее гряды Кейв расположен Центральный болотный массив. Болотный массив располагается в центре Кольского полуострова, занимая территорию среднего и верхнего течения реки Поной. С севера массив ограничен склоном Кейв, с юга - плоскими водоразделами Поной. На востоке низину замыкает южный водораздел, а на западе массив замыкают Ловозерские тундры. Среди болот возвышаются холмы и гряды, которые образованы выходами коренных пород или скоплениями ледникового материала. Бассейн среднего и нижнего Поной представляет собой плато, достигающая высот до 300 м. Крупные притоки, такие как Пурнач, Вяска, Рябога, расчлениают плато на отдельные массивы. У морского берега плато завершается отвесными обрывами и крутыми отвесными склонами. Близ края плато стремительно текут воды Поной и его притоков.

Хибинские Ловозерские тундры отличаются своим уникальным строением. Массивы подрайона замыкают с востока центральную цепь горных образований и отличаются от нее как происхождением, так и структурой. Подрайон имеет уникальную подковообразную форму с глубоким понижением на востоке. Поверхность района покрыта глыбовыми россыпями и в некоторых местах достигает высоты 800-900 м над уровнем моря. Отдельные вершины

достигают высот 1208 и 1126 м. Подрайон прорезает сеть глубоких долин, пересекающих его поперек. В верховьях долин расположены кары и обширные цирки со снежными полями. Особенностью данного подрайона являются горные оледенения. К ним можно отнести ригели, конечно-моренные валы и боковые морены. Благодаря вышеуказанным формам рельефа подрайон имеет ярко выраженный альпийский характер, что и отличает его от других массивов.

Так как Мурманская область преимущественно находится за полярным кругом, то подобное географическое положение существенно влияет на режим светового дня. В летний период в северных районах области солнце не опускается за горизонт, поэтому период светлых ночей длится суммарно 119 дней. В зимний же период наступает полярная ночь, хоть и полная темнота отсутствует благодаря полуденным сумеркам. Подобные колебания в продолжительности светового дня оказывают влияние на природные процессы и условия жизнедеятельности. В промышленных центрах недостаток освещения компенсируется наличием дешевой электроэнергии.

Большое влияние на климат региона оказывают окружающие моря. Влияние моря распространяется преимущественно вблизи береговой линии, а внутренние районы характеризуются континентальным климатом.

На территорию региона воздействуют различные воздушные массы, оказывая влияние на погодные условия. Зима характеризуется как крайне холодная. Лето, в свою очередь, сухое и теплое.

Зимний период длится с конца октября до конца апреля. В зимний период на юго-западе Баренцева моря формируется область пониженного давления. Данное явление приводит к формированию ветров, чаще всего достигающих штормовой силы. Для внутренних районов в данный период года характерны низкая облачность и частые туманы. Облачность в данное время года очень высокая, особенно в начало зимнего сезона. Вышеуказанные условия оказывают существенное негативное влияние на производственную деятельность. Высокая влажность воздуха, частые метели, снежные бури и продолжительные туманы, а также короткая длительность светового дня затрудняют осуществление технологического цикла предприятий на открытом воздухе.

Весенний период оказывает более благоприятные условия на осуществление производственной деятельности. Снижается количество атмосферных осадков, увеличивается продолжительность светового дня. Снег, утрамбованный зимними метелями, покрывается плотным настом. Это значительно облегчает функционирование техники на поверхности, а также оказывает непосредственное влияние на показатели производственной деятельности. Однако, несмотря на значительное улучшение погодных условий, весенние явления наступают с

продолжительной задержкой, так как большая часть тепла расходуется на таяние снегов и прогревание почвы.

Летний температурный режим в регионе значительно отличается в зависимости от районов. Самый теплый месяц – июль. В летний период атмосферное давление значительно снижается из-за прогрева внутренних частей Кольского полуострова. Поэтому штормы в летний период становятся довольно редким явлением. Снижается облачность, при этом пасмурная погода все еще преобладает. На побережьях в данный период распространены туманы, которые могут продолжаться несколько дней подряд.

Осенний период знаменует собой смену ветрового режима. По мере снижения температуры и охлаждения суши формируется область повышенного давления. В следствие этого морская акватория подвергается штормам. Снежный покров окончательно устанавливается в конце октября.

Месторождение Кукисвумчорр располагается в Кировском районе Мурманской области, в пределах поселка Кукисвумчорр, в 6 км от г. Кировск. Месторождение соединено с г. Апатиты железной дорогой и шоссейной магистралью.

В экономическом плане район давно освоен. Здесь базируются 4 рудника. Это Кировский рудник, Расвумчоррский, Центральный и Восточный. Здесь же находятся АНОФ-3 и производственные цеха компании АО «Апатит». Недалеко от г. Апатиты находится АНОФ-2.

Месторождение со сложным рельефом: гора Апатитовая (1006 м), долины рек Саамская и Ворткеуай. Перепад высот около 700 м, склоны 30-40°. До 600 м - кустарник, выше - скалы с плато. На среднем ярусе рельефа встречаются коренные обнажения хибинитов, ричорритов, ийолит-уртитов, а также рудные выходы. Общая обнаженность оценивается как средняя и неравномерная. План горного отвода месторождений Кукисвумчорр и Юкспор представлен на рисунке 1.1.

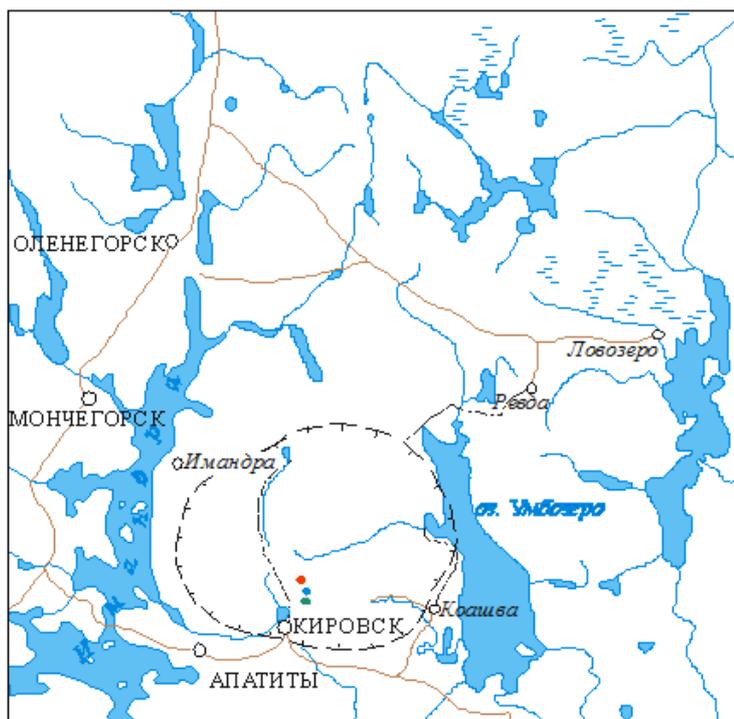


Схема скопирована с карты Мурманской области масштаба 1:1 000 000 (1981 г.)

Рисунок 1.1- План горного отвода Кукисвумчоррского и Юкспорского месторождений
(составлено автором)

1.1.1 Геологическое строение рудного поля

Месторождение характеризуется сильно расчленённым горным рельефом, возвышающимся над окружающей равниной на 400-700 м и разделённым глубокими долинами.

В Хибинском массиве комплекс ийолит-уртитов образует коническое тело на контакте хибинитов и рисчорритов. Он включает породы от нефелиновых уртитов до меланократовых мельтейгитов и полевошпатовых разновидностей. Формирование ийолит-уртитовой интрузии проходило в три этапа: дорудный, рудный и пострудный.

В долине реки Ворткеуайв расположено пластовое тело, сформированное массивными урритами и перекрытое моренами. Оно имеет такие характеристики, как мощность примерно 400 м и угол залегания 30°. Их мощность увеличивается от 10-20 м на поверхности до 390 м в центре, что обусловлено разным наклоном контактов с рисчорритами и рудным телом.

В северо-восточной части месторождения обнаружен кольцевой интрузив левчорритов. Самые молодые породы представлены мончикитовыми дайками мощностью до 8 м, простирающимися на азимуте 310-315 градусов с падением на юго-запад под углом 75-80°.

В процессе своего тектонического развития апатит-нефелиновое рудное тело прошло через три ключевые стадии. На первой стадии произошло образование конического разлома, определившего конфигурацию залежи и подстилающих уртитов, а также создавшего зональную структуру апатитового месторождения. Второй этап характеризовался пластичными

деформациями, включая образование расслоенности и пологой складчатости. Завершился он формированием рудной брекчии с ветвящимися зонами различной мощности.

1.1.2 Гидрогеологические условия

Особенности рельефа региона создают благоприятные условия для формирования водных ресурсов. Собственные характерные черты имеет речная система региона. Из-за крайне низкой возможности размыва скальных пород реки не смогли сформировать долины и осушить котловины. Поэтому большинство рек региона являются водотоками между озерными котловинами разного высотного уровня.

В Восточной части региона из-за тектонических разломов реки отличаются более выраженными долинами. Для них характерны резкие повороты под прямым или острым углом. В Западной части реки имеют небольшие бассейны. Данное явление обусловлено фрагментарностью рельефа.

Плохо развитые долины и относительная молодость речной сети значительно повлияли на извилистость, конфигурацию и выраженность водоразделов. Довольно часто горные массивы входят в бассейн реки, не формируя водоразделы, как следствие этого водораздельная линия чаще всего проходит по низинам.

По характеру падения речная система региона отличается значительным разнообразием. Распространены как спокойные равнинные водоемы, так и горные реки с крутым падением. Наиболее значительные падения рек наблюдаются в горных районах по краям полуострова. Реки образуют бурные потоки, значительно прорезая края массива. Перепад высот на участках течения, особенно вблизи морского побережья, делает речную систему региона перспективной для выработки дешевой электроэнергии.

Система рек региона связана с характерным для Мурманской области ступенчатым рельефом. Широкие ступени реки характеризуются слабым течением рек, в то время как узкая ступенчатость часто связана с бурным течением и наличием высокой порожистости.

В регионе выделяются три типа основных рек. Горные реки выделяются своими каньонообразными долинами. Для них свойственны такие факторы, как значительное падение, большие сезонные колебания уровня воды, исключительная прозрачность, низкая минерализация, а также пониженная температура.

Озерно-болотные реки отличаются более спокойным течением и слабой выраженностью долин. Они демонстрируют хорошее прогревание летом и равномерное наполнение в течение года.

Переходные реки сочетают в себе черты двух вышеуказанных типов. В верховьях они имеют характер горных рек, а в низовьях – озерно-болотных.

Водный сток речной системы достаточно высокий. Он составляет 9-9,5 литров на квадратный километр в секунду, в горных районах достигает 12-12,5 литров. Некоторые горные реки демонстрируют исключительно высокий сток – до 30 литров.

Озерная система также оказывает значительное влияние на климатические особенности региона. Озера замерзают гораздо позже мелких водоемов, а также вскрываются гораздо позже. Благодаря этому задерживаются проявления осенних и весенних явлений на побережье.

Наибольшее количество озер находится в западной и юго-западной части Мурманского региона. Происхождение большинства из них напрямую связано с возникновением тектонических разломов, произошедших из-за эрозии и выпахивания ледника. Отличительными особенностями тектонических озер являются неровность дна, а также значительные глубины. Самые крупные озера региона располагаются в зонах больших тектонических разломов.

Болотные массивы в Мурманской области распределены неравномерно. Самые крупные болота располагаются в Восточной части Кольского полуострова. Данный тип водоемов имеет относительно небольшую мощность. Чаще всего болота располагаются в межгорных впадинах, но занимают при этом относительно небольшую площадь

Кировский район характеризуется развитой гидрографической сетью, включающей горные реки и ледниковые озёра. Основные водотоки - реки Саамка, Гакман и Юкспорйок. Месторождение расположено в лавиноопасной зоне.

Основные водоёмы района: озёра Имандра (127 м) и Умбозеро (152 м) с запада и востока ограничивают Хибинский массив. В центре расположено озеро Б. Вудъявр (312 м), площадь 3,98 км². В него впадают три горные реки: Вудъяврйок, Саамская и Юкспорйок, берущие начало на высотах 600-750 м в зонах тектонических нарушений.

В долинах формируются постоянные водоносные горизонты в четвертичных отложениях и кристаллических породах, характеризующаяся зональным залеганием по площади и постоянным содержанием воды.

В верхнем горизонте водоносного комплекса наблюдается активное перемещение подземных вод в направлении ближайших понижений рельефа, откуда они стекают в главные водосборные бассейны – озёра Имандра и Умбозеро. Мощность этой зоны водонасыщения варьируется от 15-25 до 160-250 метров и ограничивается высотными отметками озёр (+127 и +152 м).

Ниже располагается зона замедленного движения с сложной циркуляцией напорных трещинно-жильных вод, связанных с тектоническими нарушениями. Несмотря на отсутствие сплошного водоупорного слоя, в верховьях долин и на водоразделах происходит объединение вод разных горизонтов в единый гидравлический комплекс.

Озеро Б. Вудъявр служит областью разгрузки подземных вод кристаллических пород благодаря своему глубокому врезанию. В верховьях долин воды четвертичных отложений и кристаллических пород залегают на глубине 5-10 м, имея общее зеркало. По направлению к озёрам напор вод возрастает, при этом грунтовые воды остаются безнапорными, создавая перепад уровней в 10-15 м.

Метеорологические условия влияют на режим подземных вод, формируясь под воздействием количества атмосферных осадков и характера их фильтрации в водоносные слои. Существенную роль играют техногенные факторы, такие как водоотлив из горных выработок и водозабор из скважин, но их воздействие локально.

В районе выделяются три основных гидрогеологических горизонта:

Болотный горизонт (bQIV) развит на ограниченных участках болот. Водовмещающие породы - торф средней степени разложения с растительными остатками. Водопроницаемость 0,5-3,0 м/сут. Характеризуется сезонными изменениями влажности: полное насыщение весной и осенью, частичное или полное пересыхание летом.

Аллювиальный горизонт (aQIV) расположен в современных руслах рек. Представлен гравелистыми и валунно-галечными песками, мощностью до 3,0 м. Уровень воды близок к поверхности, разгрузка осуществляется через грунтовый сток в речную сеть.

Верхнечетвертичный водно-ледниковый горизонт (f,lgQIIIos) распространён в приозерной низменности и устьях речных долин. Водовмещающие породы включают разнозернистые пески с гравием, галькой и мелкими валунами. Мощность варьируется от 6-10 до 20-40 м, глубина залегания уровня - 0,0-10 м.

1.1.3 Тектонические особенности Кукисвумчоррского и Юкспорского месторождения

Строение массива отличается высокой тектонической сложностью, обусловленной многофазными интрузивными процессами, которые развивались по кольцевым и радиальным разломам.

Тектонические силы создали уникальный рельеф с глубокими ущельями, узкими речными долинами и другими выраженными морфологическими особенностями. В массиве встречаются два типа разломов: открытые трещины и структуры с минеральными заполнениями.

В целом тектонические нарушения распространяются очень неравномерно. Это подтверждает резкое различие выделений отдельных источников и при проходке разведочных скважин. Одни вообще не проходят по обводненным трещинам, а другие вскрывают мощные водоносные пласты. То же самое наблюдается и во время проведения горных выработок. Участки повышенной трещиноватости, в которых наблюдаются струйные и концентрированные притоки трещинных вод, чередуются с практически монолитными породами, в которых нет воды. Когда

проходили Юкспорский тоннель, наткнулись на такой участок, протяженностью более 1 км. Подобные участки, но гораздо меньшей длины, встречаются и на Кукисвумчоррском месторождении и в других участках Хибин.

Исследования в горных выработках Кировского рудника показали, что с увеличением глубины происходит существенное снижение трещиноватости горных пород. Среди различных типов трещин выделяются: тектонические нарушения, трещины современного выветривания, искусственные трещины.

Все эти типы трещин служат основными путями проникновения атмосферных осадков на глубину, при этом коэффициент инфильтрации (η) достигает максимального значения, равного 1. Водоносность и водопроницаемость находятся в соответствии с различной степенью трещиноватости кристаллических пород. Причем наиболее часто можно встретить подобные зоны до абсолютной отметки ± 0 ; хотя встречаются отдельные зоны и на более низких абсолютных отметках.

1.1.4 Физико-механические свойства пород Кукисвумчоррского и Юкспорского месторождения

Исследование физико-механических характеристик пород основано на анализе данных лабораторных испытаний, проведенных в разные временные периоды.

Уровень изученности свойств горных пород считается высоким, при этом незначительные расхождения в результатах исследований различных организаций не имеют существенного характера. Физико-механические свойства пород, полученные в результате лабораторных испытаний представлены в таблице 1.1.

Таблица 1.1 – Физико-механические свойства пород по результатам лабораторных испытаний (составлено автором)

№ п/п	Название породы	Удельный вес, кН/м ³	Модуль деформации, МПа	Коэффициент поперечной деформации	Прочность на одноосное сжатие, МПа	Прочность на одноосное растяжение, МПа
1	Рисчоррит	27,4	64 000	0,25	100	5,3
2	Ляврит	28,3	77 000	0,24	277	9,2
3	Уртит	27,9	78 000	0,26	162	7,8
4	Полосчатая апатито-нефелиновая руда	28,6	78 000	-	157	8,3
5	Пятнисто-полосчатая	32,4	128 600	0,22	166,9	12,0
6	Пятнистая	31,3	133 200	0,26	185,4	14,7
7	Пятнистая	30,9	125 500	0,21	57,2	6,8
8	Пятнистая	29,3	-	-	138,3	6,5

Продолжение таблицы 1.1

№ п/п	Название породы	Удельный вес, кН/м ³	Модуль деформации, МПа	Коэффициент поперечной деформации	Прочность на одноосное сжатие, МПа	Прочность на одноосное растяжение, МПа
9	Линзовидно-полосчатая	29,2	124 200	0,13	141,7	10,4
10	Сетчатая	26,8	114 400	0,14	151,8	12,3
11	Блоковая	28,3	114 800	0,11	161,5	12,1
12	Массивная	27,1	115 400	0,16	176,1	13,8
13	Брекчевидная	30,2	101 600	0,15	123,5	10,2
14	Сфен-апатитовая	31,3	-	-	119,3	10,0
16	Уртит среднезернистый массивный	27,6 – 28,1	49 100	0,28	132,5	12,5 – 13,1
17	Уртит массивный		71 000	0,26		
18	Уртит среднезернистый массивный	27,6 – 28,1	49 100	0,28	132,5	12,5 – 13,1
19	Уртит массивный с полевошпатом		71 000	0,26	-	-
20	Уртит среднезернистый массивный шпреуштейн		75 500	0,27	-	-
21	Уртит мнгозернистый массивный с вкрап сфена		52 200	0,30		-
22	Уртит неоднородный		-	62 200	0,29	-
23	Уртит полушпатовый массивный	-	50 300	0,26	-	-
24	Общее по уртитам		66 000	0,28		
25	Луяврит трахитоидный	28,8	75 800	0,27	214,8	15,8
26	Луяврит массивный		61 200	0,24		
27	Мельтейгит	33,3	84 800	0,29	199,6	17,5
28	Ювит	27,1	77 500	0,22	150,3	13,7
29	Малиньит	28,6	52 600	0,25	166,0	12,1
30	Рисчоррит	27,1	53 600	0,25	123,9	9,3
31	Ййолит	28,9	47 800	0,25	169,7	11,3

1.2 Основные сведения о горном предприятии

1.2.1 Производственная мощность и режим работы рудника

Производительность рудника составляет приблизительно 16,6 млн т/год. В 2020 году распределение добытой руды по Кукисвумчоррскому и Юкспорскому месторождениям составило соответственно 7,2 млн т. и 9,3 млн т.

Режим на руднике принимается следующим: 364 дня в году, 7 дней в неделю, 3 смены.

1.2.2 Вскрытие месторождения

Кукисвумчоррское и Юкспорское месторождения вскрыты 12 стволами и тремя автомобильными уклонами. С горизонта +250 м для выдачи руды используем наклонный конвейерный ствол. Он является частью ДДК рудника. С горизонта +170 м руда в объеме 2,2-2,3 млн т/год выдается по Главному скипо-клетевому стволу № 1 (далее по тексту – ГС-1). Схема вскрытия месторождений Кукисвумчорр и Юкспор представлена на рисунке 1.2.

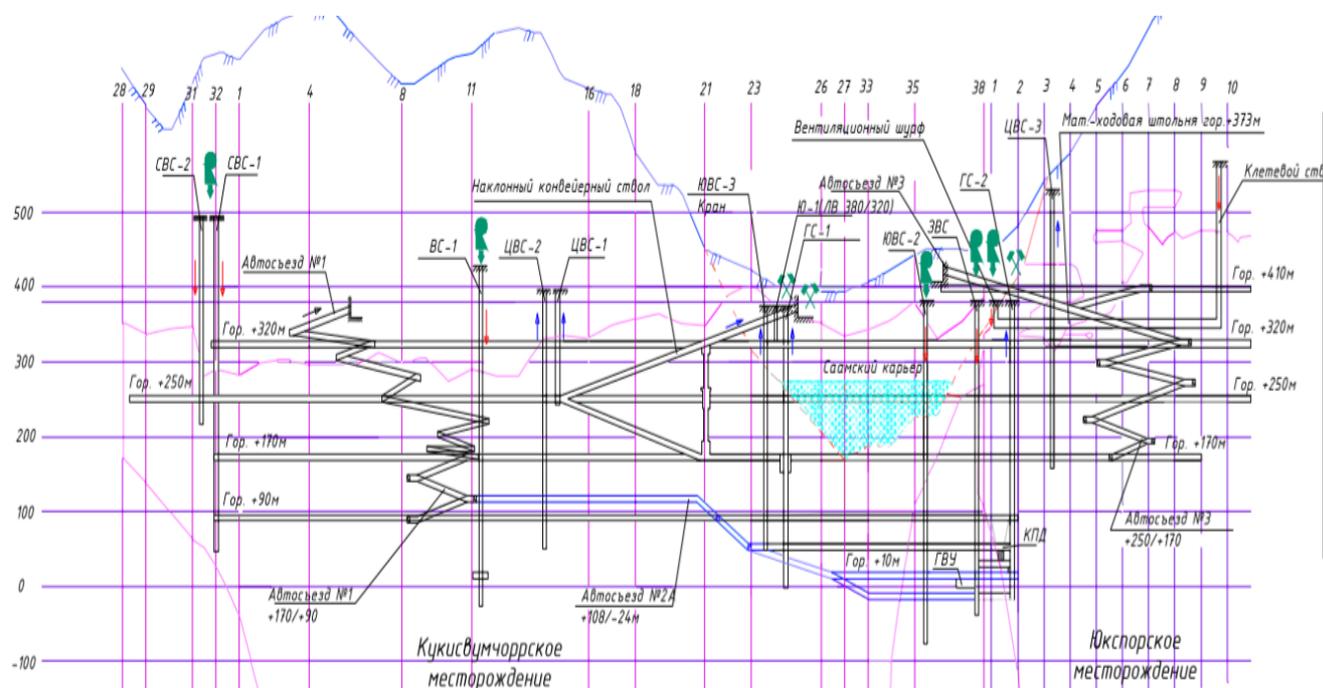


Рисунок 1.2 - Схема вскрытия Кукисвумчоррского и Юкспорского месторождения
(составлено автором)

Ввиду того, что подъем руды по ГС-2 возможен с горизонтов +250, +170 и +90 м, а горизонты +320, 250 м, +10 м вскрывается рудовыдачным трактом.

На Юкспорском месторождении прекращена разработка горизонта +410 м. Очистные работы сосредоточены на уровнях +320 и +250 м с выдачей руды через инфраструктуру Кукисвумчоррского месторождения.

Вскрытие горизонта +10 м производится путем углубки действующих выработок (наклонного конвейерного ствола и автоуклонов).

1.2.3 Система разработки

Разработка Кукисвумчоррского месторождения осуществляется Кировским рудником с использованием систем этажного и подэтажного обрушения.

Месторождение разрабатывается сверху вниз по этажам высотой 70 м. Добыча включает бурение скважин (диаметр 105 мм, глубина 30-35 м) из выработок высотой 24 м с веерообразным расположением. Выпуск руды производится двумя способами, подэтажным - с применением самоходной техники, при этажном способе - через вибропитатели.

Транспортировка руды осуществляется следующим образом: на доставочный горизонт руда подается через вагонетки емкостью 4-10 м³, на поверхность доставляется по конвейерам и главным стволом

Дальнейшая транспортировка производится думпкарами грузоподъемностью 100-105 т до АНОФ-2 и АНОФ-3.

1.2.4 Механизация

Все основные горные работы и доставка необходимых ресурсов выполняются с использованием самоходных машин зарубежных производителей («Sandvik Mining», «Atlas Copco», «Caterpillar», фирмой «Normet»).

Шпуры при проходке горных выработок бурятся самоходными буровыми установками «Sandvik DL-420-10», «Соло», «Simba M6C; 7».

Чтобы зарядить шпуры эмульсионным ВВ типа «Сабтэк» применяют зарядную машину «3M Charmec 1605 BE».

Погрузка горной массы осуществляется ПДМ с электрическим приводом «Sandvik LH-409E».

Обезопасивание горных выработок производит самоходная машина «Scamec 2000S». Технологический процесс крепления включает применение оборудования: Sandvik DS-410 для анкерной крепи, Sandvik DS520-TC для тросовых анкеров, Spraymek 6050 WPC для набрызгбетонирования, для торкретирования – «Utimec 1500 Transmixer». Необходимый комплект оборудования представлен в таблице 1.2.

Таблица 1.2 – Перечень оборудования, необходимого для обеспечения проектной годовой производительности (составлено автором)

Наименование оборудования	Количество	
	В работе	Инвентарное
Буровые самоходные каретки типа «Sandvik DD320-40	2	3
Буровая установка типа «Соло», «Sandvik DL 420-10»	2	3

Продолжение таблицы 1.2

Наименование оборудования	Количество	
	В работе	Инвентарное
ПДМ типа «Sandvik LH-409E», «Sandvik LH-410M»	4	6
Зарядная машина типа 3M Charmec 1605 BE	2	4
Установка для возведения анкерной крепи «Каболт 0.7-5»	1	2
Для обезопасивания «Скаймек»	1	2
Вентилятор ВМ-6, ВМ-12	17	26
Дизелевозы	2	3
Контактный электровоз 2К-14	3	5
Вагонетки:		
ВДР-5,3	12	17
ВРГ-4.5	36	51
ВГ-9.0	18	26

1.2.5 Вентиляция

Вентиляционная система Кировского рудника объединяет Кукисвумчоррский и Юкспорский участки в единую сеть. При необходимости разделения воздушных потоков в соединительных выработках устанавливаются вентиляционные двери и перемычки. Выработки двух крыльев соединяются на горизонтах +410м, +320м, +250м и +170м.

Проветривание осуществляется по фланговой схеме с помощью нагнетательного способа. Основные элементы системы:

Главные вентиляторно-калориферные установки:

- ВРЦД-4,5 на ЮВС-2 (обслуживает горизонты +320 м, +250 м, +170 м, +90 м, +72 м, +45 м);
- ВРЦД-4,5 на СВС-1,2 (подача воздуха на северный фланг горизонтов +320 м и +250 м).

Дополнительные вентиляционные установки:

- вентиляторы 2ВМ-12 для подачи воздуха в выработки ДДК (+250 м, +226 м, +166 м).

Распределительные вентиляторные установки обеспечивают организованный отвод воздуха:

- ВМ-12 №2 (очистные и проходческие работы 4 участка на горизонт +250 м);
- ВОД-16 №4-8 (обслуживают различные участки на горизонтах +320 м и +250 м);
- ВМ 12 №9 (проходческие работы на горизонт +90 м);
- ВОД-21 №19 (работы 6 участка и Юкспорской прирезки).

Все установки управляются дистанционно с диспетчерского пульта и оснащены телефонной связью.

Общая производительность системы с учетом 10 % утечек составляет 39790 м³/мин (663,2 м³/с), что гарантирует достаточное проветривание рудника.

1.2.6 Водоотлив

В настоящее время ведется разработка глубоких горизонтов Объединенного Кировского рудника единым шахтным полем.

Кукисвумчоррское крыло (Кировское):

горизонт +250 м - стадия доработки запасов;

горизонт +170 м - стадия максимальной добычи;

горизонт +90 м - начальная стадия развития добычи.

Юкспорское крыло:

горизонт +320 м и +250 м - стадия максимальной добычи;

горизонт +170 м - начальная стадия развития добычи.

Согласно ТЭО постоянных кондиций, дальнейшая отработка рудника планируется подземными горными выработками до горизонтов +10 м и -70 м (Кировское крыло).

На подземном руднике Кукисвумчоррского месторождения вода самотеком поступает по специальным канавам в главные водоотливные установки соответствующих горизонтов.

Транспортировка воды осуществляется по следующим схемам:

горизонты +322 м и +252 м: 4 трубопровода (300-400 мм) через стволы ЮВС-1 и ЮВС-2 → поверхность → отстойник №1 → р. Саамская;

горизонт +172 м: 8 трубопроводов (400 мм) через ствол ЗВС → отстойник №2 → р. Саамская;

горизонт +166 м: 2 трубопровода (350 мм) → горизонты +252 м или +322 м → ГВУ или поверхность;

горизонт +92 м: 4 трубопровода (400 мм) через Вспомогательный ствол → ручей Ворткеуай → р. Саамская.

Дополнительно на горизонте +92 м установлены насосы для подачи воды на смыв конвейеров.

1.2.7 Автоматизация производственных процессов

Научно-технический прогресс существенно меняет современное производство: предприятия расширяются, технологии усложняются, растёт скорость операций и мощность оборудования.

Это создаёт проблему управления: при неизменной скорости контроля качество падает. Решением становится внедрение автоматизированных систем управления, которые используют вычислительную технику, математические методы и теорию управления. Такие системы эффективно управляют производством даже при растущих темпах работы.

Управление производством включает три этапа: сбор данных, их обработку и выдачу управляющих команд. Эти операции выполняются периодически или непрерывно через автоматизированную систему управления.

Система обрабатывает информацию, анализирует показатели и формирует управляющие команды для оптимизации работы, создаёт документацию и рассылает информационные сообщения.

Для повышения эффективности управления технологическими процессами на руднике Кировский АО «Апатит» внедрена автоматизированная система управления технологическими процессами (АСУ ТП). Система обеспечивает комплексный подход к управлению производством: осуществляет оперативный учет и контроль технологических процессов, гарантирует безопасность условий труда, а также формирует необходимую информацию для анализа деятельности и оперативного планирования производства.

Для реализации этих функций используется комплекс технологических средств на базе вычислительных машин. На рисунке 1.3 представлена организационная структура Кировского рудника АО «Апатит».



Рисунок 1.3 – Схема организационной структуры Кировского рудника АО «Апатит»
(составлено автором)

На системы управления постоянно воздействуют различные возмущающие факторы. Эти воздействия могут проявляться как на всей системе управления в целом, так и на отдельных её элементах.

Основными источниками помех являются: физическая среда (тепловые, электрические и магнитные поля); атмосферные факторы (температура, влажность, загрязненность, агрессивные примеси); энергетические источники.

Для эффективной работы системы необходимо:

1. Компенсировать воздействие помех путем: добавления специальных контуров управления; внедрения систем контроля качества поступающей информации.
2. При отсутствии управляющей информации предусмотреть: алгоритмы краткосрочного прогнозирования; системы аварийной остановки.

Такой комплексный подход позволяет обеспечить стабильную работу системы управления даже при наличии внешних возмущающих факторов. На рисунке 1.4 представлена схема управления технологическим процессом.

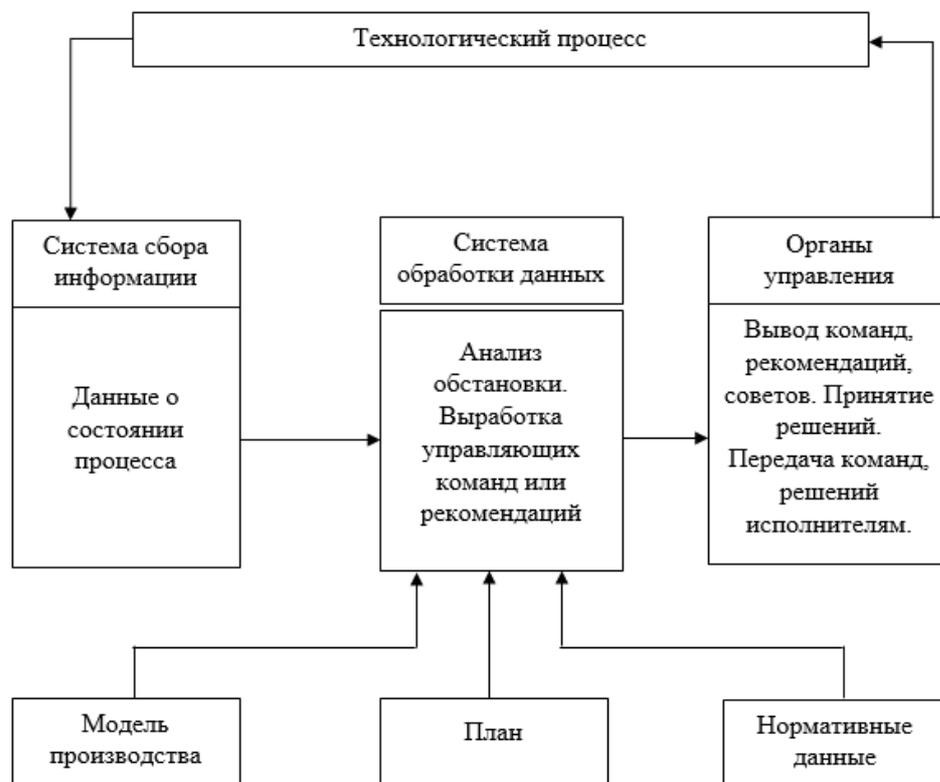


Рисунок 1.4 – Структурная схема автоматизированного управления технологическим процессом (составлено автором)

Автоматизация производственных процессов включает несколько ключевых направлений:

1. Взрывные работы:
 - используются короткозамедленные взрыватели (КЗВ);
 - обеспечивается последовательное взрывание зарядов;
 - повышается эффективность за счет: увеличения интенсивности работ; роста КПД взрыва; снижения сейсмического воздействия.

- управление осуществляется дистанционно через: радиоаппаратуру; УКВ-передатчики с направленными антеннами.

2. Конвейерный транспорт:

- для наклонных стволов применяется АУК-10ТМ;
- на участковом уровне используются: реле РСА для контроля скорости; магнитоиндукционные датчики ДМ-2 (скребковые конвейеры); тахогенераторные датчики УПДС (ленточные конвейеры).
- экономический эффект: высвобождение персонала; снижение энергопотребления; уменьшение расхода материалов.

Все системы автоматизации обеспечивают повышение производительности, надежности и безопасности работ при одновременном снижении эксплуатационных затрат.

Для автоматизации шахтных вентиляторов главного проветривания применяется унифицированный комплект аппаратуры УКАВ-М. Система обеспечивает различные режимы управления: автоматическое и местное управление, нормальный и реверсивный режим проветривания.

Экономический эффект от автоматизации достигается за счет высвобождения персонала и снижения энергопотребления.

Водоотливная установка - это сложный энерго-механический комплекс, состоящий из насосных агрегатов различной производительности, трубных коллекторов, системы электроснабжения и аппаратуры сигнализации.

Водоотливные установки Кировского рудника играют ключевую роль в обеспечении безопасного и эффективного ведения горных работ. Они предназначены для откачки воды из подземных выработок, что необходимо для предотвращения затопления шахт и обеспечения нормальных условий труда для горняков.

На Кировском руднике используются современные водоотливные установки, которые включают в себя мощные насосы, системы трубопроводов и резервуары для сбора и хранения воды. Эти установки способны обрабатывать значительные объёмы воды, что особенно важно при работе в условиях повышенной влажности или при проходе через водоносные слои.

Одним из важных аспектов работы водоотливных установок является их надёжность и способность к быстрому реагированию на изменение условий. Для этого на руднике применяются автоматизированные системы управления, которые позволяют оперативно регулировать режим работы насосов и предотвращать возможные аварийные ситуации.

Кроме того, водоотливные установки на Кировском руднике спроектированы с учётом экологических требований. Они обеспечивают не только откачку воды, но и её очистку от вредных примесей перед сбросом в окружающую среду. Это позволяет минимизировать

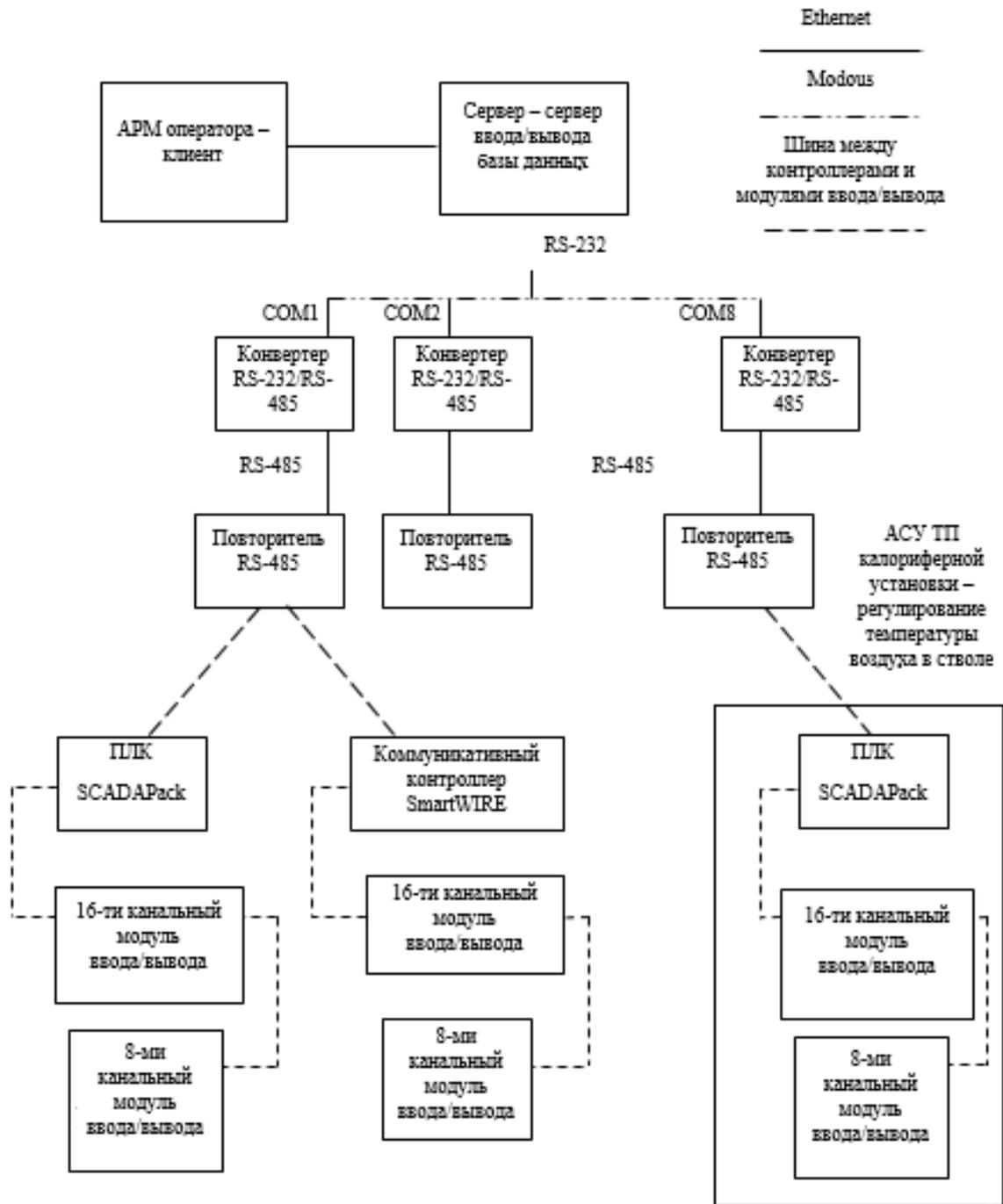


Рисунок 1.6 – Структурная схема АСОДУ энергообъектов Кировского рудника АО «Апатит»
(составлено автором)

Система передачи данных построена на промышленном интерфейсе RS-485 с протоколом Modbus, который передает информацию через кабельные сети рудника к OPC-серверу Control Microsystems.

Под централизованным диспетчерским управлением находятся энергетические объекты в зоне 500-3000 м: системы вентиляции и калориферы, местные вентиляционные установки, высоковольтные подстанции, а также насосные станции водоотлива.

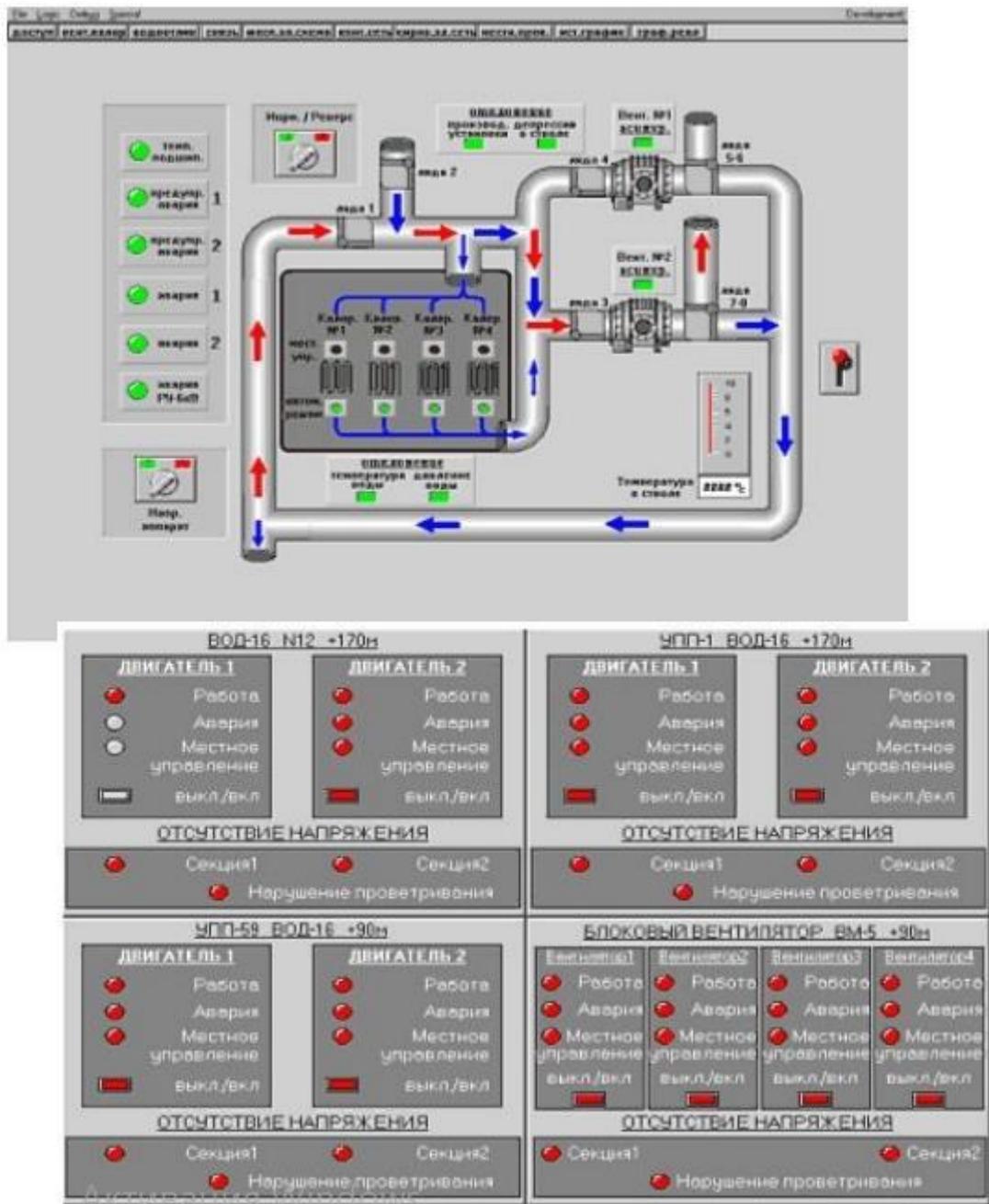


Рисунок 1.7 – Видеокадры, отражаемые на экране рабочего места оператора Кировского рудника АО «Апатит» (составлено автором)

1.3 Нерешенные научные проблемы по теме исследования

Текущие подходы к оценке технического состояния конструкций имеют существенные ограничения. Нормативные методики, действующие в настоящее время, представляют собой скорее общие рекомендации, не учитывающие реальные нагрузки на элементы сооружений. Это создает серьезные трудности при выявлении аварийных состояний, а в некоторых случаях делает их обнаружение невозможным.

Диагностика подземных сооружений требует особого внимания и ответственности. По результатам обследования специалисты оценивают возможность дальнейшей эксплуатации

объекта, определяют необходимость ремонтных работ, реконструкции или усиления несущих конструкций. Несвоевременное выявление дефектов может привести к серьезным последствиям во время эксплуатации.

Хотя существующие методики опираются на многолетний научный и производственный опыт, они остаются достаточно традиционными. Внедрение современных подходов к комплексной оценке состояния объектов позволит существенно повысить безопасность их эксплуатации и своевременно предотвращать критические изменения. В сложных системах даже отказ одного элемента может вызвать серьезные последствия.

Текущая система управления процессом добычи апатит-нифелиновой руды не соответствует современным требованиям по точности и достоверности результатов. Это происходит из-за того, что не используются современные методы проектирования и строительства, а также не производится достаточный мониторинг взаимодействия элементов строительной и геотехнической систем в режиме реального времени.

Для решения этих проблем современные научные исследования предлагают использовать методы системного анализа. Это требует проведения глубокого анализа объекта исследования и разработки унифицированного метода определения входных, выходных и результирующих факторов. Такой подход станет ключевым для повышения стабильности работы шахт и подземных сооружений.

Эксплуатация шахт и подземных сооружений характеризуется огромным количеством показателей. При решении экономических задач эти показатели, работы конструкций помогают оценить, насколько эффективны и экономически выгодны технологические схемы.

Чтобы создать основу для проектирования новых и обновления старых объектов, нужно разработать классификацию горно-геологических условий и способы работы с горными породами. Для этого необходимы всесторонние исследования.

При создании горнодобывающих предприятий важно учитывать как природные, так и человеческие факторы. Их сочетание влияет на то, как строить, использовать и перепрофилировать объекты [1].

Из-за множества разных факторов часто приходится отступать от изначального технологического плана. Поэтому сейчас развивается новое направление в техническом проектировании — создание адаптивных технологических процессов для строительства и обновления подземных сооружений.

Горному делу не хватает современных геоданных, а это мешает эффективно использовать системы автоматизированного проектирования. Создание такой базы потребует взаимодействия с различными отраслями при освоении месторождений.

Отсутствие системного моделирования в проектировании не позволяет прогнозировать технико-экономические показатели и управлять производственными комплексами без снижения качества освоения георесурсов [2].

В современной горнодобывающей отрасли остро стоит вопрос прогнозирования концентрации вредных веществ в шахтах с риском газо- и пылевого загрязнения. Несмотря на недавние прорывы в решении сложных нелинейных задач, существующие методы сталкиваются с серьезными ограничениями. Нелинейный характер загрязнения воздуха в централизованных системах мониторинга приводит к неопределенности прогнозов и снижению эффективности раннего предупреждения. Основной проблемой остается разработка более точных и надежных систем прогнозирования.

Актуальной задачей современного моделирования является создание эффективных систем мониторинга и прогнозирования чрезвычайных ситуаций, включая взрывы метана, горные удары и сейсмические смещения. При этом традиционные методы оценки не обеспечивают достоверного определения степени риска.

Необходимо автоматизировать процесс проектирования подземного строительства. Это позволит использовать машинное моделирование горнотехнических систем как при проектировании, так и в управлении производством, обеспечивая их адаптивность в реальном времени [3].

Однако существующая методологическая база проектирования горнотехнических систем часто не соответствует современным требованиям и не позволяет в полной мере реализовать потенциал адаптивного проектирования и управления.

1.4 Перспективные предложения для решения выявленных научных проблем

Зарубежный опыт интеграции современных высоких технологий в производство говорит о том, что необходимо создавать и внедрять более современные способы производства работ, которые имеют высокий уровень механизации, контролируемость и управление, а также повествует об органическом синтез фундаментальных закономерностей горно-строительных процессов.

Так, например, в нефтегазовой отрасли существуют примеры разработки систематической и комплексной методики оценки эксплуатационной надежности подземных газохранилищ, при этом учитываются как тепло-гидравлические характеристики, так и неопределенность состояния газохранилища в процессе эксплуатации. Данный метод состоит из теплогидравлического анализа газохранилища, оценки вероятности отказа агрегата и оценки эксплуатационной надежности всей системы. Был проведен теплогидравлический анализ подземного хранилища газа во время закачки и производственного цикла, который используется для получения рабочих

параметров и определения того, соблюдаются ли эксплуатационные ограничения. После этого определили критерии отказа и соответствующие функции предельного состояния соляной каверны и нагнетательно-добывающей скважины для расчета вероятности их отказа. В заключение, был разработан алгоритм расчета надежности системы k-out-of-n: G, который можно использовать для оценки эксплуатационной надежности хранения газа в нескольких кавернах. Результаты оценки показывают, что операционная схема о количестве каверн, выбранная для выполнения требуемой задачи, оказывает значительное влияние на эксплуатационную надежность подземного газохранилища

С развитием автоматизации, больших данных, искусственного интеллекта и облачных вычислений горные предприятия, в частности, угольные месторождения должны быть охарактеризованы, как результат интеллектуальных вычислений. Интеллектуальная добыча была выдвинута Китайской академией инженеров для достижения цели беспрепятственной добычи угля, беспилотного производства на рабочих местах. Стало возможным наземное управление в интеллектуальной добыче полезных ископаемых с помощью Интернета вещей (IoT). Предложена архитектура наземного управления с IoT, а также появились методики наземного контроля на основе IoT, развиваются динамические платформы для контроля грунта на основе исследований неразрушающего контроля (NDT) для оценки качества крепления анкеров в скальных породах [4].

Интегрированная энергетическая система угольной шахты включает в себя производство, передачу, преобразование, хранение и потребление нескольких видов энергии со сложными взаимосвязями. Проблема оптимизации работы этой системы характеризуется многосценарностью, многовариантностью, многообъектностью и сильными ограничениями, что затрудняет ее решение. Основываясь на структуре этой системы создаются единые модель оптимизации для минимизации экономических и углеродных транзакционных издержек [5]. Для эффективного решения проблем оптимизации в различных сценариях развития предлагается автономная интеллектуальная стратегия оптимизации на основе опорных векторов для полного использования их характеристик в различных сценариях, а также для генерации наиболее целевых алгоритмов интеллектуальной оптимизации. Для улучшения производительности в сближении при сильных ограничениях разрабатываются стратегии для исправления невыполнимых решений в соответствии с конкретными предпочтениями.

Современные знания о сейсмическом анализе подземных сооружений ограничены аналитическими решениями, численными методами и испытаниями масштабных моделей. Виртуальное гибридное моделирование (VHS) - это эффективный и экономичный метод анализа, который объединяет численные и экспериментальные методы, используя преимущества обоих. В современных исследованиях предлагается метод VHS с использованием многоосевой

экспериментальной установки для сейсмического анализа системы «грунт-структура», и соответствующая структура VHS была разработана с использованием OpenFresco и OpenSees. Для демонстрации способности методики точно и эффективно отражать сейсмическое поведение подземных сооружений, метод VHS был применен для оценки сейсмической реакции станции метро Daikai, в ходе которой было достигнуто хорошее достоверность прогноза при сравнении результатов VHS с результатами полного численного моделирования (CNS) [6].

Стоит также отметить вероятностные модели сейсмической характеристики для подземных сооружений с учетом характеристики пространственного распределения свойств грунта. Разработанные модели применяются в анализе надежности и для оценки сейсмической хрупкости подземных сооружений. Используются физические случайные поля для моделирования различных изменяющихся свойств грунта. Случайные поля свойств грунта используются для создания численных моделей системы грунт-подземная конструкция и моделирования реакции конструкции под воздействием сейсмических нагрузок [7]. Также разрабатываются вероятностные модели спроса и пропускной способности на основе структурных реакций, полученных в результате численного анализа. Используя модели спроса и пропускной способности, производится оценка сейсмической хрупкости подземных сооружений, и приводятся доверительные интервалы для отражения неопределенностей в оценках. Результаты показали, что предложенная модель сейсмических характеристик хорошо отражает зависимость между максимальным межэтажным смещением и пиковой скоростью грунта. Полученные оценки хрупкости могут приблизительно оценить сейсмическую хрупкость аналогичных подземных сооружений, расположенных на аналогичных участках [8].

Крупные инфраструктуры с подземной инженерией, как, например, подземные электростанции, представляют собой многосредовые, сложные и взаимодействующие системы, которые требуют управления геотехническими данными, построения параметрических моделей, оптимальных проектных альтернатив и оценки безопасности в реальном времени [9].

Однако, несмотря на то, что данные необходимые для численного анализа записаны в параметрических моделях информационного моделирования зданий (BIM), преобразование геометрических характеристик между BIM и геометрическими моделями является сложной задачей и численные модели являются громоздким. Поэтому была разработана автоматическая система анализа численного моделирования, которая может не только преобразовывать 3D параметрическую структурную геометрическую модель косвенным методом, но и реализовать автоматическую предварительную обработку и анализ [10].

В исследованиях применяется цифровая модель выработок подземной электростанции, сопровождаемая системой поддержки. Она построена автоматически с помощью вторичной разработки в программе CATIA. Реорганизованные скважинные каротажи на геологических

профилях сопровождаемые топографо-геологической картой, также используются для определения 3D модели недр. Коды Python запрограммированы для предварительной обработки численной модели с целью повышения эффективности расчетов и облегчения ручного вмешательства, путем связывания файлов данных разного формата [11].

Кроме того, на примере подземной электростанции Суки Кинари продемонстрированы преимущества данной системы с точки зрения эффективности моделирования, предварительной обработки и безошибочного перевода геометрической информации. Предложенная система обеспечивает фундаментальный процесс для автоматического проектирования-анализа, следовательно, уменьшает вмешательство пользователя и обеспечивает безошибочный структурный расчет для проектирования [12].

Развитие технологий сделало строительство интеллектуальных угольных шахт (ICM) тенденцией развития, что выявило недоработки в операциях по добыче угля. Существующая таксономия и модель оценки зависимости PIFs не могут эффективно адаптироваться к ситуации операций ICM [13]. Поэтому, основываясь на текущей системе рабочих лиц ICM и его операционном процессе, разрабатывается таксономия ICM-PIF с помощью метода триангуляции и социотехнического подхода, а модель нечеткой байесовской сети (FBN) оценивающая зависимость PIF, построена с использованием методов интерпретационного структурного моделирования (ICM) байесовской сети (BN) и теории нечеткости в данном исследовании. Результаты показывают, что таксономия ICM-PIF, включающая 8 групп и 29 PIF, отображается в виде визуальной карты факторов, а сложные причинно-следственные зависимости между PIF объясняются с помощью модели FBN как с качественной, так и с количественной точки зрения. Полученные результаты обеспечивают прослеживаемую и последовательную научную основу для анализа при моделировании и управлении человеческой деятельностью в системах ICM, что впоследствии может обеспечить базовые гарантии безопасности труда и устойчивого развития ICM.

Подземные горные выработки, проводимые в твердых породах, строятся с ведением буровзрывных работ [14]. Свою эффективность показало моделирование с помощью трехмерного кода отдельных элементов (3DEC) для анализа характеристик стен выработки с точки зрения смещения и расчета пиковых скоростей частиц (PPV) по периферии выработки и на поверхности. Результаты показывают, что волна скорости с более высокой частотой демонстрирует большие смещения по периферии. Расчет PPV показал, что модель с горизонтальными смещениями показала более низкую PPV по сравнению с моделью с неповрежденным массивом горных пород [15]. Значения PPV также были проанализированы на поверхности для модели, состоящей из вертикальных швов, расположенных с интервалом 4 м. Проводятся сравнительные исследования PPV вертикально над местом взрыва между моделями

с горизонтальными швами, расположенными на расстоянии 4 м и вертикальными швами с интервалом 4 м. Результаты показали более высокие значения PPV для модели с вертикальными швами по сравнению с моделью с горизонтальными швами.

Моделирование и имитация процессов играют немаловажную роль при проектировании, планировании строительных процессов и их осуществлении [16]. Индуктивный подход к отражению реальности в (вычислительной) модели позволяет с разных сторон перспективно рассматривать исследуемый объект или процесс и проводить соответствующий анализ. Этот метод помогает принимать решения в проектах, связанных с управлением строительством, и способствует разработке новых вычислительных моделей [17]. Таким образом, увязка управления шансами и рисками с моделированием строительных процессов является необходимым инструментом для систематического принятия и реализации решений в области управления строительством. Объекты моделирования могут включать целые здания или сооружения, контрактные секции или отдельные структурные компоненты, например, те, для которых определяются строительные процессы и логистика, а также сроки и стоимость строительства [21]. Для систематического учета неопределенностей применяется моделирование методом Монте-Карло.

Внедрение беспроводных сенсорных сетей для мониторинга сложной, динамичной и суровой среды подземных угольных шахт является общемировой тенденцией. Выходит в свет надежный, эффективный и экономичный метод Интернета вещей (IoT) для мониторинга качества воздуха с добавлением новых функций оценки и прогнозирования загрязняющих веществ [22]. Эта система состоит из сенсорных модулей, коммуникационных протоколов и базовой станции, на которой работает Azure Machine Learning (AML) Studio. Сенсорные модули на базе Arduino с датчиками с восемью различными параметрами были установлены в отдельных местах действующего ЦСМ [23].

Также предложенная система оценивает качество воздуха в шахте с точки зрения индекса шахтной среды и экологического индекса (MEI). Анализ главных компонент (PCA) определил CH₄, CO, SO₂ и H₂S как наиболее влияющие газы, существенно влияющие на качество воздуха в шахте. Результаты PCA были введены в ANN-модель в AML Studio, что позволяет предсказать MEI [24]. Оптимальное количество нейронов было определено как для фактических входных параметров, так и для входных параметров на основе PCA. Результаты показали лучшую производительность ИНС на основе PCA для прогнозирования MEI, со значениями R² и RMSE 0,6654 и 0,2104, соответственно. Таким образом, предложенная система на базе Arduino и AML повышает экологическую безопасность шахты путем быстрой оценки и прогнозирования качества воздуха в шахте.

Новые технологии оказывают значительное влияние на повышение эффективности и производительности отраслей промышленности, особенно в горнодобывающей промышленности [25]. Тем не менее, выбор и применение новых технологий - это многокритериальный вопрос принятия решений. Поскольку шахты представляют собой важную часть экономики страны, оказывающую значительное влияние на социально-экономическое развитие, для повышения эффективности следует проводить оптимизацию горнодобывающей промышленности. [26]

Развитие современных технологий обусловило формирование концепции "Индустрия-4.0", которая позволяет повысить безопасность, надежность, энергетическую и функциональную эффективность горного предприятия за счет интеллектуализации производственных процессов [27]. Реализация данной концепции занимает особое место в угледобывающей отрасли, где одной из стратегических задач является создание беспилотных угольных шахт. В связи с этим необходимо развитие существующей технологической структуры [28]. Для этого необходимо внедрение усовершенствованной технологической структуры в рамках концепции "Индустрия-4.0", которая может быть описана как постепенная замена подземного персонала соответствующими датчиками, детекторами и автоматическими системами управления. Кроме того, улучшенные усовершенствованные конструкции должны обладать большей надежностью и эффективностью [33]. В данной статье для оценки эффективности технологической структуры забоя угольной шахты авторы предлагают использовать оригинальные показатели [34]. Эти показатели позволяют провести комплексную оценку технологической конструкции забоя угольной шахты "до" и "после" внедрения усовершенствованной технологической структуры.

При подземной добыче новые выработки (туннели) строятся с помощью взрывных или механических работ [35]. Применение взрывного метода в подземных шахтах обусловлено экономическими аспектами, особенно для месторождений, характеризующихся твердыми породами. К сожалению, качество результата может быть отличаться от ожидаемого с точки зрения общей геометрии работ или шероховатости поверхности выработки. Метод взрывных работ также является источником вибраций, которые могут воздействовать на другие существующие конструкции, влияя на их устойчивость [36]. Поэтому очень важно следить как за качеством новых туннелей, так и за изменениями в существующих туннелях, которые могут вызвать обрушение породы с боковых стенок и потолков как новых, так и существующих туннелей [37]. Протяженность горных выработок и опорных конструкций в подземных шахтах огромна. Даже если ограничить мониторинг геометрии туннелей теми, которые используются каждый день для крупных технологических процессов, таких как транспорт, это огромный объем работы. Более того, любую стационарную систему мониторинга сложно использовать как из-за ежедневных взрывных работ, так и из-за работы мобильных машин. Предложенный метод,

основанный на быстрых LiDAR/ наземных лазерных сканеров для получения облака точек позволяет создать пространственную модель геометрии шахты.

С развитием интеллектуального и числового общества угледобывающая промышленность также начала переходить на интеллектуальные технологии. Как важный аспект интеллектуального строительства угольной шахты, связь в угольных шахтах выдвигает более строгие стандарты качества [38]. В сложных условиях связи в шахтах передача коммуникационных сигналов всегда повреждается различными шумами и помехами, что приводит к серьезному искажению сигналов связи, принимаемых на приемной стороне. Поэтому использование традиционных приемников для восстановления информации имеет проблему высокого коэффициента битовых ошибок (BER), который не может соответствовать стандарту интеллектуального строительства угольной шахты. Исходя из этого, произошло объединение конволюционных нейронных сетей (CNN) и многовходового мультивыходного ортогонального мультиплексирования с разделением частот (MIMO-OFDM) коммуникационных систем для разработки интеллектуальной модели приемника для сложных шахтных систем связи.

Интеллектуальный мониторинг угольной шахты в режиме реального времени для идентификации и позиционирования пешеходов является важным средством обеспечения безопасности на производстве [39]. Традиционные модели обнаружения объектов, основанные на нейронных сетях, требуют значительных вычислительных ресурсов и ресурсов хранения, что приводит к трудностям развертывания моделей на периферийных устройствах для интеллектуального мониторинга в реальном времени [40]. Для решения вышеуказанных проблем, CAP-YOLO и AEPSM предложены в данной работе для достижения интеллектуального анализа видеозаписей с камер наблюдения угольных шахт в реальном времени. Во-первых, DCAM предложен для оценки уровня важности каналов в YOLOv3. Во-вторых, фильтры, соответствующие каналам низкой важности, обрезаются для создания CAP-YOLO, который восстанавливает точность благодаря тонкой настройке [41]. Наконец, учитывая, что условия освещения в различных угольных шахтах различны. AEPSM предлагается для выбора параметров CLANE (адаптивная гистограммная эквализация с ограничением контраста в различных условиях) в различных условиях.

Горное производство характеризуется целым рядом различных видов опасностей, среди которых наиболее опасными являются природные опасности, возникающие в результате нарушения баланса горной массы при проведении горных работ [42]. Одним из наиболее частых и опасных для непрерывности, эффективности и безопасности этого процесса является метановая опасность. Она вызывается метаном, газом, естественно присутствующим в угольных пластах. Для того чтобы ограничить эту угрозу, разрабатывается методология ее диагностики и прогнозирования [43]. Методология основана на нейро-нечеткой модели, которая, используя

результаты измерений реальных параметров вентиляции, позволяет диагностировать и прогнозировать степень метановой опасности в районе эксплуатации [44]. Мерой этой опасности является значение индекса метановой опасности (МНИ), который учитывает соотношение между абсолютной и критериальной метаноносностью в исследуемом регионе. Разработанные модели и методология позволяют определить краткосрочный прогноз восприимчивости к метану, что дает возможность текущего и эффективного контроля метановосприимчивости в данном горнодобывающем эксплуатационном районе. Это, в свою очередь, путем принятия соответствующих мер (например, изменение параметров вентиляции) позволяет повысить безопасность и, следовательно, эффективность всего процесса горного производства [45].

Горнодобывающая промышленность имеет постоянную необходимость в повышении безопасности труда и обеспечении более эффективного обслуживания новых современных горных машин [47]. Также необходимо развивать системы мониторинга для проведения эффективных аварийно-спасательных операций в случае возникновения аварий. Уже давно предложен подход к обеспечению безопасности шахтеров с использованием AR (дополненной реальности) с удаленным мониторингом CCS (командно-контрольной системы). Этот метод обеспечивает интерактивную и дополненную мгновенную персональную безопасность в реальном времени [48]. Преимущества дополненной реальности сочетаются с данными датчиков окружающей среды в реальном времени с использованием мультимодального обучения. Сенсорная информация о состоянии окружающей среды обрабатывается с помощью механизма обработки сложных событий (СЕР) для получения событий высокого уровня, которые вызывают сигнал тревоги в чрезвычайной ситуации. Предлагаемая мультимодальная система CCS на основе AR, основанная на событиях, превосходит существующие решения по прогнозированию чрезвычайных ситуаций, которые используют слияние датчиков или глубокое обучение AR. слияние датчиков или глубокое обучение AR [49].

Сенсорные устройства с поддержкой IIoT и методы машинного обучения играют важную роль в мониторинге и прогнозировании опасных факторов в шахтах [50]. Существует модель прогнозирования для повышения безопасности и производительности подземных угольных шахт с использованием гибридной модели CNN-LSTM и датчиков с поддержкой IoT. Гибридная модель CNN-LSTM может извлекать пространственные и временные особенности из данных шахты и эффективно прогнозировать различные опасности [51]. Предложенная модель также повышает гибкость, масштабируемость и зону охвата системы мониторинга шахт в удаленных местах, чтобы минимизировать потери жизней шахтеров. Предложенная модель эффективно прогнозирует индекс качества здоровья шахтера (MHQI) для рабочих забоев и газов в гофрированных зонах шахт.

В связи с высокой частотой и внезапностью динамических катастроф в глубоких угольных шахтах, традиционные методы обнаружения и оценки, применяемые для неглубоких угольных шахт, не позволяют точно определить степень риска катастроф [52]. Поэтому очень важно использовать передовые технологии обнаружения и соответствующие методы оценки для повышения точности и эффективности оценки риска в процессе добычи угля. В настоящее время применяются технологии быстрого и динамического обнаружения с несколькими источниками, используемые в области горного дела, с целью повышения надежности технологий обнаружения для типичных динамических катастроф [53]. Технология слияния данных используется для анализа данных, полученных в результате лабораторных экспериментов, инженерных изысканий, обнаружения и исторических данных, чтобы сформировать окончательные динамические и статические показатели. Создаются новые комбинированные модели оценки с временными рядами выбросов угля и газа, а также горных пород, соответственно, для проведения комплексной оценки риска с использованием метода наименьших квадратов и метода изменяющегося во времени веса [54]. Модели оценки закодированы для создания программной платформы раннего предупреждения, которая может обеспечить автоматическую оценку и фактическую 3D-визуализацию районов добычи угля.

Количество подземных сооружений растет с каждым днем в развивающихся странах [55]. Типичные подземные объекты включают транзитное метро, парковки, линии электропередач, водоснабжения и канализации. водопровод и канализация. Вероятность возникновения аварий на подземных объектах является случайным явлением. Чтобы избежать случайных потерь, имеет место метод оценки рисков, который позволяет проводить непрерывную оценку и сообщать о любых аномальных явлениях до того, как они произойдут [56]. Существует иерархическая модель на основе нечетких выводов для оценки риска подземных сооружений. Предложенная иерархическая архитектура нечетких выводов уменьшает общее количество правил в базе [57]. Время вычислений также увеличивается по мере увеличения количества правил. Предлагаемая модель использует 175 правил для расчета индекса риска, а обычная нечеткая логика требует 390 625 правил, с таким же количеством входных параметров для вычисления индекса риск. Разработка правил для нечеткой логики также является многоплановой задачей. Вводятся новые схемы правил, а именно: основанная на максимальном правиле и основанная на среднем правиле [58]. Обе схемы могут использоваться, как взаимозаменяемые, в зависимости от логики, необходимой для разработки правил. Результаты показывают, что предложенный метод является удачным выбором для расчета индекса риска, когда количество переменных больше.

Технология микросейсмического мониторинга, первым шагом которого является распознавание изменений, обеспечивает эффективный метод раннего предупреждения динамических катастроф в угольных шахтах, особенно в то время как сигналы с низким

отношением сигнал/шум (SNR) обычно не могут быть эффективно распознаны систематическими методами [59]. Существует вейвлет-разложение рассеяния (WSD), преобразование и алгоритм машины опорных векторов (SVM) для дискриминации событий микросейсмических сигналов с низким SNR. Сначала был введен метод извлечения признаков сигнала на основе WSD-преобразования путем изучения матрицы, построенной по коэффициентам разложения рассеяния [60]. А после построена интеллектуальная модель распознавания микросейсмических событий, основанная на операциях вычисления коэффициентов WSD для полученных необработанных вибрационных сигналов, формируя из них матрицу векторов признаков. Наконец, сравнительный анализ микросейсмических событий и шумовых сигналов в эксперименте подтверждает, что их дискриминационные признаки могут быть точно выражены с помощью вейвлет-коэффициентов рассеяния. Модель распознавания искусственного интеллекта, разработанная на основе SVM и WSD, не только обеспечивает быстрый метод с высокой точностью классификации, но и подходит для онлайн извлечения признаков сигналов микросейсмического мониторинга. Установлено, что предложенный метод повышает эффективность и точность обработки микросейсмических сигналов для мониторинга нестабильности горных пород и сейсмичности.

Как правило, горные работы приостанавливаются при возникновении различных чрезвычайных ситуаций, таких как обрушение кровли, трещины и разломы распространение в кровле и сложности в поведении пластов кровли [61]. Чтобы преодолеть эти колоссальные проблемы, подземный метод микросейсмического мониторинга в реальном времени был внедрен в рабочую панель-P2 в лаве «Rajendra» угольной шахты South Eastern Coalfields Limited (SECL) в Индии. Целевые угольный пласты появляются на панели P-2 на глубине от 70 м до 76 м. В этом процессе от 10 до 15 одноосных геофонов были размещены в скважине на глубине от 40 м до 60 м, расположенной над рабочей панелью P-2 с высоким значением качества породы для лучшего сейсмического сигнала. Были зарегистрированы различные микросейсмические события с магнитудой от 5 до 2 по шкале Рихтера. Обработка временных рядов была проведена для получения различных сейсмических параметров, таких как интенсивность активности, потенциальная энергия, мощность параметров, таких как скорость активности, потенциальная энергия, скорость вязкости, сейсмический момент, энергетический индекс, кажущийся объем и потенциальная энергия в зависимости от времени. Использование этих параметров помогло проследить события, понять распространение трещин и разломов и определение зон распределения высоких и низких напряжений до возникновения обрушения кровли.

Взрыв газа - одна из самых смертельных опасностей при подземной добыче угля [62]. Оценка риска сыграла эффективную роль в предотвращении взрывов газа и пересмотре нормативных требований к угольным шахтам. Однако традиционным методам не хватает

количественной оценки, динамического контроля и работы с неопределенностью. Был разработан метод количественной оценки риска взрыва газа в подземной угольной шахте с использованием байесовской сети. С помощью байесовского вывода вероятность наступления потенциальных рисков событий и вероятностное распределение факторов риска могут быть рассчитаны в реальном времени в соответствии с предварительными знаниями и обновлением фактических данных. В то же время, можно определить наиболее вероятные потенциальные причины аварий [63]. Для исследования вклада каждого фактора риска в рисковое событие использовался метод анализа чувствительности, что позволило определить наиболее критичный фактор риска. На примере угольной шахты Бабао в Китае в данном исследовании была проведена оценка риска взрыва газа [64]. Результаты показывают, что объединение нечеткой АНР и байесовской сети является целесообразным и применимым. Она может быть использована в качестве инструмента принятия решений для предотвращения взрывов газа в угольной шахте и предоставляет лицам, принимающим решения, техническое руководство по управлению риском взрыва газа в угольной шахте [65].

Взрывы газа остаются значительной промышленной опасностью, характеризующейся внезапным возникновением, быстрым развитием и огромными разрушениями. Количественная оценка риска (QRA) играет эффективную роль в управлении безопасностью и аварийной готовностью к таким инцидентам [66]. Хотя было предпринято много попыток проанализировать риски, связанные со взрывами, мало работ было проведено по оценке риска для спасателей во время проведения спасательных операций. Была разработана методология оценки риска для спасателей при взрыве для поддержки принятия решений в чрезвычайных ситуациях путем интеграции нейронной сети общей регрессии (GRNN) с моделированием вычислительной гидродинамики (CFD). В качестве примера взяты подземные взрывы газа в угольной шахте [67]. Метод вероятности последствий (LEC) сочетается с деревом ошибок для создания модели оценки риска спасения, состоящей из 5 уровней. CFD-моделирование для возможных сценариев взрыва проводится непрерывно путем автоматического изменения заданных параметров. В результате можно оценить степень подверженности спасателей риску взрыва. Это позволяет принимать более обоснованные решения о спасении.

Горная промышленность является типичной отраслью с высоким уровнем риска и частыми авариями [68]. В попытке обеспечить безопасность и здоровье работников, а также снизить вероятность снижения производительности, важно определить факторы, способствующие производственным рискам безопасности угольной шахты с помощью определенных технических средств. Случаи аварий, как концентрированное отображение источника опасности, представляют собой большую ценность в извлечении ключевых факторов риска, которые могут привести к катастрофам на угольной шахте [69]. Исходя из этого, был

разработан эффективный метод, объединяющий текстовый поиск, поиск ассоциативных правил и байесовскую сеть для глубокого поиска и использования массивных текстовых данных о случаях аварий на угольных шахтах, чтобы достичь эффективной идентификации факторов риска безопасности угольных шахт и исследовать механизм взаимодействия между факторами риска и их важность [70].

Основная часть исследования включала три этапа. Во-первых, из-за высокой неопределенности и различий в способах выражения текстов отчетов об авариях на угольных шахтах, обычный процесс поиска текста не может эффективно определить факторы риска, что приводит к неполноте и отклонениям в списке факторов [71]. Был усовершенствован процесс поиска текста, с помощью сегментации китайских слов, извлечения ключевых слов, поиска родственных слов, семантического анализа, чтобы обработать собранные 726 отчетов и определить 78 факторов риска безопасности. Затем был использован алгоритм Apriori для получения набора чрезвычайно частых элементов факторов риска и 362 сильных правил ассоциации, и на этой основе была построена модель Байесовской сети [72].

Наконец, с помощью анализа чувствительности и критического пути были уточнены шесть основных факторов риска безопасности производства на угольной шахте и связанные с ними факторы. Исследование показало, что по сравнению с рисками, вызванными окружающей средой и оборудованием, отсутствие управления, образования и надзора является основной причиной несчастных случаев на угольных шахтах [73].

Данное исследование предлагает новый способ анализа для эффективного извлечения информации из неструктурированных и нестандартизированных текстов, а также новую перспективу для идентификации факторов риска безопасности на основе данных и исследования сложных механизмов взаимодействия, что имеет большое значение для предварительного управления рисками безопасности угольной шахты [75].

Получение достоверных данных о концентрации газа и своевременное обеспечение свежим воздухом имеет большое значение для сохранения нормального рабочего состояния горного оборудования, а также для благополучия людей, работающих под землей. Однако развертывание и применение системы сбора данных и управления на подземных объектах остается сложной задачей [76]. Предлагается киберфизическая система мониторинга концентрации газов для адаптивного управления вентиляционной системой с целью обеспечения безопасности персонала шахты. Модули дальней связи используются для сбора полевых данных, которые обрабатываются для обеспечения осведомленности о подземных условиях. Модуль вентиляции по требованию и компонент оценки энергопотребления позволяют динамически управлять системой вентиляции на основе измеренной концентрации газов [77].

Очень сложная и опасная среда подземных шахт может в значительной степени приводить к смертельным случаям и травмам на производстве. Развертывание технологии беспроводных сенсорных сетей (WSN) имеет потенциал для улучшения мониторинга безопасности и здоровья шахтеров и операторов.

Аварии на угольных шахтах серьезно влияют на безопасность людей и социальную инфраструктуру [78]. Интеллектуальные месторождения улучшили условия безопасности производства. Однако управление безопасностью и работа шахтеров в интеллектуальных рудниках сталкиваются с новыми изменениями и более высокими требованиями, а ситуация с безопасностью остается сложной. Поэтому изучение ключевых факторов, влияющих на небезопасное поведение шахтеров в интеллектуальных шахтах, имеет важное значение. Было проведено исследование взаимосвязи и иерархии 20 факторов, использована теория нечеткости для улучшения лабораторного метода испытания и оценки принятия решений (DEMATEL) и внедрен метод максимальной средней деэнтропии (MMDE) для определения уникального порога с научной точки зрения, и также была разработана новая многокритериальная модель принятия решений (MCDM), чтобы предоставить теоретическую основу и методы для менеджеров [79].

С увеличением количества лет добычи полезных ископаемых система вентиляции шахты становится все более сложной, что приводит к серьезным энергетическим потерям. Традиционная модель одноцелевой оптимизации не может точно описать сложную систему вентиляции шахты. Для решения этой проблемы введена модель многоцелевой оптимизации для систем вентиляции шахт, учитывающая потребление энергии на вентиляцию, потребление мощности шахтного вентилятора и эффективность вентилятора. Кроме того, предложен гибридный индекс R2 многоцелевой равновесной оптимизации (R2HМЕОА). В модели использован индекс R2 для улучшения правила сортировки решения по Парето [80]. Была улучшена стратегия опорных точек и предложена более эффективная стратегия архивирования, основанная на индексе R2. Результаты показывают, что алгоритм эффективно снижает потребление электроэнергии вентиляцией и улучшает мощность шахты и эффективность вентилятора, что доказывает практичность предложенного алгоритма.

Высокоинтенсивная разработка сверхкрупных пластов на месторождении Шендонг, наносит значительный повреждение поверхности земли [81]. Для изучения ключевых параметров подорванных угольных пластов, которые влияют на повреждение грунта, были разработаны 25 цифровых имитационных моделей с использованием ортогонального экспериментального метода, основанного на геологических и горных исследованиях. В ортогональном дизайне, были рассмотрены четыре фактора (длина в обоих направлениях, толщина и скорость добычи), с пятью уровнями для каждого фактора. Оседание смещения и деформации, вызванные выемкой грунта, были смоделированы и проверены с помощью данных

полевой съемки. Был введен индекс степени повреждения (DEI), который использовался для оценки степени глобального повреждения грунта, вызванного каждой имитационной выемкой. Метод дисперсионного анализа (ANOVA) был использован для определения ключевых параметров полумесяца, которые значительно влияют на повреждение грунта [82]. Было обнаружено, что длина и толщина провалов в полумесяце, а также толщина полумесяца могут рассматриваться, как ключевые параметры для грунтовых объектов зданий и лесополос, соответственно. Данное исследование обеспечивает теоретическую и техническую поддержку для скоординированной эксплуатации ресурсов и окружающей среды в Шендонге и в других подобных экологически хрупких угольных месторождениях.

Существует передовой вычислительный подход для оценки риска повреждения каменной кладки зданий, подверженных негативному кинематическому воздействию подземной горной выработки [83]. Результаты были достигнуты с использованием выбранных инструментов из области искусственного интеллекта (ИИ) методы. В конечном итоге были построены две модели оценки риска повреждения с использованием Naïve Bayes классификатора (NBC) и байесовских сетей (BN). Первая модель была использована для сравнения результатов, полученных с использованием более сложной с вычислительной точки зрения методологии байесовских сетей. В случае с байесовской сети, неизвестная структура Directed Acyclic Graph (DAG) была извлечена с помощью Chow-Liu's Tree Augmented Naive Bayes (TAN-CL) [84].

Разломы грунта, вызванные высокоинтенсивными подземными работами по добыче угля, наносят ущерб экологической среде и угрожают безопасности шахты [85]. Сложные поверхностные условия в районах добычи угля делают обнаружение трещин трудоемкой работой, а ручное извлечение трещин неэффективно, что ограничивает мониторинг поверхности работ. Была разработана эффективная сеть глубокого обучения (DL) под названием MFPA-Net (Multi-scale Feature Pyramids) для идентификации трещин в грунте на изображениях беспилотного летательного аппарата в районе добычи угля [86].

В MFPA-Net используются расширенные остаточные сети (DRN), чтобы извлечения разнообразной контекстной информации, механизм двойного внимания (DAM) вводится для интеграции зависимость пространственного расположения пикселей и каналов для создания высокоуровневых признаков, а также механизм Atrous Spatial ASPP (Atrous Spatial Pyramid Pooling) используется для извлечения многомасштабной контекстной информации из высокоуровневых характеристик, и многомасштабная сеть пирамид характеристик (MFPN) предназначена для объединения высокоуровневых и низкоуровневых характеристик [87].

Более того, для обработки несбалансированных выборок используется функция потерь Фока Тверски. Для продвижения DL-технологий в мониторинге трещин в горнодобывающих районах, создан набор данных GFCMA (Ground Fissures of the Coal Mining Area). Эксперименты

на GFCMA показывают, что MFPA-Net достигает высокой точности (69,4 %), Recall (70,7 %), F1-SS. (70,7 %), F1-Score (70,0 %) и Mean Intersection over Union (MIOU) (75,1 %) одновременно, что существенно превосходит традиционные методы обработки изображений и недавно созданные сети DL. Эксперименты доказывают высокую надежность и широкую применимость MFPA-Net [88]. Работа обученной MFPA-Net в реальных крупномасштабных проектах демонстрирует ее практическую ценность, сильную устойчивость и высокую эффективность.

Также следует упомянуть методологию картирования неопределенности, связанной с геомеханическими параметрами в гетерогенных горных массивов, их пространственной изменчивостью и неоднородностью [89]. Методология сочетает в себе геостатистическое моделирование для получения многочисленных реализаций интересующих параметров, метод сокращения сценариев для уменьшения числа реализаций с потерей как можно меньшего количества информации и численный анализ выбранных реализаций с использованием программного обеспечения для расчета конечных разностей. Эта методика применяется к подземному сооружению, построенному на севере Португалии, и проверена с помощью трехмерной численной модели. По сравнению с детерминированной моделью, результаты по смещениям и главным напряжениям подтверждают потенциал этой инновационной методики определения характеристик в снижении неопределенности, связанной с их определением, и в проведении более точного анализа подземных работ [90].

Очень часто в сейсмоопасных районах подземные горные работы приводят к чрезвычайным ситуациям на поверхности, например, сходу лавин и оползней. Следует обратить внимание на новый усовершенствованный метод с синтезированной апертурой (DInSAR), названный средним DInSAR, для обнаружения смещений на уступах [91]. Обширные экспериментальные результаты показывают, что существовали очевидные предразрушающие смещения на разрабатываемых уступах, свидетельствующие об их неустойчивом состоянии, что было подтверждено при полевых испытаниях. Анализ пространственно-временной корреляции показывает, что эта аномальная деформация вызвана подземной добычей. Исследование также демонстрирует, что метод усреднения DInSAR является простым и эффективным, который может преодолеть низкую когерентность и шум, особенно для коротких данных X- или C-диапазона SAR [92]. Применение предложенного метода позволяет обнаружить смещения до разрушения склонов с более высокой частотой повторных посещений, что поможет разработать стратегии раннего предупреждения для оползней в районах с аналогичными геологическими условиями [93]

Цифровизация и автоматизация технологических процессов — два ведущих направления развития информационных технологий. Промышленный Интернет вещей (IIoT) — это будущее любой отрасли со сложными и многокомпонентными технологическими процессами.

Возможность полной автоматизации подразумевает взаимодействие большого количества различных технологий и методов, одним из которых является математическое моделирование. Математическая модель позволяет формализовать представление о любом объекте, что важно при разработке систем управления [94]. Одним из наиболее эффективных вариантов использования этого метода является математическое описание природных объектов. Важной особенностью является то, что с использованием математики можно описать не только геометрические параметры объекта, но и динамику изменения параметров объекта относительно входных воздействий. Была разработана концептуальную модель нефтяного месторождения, способную отражать и прогнозировать изменения в пласте в условиях изменения параметров режима эксплуатации месторождения. В исследовании представлен процесс определения и выбора наиболее значимых параметров для моделирования, а также проект математической модели нефтяного месторождения в виде системы уравнений для наиболее значимых параметров нефтяного месторождения [95].

В настоящее время одной из наиболее актуальных глобальных проблем является обеспечение доступа человека к водным ресурсам, отвечающим основным стандартам качества. Эта задача решается путем реализации ряда организационных и технических мер, направленных на сохранение экологии водных бассейнов и снижение уровня вредных промышленных выбросов и других загрязняющих веществ в водной среде. Чтобы гарантировать необходимое качество водных ресурсов, мониторинг проводится на основе выбранных параметров с использованием различных методов и средств технического контроля качества. На основе этих результатов разрабатываются и применяются подходящие меры для поддержания качества воды. В различных научных работах подробно обсуждаются различные подходы к управлению качеством воды и соблюдению установленных требований. Современные стратегии разработки систем мониторинга воды используют возможности информационных систем, которые собирают, обрабатывают, хранят и передают информацию, позволяя решать проблемы в географически распределённых водоёмах в режиме реального времени [96]. Например, подход, использующий математические методы для выявления наиболее значимых факторов, определяющих качество воды, и оценки их взаимосвязей с использованием методов априорного ранжирования, многомерного корреляционно-регрессионного анализа и интегральной количественной оценки. Предложено аппаратно-программное решение для разработки единой интегрированной информационно-аналитической системы. Данная система обеспечивает непрерывный мониторинг и оценку состояния водных объектов на основе набора ключевых параметров, решая ряд важнейших задач.

Внедрение систем управления и методов математического моделирования может значительно снизить риски нарушения структурной целостности месторождений и загрязнения

водоносных горизонтов [97]. Данные исследования особенно актуально для месторождений со сложными условиями залегания минеральных вод, поскольку недостаточная точность определения параметров режима работы месторождений может привести к серьёзному инциденту. Была разработана распределённая математическая модель на основе уравнения геофильтрации. На основе этой модели представлен новый метод оценки взаимного влияния месторождений, добыча на которых ведётся из одного водоносного горизонта. Для более детального изучения влияния параметров режима работы на объект была разработана физическая модель пласта. Использование датчиков Arduino и разработанного программного обеспечения позволяет построить трёхмерную диаграмму входного воздействия и его реакции в различных точках объекта в виде распределения температуры. Результаты моделирования позволяют использовать предложенную модель для синтеза системы автоматического управления [98].

В последнее время темпы добычи нефти на шельфе увеличились, что создает необходимость в разработке технических решений для внедрения более эффективных процессов на морских платформах. Актуальным решением является разработка и применение цифровых двойников. Морские производственные платформы являются особо охраняемыми объектами из-за высокого риска загрязнения окружающей среды. Поэтому такие объекты особенно выделяются внедрением передовых технологических решений. Были изучены входные, выходные и результирующие параметры, которые влияют на производственный процесс [99]. Используя теорию системного анализа, был определен список критических факторов и строится концептуальную, а затем математическую модель месторождения. Она отличается от существующих аналогов введением дополнительных параметров, которые обеспечивают более высокую точность моделирования.

В современных условиях растущего потребительского рынка экологически чистых производств остро стоит вопрос оптимизации ресурсоемких и энергоемких технологических цепочек. Одним из самых дорогостоящих этапов является хранение зерна — сырья для производства биодизеля. Это связано с отсутствием единой системы контроля температуры [100].

Нефть является одним из основных ресурсов, используемых всеми странами мира. Постоянно растущий спрос на нефть и нефтепродукты вынуждает нефтяные компании увеличивать добычу и переработку. Чтобы увеличить чистую прибыль, нефтедобывающие компании постоянно модернизируют оборудование, совершенствуют технологии нефтедобычи и готовят нефть к дальнейшей переработке. При рассмотрении элементов первичной переработки нефти в сложных условиях, таких как труднодоступные или отдаленные места, разработчики сталкиваются со строгими ограничениями в энергетических ресурсах и габаритах. Таким образом, использование традиционных систем вызывает ряд трудностей, значительно

снижающих эффективность производства. Была решена проблема улучшения характеристик процесса разделения нефти. Также были проанализированы ректификационные колонны первичной перегонки нефти, выявлены недостатки технологического процесса и искали технологические решения. Выявив отсутствие технических решений для мониторинга состояния температурного поля разделительной колонны, был разработан собственный аппаратно-программный комплекс для мониторинга разделительной колонны [101].

Важнейшим источником жизнеобеспечения человека является вода. При разработке месторождений минеральной воды наблюдались неустойчивые модели производства и потребления, которые могли привести к нанесению ущерба окружающей среде и ухудшению качества минеральной воды и источников ее использования. Исходя из вышеуказанного, была предложена процедура определения параметров модифицированного звена, заменяющая статические и динамические показатели гидродинамического процесса. Регистрация параметров при различных коэффициентах фильтрации по пространственным координатам позволяет повысить экологическую безопасность водоносных горизонтов и стабилизировать давление в резервуаре. Представленный подход позволяет повысить точность процесса контроля давления в резервуаре.

Неконтролируемая интенсивная добыча воды из месторождений минеральных вод может привести к негативным последствиям, проникновению сточных вод за пределы водоупорных слоев, разрушению структуры водоносных горизонтов и дальнейшей потере источника минеральных вод. Были рассмотрены вопросы управления гидродинамическими процессами при случайных воздействиях на водоносные горизонты месторождений минеральных вод с помощью математических моделей. Для подтверждения гипотезы о стационарности рассматриваемых процессов был проведён анализ технологического процесса добычи минеральной воды и статистический анализ ретроспективных данных мониторинга месторождения [102]. Была построена математическая модель гидрогеологических процессов, происходящих при случайных возмущениях. Влияние таких возмущений выражается в отклонениях напора в водоносном горизонте от желаемого значения. Управление заключается в поддержании уровня грунтовых вод на заданном уровне для сохранения водно-минеральной базы региона. В качестве корректирующих блоков предлагаются сосредоточенные и распределённые регуляторы, параметры которых рассчитываются частотными методами синтеза регуляторов. Использование системы управления с обратной связью минимизирует влияние случайных факторов.

Внедрение систем управления и методов математического моделирования может значительно снизить риски нарушения структурной целостности месторождений и загрязнения водоносных горизонтов [103]. Подобные исследования особенно актуальны для месторождений со сложными условиями залегания минеральных вод, поскольку недостаточная точность

определения параметров режима работы месторождений может привести к серьёзному инциденту. Была описана распределённая математическая модель, разработанная на основе уравнения геофильтрации. На основе этой модели представлен новый метод оценки взаимного влияния месторождений, добыча на которых ведётся из одного водоносного горизонта. Для более детального изучения влияния параметров режима работы на объект была разработана физическая модель пласта [104]. Использование датчиков Arduino и разработанного программного обеспечения позволяет построить трёхмерную диаграмму входного воздействия и его реакции в различных точках объекта в виде распределения температуры. Результаты моделирования позволяют использовать предложенную модель для синтеза системы автоматического управления.

Начало XXI века для топливно-энергетических комплексов большинства стран характеризуется периодом активной реструктуризации и фундаментальным сдвигом в приоритетах развития. Основой этих изменений является технологическое развитие. Технологии «Индустрии 4.0» имеют особое значение для достижения максимальной оптимизации производственных процессов. Они также применимы для налаживания эффективного взаимодействия между энергетическим сектором и другими отраслями экономики [105]. Был предложен подход к оценке состояния топливно-энергетического баланса страны по выбранным параметрам: устойчивость, доступность, экономичность, адаптивность и надёжность. Математическая модель позволила спрогнозировать изменения в свойствах энергетической системы. Научная значимость работы заключается в применении последовательного гибридного подхода к моделированию для прогнозирования состояния топливно-энергетического баланса [106]. Результаты исследования могут быть полезны при составлении сценариев регионального и общероссийского развития топливно-энергетического комплекса. Дальнейшее совершенствование модели должно включать расширение количества учитываемых отраслей и их взаимосвязей.

В течение последних нескольких десятилетий спрос на энергоэффективные методы переработки полезных ископаемых сохранялся [107]. Необходимость разработки энергоэффективных технологий для горнодобывающей промышленности будет возрастать в будущем, учитывая истощение высококачественных ресурсов и серьёзные экологические ограничения. Особое внимание уделяется дробильному оборудованию. Это комплекс устройств, предназначенных для уменьшения фракции руды и неметаллических твёрдых материалов. Он также предназначен для придания им более симметричной формы, чтобы облегчить их транспортировку и последующее использование в производстве. Таким образом, актуальность использования дробилок на горно-обогажительных фабриках очевидна, поэтому актуально найти способы оптимизации их работы и снижения энергопотребления [108].

Был представлен систематический обзор задачи повышения энергоэффективности дробильных установок. Это достигается за счет изучения методов и результатов моделирования, автоматизации процессов дробления и измельчения, а также снижения износа компонентов дробилки. На основании рассмотренных источников определены основные методы повышения эффективности дробильных агрегатов. Была разработана математическая модель конусной дробилки. Погрешность моделирования составила менее 6 %. На математической модели был проведён имитационный эксперимент. Определены зависимости силы тока и мощности электропривода дробилки от производительности питателя; графики имеют симметричное расположение относительно аппроксимирующей кривой ($R^2 \approx 0,9$).

Актуальность оценки применимости интеллектуальных скважин с использованием автономных устройств управления притоком заключается в активном развитии соответствующего сектора нефтегазовой отрасли и ограниченном понимании экономической эффективности интеллектуальных скважин. Использование автономных устройств управления притоком позволяет изменять состав потока в скважине, тем самым способствуя отсрочке прорыва нежелательных пластовых флюидов, но в то же время такой эффект влияет на динамику добычи пластовых флюидов, что, несомненно, оказывает огромное влияние на экономический эффект проекта [109].

Была рассмотрена зависимость экономического эффекта от геологических характеристик пласта и технологических характеристик скважины для варианта 1 — интеллектуальное заканчивание горизонтальной скважины (ГС) с использованием автономных устройств управления притоком и для варианта 2 — традиционное заканчивание горизонтальной скважины с использованием открытого ствола. Расчеты уровней добычи и динамики добычи в двух вариантах были выполнены на созданной секторной гидродинамической модели горизонтальной скважины, работающей в режиме истощения [110].

Был устранен пробел в исследованиях, связанных с оценкой экономической эффективности интеллектуального завершения бурения с использованием AICD по сравнению с традиционным завершением бурения в нефтяных пластах.

Оптимизация транспортной логистики является важнейшей задачей в отраслях со сложной структурой цепочки поставок, таких как нефтегазовый сектор. В этом исследовании применяется линейное целевое программирование (LGP) для решения задач многомерного транспортного планирования, связанных с разработкой газового месторождения Южный Парс (SPGFD) в Иране. Предлагаемая модель включает в себя противоречивые цели, включая минимизацию транспортных расходов, максимальную загрузку мощностей нефтеперерабатывающего завода и удовлетворение потребностей склада в условиях логистических и эксплуатационных ограничений. Была разработана многоцелевая система

оптимизации, позволяющая сбалансировать экономическую эффективность, надежность цепочки поставок и операционные цели. Кроме того, был проведен анализ чувствительности для оценки надежности модели в условиях колебаний транспортных расходов, изменяющейся производительности НПЗ и динамичных условий спроса. Результаты демонстрируют эффективность модели LGP, позволяющей снизить транспортные расходы на 16 % по сравнению с традиционными методами при обеспечении полного соответствия производственным мощностям НПЗ и требованиям складов. В условиях кризиса, характеризующегося снижением производительности нефтеперерабатывающих заводов и увеличением затрат, модель обеспечила выполнение 98 % заказов и позволила сэкономить 9 % средств, что свидетельствует о её устойчивости и адаптивности. Исследование подчёркивает потенциал LGP для оптимизации работы цепочек поставок в динамичных и неопределённых условиях, предлагая масштабируемую структуру, применимую в других отраслях.

Для определения потенциала минерализации в известных сланцевых поясах на северо-западе Нигерии был использован метод аналитической иерархии (АИР). Были приняты во внимание аэромагнитные и аэrorадиометрические данные высокого разрешения. Это было достигнуто за счёт использования передовых методов усиления сигнала для изучения структур, выявления зон гидротермальных изменений (которые могут служить путями минерализации) и понимания геологических условий.

Среди методов повышения точности — первый вертикальный градиент, аналитический сигнал, анализ сетки СЕТ и порфиоров, деконволюция Эйлера и соотношение K/Th. Аналитический сигнал выявляет литологические контакты, структуры и аномальные проявления, что помогло классифицировать участок на три магнитолитологические зоны: с высокой, промежуточной и низкой магнитной напряжённостью. Зоны с высокой магнитной активностью (НМЗ) считались основными контурами магнитных источников, которые предположительно являются преимущественно интрузивными зонами гидротермальной активности.

Трёхмерная деконволюция Эйлера показывает, что высокомагнитные и интрузивные глубинные источники находятся в диапазоне от 100 до 500 м. С помощью метода сетки Центра геологоразведочных работ (СЕТ) было выявлено структурное распределение, на основе которого была создана карта плотности линейных структур. Преобладающие структурные аномалии ориентированы с востока на запад, с северо-востока на юго-запад, с северо-запада на юго-восток и с северо-запада на юго-восток, при этом аналогичные ориентации наблюдаются в первом вертикальном градиенте и аналитическом сигнале.

Зоны с высокой плотностью структуры совпадают с зонами с высоким магнитным полем и высокочастотными амплитудами аналитического сигнала, и картой вертикального градиента

соответственно. Кроме того, порфир СЕТ обнаруживает, что центры интрузивных порфиров находятся в зонах с высокой плотностью линеамента. Это показывает, что потенциал минерализации в этом районе структурно контролируется. С другой стороны, для литологической классификации использовались карты радиоэлементов и тройные карты.

Радиометрическая тройная карта выявила высокорadioактивные зоны и высокую концентрацию отдельных радиоэлементов в соответствующих областях. Карта отношения K/eTh выделяет зоны с высоким содержанием калия. Модель АНР и инструмент взвешенного наложения были использованы для интеграции аналитического сигнала, плотности линеамента и отношения K/Th . Следовательно, потенциал минерализации исследуемого участка был выявлен и классифицирован на высокий, умеренный и низкий. Этот результат был подтвержден с использованием известных участков добычи.

Для оценки износа конструкций используется комплексный подход с применением вероятностно-статистических методов и теории информации. При разработке сложных систем учитываются надёжность элементов, их масса, стоимость и объём.

Поэтому современный подход требует более глубокого анализа надёжности на этапе проектирования с учетом всех влияющих факторов и применением комплексного математического аппарата.

Существующие методы проектирования не учитывают вероятностный характер дефектов конструктивных элементов, что является существенным недостатком с точки зрения оценки надёжности.

В связи с этим требуется разработка новой методики проектирования, которая бы учитывала вероятностную природу изменения конструктивных параметров во времени и позволяла прогнозировать надёжность элементов еще на этапе проектирования.

Ключевым фактором повышения эффективности освоения подземного пространства как изменяемого георесурса является проектирование подземных сооружений с возможностью их последующего функционального преобразования.

С точки зрения развития, подземное сооружение рассматривается как материальный ресурс, способный не только окупить первоначальные затраты на строительство или ремонт, но и принести дополнительный экономический эффект.

Для оптимальной работы системы “массив - технология - подземное сооружение” используется гибкое регулирование параметров через постоянный контроль и оперативное управление. Ресурсосберегающая технология крепления включает оценку механических процессов, индивидуальный подбор крепи и геомониторинг. Устойчивость сооружения контролируется с помощью мониторинга сигнальных смещений, анализируя деформационные процессы с учетом параметров базового крепления.

Для выявления потенциально опасных явлений применяется современная методология, включающая использование нейронных сетей и нейро-нечетких моделей.

В ходе дальнейших исследований с помощью методики экспертных оценок определяются ключевые критерии технического состояния подземных конструкций. На основе полученных данных разрабатывается концептуальная модель Кировского рудника АО «Апатит», которая служит основой для создания математической модели предприятия. Эта модель позволяет:

- оценивать техническое состояние подземного рудника;
- анализировать влияние природных факторов;
- учитывать техногенное воздействие на горные породы.

1.5 Выводы к Главе 1

Появление новых методов и моделей оценки технического состояния подземных сооружений создает серьезную альтернативу традиционным подходам. Это открывает перспективы для интеграции классических наработок с современными технологиями, что позволяет выявить комплексные закономерности изменения долговечности подземных конструкций при их взаимодействии.

Проведенные научные исследования позволили определить направления развития методологии анализа технического состояния как действующих, так и проектируемых подземных сооружений.

Главной целью является создание ресурсного потенциала, способного удовлетворить современным потребностям и обеспечить оптимизацию решений на всех этапах - от анализа проекта до определения характеристик сооружения с учетом современных научных достижений [9].

Несмотря на достигнутые результаты, данная область требует дальнейшего изучения. Необходимо совершенствовать методы анализа путем комбинирования различных подходов и разработки новых моделей оценки технического состояния подземных конструкций.

Экономическая значимость определяет потребность в точных методах оценки. Практические решения диссертационного исследования будут использованы для анализа технического состояния шахт и других подземных сооружений.

На основе изучения объекта исследования и анализа научной литературы можно сделать следующие выводы:

1. В горном производстве приоритетной научной задачей является создание универсальной методологии для анализа и проектирования подземных сооружений. Методология должна учитывать комплекс факторов: от горно-геологических условий до социально-экономических аспектов.

2. Для оптимизации производственного процесса требуется гибкое управление технологическими параметрами в системе «массив - технология - подземное сооружение». При креплении горных выработок необходимо оперативное регулирование на основе постоянного мониторинга.

3. Существующие методы оценки технического состояния подземных сооружений требуют совершенствования, поскольку не обеспечивают полной информации о сроках и объемах строительных и ремонтных работ.

4. В условиях меняющихся экономических отношений требуется разработка новых методологических подходов к проектированию, эксплуатации и реконструкции подземных сооружений, способных учитывать возрастающую сложность геологических условий.

ГЛАВА 2 МНОГОФАКТОРНЫЙ КОРРЕЛЯЦИОННО-РЕГРЕССИОННЫЙ АНАЛИЗ

2.1 Краткие сведения о понятии концептуальной модели

Концептуальная модель какого-либо процесса может служить принципиальной основой для построения математических моделей и решения определенных задач. С ее помощью накопленные знания по изучаемому объекту можно объединить в систему. Чаще всего приближенные представления о рассматриваемом объекте отображаются в виде схем, которые объединяют в себе наиболее существенные и важные с точки зрения изучения объекта параметры [29].

Концептуальную модель также называют содержательной и присваивают ей следующее понятие: концептуальная модель – это абстрактная модель, которая определяет структуру системы, использующейся в качестве модели, ее свойства и причинно-следственные связи, присущие данной системе, а также выделяет наиболее важные параметры, по которым возможно математическое моделирование процесса [30].

Предметы такой модели обычно образуют структурную иерархию, в которых дочерние конструкции заимствуют свойства родительских. Также предметы могут образовывать иерархию включения, в котором несколько объектов могут содержать в себе другие объекты. Знание и использование этих двух типов при построении концептуальной модели существенно упрощает проектирование и разработку интерфейса для пользователя [31].

В настоящий момент почти во всех автоматизированных системах управления предусмотрен выбор нескольких вариантов решения по управлению. Решение представляет из себя реакцию объекта на изменение входных параметров. Такие системы используются практически во всех видах производства, от простых до самых сложных.

Чаще всего перед автоматизированными системами ставится задача сбора и анализа информации по определенным стандартам, которые задают степень автономности системы в принятии решений [32].

Интенсивное развитие технологий оказывает влияние на создание наиболее сложных и дорогих в реализации производств, которые, в большинстве своем, используют в работе быстротекущие процессы. Необходимость сократить время принятия решения становится одним из главных факторов развития производства. Из-за таких быстротекущих процессов функционал человека не может позволить ему быстро принимать решения, что непосредственно повышает роль автоматизированных систем управления [18].

В горную отрасль актуально внедрение цифровых технологий. Это можно объяснить тем, что запасы на эксплуатируемых месторождениях постоянно сокращаются, что без модернизации технологического процесса по добыче трудноизвлекаемых запасов может привести к полной

неработоспособности большинства месторождений. В этой связи традиционная добыча теряет свою актуальность и влечет за собой негативный экономический эффект [19].

Таким образом, очевидна актуальность создания концептуальной модели цифрового месторождения.

2.2 Структура сбора и передачи информации

Основными функциями цифровых систем на месторождении можно назвать постоянный сбор, анализ технологической информации, с помощью которых можно влиять на управление месторождением. Цифровое месторождение позволяет своевременно выявлять все отклонения от нормы основных показателей скважины.

Анализ полученных с датчиков данных является наиболее важным процессом, так как она отвечает за правильность и полноту информации, на основе которой принимаются решения по управлению месторождением. Цифровое оборудование скважины оснащается различными датчиками, которые позволяют вести непрерывный мониторинг. Такие датчики могут располагаться как на наземном оборудовании, так и на оборудовании, находящемся непосредственно в скважине [74].

Основное назначение датчиков заключается в непрерывном сборе и передаче информации в пункт управления о различных изменениях условий добычи. При передаче информации с датчиков в пункт управления, она проходит промежуточный этап, состоящий из пунктов приема-передачи, который зачастую содержит в себе аналого-цифровой преобразователь.

Одной из основных подсистем при передаче информации от оборудования в пункт управления можно считать подсистему обработки информации. Она является проводником для собираемых данных, так как именно в ней собирается информация, обрабатывается с помощью аналого-цифрового преобразователя и передается в пункт управления в виде двоичного кода, на основе которого работают системы отображения данных.

Система отображения данных показывает всю необходимую информацию диспетчеру, который на ее основе принимает решения об изменении того или иного параметра. При цифровизации месторождения, такая система зачастую имеет вид цифрового двойника, который полностью копирует технологический процесс месторождения и может им управлять.

Рассмотрим общую систему сбора и передачи информации на эксплуатируемом месторождении. Схема такой системы представлена на рисунке 2.1.

Система сбора и передачи информации на месторождении

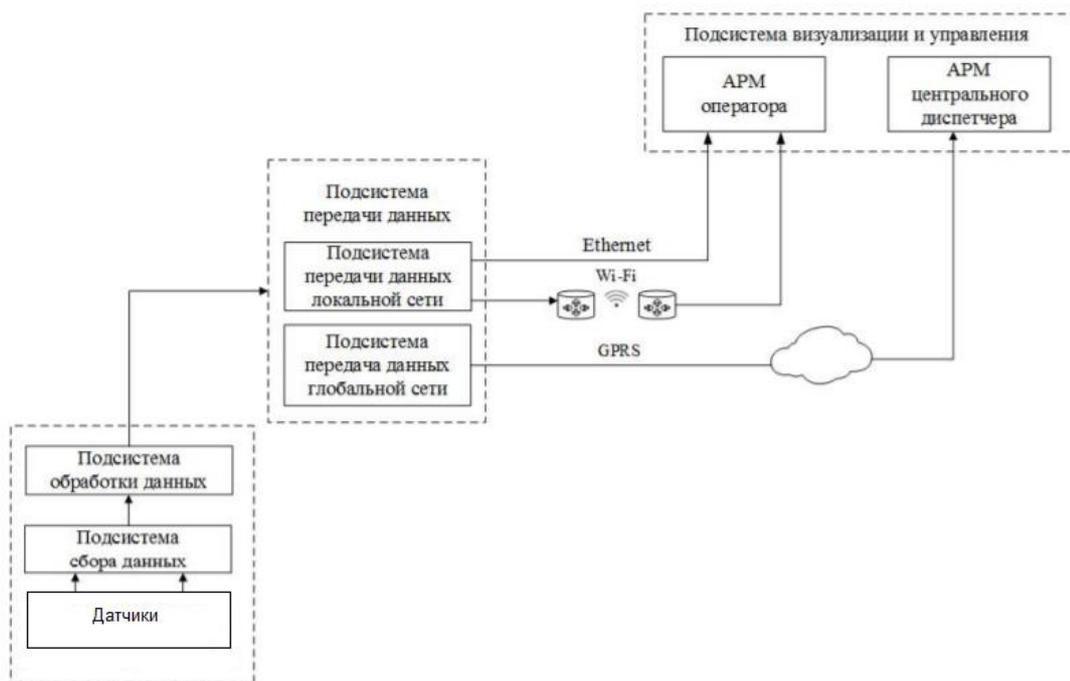


Рисунок 2.1 - Передача данных со скважины в пункт управления (составлено автором)

2.3 Выбор входных параметров

Некоторые входные параметры могут использоваться как для разработки, так и для эксплуатации месторождения. Оценивая все эти параметры важно обеспечить не только добычу апатита-нифелинового концентрата в соответствии с производственной мощностью, но и необходимо взять во внимание рентабельность добычи. Выбранные параметры заносятся в таблицу (таблица 2.1), которая будет направлена на экспертную оценку. Полная версия таблицы 2.1 представлена в Приложении А.

Таблица 2.1 - Входные параметры, влияющие на технологический процесс месторождения (составлено автором)

Входной параметр		№
Параметры шахтного поля	Размер шахтного поля по простиранию	1
	Размер шахтного поля по падению	2
	Коэффициент водообильности	3
	Расстояние от поверхности до верхней тех. границы шахтного поля	4
...
Нормы ТБ	Количество модулей порошкового пожаротушения	101

2.4 Задание для экспертной комиссии

Экспертам высылаются таблица (таблица 2.1) с выбранными входными параметрами, которым они присваивают ранг в зависимости от их влияния на технологический процесс. Максимальным рангом может являться оценка 10.

2.5 Подбор экспертной комиссии

Эксперты должны обладать опытом в областях, соответствующих решаемым задачам. В состав экспертной комиссии по вопросу технологического процесса были включены:

1. Главный инженер рудника им. Кирова компании АО «Апатит».
2. Технический директор, занимающейся автоматизацией горных работ.
3. Инженер 1-ой категории отдела организации строительства.
4. Начальник горно-строительного участка Кировского рудника.

2.6 Работа с оценками экспертной комиссии

Этап 1 Создание экспертной комиссии

После сбора состава экспертной комиссии выявим числовые параметры для исследования.

Числовые параметры: число входных параметров $n = 101$, число экспертов $m = 4$.

Этап 2 Формирование таблиц оценок экспертов

После оценок экспертов составляется сводная матрица рангов. Оценка выставляется согласно десятибалльной шкале. Ниже представлены краткие версии оценок в таблицах 2.2, 2.3, 2.4 и 2.5. Полные версии таблиц представлены в Приложении А.

Таблица 2.2 - Оценки эксперта №1 (составлено автором)

Входной параметр		Ранг
Параметры шахтного поля	Размер шахтного поля по простиранию	6
	Размер шахтного поля по падению	6
	Коэффициент водообильности	4
	Расстояние от поверхности до верхней тех. границы шахтного поля	6
...
Нормы ТБ	Количество модулей порошкового пожаротушения	5

Таблица 2.3 - Оценки эксперта №2 (составлено автором)

Входной параметр		Ранг
Параметры шахтного поля	Размер шахтного поля по простиранию	5
	Размер шахтного поля по падению	5
	Коэффициент водообильности	4
	Расстояние от поверхности до верхней тех. границы шахтного поля	5
...
Нормы ТБ	Количество модулей порошкового пожаротушения	4

Таблица 2.4 - Оценки эксперта №3 (составлено автором)

Входной параметр		Ранг
Параметры шахтного поля	Размер шахтного поля по простиранию	5
	Размер шахтного поля по падению	5
	Коэффициент водообильности	3
Параметры шахтного поля	Расстояние от поверхности до верхней тех. границы шахтного поля	4
...
Нормы ТБ	Количество модулей порошкового пожаротушения	3

Таблица 2.5 - Оценки эксперта №4 (составлено автором)

Входной параметр		Ранг
Параметры шахтного поля	Размер шахтного поля по простиранию	6
	Размер шахтного поля по падению	6
	Коэффициент водообильности	2
	Расстояние от поверхности до верхней тех. границы шахтного поля	6
...
Нормы ТБ	Количество модулей порошкового пожаротушения	3

Этап 3 Составление сводной матрицы оценок

На основе оценок, которые вывели эксперты, формируется сводная матрица (таблица 2.6).

Таблица 2.6 - Сводная таблица оценок экспертов (составлено автором)

Порядковый номер параметра (x_i)	Эксперты			
	1э	2э	3э	4э
x1	6	5	5	6
x2	6	5	5	6
x3	4	4	3	2
...
x5	4	4	3	2

Этап 4. Составление сводной матрицы рангов

Идеальная сумма оценок заявленных ста одного входного параметра равна 2427. Учитывая то, что в таблицах оценок некоторые оценки экспертов для различных параметров совпадают, необходимо перекомпоновать оценки в ранги.

Она выполняется путем вычисления одинаковых оценок и объединения таких параметров.

Параметры ранжируются по возрастанию их оценок. Для совпадающих оценок вычисляется среднее арифметическое их порядковых номеров (по формуле 2.1), результат оформляется в виде таблицы 2.7.

$$R = \frac{\sum N}{m}, \quad (2.1)$$

где R -ранг,

$\sum N$ - сумма номеров по возрастанию;

m - число одинаковых оценок экспертов.

Таблица 2.7 - Переформирование рангов оценок эксперта №1 (составлено автором)

Название параметра	x_i	Номер по возрастанию	Оценка эксперта	Ранг
Природная метаноносность пласта	9	1	2	2
Годовая производственная мощность шахты	11	2	2	2
Уточненный размер шахтного поля по падению	15	3	2	2
Суточная производственная мощность шахты	10	4	3	6,5
...
Количество воздуха для проветривания рудника	76	101	9	92,5

Подобным образом оценки переформируются в ранги для всех экспертов, а затем формируется сводная таблица рангов (таблица 2.8).

Таблица 2.8 - Сводная таблица рангов экспертов (составлено автором)

x_i	Эксперты			
	1э	2э	3э	4э
1	49	30,5	29	44,5
2	49	30,5	29	44,5
3	16,5	13,5	9,5	2,5
4	49	30,5	15	44,5
...
101	16,5	13,5	9,5	2,5

Этап 5. Расчет коэффициента d^2

На основе таблицы 2.8 для каждого параметра суммируются присвоенные ранги, а также вычисляется параметр d и его значение в квадрате по формуле (2.2) и составляется таблица 2.9.

$$d^2 = \left(R_i - \frac{\sum_{i=1}^n (R)}{n} \right)^2 = \left(R_i - \frac{20242}{101} \right)^2 = (R_i - 200,4)^2 \quad (2.2)$$

Таблица 2.9 - Расчет коэффициента d^2 (составлено автором)

x_i	Эксперты				Сумма рангов (R)	d	d ²
	1э	2э	3э	4э			
1	49	30,5	29	44,5	153	-47,4	2246,76
2	49	30,5	29	44,5	153	-47,4	2246,76
3	16,5	13,5	9,5	2,5	42	-158,4	25090,56
4	49	30,5	15	44,5	139	-61,4	3769,96
5	62,5	30,5	29	78,5	200,5	0,1	0,01
...
101	16,5	13,5	9,5	2,5	42	-158,4	25217,44
\sum	5060	5060	5060	5060	20240	1,3	918474

Правильность матрицы определяется последней строчкой таблицы. Сумма рангов каждого эксперта одинакова, что подтверждает точность вычислений.

Этап 6 Расположение факторов по значимости

Расположение факторов по значимости осуществляется согласно суммарному рангу каждого параметра. Результат приведен в таблице 2.10.

Таблица 2.10 - Расположение факторов по значимости (составлено автором)

Наименование параметра	(x_i)	Сумма рангов
Коэффициент крепости пород по шкале Протодяконова	28	339,5
Количество воздуха по факту газовыделения	60	332
Количество воздуха по пылевому фактору	61	332
Количество воздуха по газам после проведения взрывных работ для проветривания тупиковых горных выработок	62	332
...
Природная метаноносность пласта	9	14,5

Этап 7 Вычисление коэффициента конкордации

Для оценки степени согласованности в среднем среди всех экспертов, необходимо воспользоваться коэффициентом конкордации, который вычисляется по формуле (2.3). Для случая, когда имеются связанные ранги в оценках одного эксперта:

$$W = \frac{S}{\frac{1}{12} * m^2(n^3 - n) - m * \sum T_i}, \quad (2.3)$$

где $S = \sum d_i^2 = 918474$,

$$n = 101, m = 4.$$

$$T_i = \frac{1}{12} * \sum (t_i^3 - t_i), \quad (2.4)$$

где T_i – число связок (видов повторяющихся элементов) в оценках i -го эксперта,

t_i - количество элементов в l -й связке для i -го эксперта (количество повторяющихся элементов).

$$T_1 = \frac{(3^3 - 3) + (6^3 - 6) + (14^3 - 14) + (21^3 - 21)}{12} + \frac{(18^3 - 18) + (10^3 - 10) + (12^3 - 12) + (18^3 - 18)}{12} = 2211,5.$$

$$T_2 = \frac{(1^3 - 1) + (9^3 - 9) + (8^3 - 8) + (24^3 - 24) + (19^3 - 19)}{12} + \frac{(18^3 - 18) + (22^3 - 22) + (2^3 - 2)}{12} = 3192,5$$

$$T_3 = \frac{(6^3 - 6) + (6^3 - 6) + (5^3 - 5) + (23^3 - 23) + (11^3 - 11)}{12} + \frac{(18^3 - 18) + (25^3 - 25) + (7^3 - 7)}{12} = 2979,5$$

$$T_4 = \frac{(4^3 - 4) + (8^3 - 8) + (13^3 - 13) + (12^3 - 12) + (14^3 - 14)}{12} + \frac{(43^3 - 43) + (6^3 - 6) + (1^3 - 1)}{12} = 7238,5$$

$$\sum T_i = 2211,5 + 3192,5 + 2979,5 + 7238,5 = 15622$$

$$W = \frac{918474}{\frac{1}{12} \cdot 4^2(101^3 - 101) - 4 \cdot 15622} = 0,70$$

$W = 0.70$ говорит о наличии высокой степени согласованности мнений экспертов.

Этап 8 Оценка значимости коэффициента конкордации.

Для оценки значимости вычислим критерий согласования Пирсона по формуле (2.5).

$$\chi^2 = \frac{S}{\frac{1}{12}mn(n+1) + \frac{1}{n-1} * \sum T_i} \quad (2.5)$$

$$\chi^2 = \frac{918474}{\frac{1}{12}4 \cdot 101 \cdot (101 + 1) + \frac{1}{101 - 1} \cdot 15622} = 255,83$$

Вычисленный χ^2 сравним с табличным значением для числа степеней свободы $K = n-1 = 101-1 = 100$ и при заданном уровне значимости $\alpha = 0.05$.

Так как χ^2 расчетный $255,83 \geq$ табличного $(68,669)$, то $W = 0.70$ - величина не случайная, что говорит о возможности использования полученных данных для дальнейших исследований, поскольку они имеют смысл.

Этап 9 Вычисление показателей весомости рассмотренных параметров.

Согласно Таблице 2.10. Расположение факторов по значимости, мы можем рассчитать вес (λ) каждого параметра исходя из суммы рангов (\mathcal{R}) всех экспертов. Для этого сумму сумм рангов примем за единицу и, согласно формуле (2.6).

$$\lambda_i = \frac{\mathcal{R}_i}{\sum_{i=1}^{i=52} \mathcal{R}_i} \cdot \quad (2.6)$$

Рассчитаем вес для первого параметра, для остальных проведем аналогичные вычисления:

$$\lambda_1 = \frac{\mathcal{R}_1}{\sum_{i=1}^{i=52} \mathcal{R}_i} = \frac{339,5}{20240} = 0,01677 \approx 0.0168 = 1.68\%$$

Расчеты остальных параметров приведены в Таблице 2.11.

Таблица 2.11 - Расчет весов параметров (составлено автором)

Наименование параметра	(x_i)	Сумма рангов (\mathcal{R})	Вес (λ)
Коэффициент крепости пород по шкале профессора Протодьяконова	28	339,5	0,016774
Количество воздуха по факту газовыделения	60	332	0,016403
Количество воздуха по пылевому фактору	61	332	0,016403
Количество воздуха по газам после проведения взрывных работ для проветривания тупиковых горных выработок	62	332	0,016403
...
Природная метаноносность пласта	9	14,5	0,000716

Этап 10. Выбор значимых параметров для концептуальной модели

Согласно представленной выше таблице, была построена Диаграмма Парето (рисунок 2.2), на основе которой был сделан вывод, что необходимо взять в рассмотрение и считать значимыми только те параметры, вес которых оказался $\lambda \geq 0,00953$.

Так же была построена таблица 2.12, исходя из которой можно определить правильность построения диаграммы, а также непосредственно вычислить наиболее значимые параметры.

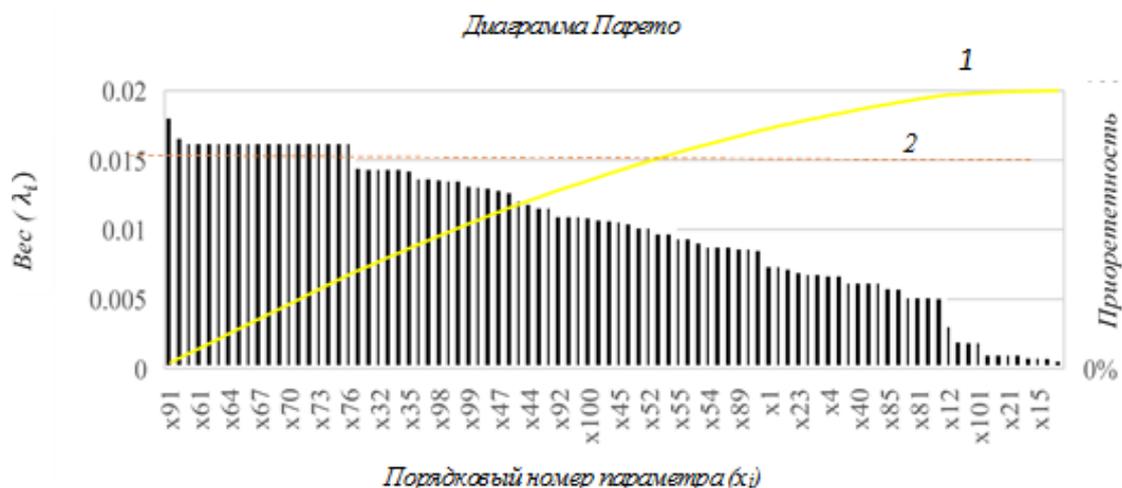


Рисунок 2.2 – Наиболее важные факторы, влияющие на эффективность технологического процесса (составлено автором)

Таблица 2.12 - Выбор наиболее значимых параметров (составлено автором)

Название параметра	Вес	Процент веса	Отсечка
Коэффициент крепости пород по шкале Протоdjяконова	0,016774	1,68%	80,00%
Количество воздуха по пылевому фактору	0,016403	1,64%	80,00%
...
Время на установку всех анкеров	0,009536	0,95%	80,00%

Исходя из выше представленной таблицы, мы можем определить, что параметры, которые составляют в совокупности долю весов меньше 80 % могут быть исключены из списка важных параметров. На рисунках 2.3 и 2.4 представлены концептуальная и математическая модели управления технологическим процессом эксплуатации Кировского рудника АО «Апатит».

Этап 11. Построение концептуальной и математической моделей рассматриваемого месторождения.



Рисунок 2.3 – Концептуальная модель системы управления технологическим процессом эксплуатации Кировского рудника АО «Апатит» (составлено автором)

Коэффициент крепости пород по М.М. Протодюконову в системе СИ рассчитывается по формуле (2.7).

$$f = 0,1\sigma_{сж} , \quad (2.7)$$

где $\sigma_{сж}$ — предел прочности горных пород на одноосное сжатие.

Количество воздуха по фактору газовыделения рассчитывается по формуле (2.8).

$$Q = \frac{100Gk_n}{C_{доп} - C_0} , \quad (2.8)$$

где G – количество газа, выделяющегося в выработку, m^3 ;

k_n – коэффициент неравномерности газовыделения; $C_{доп}$ – допустимая концентрация газа, %;

C_0 – содержание газа в воздухе, который поступает в выработку для проветривания, mg/m^3 .

Количество воздуха по пылевому фактору рассчитывается по формуле (2.9).

$$Q_{п} = S \cdot V_{эф} , \quad (2.9)$$

где S – площадь сечения выработки, m^2 ;

$V_{эф}$ – эффективная скорость движения воздуха по выносу пыли, $m/сек$.

Количество воздуха при нагнетательном способе проветривания горизонтальных проходческих тупиковых горных выработок после производства взрывных работ рассчитывается по формуле (2.10).

$$Q_{зн} = \frac{2,3}{t} \sqrt[3]{A(S \cdot L)^2 \cdot b} , \quad (2.10)$$

где A – количество ВВ, расходуемое при взрывании забоя, кг;

L – суммарная длина тупиковой выработки, м;

t – время проветривания тупиковой выработки, мин;

b – удельное газовыделение ВВ, м³Па/м².

Расход воздуха для проветривания восстающих выработок по газам от ВВ рассчитывается по формуле (2.11).

$$Q_{\text{вос}} = \frac{21,4 \cdot K_1 \cdot K_2}{t} \sqrt[3]{ASL}, \quad (2.11)$$

где K_1 – коэффициент, учитывающий высоту восстающего;

K_2 – коэффициент, учитывающий способ проветривания.

Расход воздуха для проветривания очистной выработки при торцевом выпуске руды после взрывания вееров скважин рассчитывается по формуле (2.12)

$$Q_{\text{T}} = \frac{2,25}{t} \sqrt[3]{\frac{A(S \cdot L)^2 \cdot b}{(k_{\text{от}} \cdot k_{\text{y}})^2}}, \quad (2.12)$$

где $k_{\text{от}}$ – коэффициент отставания трубопровода;

k_{y} – коэффициент утечек в трубопроводе.

Критическая длина выработки $L_{\text{кр}}$ определяется по формуле (2.13).

$$L_{\text{кр}} = 13,1 \cdot \frac{A \cdot b \cdot k_m}{S \cdot (k_{\text{от}} \cdot k_{\text{yT}})^2}, \quad (2.13)$$

где k_m – коэффициент турбулентной диффузии.

При проведении массовых взрывов необходимый расход воздуха рассчитывается по формуле (2.14)

$$Q_{\text{МВ}} = 40,3 \cdot \frac{\sqrt{A_{\text{усл}} \cdot V_3}}{t}, \quad (2.14)$$

где $A_{\text{усл}}$ – условный заряд ВВ, кг;

$A_{\text{усл}} = iA$;

V_3 – объем зоны регистрации, м³;

i – коэффициент фактического выделения газа в выработке из массива взорванной руды;

t – время проветривания, мин.

Расход воздуха для проветривания сквозных выработок рассчитывается по формуле (2.15).

$$Q_{\text{ВТ}} = \frac{2,16 \cdot V_{\text{в}}}{t} \lg\left(\frac{4,8 \cdot A \cdot \epsilon}{V_{\text{в}}} + 0,62\right), \quad (2.15)$$

где $V_{\text{в}}$ – объем выработки, где производится взрывание накладного заряда, м³;

ϵ – концентрация газов после взрыва ВВ, %.

Количество свежего воздуха для выработок в которых используются машины с двигателями внутреннего сгорания (ДВС) определяется по формуле (2.16).

$$Q_{ог} = K_{од} \cdot \sum K_{ц} \cdot Q_{двс}, м^3 \quad (2.16)$$

где $K_{од}$ - коэффициент одновременности работы машин с ДВС в отдельной выработке;

$K_{ц}$ - коэффициент цикличности работы машины с ДВС, принимается в зависимости от процентного соотношения времени работы машины с ДВС в горной выработке, для которой производится расчет, к общему времени цикла ее работы.

Расход воздуха по компонентам выхлопных газов рассчитывается по формуле (2.17).

$$Q_{двс} = \frac{C_{вых}}{C_{доп}} \cdot g_{вых}, \quad (2.17)$$

где $C_{вых}$ - концентрация ядовитых компонентов выхлопных газов, %;

$C_{доп}$ - ПДК по соответствующему компоненту, %;

$g_{вых}$ - количество выхлопных газов после очистки, м³.

Расход воздуха для машин с ДВС по содержанию кислорода рассчитывается по формуле (2.18).

$$Q_{двс} = \frac{21 \cdot L_0 \cdot N_{дв} \cdot q}{3600 \cdot \rho \cdot (K_0 - 20)}, \quad (2.18)$$

где $N_{дв}$ – номинальная мощность двигателя, Вт;

L_0 - количество воздуха, необходимое для сгорания килограмма топлива, м³;

q – удельный расход топлива при номинальной мощности, г/кВт*ч;

ρ – плотность воздуха, кг/м³;

K_0 – содержание кислорода в воздухе, поступающем на проветривание, %.

Количество воздуха для выработки, проветриваемой с помощью вентилятора местного проветривания, находится по формуле (2.19).

$$Q_{выр} = k_{от} \cdot k_y \cdot Q_3, \quad (2.19)$$

где Q_3 – расход воздуха для проветривания забоя, м³.

Количество воздуха для выработок, в которых не ведутся горные работы рассчитывается по формуле (2.20).

$$Q_{под} = V_{min} \cdot S = \frac{0,1P}{S} \cdot S = 0,1P, \quad (2.20)$$

где V_{min} - минимальная скорость воздуха в горных выработках, м/сек;

P - периметр выработки, мм.

Потребное количество воздуха для проветривания камер рассчитывается по формуле (2.21).

$$Q_{\text{TK}} = \frac{4}{3600} \sum_1^n V_{\text{TK}}, \quad (2.21)$$

где V_{TK} – суммарный объем технологических камер, м^3 .

Суммарный расход воздуха для проветривания каждого участка рассчитывается по формуле (2.22).

$$Q_{\text{УЧ}} = k(k_3 \sum Q_{\text{выр}} + \sum Q_{\text{TK}}), \quad (2.22)$$

где k – коэффициент запаса воздуха;

k_3 – коэффициент утечки через выработанное пространство;

$\sum Q_{\text{выр}}$ – расход воздуха для проветривания всех действующих выработок, м^3 ;

$\sum Q_{\text{TK}}$ – расход воздуха на проветривание технологических камер на участке, м^3 .

Расчет количества воздуха для проветривания рудника рассчитывается по формуле (2.23).

$$Q_p = \sum Q_{\text{ГОР}}, \quad (2.23)$$

Вероятность загазования горных выработок является наиболее полной характеристикой газовой опасности шахты. Апатито-нифелиновые месторождения по степени загазованности относятся к категории не опасных по газу и пыли. Соответственно, такой входной параметр, как категория по газу и пыли не учитывается.

Ширина выработки определяется с учетом минимально допустимых зазоров согласно правилам безопасности рассчитывается по формуле (2.24).

$$B = A_1 + A_2 + x + w + j + 2p, \quad (2.24)$$

где $A_{1,2}$ – ширина подвижного средства, мм; x – зазор для свободного прохода людей, мм; w – зазор между подвижным составом и стенкой выработки с противоположной стороны, мм; j – зазор между подвижными средствами, мм; p – толщина набрызг-бетона, мм.

Высота выработки в свету рассчитывается по формуле (2.25).

$$H = h_{\text{ст}} + h_{\text{св}}, \quad (2.25)$$

где $h_{\text{ст}}$ – высота стенки от почвы выработки, мм;

$h_{\text{св}}$ – высота свода, мм.

Площадь поперечного сечения выработки в свету рассчитывается по формуле (2.26).

$$S_{\text{св}} = B \cdot (h_{\text{ст}} + 0,26B), \quad (2.26)$$

Площадь поперечного сечения выработки в проходке рассчитывается по формуле (2.27).

$$S_{\text{пр}} = 1,05S_{\text{св}}, \quad (2.27)$$

Необходимое количество шпуров N на забой определяется по формуле (2.28).

$$N = N_k + N_n + N_o + N_{gp}, \quad (2.28)$$

где N_k , N_n , N_o , N_{gp} – число контурных, почвенных, отбойных и врубовых шпуров соответственно.

Длина заходки по формуле рассчитывается по формуле (2.29).

$$l_3 = \frac{d_{np} \cdot v}{Q_{np}}, \quad (2.29)$$

где d_{np} – число проходчиков; v – продолжительность рабочей смены, ч;

Q_{np} – производительные затраты, шпм/ч.

Средняя глубина шпуров рассчитывается по формуле (2.30).

$$l_{\text{ср}} = \frac{l_3}{\eta}, \quad (2.30)$$

где η – коэффициент использования шпура.

Продолжительность крепления выработки на полную длину рассчитывается по формуле (2.31):

$$T_{\text{нб}}^{\text{общ}} = T_{\text{нб}} \cdot n_{\text{ц}}, \quad (2.31)$$

где $T_{\text{нб}}$ – продолжительность нанесения набрызг-бетонной крепи, мин;

$n_{\text{ц}}$ – количество циклов крепления.

Коэффициент структурного ослабления рассчитывается по формуле (2.32).

$$K_c = \frac{C}{C_0}, \quad (2.32)$$

где C – величина сцепления пород в массиве;

C_0 – величина сцепления пород в образце.

Среднедлительный параметр сейсмичности определяется по формуле (2.33).

$$S_{\text{ср}} = \frac{\sum (1,525 \cdot E^{0,33})}{V_3 \cdot T_{\sigma}}, \quad (2.33)$$

где E – энергия события, Дж;

T – временной интервал для оценки, мин.

Основной прогностический параметр определяется по формуле (2.34).

$$S = \frac{\sum (1,525 \cdot E^{0,33})}{V \cdot T}, \quad (2.34)$$

Требуемая производительность вентиляторной установки, определяем из выражения определяется по формуле (2.35).

$$Q_b = k_y \cdot Q_{\text{мх}}, \quad (2.35)$$

где k_y – коэффициент утечек воздуха вентиляционного трубопровода;

Q_{max} - максимальная производительность вентиляторной установки, определяемая исходя из длины вентиляционного трубопровода, м³/ч.

Плотность горных пород в массиве определяется по формуле (2.36).

$$\rho = \frac{m}{(1 - \frac{V_1}{V_2}) \cdot V_2}, \quad (2.36)$$

где V_1 - объем пор и пустот в горной породе, м³;

V_2 - общий объем породы (объем твердого минерального скелета в данном объеме), м³;

m - масса образца породы в чистом и сухом виде, кг.

Объём буровых работ определяется по формуле (2.37).

$$W_6 = N_{вр} l_{вр} + N_{отб} l_{отб} + N_{п} l_{п} + N_{оконт} l_{оконт} + N_{хол} l_{хол}, \quad (2.37)$$

где $l_{вр}$ - длина врубового шпура, мм;

$l_{отб}$ - длина отбойного шпура, мм;

$l_{оконт}$ - длина оконтуривающего шпура, мм;

$l_{хол}$ - длина холостого шпура, мм;

$l_{п}$ - длина почвенного шпура, мм;

$N_{вр}$ - количество врубовых шпуров, шт;

$N_{отб}$ - количество отбойных шпуров, шт;

$N_{оконт}$ - количество оконтуривающих шпуров, шт;

$N_{п}$ - количество почвенных шпуров, шт;

$N_{хол}$ - количество холостых шпуров, шт.

Объём буровых работ на 1 м выработки определяется по формуле (2.38).

$$W_{1м} = \frac{W_6}{l_3}, \quad (2.38)$$

Объём буровых работ на 1 м³ выработки рассчитывается по формуле (2.39).

$$W_{1м^3} = \frac{W_6}{l_3 S_{пр}}, \quad (2.39)$$

Объём горной массы после проведения взрывных работ определяется по формуле (2.40).

$$V_{гм} = l_{отб} S_{пр} \eta K_p K_u, \quad (2.40)$$

где K_p – коэффициент разрыхления горных пород;

K_u – коэффициент излишка сечения.

Объём горной массы на 1 м выработки рассчитывается по формуле (2.41).

$$V_{1м} = \frac{V_{гм}}{l_{отб}}, \quad (2.41)$$

Объём горной массы на 1 м³ выработки определяется по формуле (2.42)

$$V_{1м^3} = \frac{V_{гм}}{l_{отб} S_{пр}}, \quad (2.42)$$

Вероятная длина развала породы определяется по формуле (2.43)

$$L_p = \sqrt{0,015\sigma_{сж}^2 + 9,93\sigma_{сж} - 60,63}, \text{ м} \quad (2.43)$$

Минимальное количество анкеров в сечении выработки рассчитывается по формуле (2.44).

$$n_a = \frac{1,3B - a}{a} \quad (2.44)$$

где a – шаг расстановки анкерной крепи.

Несущая способность анкера должна быть не ниже рассчитанной по формуле (2.45).

$$N_a = 21h_n, \quad (2.45)$$

где h_n – размер нарушенной зоны, м².

Время на бурение шпуров под анкера определяется по формуле (2.46).

$$T_{б.ан.} = \frac{V_{б.ан.}}{Q_б}, \quad (2.46)$$

где $V_{б.ан.}$ – объём буровых работ за цикл, шпм;

$Q_б$ – производительность бурения, шпм/ч.

Продолжительность заряжания и взрывания определяется по формуле (2.47).

$$T_z = \frac{Nt_{зар}}{n_{зар}} + t_{пз}, \quad (2.47)$$

где N – число заряжаемых шпуров;

$t_{зар}$ – время на зарядание одного шпура, мин;

$n_{зар}$ – число машин на зарядании,

$t_{пз}$ – время подготовительно-заключительных операций, мин.

Определим необходимое количество воздуха для проветривания забоев, по факторам разбавления газов после буровзрывных работ по формуле (2.48).

$$Q = \frac{2,25}{t} \sqrt[3]{\frac{Q_{вв} Bk_0 (S_{св} l_p)^2}{k_y^2}}, \quad (2.48)$$

где $S_{св}$ – площадь сечения горной выработки в свету, м²;

$Q_{\text{ВВ}}$ – масса одновременно взрывающегося взрывчатого вещества, кг;

B – фактическая газовость ВВ по условной окиси углерода, %;

l_p – расчетная длина проветриваемой части горной выработки, м

Техническая производительность бурильной установки определяется по формуле (2.49):

$$Q_{\bar{\sigma}} = \frac{60}{\frac{1}{n_{\text{бм}} K_{\text{Од}} v_{\text{бур}}} + (t_{\text{п}} + t_{\text{х}} + t_{\text{к}})}, \quad (2.49)$$

где $n_{\text{бм}}$ – число бурильных машин на установке;

$v_{\text{бур}}$ – скорость бурения, мм/мин;

$t_{\text{п}}$ – время на перестановку бурильных машин в ходе бурения, мин;

$t_{\text{х}}$ – время холостого вращения обратного хода, отнесенное к 1 м шпура, мин;

$t_{\text{к}}$ – время на замену коронок, отнесенное к 1 м шпура, мин.

Время на механизированное бурение шпуров определяется по формуле (2.50).

$$T_{\bar{\sigma}} = \frac{W_{\bar{\sigma}}}{Q_{\bar{\sigma}}} + t_{\text{пз}}, \quad (2.50)$$

где $W_{\bar{\sigma}}$ – объем буровых работ, шпм.

Аэродинамическое сопротивление гибкого трубопровода $R_{\text{тр}}$ определяется по формуле (2.51).

$$R_{\text{тр}} = r_{\text{тр}} \cdot (l_{\text{тр}} + 20 \cdot d_{\text{тр}} \cdot n'_{\text{п}} + 10 \cdot d_{\text{тр}} \cdot n''_{\text{п}}), \text{ Па} \quad (2.51)$$

где $r_{\text{тр}}$ – аэродинамическое сопротивление 1 метра гибкого трубопровода без полиэтиленового рукава, Па;

$l_{\text{тр}}$ – длина трубопровода, мм;

$d_{\text{тр}}$ – диаметр трубопровода, мм;

$n'_{\text{п}}$ и $n''_{\text{п}}$ число поворотов трубопровода под углом соответственно в 90° и в 45° .

Время на установку всех анкеров определяется по формуле (2.52).

$$T_{\text{ан}} = t_{\text{1ан}} n_{\text{а}} + t_{\text{всп}}, \quad (2.52)$$

где $t_{\text{1ан}}$ – время на установку одного анкера;

$t_{\text{всп}}$ – время вспомогательных операций, мин.

Создание математической модели месторождения — основная задача исследования. Модель адаптируется под конкретные цели и используется для экспертного прогнозирования. Она позволяет оценить параметры технологического процесса, влияющие на показатели добычи и взаимосвязи объекта.

Математические модели играют важную роль в анализе и управлении различными системами. Они позволяют представить сложные процессы и явления в виде формализованных уравнений и формул, что облегчает их изучение и прогнозирование поведения системы в различных условиях.

Математические модели позволяют описать структуру, свойства и поведение системы с помощью математических уравнений. Это даёт возможность анализировать систему, выявлять её закономерности и особенности, а также предсказывать её реакцию на различные воздействия (рисунок 2.4).

$$\begin{aligned}
 f &= 0,1\sigma_{\text{звс}}; Q = \frac{100Gk_x}{C_{\text{дон}} - C_0}; Q_{\text{н}} = S \cdot V_{\text{эф}}; Q_{\text{ЗН}} = \frac{2,3}{t} \sqrt[3]{A(S \cdot L)^2 \cdot b}; Q_{\text{ВОС}} = \frac{21,4 \cdot K_1 \cdot K_2}{t} \sqrt[3]{ASL}; \\
 Q_{\text{Г}} &= \frac{2,25}{t} \sqrt[3]{\frac{A(S \cdot L)^2 \cdot b}{(k_{\text{ом}} \cdot k_y)^2}}; L_{\text{сп}} = 131 \cdot \frac{A \cdot b \cdot k_m}{S \cdot (k_{\text{ом}} \cdot k_{y\text{м}})^2}; Q_{\text{МВ}} = 40,3 \cdot \frac{\sqrt{A_{\text{кл}} \cdot V_3}}{T}; \\
 Q_{\text{СТ}} &= \frac{2,16 \cdot V_4}{t} \lg\left(\frac{4,8 \cdot A \cdot \theta}{V_4} + 0,62\right); Q_{\text{ОГ}} = K_{\text{ОД}} \cdot \sum K_u \cdot Q_{\text{ДВС}}; Q_{\text{ДВС}} = \frac{C_{\text{мак}}}{C_{\text{дон}}} \cdot E_{\text{мак}}; \\
 Q_{\text{P}} &= \sum k \left[\sum (k(k_2(\sum k_{\text{ом}} \cdot k_y \cdot Q_3 + \sum \frac{4}{3600} \sum_1^6 V_{\text{ПК}} + \sum 0,1P) \right]; H = \square_{\text{см}} + \square_{\text{за}}; N = N_{\text{к}} + N_{\text{н}} + N_{\text{о}} + N_{\text{сп}} \\
 l_{\text{шп}} &= \frac{m}{Q_{\text{сп}}}; T_{\text{нб}}^{\text{эф}} = T_{\text{нб}} n; K_c = \frac{c}{c_0}; S = \frac{\sum (1,525 \cdot E^{0,33})}{V \cdot T}; Q_d = k_y Q_{\text{мак}}; \rho = \frac{m}{(1 - \frac{V_1}{V_2}) \cdot V_2} \\
 W_{\text{1м}^3} &= \frac{Q_{\text{в}}}{1,05 m (A_1 + A_2 + m + n + k + 2t) (\varepsilon_{\text{см}} + 0,26 (A_1 + A_2 + m + n + k + 2t))} (N_{\text{сп}} l_{\text{сп}} + N_{\text{омб}} l_{\text{омб}} + N_{\text{н}} l_{\text{н}} + \\
 & N_{\text{омак}} l_{\text{омак}} + N_{\text{дон}} l_{\text{дон}}); \\
 S_{\text{сп}} &= \frac{\sum (1,525 \cdot E^{0,33})}{V_s \cdot T_3}; Q_{\text{ДВС}} = \frac{21 \cdot L_0 \cdot N \cdot q}{3600 \cdot \rho \cdot (K_0 - 20)}; V_{1, \text{к}^3} = \eta K_p K_u; L_{\text{П}} = \sqrt{0,015 \sigma_{\text{звс}}^2 + 9,93 \sigma_{\text{звс}} - 60,63}; \\
 n_{\alpha} &= \frac{1,365 (A_1 + A_2 + m + n + k + 2t) (\varepsilon_{\text{см}} + 0,26 (A_1 + A_2 + m + n + k + 2t))^{-\alpha}}{\alpha}; N_{\alpha} = 21 \square_{\alpha}; \\
 T_{\text{б, ам}} &= \frac{V_{\text{б, ам}} \left(\frac{1}{n K_{\text{оД}} V_{\text{б, сп}}} + (t_{\text{н}} + t_{\text{к}} + t_{\text{в}}) \right)}{60}; T_2 = \frac{n t_{\text{зсп}}}{n_{\text{зсп}}} + t_{\text{н2}}; Q = \frac{2,25}{t} \sqrt[3]{\frac{Q_{\text{мВ}} k_{\alpha} (S_{\text{см}} l_{\text{П}})^2}{k_y^2}}; \\
 T_{\text{б}} &= \frac{((N_{\text{сп}} l_{\text{сп}} + N_{\text{омб}} l_{\text{омб}} + N_{\text{н}} l_{\text{н}} + N_{\text{омак}} l_{\text{омак}} + N_{\text{дон}} l_{\text{дон}})) \left(\frac{1}{n K_{\text{оД}} V_{\text{б, сп}}} + (t_{\text{н}} + t_{\text{к}} + t_{\text{в}}) \right)}{60}; T_{\text{ав}} = t_{1, \text{ав}} n + t_{\text{всп}}; \\
 R_{\text{сп}} &= r_{\text{сп}} \cdot (l_{\text{нсп}} + 20 \cdot d_{\text{сп}} \cdot n_{\text{н}} + 10 \cdot d_{\text{сп}} \cdot n_{\alpha}).
 \end{aligned}$$

Рисунок 2.4 – Математическая модель системы управления технологическим процессом эксплуатации Кировского рудника АО «Апатит» (составлено автором)

На основе математических моделей можно построить прогнозы о том, как система будет вести себя в будущем при определённых условиях. Это особенно важно для систем, где эксперименты или наблюдения могут быть сложными, дорогостоящими или невозможными.

Математические модели помогают оценить, как изменения внешних условий или параметров системы влияют на её поведение. Это важно для понимания уязвимостей системы и разработки мер по их устранению или минимизации.

2.7 Выводы к Главе 2

В рамках корреляционно-регрессионного анализа получены следующие практические результаты:

1. Модифицирован метод корреляционного регрессионного анализа путем интеграции в него критериев оценки. Полученный метод расширяет его возможности применения на класс задач, в котором необходимы более точные результаты.
2. Построена концептуальная модель подземного сооружения.
3. Построена математическая модель подземного сооружения.

ГЛАВА 3 РАЗРАБОТКА МАТЕМАТИЧЕСКОЙ МОДЕЛИ СИСТЕМЫ УПРАВЛЕНИЯ ШАХТНОЙ ВЕНТИЛЯЦИИ

Одной из наиболее распространенных задач в сфере горного производства является эффективное проветривание горных выработок. Одним из путей решения вышеупомянутой задачи является контроль шахтной вентиляции. Современный пылевой контроль в шахтах основан на измерении концентрации газов в воздухе. Поскольку достичь предельно допустимых значений в реальных условиях добычи невозможно, вводятся технически достижимые уровни (ТДУ) — остаточные концентрации после применения всех доступных средств борьбы с загазованностью при данных условиях работы. Эти уровни подлежат повседневному контролю. В данной главе ставится задача по осуществлению процесса контроля шахтной вентиляции в условиях ведения подземных работ. Данная задача является актуальной по причине острой необходимости поддержания нормального технологического процесса добычи полезных ископаемых, а также состояния рудничной атмосферы [46].

Цель работы: разработать и синтезировать систему автоматического управления вентиляции рудника, где регулируемые параметры – концентрация пыли, температура воздуха, концентрация оксида азота, концентрация угарного газа, а объект управления – шахтный вентилятор.

3.1 Практический пример

Первым этапом работы является рассмотрение подземного сооружения, на базе которого будет происходить осуществление дальнейших задач исследования. Исходные данные подземного объекта приведены в таблице 3.1.

Таблица 3.1 - Исходные данные объекта (составлено автором)

Протяженность, м	130
Плотность пород в массиве, т/м ³	2,87
Коэффициент крепости пород по шкале Протодяконова	14÷16
Структура породного массива	слаботрещиноватый

Рассматриваемый подземный объект представляет собой бетонорастворный узел, состоящий из выработки, предназначенной для непосредственного приготовления бетона и загрузки его в шахтные миксеры, а также двух складских выработок, служащих для хранения сухих смесей, песка, заполнителя и добавок. Для упрощения работ все выработки проходятся одним сечением. Так как по проектируемому объекту передвигаются шахтные миксеры, то необходимо учесть возможность их свободного маневра при развороте. Поэтому внешний и внутренний радиус поворота подъездной выработки должны быть больше радиусов поворота миксера.

Рассматриваемый объект строится в устойчивых породах и является капитальным, для выработок принята сводчатая форма поперечного сечения с коробовым сводом. Исходные данные выработок приведены в таблицах 3.2 и 3.3.

Таблица 3.2 - Исходные данные подъездной выработки (составлено автором)

Протяженность, м	106
Плотность пород в массиве, т/м ³	2,87
Коэффициент крепости пород по шкале Протодяконова	14÷16
Структура породного массива	слаботрещиноватый

Таблица 3.3 - Исходные данные складской выработки (составлено автором)

Протяженность, м	12
Плотность пород в массиве, т/м ³	2,87
Коэффициент крепости пород по шкале Протодяконова	14÷16
Структура породного массива	слаботрещиноватый

Оборудование, которое будет постоянно передвигаться по выработке – шахтный бетоносмеситель Carmix 5.5XL, шахтный миксер Multimes MF 100 и двух талей TFS-600, технические характеристики которой приведены в таблицах 3.4, 3.5 и 3.6.

Таблица 3.4 - Технические характеристики шахтного бетоносмесителя Carmix 5.5XL (составлено автором)

Габариты (длина-ширина-высота), м	7,5x2,5x3,1
Выход бетона за цикл, м ³	5,5
Продолжительность цикла, мин	12÷19
Эксплуатационная масса, кг	8600
Мощность двигателя, кВт	112

Таблица 3.5 - Технические характеристики шахтного миксера Multimes MF 100 (составлено автором)

Габариты (длина-ширина-высота), м	8x2x2,4
Объем миксера, м ³	5,6
Внешний радиус поворота, м	7,5
Внутренний радиус поворота, м	4,9
Эксплуатационная масса, кг	9700

Таблица 3.6 – Технические характеристики тали электрической TFS-600 (составлено автором)

Габариты (длина-ширина-высота), м	0,4x0,7x0,5
Грузоподъемность, т	0,6
Максимальная высота подъема, м	12
Мощность двигателя, кВт	1,8

Ширина выработки определяется по формуле (3.1) с учетом минимально допустимых зазоров согласно правилам безопасности: 0,7 м для прохода людей, 0,25 м с противоположной стороны до наиболее выступающих частей подвижных средств и 0,2 м между двумя подвижными средствами. Также учитывается толщина бетонного крепления (набрызг-бетон).

$$B = A_1 + A_2 + m + n + k + 2t \quad (3.1)$$

где $A_{1,2}$ – ширина подвижного средства, мм;

m – зазор для свободного прохода людей, мм;

n – зазор между подвижным составом и стенкой выработки с противоположной стороны, мм;

k – зазор между подвижными средствами;

t – толщина набрызг-бетона, $t = 50$ мм.

$$B = 2500 + 2000 + 700 + 250 + 200 + 2 \cdot 50 = 5750 \text{ мм.}$$

С учетом необходимого прокладки трубопроводов (воды, воздуха) принимаем $B = 7500$ мм.

Высота выработки в свету определяется по формуле (3.2):

$$H = h_{\text{ст}} + h_{\text{св}}, \quad (3.2)$$

где $h_{\text{ст}}$ – высота стенки от почвы выработки, принимаем $h_{\text{ст}} = 3500$ мм, в том числе толщина балластного слоя.

$h_{\text{бал}} = 200$ мм; $h_{\text{св}}$ – высота свода, м.

$$h_{\text{св}} = \frac{B}{3} = \frac{7500}{3} = 1500 \text{ мм.}$$

$$H = 3500 + 1500 = 5000 \text{ мм.}$$

Радиус свода при коробовом очертании определяется по формуле (3.3):

$$R = 0,692B = 0,692 \cdot 7500 = 5190 \text{ мм.} \quad (3.3)$$

Радиус боковых дуг рассчитывается по формуле (3.4):

$$R = 0,262B = 0,262 \cdot 7500 = 1965 \text{ мм.} \quad (3.4)$$

Площадь поперечного сечения выработки в свету определяется по формуле (3.5):

$$S_{\text{св}} = B(h_{\text{ст}} + 0,26B); \quad (3.5)$$

$$S_{\text{св}} = 7,5 \cdot (3,5 + 0,26 \cdot 7,5) = 40,9 \text{ м}^2.$$

План БРУ, а также сечение выработки в эксплуатации представлены на рисунках 3.1 и 3.2.

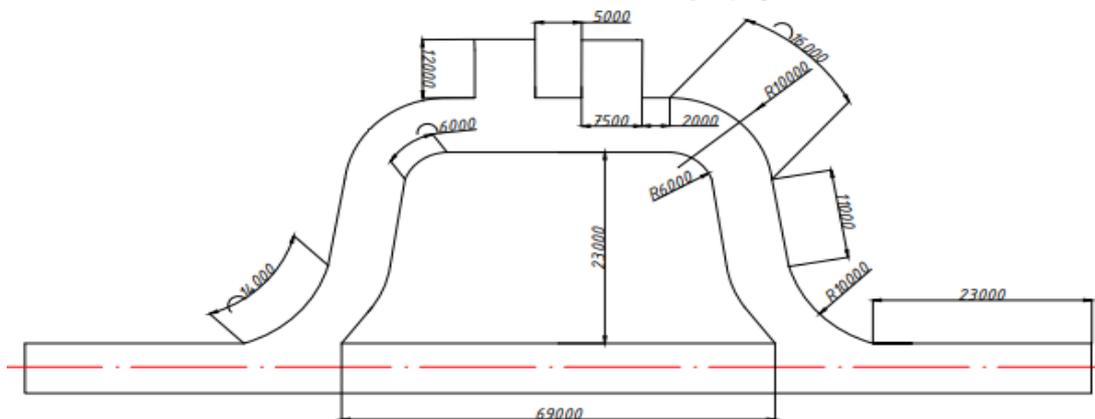


Рисунок 3.1 - План бетонорастворного узла (составлено автором)

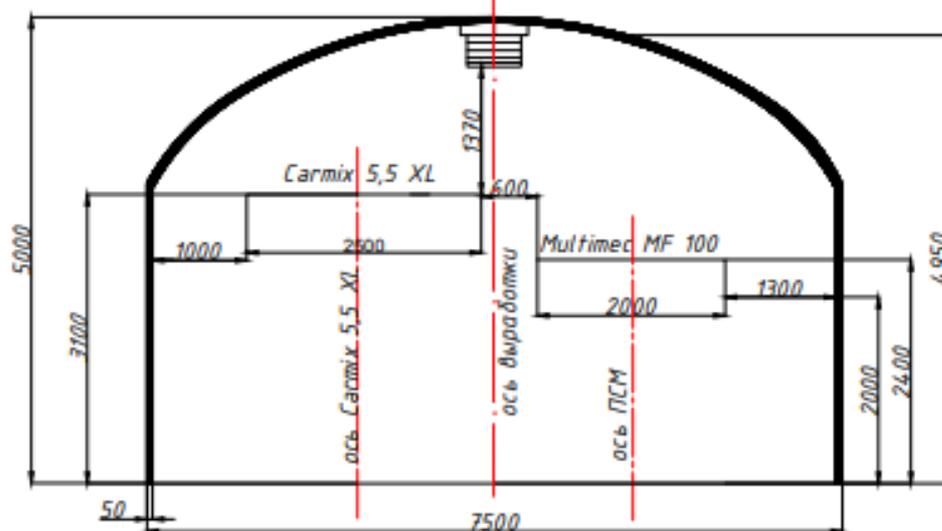


Рисунок 3.2 - Сечение выработки в эксплуатации (составлено автором)

3.2 Моделирование процесса вентиляции

При разработке САУ вводится понятие обобщенного объекта управления (в отличие от технологического объекта управления), который включает в себя технологический объект управления и все остальные функционально-необходимые элементы (исполнительные, измерительные устройства, промежуточные преобразователи и т.д.), кроме управляющего устройства – регулятора. На рисунке 3.3 показана структурная схема управления шахтным вентилятором. Здесь x – заданное входное воздействие, y – фактическое выходное. Сигналы e , u и δ обозначают ошибку регулирования, сигнал управления и управляющее воздействие привода на объект. Сигнал t означает ошибку измерений.

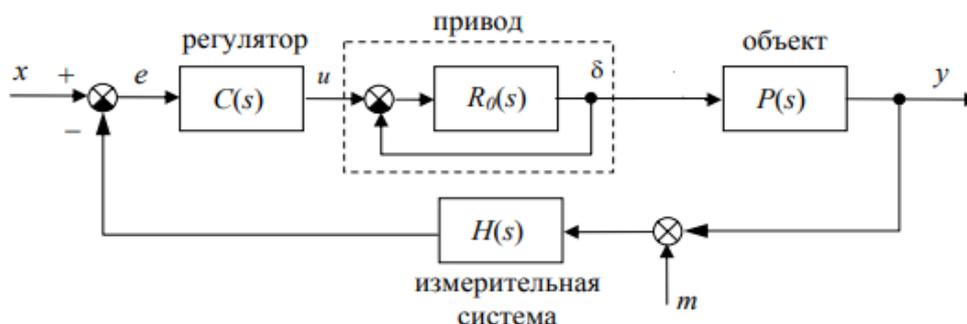


Рисунок 3.3 - Структурная схема управления шахтным вентилятором (составлено автором)

Моделирование процесса пылеобразования. Необходимо определить, как изменение скорости вращения лопастей вентилятора влияет на концентрацию пыли в шахте. Между этими величинами существует прямая зависимость, то есть увеличение скорости вращения лопастей приведёт к уменьшению концентрации пыли за счёт усиленной вентиляции.

Интеграция с существующими системами управления шахтой позволяет централизованно контролировать все процессы и быстро вносить необходимые коррективы. Это способствует

улучшению общей производительности и снижению простоев, связанных с техническим обслуживанием и ремонтом оборудования.

Для решения задачи были проведены эксперименты с системой управления пылеподавления. Глубина выборки 50 значений, период дискретизации равен 1с. Входное воздействие и выходные значения системы представлены в таблице 3.7. Полная версия таблицы представлена в Приложении Б.

Таблица 3.7 - Экспериментальные данные (составлено автором)

Время (секунды)	Концентрация пыли	Интенсивность пылеобразования
0	0,527	536,759
1	0,619	548,109
2	0,621	512,437
3	0,541	528,807
...
50	0,502	508,124

Графики входных и выходных воздействий представлены на рисунках 3.4 и 3.5.

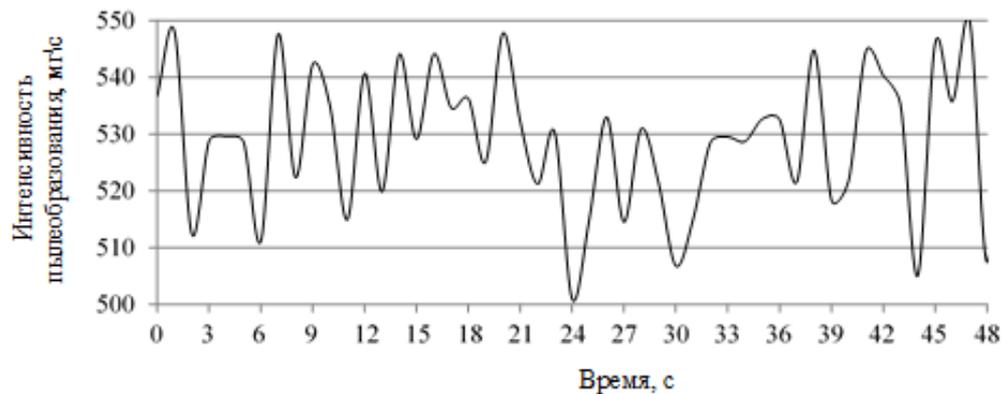


Рисунок 3.4 – Входные экспериментальные данные (составлено автором)

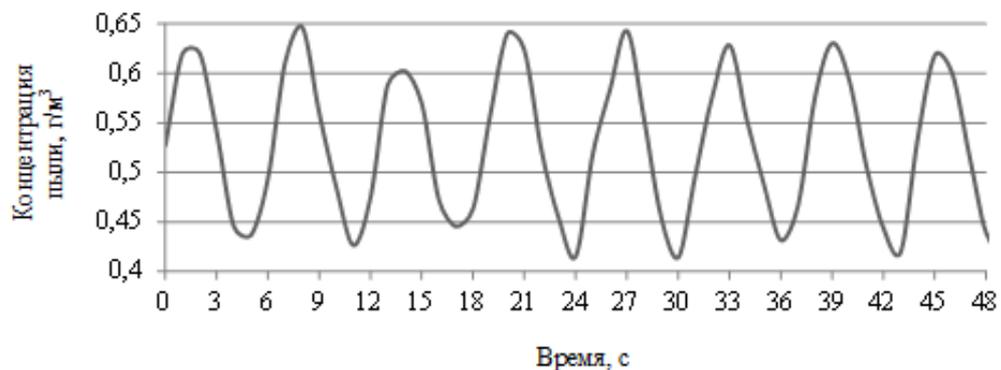


Рисунок 3.5 – Выходные экспериментальные данные (составлено автором)

В проектируемой системе ставится задача удержания минимально допустимой регламентом концентрации. В качестве алгоритма регулирования используется ПИД-регулятор.

ПИД-регулятор учитывает не только текущее значение параметра, но и его изменения во времени. Это позволяет ему быстро и точно реагировать на колебания входного сигнала, достигая желаемого уровня.

Воспользуемся программой SYAN. Построим схему нашего звена с запаздыванием и также обозначим точки А и В. Они необходимы для снятия характеристик – ЛАЧХ/ФЧХ. Схема апериодического звена с запаздыванием, а также ЛАЧХ/ФЧХ исследуемого объекта представлены на рисунках 3.6 и 3.7.

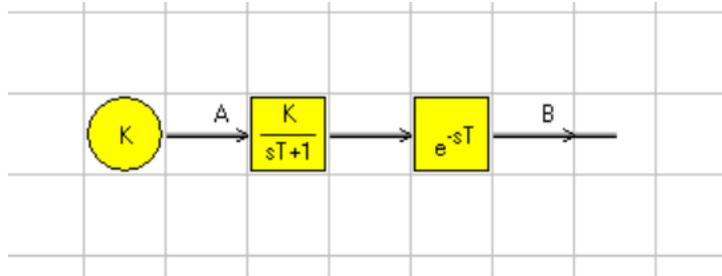


Рисунок 3.6 - Схема апериодического звена с запаздыванием (составлено автором)

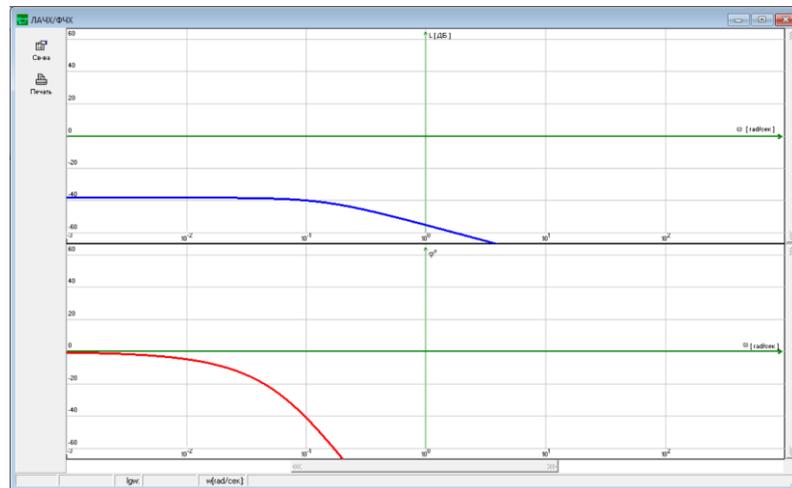


Рисунок 3.7 - ЛАЧХ/ФЧХ исследуемого объекта в программе SYAN (составлено автором)

По точкам III и IV (3.6-3.7):

$$20 \lg k_{\text{пер}}^{\text{п/пид}} \approx 70,234 \quad (3.6)$$

$$k_{\text{пер}}^{\text{п}} = 1E - \frac{8,257}{20} \approx 0,3865 \quad (3.7)$$

По точкам VI и VII (3.8-3.13):

$$\lg \frac{1}{T_{\text{и}}^{\text{пид}}} \approx 0,722 \quad (3.8)$$

$$\frac{1}{T_{\text{и}}^{\text{пид}}} = 10^{0,294} \approx 5.272 \quad (3.9)$$

$$T_{\text{и}}^{\text{пид}} \approx 0,189 \quad (3.10)$$

$$\lg \frac{1}{T_{\text{д}}} \approx -0,276 \quad (3.11)$$

$$\frac{1}{T_{\text{д}}} = 10^{-0,276} \approx 0,529 \quad (3.12)$$

$$T_{\text{д}} \approx 1,8903 \quad (3.13)$$

Выражения для ПИД-регулятора (3.14):

$$R(s) = k_{\text{пер}} + \frac{1}{T_{\text{и}}s} + T_{\text{д}}s = 0,3865 + \frac{5.272}{s} + 1,8903s \quad (3.14)$$

Составим систему в Simulink, которая представлена на рисунке 3.8.

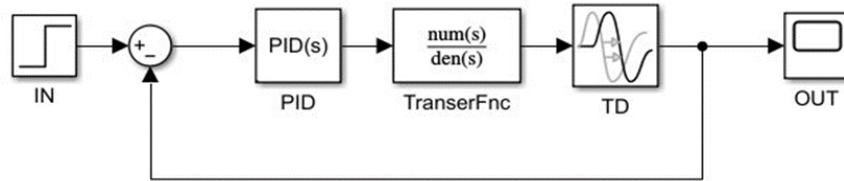


Рисунок 3.8 - Алгоритмическая структура системы с регулятором в Simulink™

(составлено автором)

Simulink-модель состоит следующих основных блоков:

- блок «IN» – задание параметра концентрации пыли;
- PID-Controller, необходимый для реализации устойчивого состояния управляемого объекта;
- Передаточная функция пыли реализована блоком Transfer Function;
- TD (Transport Delay) – запаздывание объекта. Обозначим запаздывание для температуры в 1 секунду;
- блок Scope – для отображения переходного процесса системы.

На рисунке 3.9 представлен график переходного процесса с ПИД-регулятором при повышенной концентрации пыли.

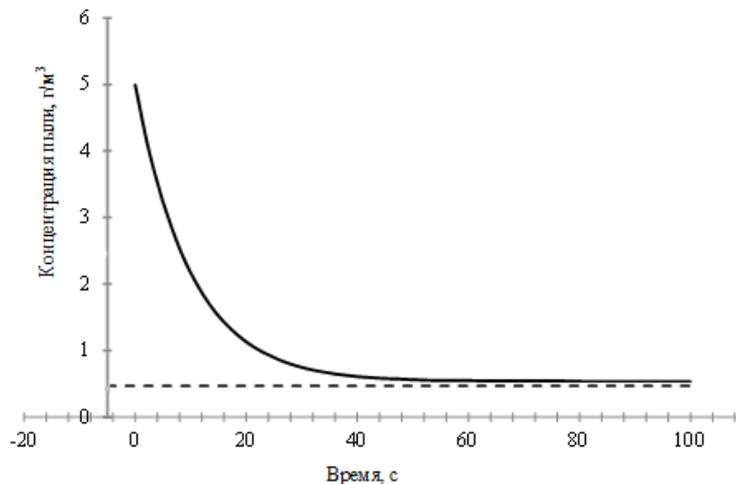


Рисунок 3.9 – График переходного процесса с ПИД-регулятором при повышенной концентрации пыли 5 г/м³ (составлено автором)

Моделирование процесса идентификации NO₂. Оксиды азота (NO, NO₂, N₂O₄, N₂O₅) — газы, имеющие бурый цвет и резкий запах. В воздухе N₂O₅ и NO переходят в другие соединения. Наиболее устойчивы NO₂ и N₂O₄. Оксиды азота легко растворяются в воде. Оксиды азота ядовиты. Источником образования оксидов азота в шахте являются главным образом

взрывные работы. Исходными данными для разработки системы управления являются следующие параметры:

Концентрация диоксида азота в воздухе шахты на нижнем уровне: $C=0,7$ мг/м³, на остальных уровнях – $0,5$ мг/м³. Константа скорости образования NO₂: $K_1=0,1$ мг/м³*сек. Константа скорости удаления NO₂: $K_2=0,05$ мг/м³*сек. Концентрация азота в массиве пород: $C_a=1\%=0,01$. Концентрация серы в массиве пород: $C_s=0,5\%=0,005$. Коэффициент диффузии: $d=0,2$ м²/сек. Ширина участка добычного горизонта: 50 м (y). Мощность участка добычного горизонта: 20 м (z). Длина участка добычного горизонта: 100 м (x). Диаметр лопастей вентилятора: $diam=0,3$ м. Скорость лопастей: $w=40$ об/сек.

Основные уравнения:

Уравнение сохранения массы NO₂:

$$\frac{dC}{dt} + \nabla(u \cdot C) = D \cdot (C_H - C_K) + S; \quad (3.15)$$

где ∇ - оператор Лапласа

Формула скорости воздуха:

$$u = \frac{w \cdot diam}{2}, \quad (3.16)$$

Формула источника выбросов:

$$S = k_1 \cdot C_a \cdot C_s - k_2 \cdot C_{H(1)}, \quad (3.17)$$

Решение уравнения с помощью метода конечных разностей:

$$\begin{aligned} \frac{dC}{dt} + \nabla\left(\frac{w \cdot diam}{2} \cdot C\right) &= D \cdot (C_H - C_K) + k_1 \cdot C_a \cdot C_s - k_2 \cdot C_{H(1)} \\ \frac{dC}{dt} &= -\nabla\left(\frac{w \cdot diam}{2} \cdot C\right) + D \cdot (C_H - C_K) + k_1 \cdot C_a \cdot C_s - k_2 \cdot C_{H(1)} \\ \frac{dC(1 - d \cdot dt)}{dt} &= k_1 \cdot C_a \cdot C_s - k_2 \cdot C_{H(1)} - \nabla\left(\frac{w \cdot diam}{2} \cdot C\right) \\ dC &= \frac{dt}{1 - d \cdot dt} \cdot \left(k_1 \cdot C_a \cdot C_s - k_2 \cdot C_{H(1)} - \nabla\left(\frac{w \cdot diam}{2} \cdot C\right) \right) \\ C_H - C_K &= \frac{dt}{1 - d \cdot dt} \cdot \left(k_1 \cdot C_a \cdot C_s - k_2 \cdot C_{H(1)} - \nabla\left(\frac{w \cdot diam}{2} \cdot C\right) \right) \end{aligned}$$

Воспользуемся средствами языка C++ для решения численной модели замкнутой системы управления распределенным объектом. Фрагмент кода на языке программирования C++ представлен на рисунке 3.10. Полная реализация кода представлена в Приложении Б.

```

#include <iostream>

using namespace std;

int main()
{
    int i,j,t,tk,k;
    float lx=100, ly=50, lz=20;
    float dx=2.5, dy=1.25, dz=0.5;
    float w=40, diam=0.3;
    tk=10000;
    double dt = 0.001;
    float d=0.2, k1=0.1, k2=0.05, c_a=0.01, c_s=0.005, u;
    u=w*diam/2;
    float arr[40][40][40];
    float arr1[40][40][40];
    for(int i=0; i<40; i++)
        for(int j=0; j<40; j++)
            for(int k=0; k<40; k++)
                { arr[i][j][k] = 0.5; }

    for(int i=0; i<40; i++)
        for(int j=0; j<40; j++)
            { arr[i][j][1]=0.6;
              arr[i][j][0]=0.7; } // нижняя граница

```

Рисунок 3.10 - Фрагмент программного кода решения численной модели (составлено автором)

Составим систему в Simulink, которая представлена на рисунке 3.11.

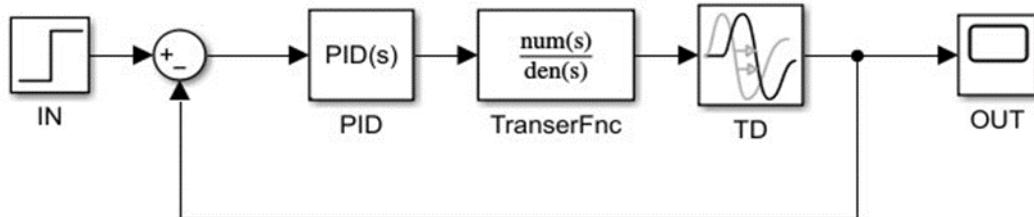


Рисунок 3.11 - Алгоритмическая структура системы с регулятором в Simulink™

(составлено автором)

Simulink-модель состоит следующих основных блоков:

- блок «IN» – задание параметра концентрации оксида азота;
- PID-Controller, необходимый для реализации устойчивого состояния управляемого объекта;
- Передаточная функция пыли реализована блоком Transfer Function;
- TD (Transport Delay) – запаздывание объекта;
- блок Scope – для отображения переходного процесса системы.

Воспользуемся встроенным функционалом PID-Tuner MATLAB™, позволяющим автоматически подобрать коэффициенты ПИД-регулятора для достижения высоких показателей качества системы. Подбор коэффициентов ПИД-регулятора представлен на рисунке 3.12.

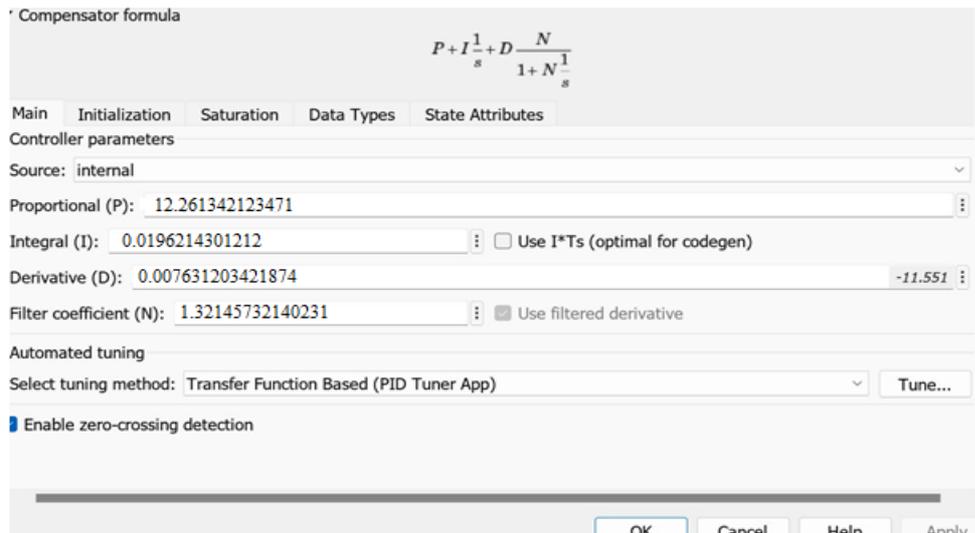


Рисунок 3.12 - Подбор коэффициентов ПИД-регулятора (составлено автором)

На рисунке 3.13 представлен график переходного процесса с ПИД-регулятором при повышенной оксида азота.

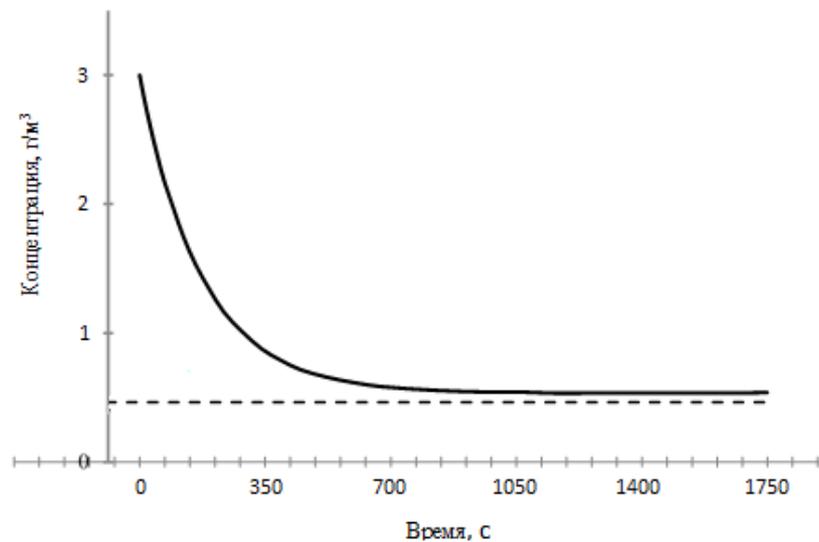


Рисунок 3.13 - График переходного процесса с ПИД-регулятором при повышенной концентрации пыли 3 г/м³ (составлено автором)

Моделирование процесса идентификации температурного поля. Шахтный труд считается особо опасным из-за риска взрыва газов при добыче ископаемых. Для удаления взрывоопасных газов необходима эффективная вентиляция, обеспечивающая безопасные условия работы.

Замеры температуры в шахте являются важной частью обеспечения безопасности и комфортных условий труда для горняков. Температурный режим в подземных выработках может значительно варьироваться в зависимости от глубины шахты, геологических условий и процессов, происходящих в недрах земли.

Для проведения замеров температуры в шахте используются специальные термометры или более сложные системы мониторинга, которые могут автоматически фиксировать изменения

температуры в режиме реального времени. Такие системы часто интегрированы с другими средствами контроля, такими как датчики влажности и газоанализаторы, что позволяет получать более полную картину состояния рабочей среды.

Замеры температуры проводятся в различных точках шахты: в забоях, на транспортных путях, в вентиляционных штреках и других участках. Это позволяет выявить зоны с аномально высокими или низкими температурами, которые могут представлять опасность для здоровья работников или влиять на эффективность производственных процессов.

Полученные данные о температуре анализируются специалистами, которые оценивают соответствие условий труда установленным нормам и стандартам. В случае выявления отклонений принимаются меры по корректировке режима работы вентиляционного оборудования, изменению графика работы персонала или другим действиям, направленным на обеспечение безопасных условий труда.

Модернизация оборудования увеличила производительность, но также повысила газовую нагрузку. Несовершенство вентиляционных систем привело к серьёзным авариям на нескольких шахтах, унесшим жизни более 300 человек.

Для создания эффективной системы управления необходима математическая модель процесса вентиляции. С ее помощью определить наилучшие способы управления при заданных целях и критериях, прогнозировать последствия определенных воздействий на объект.

Обеспечение желаемого качества системы управления, т.е. заданной точности и качества переходного процесса, осуществляется двумя способами. Первый способ связан с настройкой регулируемых параметров заданной структуры САУ - параметрическим синтезом. Если же изменением параметров не удастся добиться заданного качества процессов, то используется второй способ, связанный с изменением структуры системы за счет введения в канал управления регулятора, в котором реализуется закон управления. В качестве регулятора может быть использован типовой регулятор с фиксированной структурой. Если с помощью таких регуляторов не удастся обеспечить требуемое качество процессов, то используются специальные корректирующие устройства, структура и параметры которых определяются в результате решения задачи синтеза.

Листинг программы, осуществляющей решение численной модели замкнутой системы управления распределенным объектом представлен в Приложении Б. Часть программного кода решения численной модели представлен на рисунке 3.14.

```

1  import numpy as np
2  import matplotlib.pyplot as plt
3  from math import pi, exp, sqrt
4  from numpy import exp
5
6  Lx = 10.8
7  Ly = 5.4
8  Lz = 6.3
9
10
11  a = 0.022 # теплопроводность воздуха
12
13  dt = 0.5
14  T = 1000 # шагов
15  temp = 100
16  # точка
17  x1=13
18  y1=2
19  z1=6
20
21  XX = 20
22  YY = 20
23  ZZ = 20
24
25  dX = Lx/XX
26  dY = Ly/YY
27  dZ = Lz/ZZ
28  # S1 S2 S3      S4      S5      S6
29  # 0  T  1      0      0      1
30  #
31  #
32  #
33  #
34  #
35  #
36  #
37  #s2
38  #
39  #
40  #
41  #
42  #
43  # / Y
44

```

Рисунок 3.14 - Решение численной модели замкнутой системы управления средствами языка Python (составлено автором)

Графики переходных процессов замкнутой системы для дальнейшей работы в Syan (аналоге Matlab) представлены на рисунке 3.15. С помощью дискретной производной определяются точка перегиба, где вторая производная равна нулю и строится касательная.

Пересечение касательной с осью абсцисс равняется чистому запаздыванию, постоянная времени равна времени пересечения касательной с устоявшимся значением с вычетом чистого запаздывания.

Частотные характеристики системы управления представим в виде суммы двух слагаемых: частотной характеристики неизменяемой части - объекта управления (L_H); частотной

характеристики регулятора (корректирующего устройства (L_K)), которая получается вычитанием из желаемой частотной характеристики ($L_{\text{Ж}}$) частотной характеристики объекта управления (L_H).

Используя программное обеспечение «Suan.exe», будут производиться остальные расчеты. Строится схема аperiodического звена с запаздыванием (рисунок 3.17) и аппроксимированный график передаточной функции (рисунок 3.18). ЛАЧХ и ФЧХ исследуемого объекта представлены на рисунке 3.16.

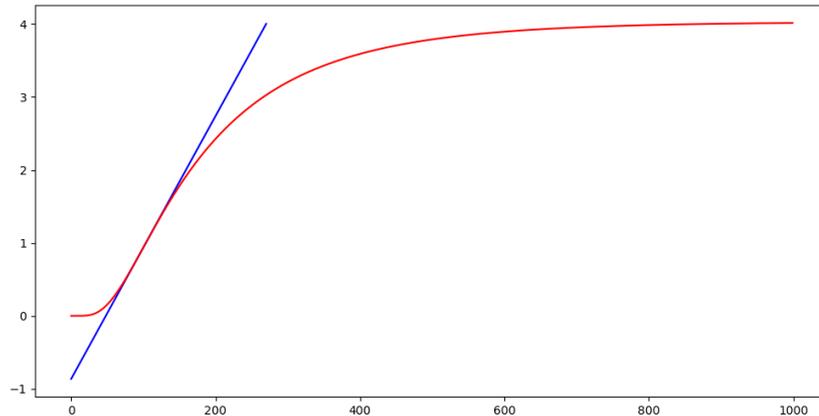


Рисунок 3.15 - График переходного процесса (составлено автором)

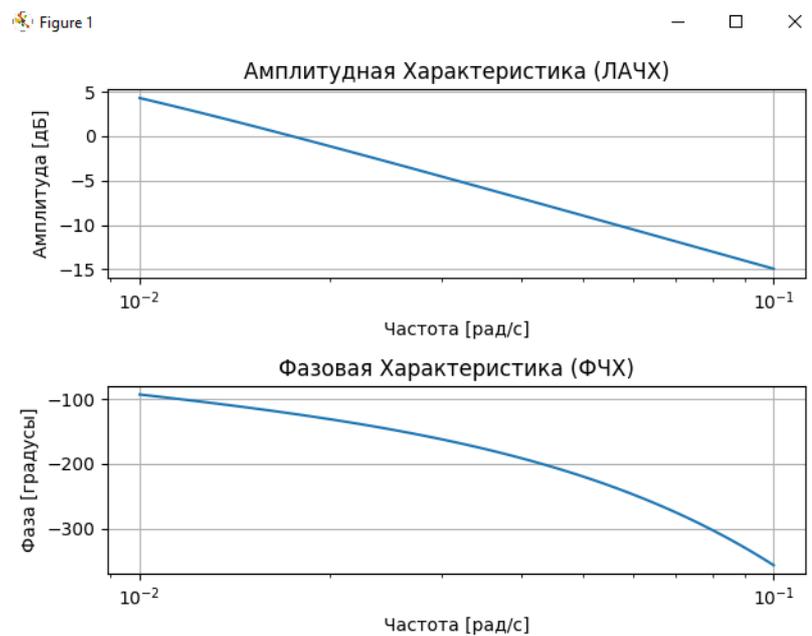


Рисунок 3.16 - ЛАЧХ И ФЧХ исследуемого объекта (составлено автором)

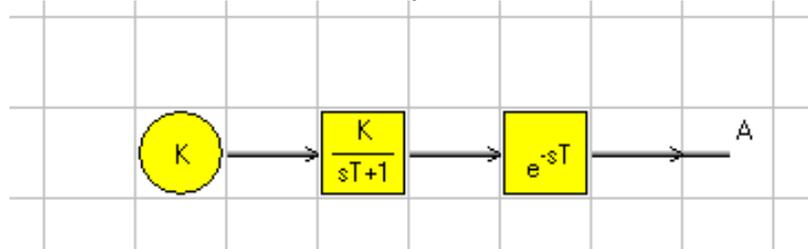


Рисунок 3.17 – Схема аperiodического звена с запаздыванием (составлено автором)

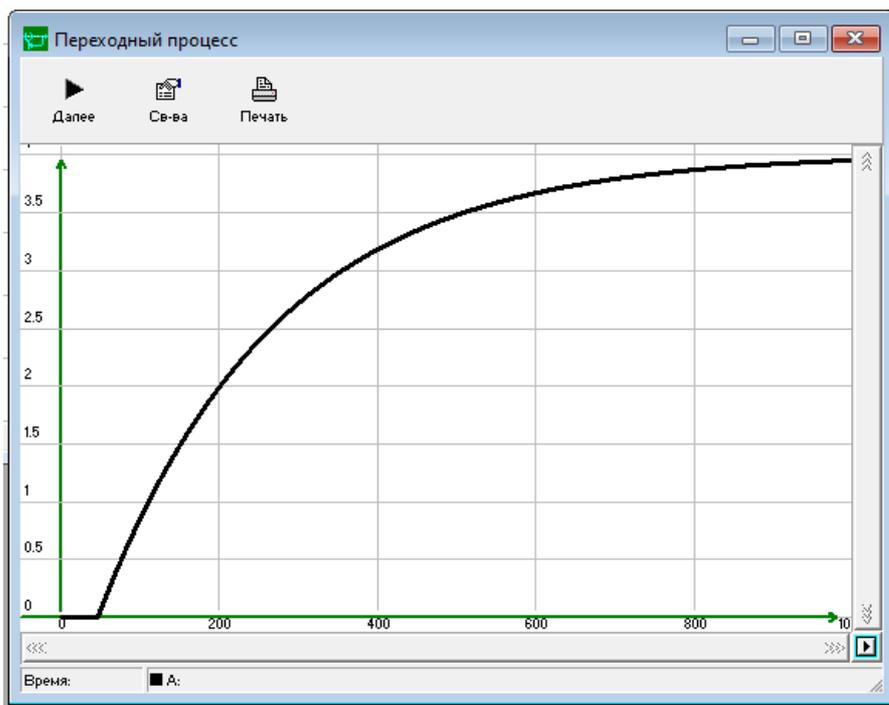


Рисунок 3.18 - Передаточная функция ОУ (составлено автором)

При синтезе усилительного и пропорционально-интегро-дифференциального законов откладываем запас устойчивости по фазе от $-\pi$, так как фазовый сдвиг, вносимый в систему данными регуляторами в области частоты среза равен нулю.

Учитывая все данные, осуществим синтез статического закона управления с запасом устойчивости по фазе $\Delta\varphi = \pi/6$ (рисунок 3.19).

```
К 4.016465182464868 big T 224 smol t 47
Частота на ФЧХ = -180: 0.03678379771828634
Амплитуда на ФЧХ = -180: 0.4839096233880104
```

Рисунок 3.19 - Полученные данные для П, ПИД – регуляторов (составлено автором)

Передаточная функция регулятора для усилительного закона определяется по формуле (3.18):

$$R(p) = K_{\text{рег}} = \frac{1}{K_{06}}, \quad (3.18)$$

где $K_{\text{рег}}$ - коэффициент регулятора;

K_{06} - коэффициент объекта.

Для синтеза пропорционально-интегрального закона управления, запас устойчивости по фазе при синтезе ПИ-регулятора откладывается от $-\pi/2$ (рисунок 3.20).

```
университет.ру
К 4.016465182464868 big T 224 smol t 47
Частота на ФЧХ = -90: 0.009770099572992257
Амплитуда на ФЧХ = -90: 1.669251939509299
```

Рисунок 3.20 - Полученные данные для ПИ – регулятора (составлено автором)

Передаточная функция ПИ – регулятора определяется по формуле (3.19).

$$R(p) = K_{\text{пер}} + \frac{1}{T_1 \cdot p}, \quad (3.19)$$

где $T_1 = 1 / (K_{\text{пер}} \cdot \omega_{\text{ср}})$.

Передаточная функция для пропорционально-интегро-дифференциального регулятора определяется по формуле (3.20).

$$R(p) = K_{\text{пер}} + \frac{1}{T_1 \cdot p} + T_2 \cdot p, \quad (3.20)$$

где $T_2 = K_{\text{пер}} / \omega_{\text{ср}}$.

Схемы аperiodических звеньев с запаздыванием для САУ с П, ПИ и ПИД регуляторами представлена на рисунке 3.21.

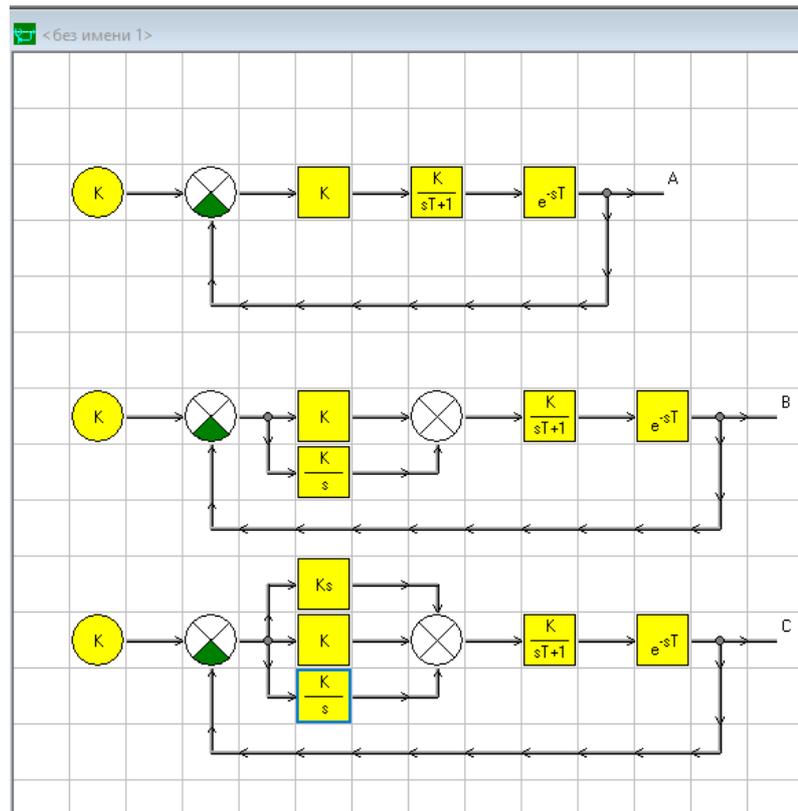


Рисунок 3.21 - САУ с П, ПИ,, ПИД регуляторами (составлено автором)

Значения коэффициентов САУ:

- для П регулятора $K=13,8$;
- для ПИ регулятора $K=13,8$, $K/s=0,025$;
- для ПИД регулятора $K=0.25$; $K/s=0.0214$; $Ks=0.045$.

Графики переходных процессов представлены на рисунке 3.22. Зеленым отображен П регулятор, красным ПИ, черным ПИД. Таким образом, были синтезированы три системы управления с разными законами управления. Реализованные системы управления были проанализированы, чтобы выбрать оптимальную автоматическую систему управления. Выбранная система управления – система управления с ПИД регулятором.

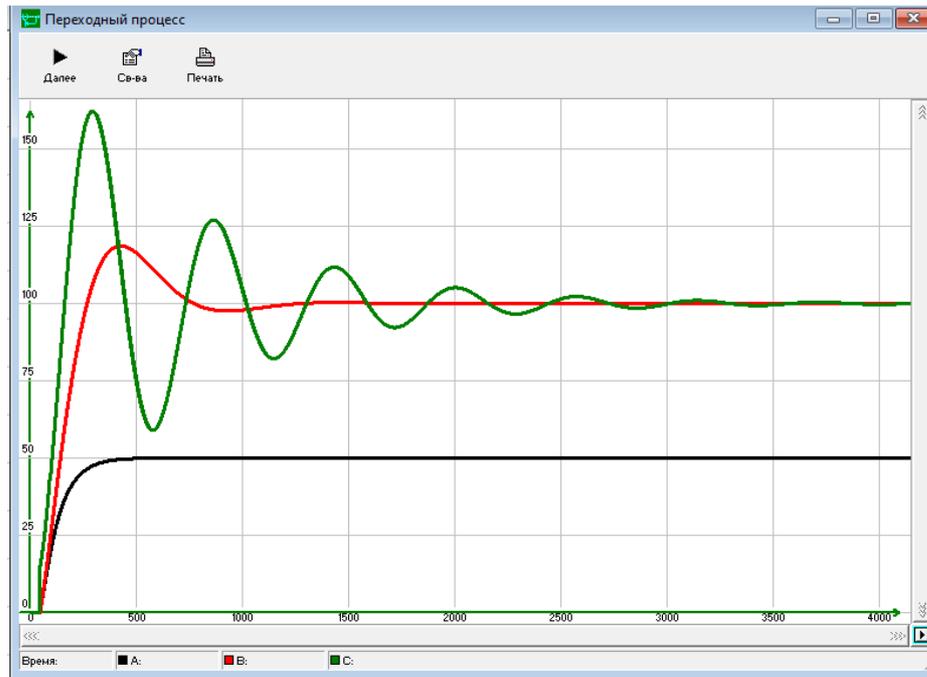


Рисунок 3.22 - Графики переходных процессов (составлено автором)

Моделирование процесса идентификации угарного газа. Угарный газ (CO) — это бесцветный газ без запаха, имеющий удельный вес, близкий к весу воздуха (0,97). В шахтных условиях он представляет серьезную опасность для жизни и здоровья горняков. Поддержание эффективной работы горнодобывающих предприятий является одной из ключевых задач устойчивого развития горнодобывающей промышленности. Проветривание подземных объектов — важная и неотъемлемая часть цикла добычи полезных ископаемых. В процессе функционирования горного предприятия имеет место превышение предельно-допустимой концентрации угарного газа в шахтной атмосфере. Это главным образом связано с активной эксплуатацией подземных объектов, извлечением полезного ископаемого из массива горных пород, а также строительством подземных горных выработок.

Токсичное воздействие угарного газа на организм человека крайне опасно. Он в 250-300 раз активнее соединяется с гемоглобином крови, чем кислород, что приводит к кислородному голоданию. При соединении более 70-80 % гемоглобина с угарным газом наступает летальный исход.

Угарный газ также является горючим веществом. Его смесь с воздухом взрывоопасна в диапазоне концентраций от 13 до 75 %.

Для предотвращения отравления угарным газом необходимо строго соблюдать правила проветривания шахт и регулярно проводить контроль содержания CO в воздухе горных выработок.

Снижение концентрации угарного газа в шахтной атмосфере до допустимых по санитарным правилам пределов возможно во всех выработках и рабочих местах шахты при условии осуществления целого комплекса мероприятий.

Управление проветриванием шахт включает как долгосрочные мероприятия в стабильных условиях, так и оперативное перераспределение воздушных потоков при отклонениях от норм безопасности и технических правил. Входное воздействие и выходные значения системы представлены в таблице 3.8. Полная версия таблицы представлена в Приложении Б.

Таблица 3.8 – Экспериментальные данные (составлено автором)

Время, сек	Скорость вращения вентилятора, об/мин	Концентрация СО
1	1480	28,70
2	1480	28,40
3	1480	28,05
4	1480	28,60
5	1480	28,40
6	1480	28,60
7	1480	28,50
...
30	1480	22,20

Графики входных и выходных воздействий представлены на рисунке 3.23.

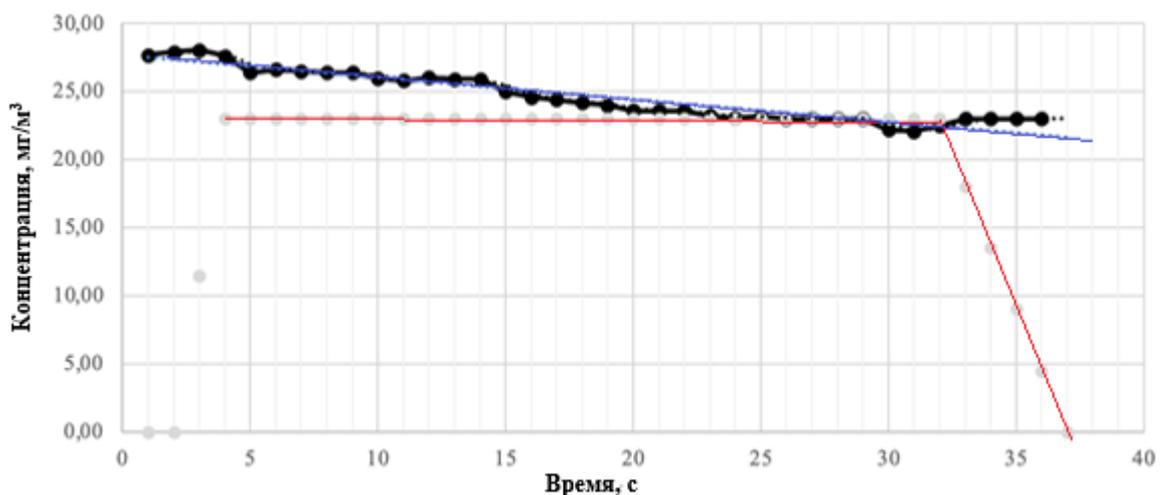


Рисунок 3.23 - Входные и выходные экспериментальные данные (составлено автором)

Проведем идентификацию системы, которая отразит взаимосвязь между ее входами и выходом, с помощью модуля «System Identification Toolbox». Это модуль программного обеспечения MATLAB, который предоставляет инструменты для создания математических моделей динамических систем на основе экспериментальных данных. Этот инструмент широко используется в различных областях, включая инженерию, автоматiku, экономику и другие, где требуется анализ и моделирование динамических процессов. Предположим, что идентифицируемая зависимость представлена экспериментальной выборкой данных «вход-выход». Командой «Import data» внесем экспериментальные данные, результаты измерений.

Затем, по ним, выполним процедуру генерации передаточной функции. Зададим количество полюсов – 1, а количество нулей – 0. Интерфейс модуля представлен на рисунке 3.24. Интерфейс настройки параметров представлен на рисунке 3.25.

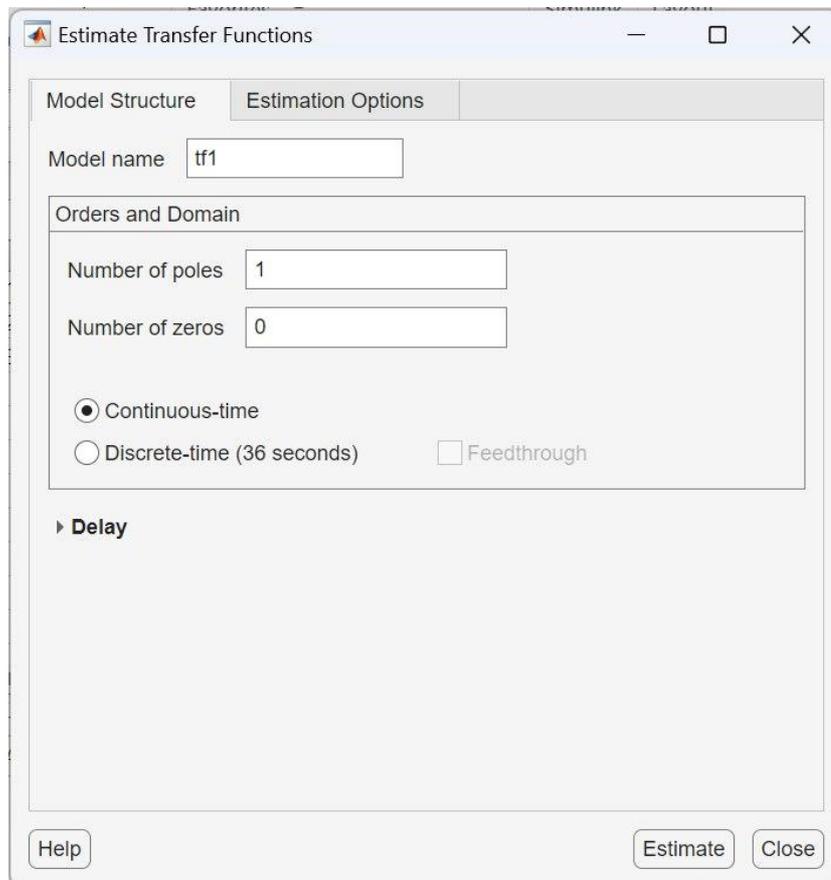
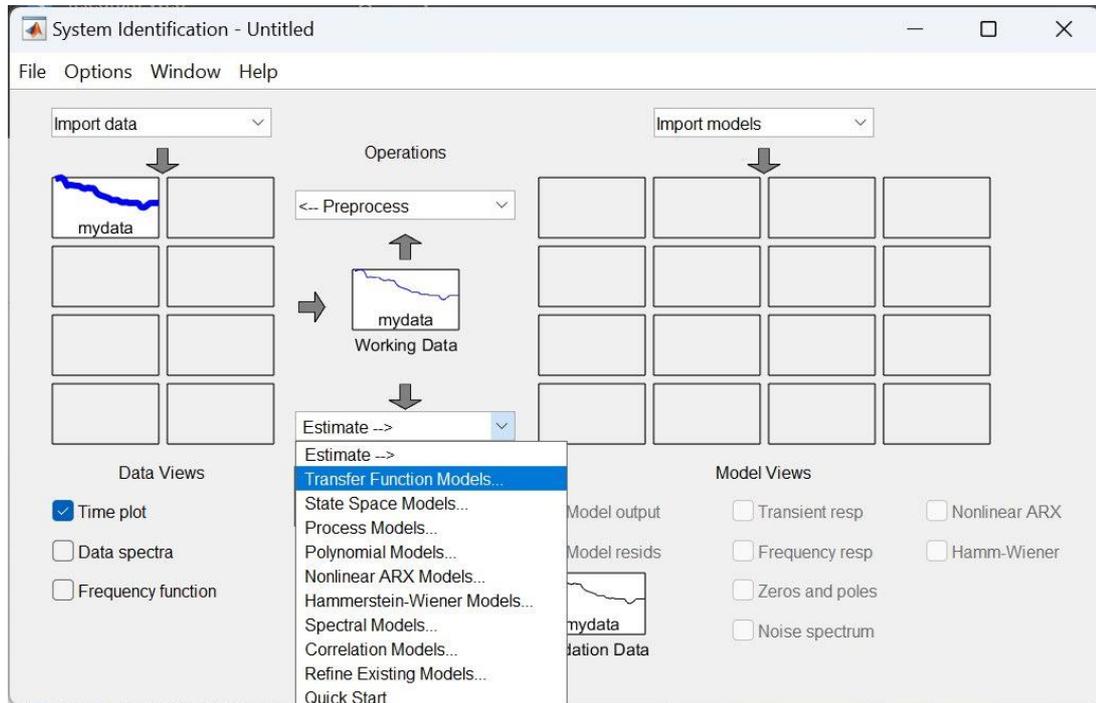


Рисунок 3.24 - Интерфейс модуля «System Identification Toolbox» (составлено автором)

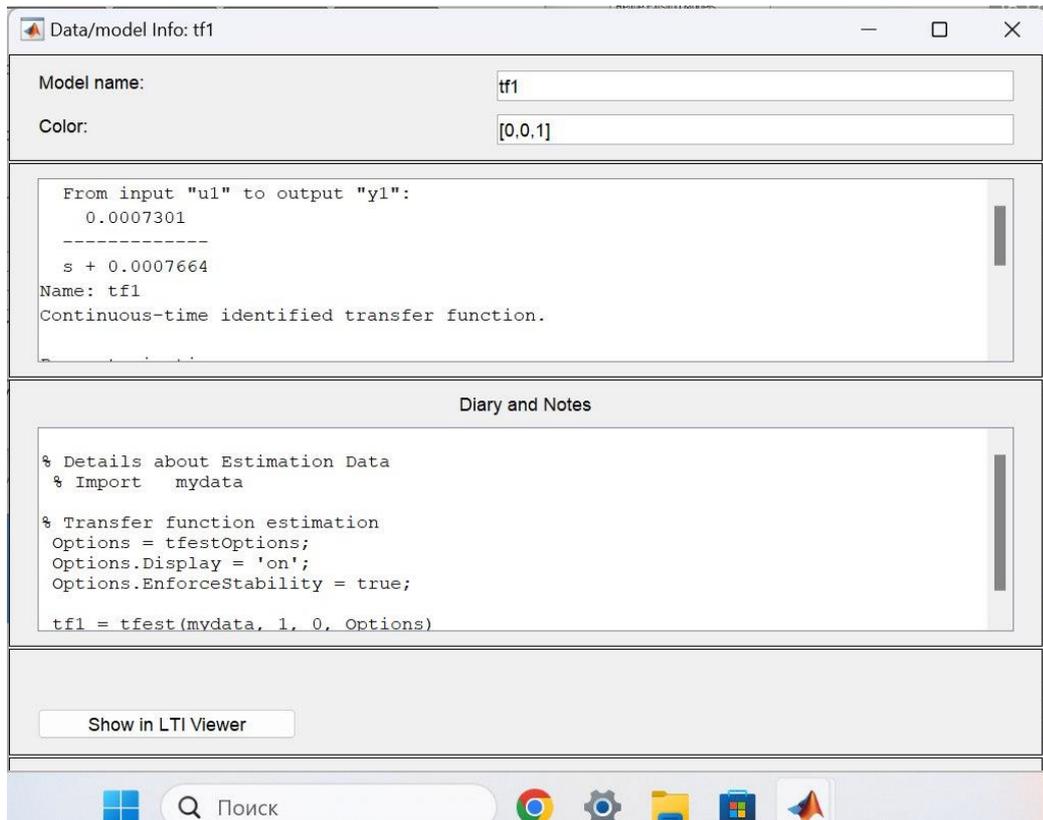


Рисунок 3.25 - Интерфейс настройки параметров идентификации Transfer Functions
(составлено автором)

Для создания модели управления микроклиматом в Simulink™, необходимо определить математическую модель. Затем происходит подбор блоков Simulink™, которые соответствуют различным компонентам модели, таким как датчики, контроллеры, исполнительные устройства и т.д. Самые распространённые – блоки управления, блоки математических операций, блоки сигналов.

Составим систему в Simulink, которая представлена на рисунке 3.26.

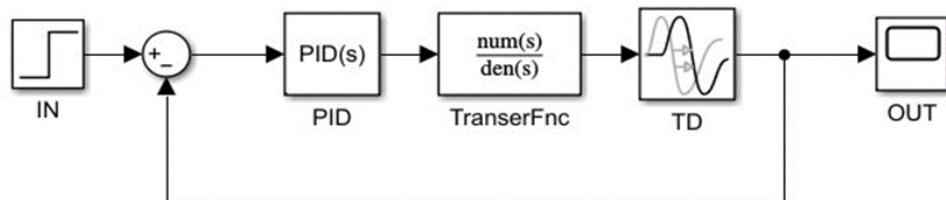


Рисунок 3.26 - Алгоритмическая структура системы с регулятором в Simulink™
(составлено автором)

Воспользуемся встроенным функционалом PID-Tuner MATLAB™, позволяющим автоматически подобрать коэффициенты ПИД-регулятора для достижения высоких показателей качества системы. Расчет коэффициентов представлен на рисунке 3.27. График переходного процесса с ПИД-регулятором при повышенном содержании оксида углерода представлен на рисунке 3.28.

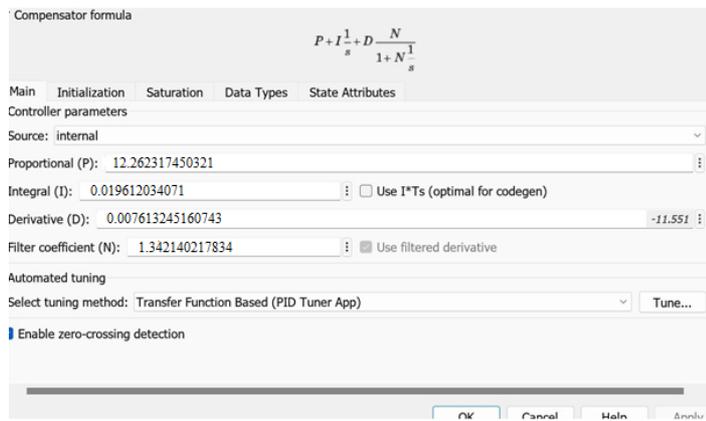


Рисунок 3.27 - Расчет коэффициентов ПИД-регулятора в PID-Tuner в пакете MATLAB™ (составлено автором)

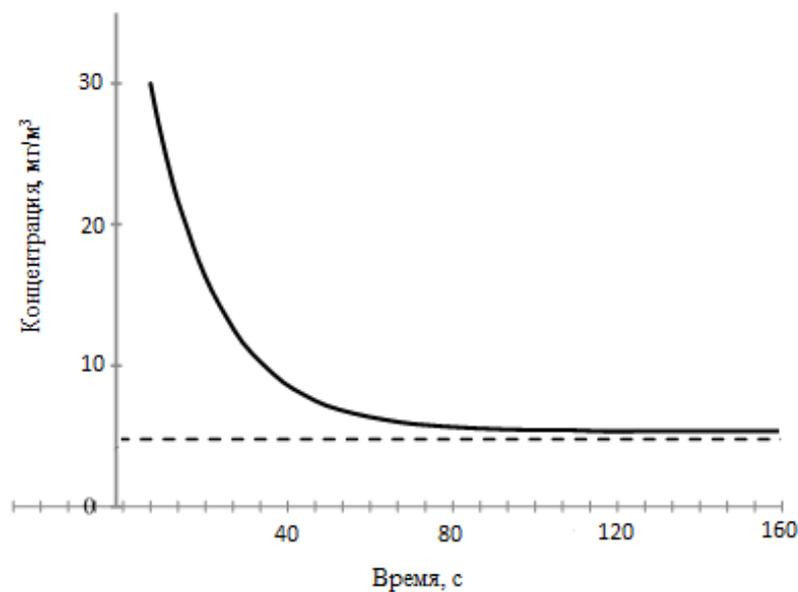


Рисунок 3.28 – График переходного процесса с ПИД-регулятором при повышенной концентрации угарного газа (составлено автором)

Полученные модели, а также последующий контроль регулирования с помощью программной среды показали устойчивость переходных процессов, что говорит о корректности определенных значений коэффициентов ПИД-регулятора и успешном синтезе систем управления вентиляцией.

Синтез системы управления

Создание систем автоматического управления представляет собой последовательность действий по формированию системы с определёнными характеристиками. При этом главная цель заключается в поиске оптимальной структуры и соответствующей настройки всех компонентов системы.

В области проектирования систем управления используются два ключевых метода. Первый — оптимизационный подход — направлен на достижение наивысшей эффективности согласно выбранному критерию качества. Он минимизирует ошибки при известных

воздействиях, опирается на передовые методы фильтрации, включая теорию Винера-Калмана, а также применяет математические методы оптимизации и принцип максимума Понтрягина.

Второй метод — инженерный подход — фокусируется на соответствии техническим требованиям проекта. Для его применения необходимо детальное знание характеристик внешних воздействий. Обычно он реализуется через разработку желаемых частотных характеристик и обеспечивает требуемую точность и качество переходных процессов.

Сам процесс разработки системы управления включает несколько последовательных этапов. Сначала формулируются исходные требования к системе, затем разрабатываются желаемые характеристики. После этого производится расчёт параметров корректирующих элементов, и завершается процесс практической реализацией спроектированной системы.

Особую роль играет метод частотного проектирования с использованием логарифмических амплитудных характеристик. Этот метод позволяет определить оптимальный закон управления, произвести расчёт параметров корректирующих звеньев, обеспечить необходимые показатели качества и гарантировать устойчивость системы.

Синтез систем управления является сложным и многоэтапным процессом, который требует глубоких знаний в области теории управления, математики, информатики и специфических особенностей управляемого объекта. Эффективный синтез позволяет создать системы, которые обеспечивают высокую точность, стабильность и надёжность управления, что особенно важно в таких областях, как авиация, космонавтика, энергетика и промышленность.

В результате проведённого синтеза получается система управления, которая достигает заданной точности, обладает удовлетворительными динамическими показателями, устойчива к внешним воздействиям и может быть реализована технически.

Важно отметить, что процесс проектирования может быть применён как к полностью изученным, так и к частично известным объектам управления. Это обстоятельство существенно влияет на сложность задачи и выбор методов её решения. Структурная схема синтезированной системы управления шахтным вентилятором представлена на рисунке 3.29. Здесь x — заданное входное воздействие, y — фактическое выходное. Сигналы e , u и δ обозначают ошибку регулирования, сигнал управления и управляющее воздействие привода на объект. Сигнал m означает ошибку измерений.

Синтез системы управления реализована при помощи средств и библиотек языка программирования Python. Ниже приводятся основные этапы синтеза разработанной системы автоматического управления вентиляцией. Полная структура кода представлена в Приложении Б.

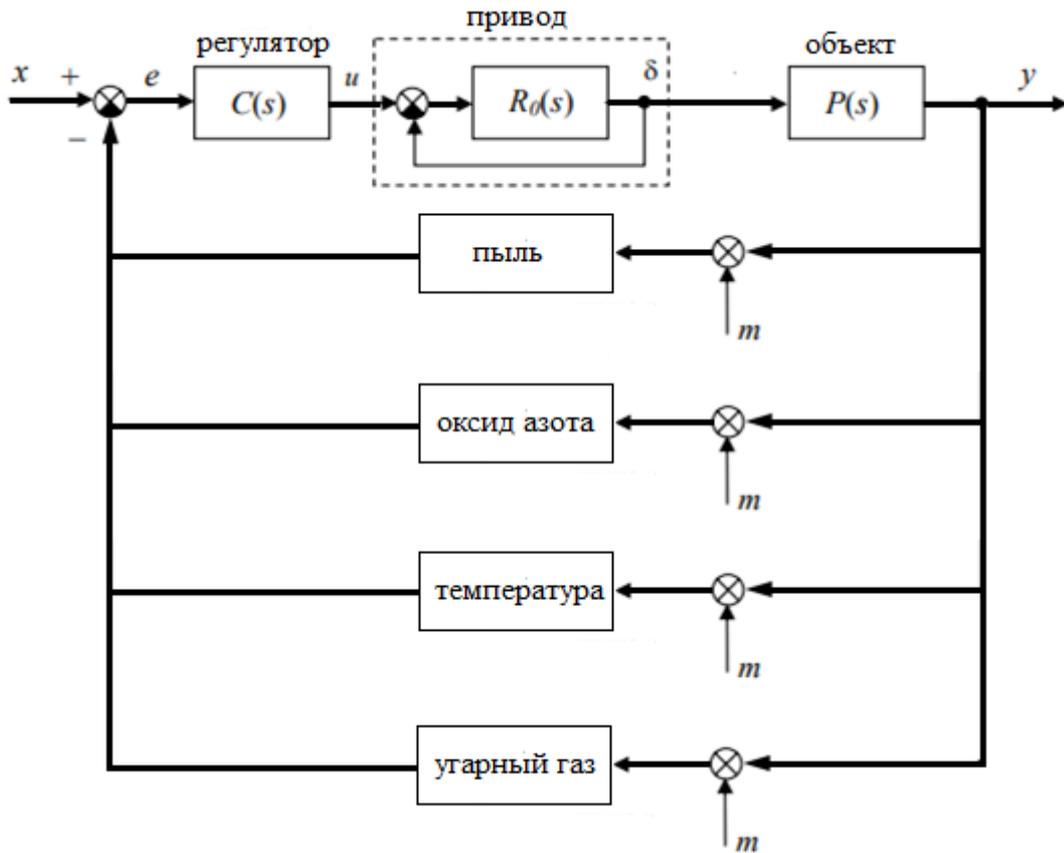


Рисунок 3.29 - Структурная схема синтезированной системы управления шахтным вентилятором (составлено автором)

Инициализация ошибок.

```
e1=g1-C1[0]
es1=e1
ep1=e1 #инициализация ошибок по пыли
de1=(e1-ep1)/dt
```

Инициализация ошибок в системах автоматического управления — это процесс определения начальных значений погрешностей, которые возникают при работе системы.

Ошибки могут быть статическими (в установившемся режиме), динамическими (в переходных процессах), случайными (из-за внешних воздействий) и систематическими (из-за несовершенства измерительных устройств).

Процесс инициализации включает: идентификацию источников погрешностей, оценку их влияния, выбор методов компенсации, реализацию корректирующих мероприятий.

При этом учитываются начальное состояние системы, характеристики внешних воздействий, параметры элементов и требования к точности управления.

Правильная инициализация обеспечивает необходимую точность управления, повышает устойчивость системы и улучшает её динамические характеристики. В современных системах

этот процесс часто автоматизирован благодаря специальным алгоритмам самонастройки и адаптации.

Расчет управляющего воздействия

```
for i in range(1,int(tk/dt+1)):
    t[i]=t[i-1]+dt
    u1=e1*Kr1+es1*Ki1*dt+Kd1*de1 # управляющее воздействие для пыли
```

Расчет управляющего воздействия — ключевой элемент в теории автоматического управления, определяющий эффективность работы системы.

Процесс начинается с определения желаемых характеристик и критериев качества управления. Затем составляется математическое описание объекта, включающее дифференциальные уравнения и анализ динамических характеристик.

На основе этих данных выбирается оптимальный закон управления с учетом реальных условий работы: внешних возмущений, шумов и ограничений. Современные методы включают как классические аналитические подходы, так и передовые технологии, такие как адаптивное управление и нейросетевые методы.

Вычисление ошибок управления

```
C1[i]=(K1*u*dt+T1*C1[i-1])/(T1+dt) #передаточная функция объекта по пыли
ep1=e1 # значение ошибки в предыдущий момент времени по пыли
e1=g1-C1[i] # ошибка в текущий момент времени по пыли
es1+=e1 #накопившаяся ошибка по пыли
de1=(e1-ep1)/dt #скорость изменения ошибки по пыли
```

Точность работы системы автоматического управления напрямую зависит от правильного расчета ошибок. Этот процесс позволяет оценить, насколько точно система следует заданным командам и как быстро она справляется с отклонениями.

При анализе ошибок учитываются три основных компонента: начальные отклонения, поведение системы при изменениях и конечное положение после завершения всех процессов. Инженеры используют сложные математические инструменты, включая преобразования Лапласа и пространственный анализ, чтобы предсказать поведение системы.

На точность влияют различные факторы: качество датчиков и регуляторов, внешние помехи и особенности самой системы. Современные технологии, такие как адаптивное управление и нейросетевые алгоритмы, помогают минимизировать эти ошибки.

При разработке системы инженеры стремятся найти баланс между быстротой реакции и точностью. Правильно спроектированная система должна не только точно выполнять команды, но и делать это экономично, с минимальным расходом энергии.

Расчет ошибок – это непрерывный процесс, требующий постоянного уточнения параметров и проверки результатов.

На рисунке 3.30 представлен график переходного процесса синтезированной системы управления шахтным вентилятором.

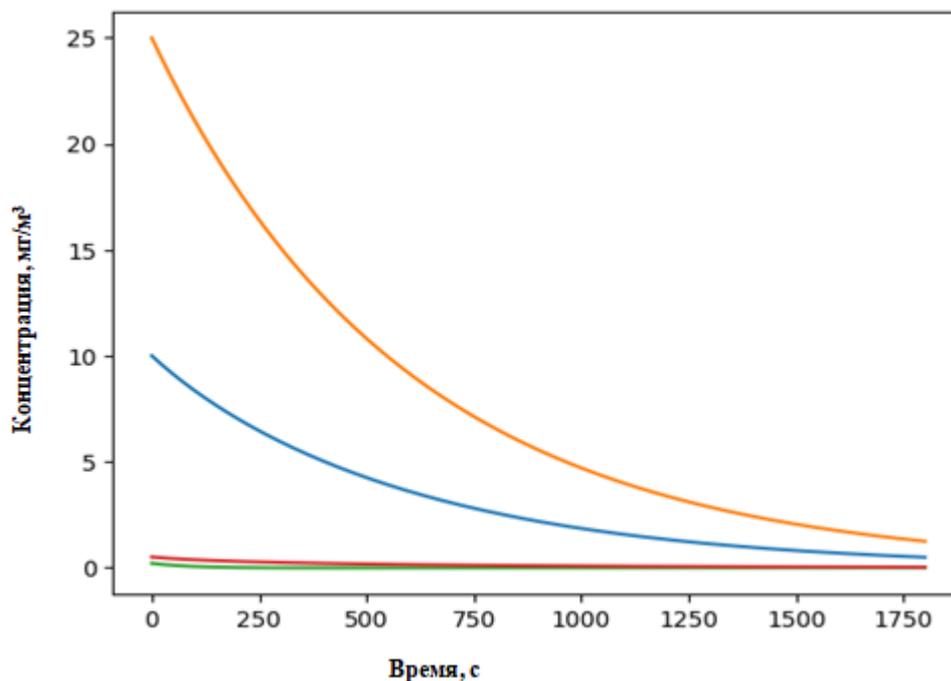


Рисунок 3.30 - График переходных процессов синтезированной системы управления вентиляцией (составлено автором)

3.3 Выводы к Главе 3

На основе результатов проведенного исследования можно сделать следующие выводы.

1. Скорость вращения лопастей вентилятора напрямую влияет на концентрацию газов в подземных горных выработках. Между этими величинами существует прямая зависимость, то есть увеличение скорости вращения лопастей приведёт к уменьшению концентрации за счёт усиленной вентиляции.

2. Моделирование показало возможность использования автоматической системы управления для поддержания безопасной концентрации газов путём регулировки скорости вентилятора. Эффективным решением может стать применение ПИД-регулятора.

3. Имплементация полученной модели в среде программирования Python, а также последующий контроль регулирования с помощью среды Simulink показали устойчивость переходного процесса, что говорит о корректности определенных значений коэффициентов ПИД-регулятора и успешном синтезе системы управления пшахтной вентиляцией.

ГЛАВА 4 ТЕОРЕТИЧЕСКОЕ ОБОСНОВАНИЕ ЭФФЕКТИВНОСТИ ПОЛУЧЕННЫХ РЕЗУЛЬТАТОВ ИССЛЕДОВАНИЯ

Для обоснования эффективности разработанной системы управления вентиляцией необходимо разработать технологию проходческого цикла сооружения, приведенного в качестве примера в главе 3, и сравнить показатели до внедрения вышеуказанной САУ и после внедрения. Перед началом проектирования технологии проведения выработки происходит формирование и обоснование комплектов проходческого оборудования.

4.1 Формирование и обоснование комплекта проходческого оборудования

Проходческое оборудование — это комплекс технических средств, используемых для проведения подземных и открытых горных работ при строительстве шахт, тоннелей, рудников и других подземных сооружений. Основное назначение проходческого оборудования заключается в разработке горных пород, их транспортировке и обеспечении безопасных условий труда для горнорабочих.

Проходческое оборудование играет ключевую роль в горнодобывающей промышленности, обеспечивая высокую производительность и безопасность при проведении подземных работ.

Оборудование для проходческих работ при добыче апатито-нифелиновой руды представлено модельным рядом двух мировых концернов – Atlas Copco, Sandvik и Normet. Согласно условиям проведения и параметрам выработок из парка буровых установок было подобрано оборудование, которое представлено в таблице 4.1, а также на рисунках 4.1, 4.2 и 4.3.

Таблица 4.1 - Технические характеристики бурильных установок (составлено автором)

Показатели	Условия проведения	Atlas Copco Boomer 282	Atlas Copco Boomer L1	Sandvik DD320-40
Высота x ширина, м	-	2,8 x 2,3	3,02 x 2245	1,96 x 1,74
Зона покрытия, м ²	-	8÷45 м ²	8÷64 м ²	8÷49
Количество буровых машин	-	2	2	2
Диаметр шпуров, мм	-	43÷64	45÷68	43÷64
Эксплуатационная масса, кг	-	18300	19000	19800
Мощность двигателя, кВт	-	55	75	74

Из парка погрузо-доставочных машин было подобрано оборудование, которое представлено в таблице 4.2, а также на рисунках 4.4, 4.5 и 4.6.



Рисунок 4.1 – Буровая установка Atlas Copco Boomer 282 (составлено автором)

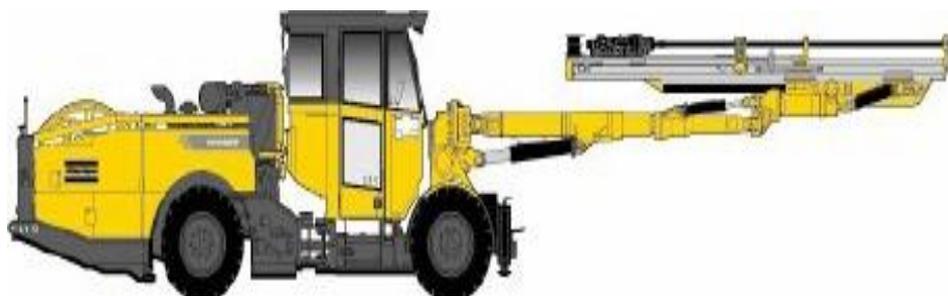


Рисунок 4.2 – Буровая установка Atlas Copco Boomer L1 (составлено автором)



Рисунок 4.3 – Буровая установка Sandvik DD320-40 (составлено автором)

Таблица 4.2 - Технические характеристики ПДМ (составлено автором)

Показатели	Atlas Copco Scooptram ST14	Sandvik LH-410	Atlas Copco ST-2D
Высота x ширина, м	2,4 x 2,88	2,5 x 3	2,08 x 1,5
Грузоподъемность, т	14	10	3,6
Емкость ковша, м ³	5÷6,5	4÷5,4	1,9
Эксплуатационная масса, кг	38000	28500	9500
Мощность двигателя, кВт	250	235	63



Рисунок 4.4 – ПДМ Atlas Copco Scooptram ST14 (составлено автором)



Рисунок 4.5 – ПДМ Sandvik LH-410 (составлено автором)



Рисунок 4.6 – ПДМ Atlas Copco ST-2D (составлено автором)

Из парка машин для крепления горных выработок было подобрано оборудование, которое представлено в таблице 4.3, 4.4 и на рисунке 4.7.

Таблица 4.3 - Технические характеристики установки для крепления набрызгбетоном (составлено автором)

Показатели	Spraymec 6050WP
Высота x ширина, м	2,33 x 2,0
Производительность бетонного насоса, м ³ /час	4,0÷19,0
Производительность насоса присадок, л/мин	1÷20
Длина электрического кабеля, м	50
Угол поворота стрелы, град.	270
Угол поворота сопла пушки, град.	360
Масса, т	13,5

Продолжение таблицы 4.3

Показатели	Spraymec 6050WP
Рабочая зона (ширина-высота), м	8,0x9,3
Мощность двигателя, кВт / л.с.	96/129



Рисунок 4.7 – Установка для крепления набрызбетоном Spraymec 6050WP
(составлено автором)

Таблица 4.4 - Технические характеристики установки для крепления анкерами (составлено автором)

Показатели	Sandvik DS411
Высота (рабочий режим) x ширина, м	3,94 x 2,74
Выдвижение стрелы, мм	1200
Перфоратор	RD314
Длина анкера, м	1,5 – 2,2
Болтировочная головка	BH 22
Масса, т	23
Мощность, кВт	110

Так как ПДМ Atlas Copco ST-2D предназначена для выработок малого сечения, то можно исключить из рассмотрения комплекты проходческого оборудования, содержащие машину Atlas Copco ST-2D. Комплекты проходческого оборудования представлены в таблице 4.5.

Таблица 4.5 - Комплекты оборудования (составлено автором)

№	Бурильная установка	ПДМ
1	Atlas Copco Boomer 282	Atlas Copco Scooptram ST14
2	Atlas Copco Boomer 282	Sandvik LH-410
3	Atlas Copco Boomer L1	Atlas Copco Scooptram ST14
4	Atlas Copco Boomer L1	Sandvik LH-410
5	Sandvik DD320-40	Atlas Copco Scooptram ST14
6	Sandvik DD320-40	Sandvik LH-410

Определим рациональный комплект проходческого оборудования на основании «коэффициент эффективности» комплекта проходческого оборудования по формуле (4.1).

$$K_3 = \frac{v_2 n_1 c_1 k_{r2}}{v_1 n_2 c_2 k_{r1}}, \quad (4.1)$$

где v_1, v_2 – скорости проведения выработки комплектами проходческих машин №1 и №2, м/мес.;

n_1, n_2 – количественный состав проходческих звеньев; определяется расстановкой проходчиков по рабочим местам; C_1 и C_2 – стоимости комплектов №1 и №2, руб.;

$k_{г1}; k_{г2}$ – коэффициенты готовности комплектов №1 и №2.

При $K_э < 1$ комплект №1 предпочтительнее комплекта №2 и наоборот. Стандартный состав проходческой смены - 5 человек.

Прогнозируемая скорость проведения горизонтальной выработки рассчитывается по формуле (4.2), м/мес:

$$v_i = 84,6 + 0,085P_T^б + 2,82n_M^б + 0,07P_T^п + 6,92n_M^п - 1,7f + 0,8S_{пр} - 2,9l_{ш} + 0,4V_{тс} - 1,1T_{уд}^{со} - 0,7T_{уд}^{кр} + 3,8n_{зв}, \quad (4.2)$$

где $P_T^б$ – техническая производительность бурильной головки;

$P_T^п$ – техническая производительность погрузочных машин, м³/ч;

$n_M^б, n_M^п$ – количество одновременно работающих бурильных головок и погрузочных машин соответственно;

$S_{пр}$ – площадь поперечного сечения выработки в проходке, м²;

$l_{ш}$ – средняя глубина комплекта шпуров, м;

$V_{тс}$ – вместимость непрерывно загружаемых транспортных средств, м³;

$T_{уд}^{со}, T_{уд}^{кр}$ – удельные трудоемкости обмена транспортных средств и возведения постоянной крепи, чел.-мин/м³;

$n_{зв}$ – численность проходческого звена, чел.

$$v_1 = 84,6 + 0,085 \cdot 110 + 2,82 \cdot 2 + 0,07 \cdot 180 + 6,92 \cdot 1 - 1,7 \cdot 15 + 0,8 \cdot 40,9 - 2,9 \cdot 3,8 + 0,4 \cdot 5 - 1,1 \cdot 13,6 - 0,7 \cdot 47,3 + 3,8 \cdot 5 = 104,7 \text{ м/мес};$$

$$v_2 = 84,6 + 0,085 \cdot 110 + 2,82 \cdot 2 + 0,07 \cdot 150 + 6,92 \cdot 1 - 1,7 \cdot 15 + 0,8 \cdot 40,9 - 2,9 \cdot 3,8 + 0,4 \cdot 5 - 1,1 \cdot 13,6 - 0,7 \cdot 47,3 + 3,8 \cdot 5 = 102,8 \text{ м/мес};$$

$$v_3 = 84,6 + 0,085 \cdot 170 + 2,82 \cdot 2 + 0,07 \cdot 180 + 6,92 \cdot 1 - 1,7 \cdot 15 + 0,8 \cdot 40,9 - 2,9 \cdot 3,8 + 0,4 \cdot 5 - 1,1 \cdot 13,6 - 0,7 \cdot 47,3 + 3,8 \cdot 5 = 109,28 \text{ м/мес};$$

$$v_4 = 84,6 + 0,085 \cdot 170 + 2,82 \cdot 2 + 0,07 \cdot 150 + 6,92 \cdot 1 - 1,7 \cdot 15 + 0,8 \cdot 40,9 - 2,9 \cdot 3,8 + 0,4 \cdot 5 - 1,1 \cdot 13,6 - 0,7 \cdot 47,3 + 3,8 \cdot 5 = 107,8 \text{ м/мес};$$

$$v_5 = 84,6 + 0,085 \cdot 150 + 2,82 \cdot 2 + 0,07 \cdot 180 + 6,92 \cdot 1 - 1,7 \cdot 15 + 0,8 \cdot 40,9 - 2,9 \cdot 3,8 + 0,4 \cdot 5 - 1,1 \cdot 13,6 - 0,7 \cdot 47,3 + 3,8 \cdot 5 = 107,6 \text{ м/мес};$$

$$v_6 = 84,6 + 0,085 \cdot 150 + 2,82 \cdot 2 + 0,07 \cdot 150 + 6,92 \cdot 1 - 1,7 \cdot 15 + 0,8 \cdot 40,9 - 2,9 \cdot 3,8 + 0,4 \cdot 5 - 1,1 \cdot 13,6 - 0,7 \cdot 47,3 + 3,8 \cdot 5 = 105,48 \text{ м/мес};$$

Цены проходческих машин, а также стоимость комплектов оборудования представлены в таблицах 4.6 и 4.7.

Таблица 4.6 - Цены оборудования (составлено автором)

Оборудование	Цена, млн рублей
Atlas Copco Boomer 282	17,0
Atlas Copco Boomer L1	19,2
Sandvik DD320-40	10,96
Atlas Copco Scooptram ST14	17,5
Sandvik LH-410	14,5

Таблица 4.7 - Стоимость комплектов проходческого оборудования (составлено автором)

№	Бурильная установка	ПДМ	Стоимость, млн.р
1	Atlas Copco Boomer 282	Atlas Copco Scooptram ST14	32,4
2	Atlas Copco Boomer 282	Sandvik LH-410	34,5
3	Atlas Copco Boomer L1	Atlas Copco Scooptram ST14	34,6
4	Atlas Copco Boomer L1	Sandvik LH-410	36,7
5	Sandvik DD320-40	Atlas Copco Scooptram ST14	26,36
6	Sandvik DD320-40	Sandvik LH-410	28,46

На рудниках АО «Апатит» исходя из полученных результатов теоретических и экспериментальных исследований для комплектов проходческого оборудования, состоящих из новых и уже работающих машин, принимаются коэффициент готовности k_r в диапазоне 0,95-0,98 и 0,92-0,95 соответственно.

Примем, что выбранные комплекты относятся к уже работающему оборудованию, коэффициент готовности комплекта оборудования $k_r = 0,93$.

Сравним комплекты проходческого оборудования №1 и №2

$$K_{э12} = \frac{102,8 \cdot 34,5}{104,7 \cdot 32,4} = 0,94.$$

Следовательно, комплект проходческого оборудования №1 предпочтительнее комплекта №2.

Сравним комплекты проходческого оборудования №3 и №4

$$K_{э34} = \frac{107,8 \cdot 36,7}{109,28 \cdot 34,6} = 1,04.$$

Следовательно, комплект проходческого оборудования №4 предпочтительнее комплекта №3.

Сравним комплекты проходческого оборудования №5 и №6

$$K_{э56} = \frac{105,48 \cdot 28,46}{107,6 \cdot 26,36} = 1,02.$$

Следовательно, комплект проходческого оборудования №6 предпочтительнее комплекта №5.

Сравним комплекты проходческого оборудования №1 и №4

$$K_{э14} = \frac{107,8 \cdot 36,7}{104,7 \cdot 32,4} = 1,16.$$

Следовательно, комплект проходческого оборудования №4 предпочтительнее комплекта №1.

Сравним комплекты проходческого оборудования №1 и №6

$$K_{э16} = \frac{105,48 \cdot 28,46}{104,7 \cdot 32,4} = 0,85.$$

Следовательно, комплект проходческого оборудования №4 предпочтительнее комплекта №1

Таким образом, по критерию эффективности из представленных выше комплектов наиболее предпочтительным оказался комплект проходческих машин №4: Atlas Copco Boomer L1 и Sandvik LH-410.

4.2 Разработка паспорта буровзрывных работ

На рудниках компании АО «Апатит» взрывные работы осуществляются методом контурного взрывания с последующим оконтуриванием. За счет этого достигается максимальное приближение фактического периметра выработок к проектному при сохранении сплошности массива горных пород. В первую очередь, данный метод приводит к улучшению качества контура выработки за счет уменьшения переборов и максимальному приближению его к проектному значению.

Также снижается расход взрывчатого вещества за счет уменьшения плотности заряжения контурных шпуров.

Помимо этого, данная методика снижает затраты на эксплуатацию и дает возможность отказаться от крепей из монолитного бетона и металлических арок, заменяя их на анкерную и набрызгбетонную крепи и их сочетания.

Для пород +10 горизонта Кировского рудника коэффициент крепости составляет $f = 14 \div 16$ по шкале профессора Протодяконова М.М.

Применяем эмульсионное взрывчатое вещество «Сабтэк» производства компании «Орика». Эмульсионная колонка основного заряда внутри шпура формируется с помощью смесительно-зарядной машины.

Необходимое количество шпуров N на забой определяется суммой числа шпуров каждой группы по формуле (4.3).

$$N = N_k + N_{п} + N_o + N_{вр}, \quad (4.3)$$

где $N_k, N_{п}, N_o, N_{вр}$ – число контурных, почвенных, отбойных и врубовых шпуров соответственно, шт.

Количество контурных шпуров с учетом ЛНС определяется по формуле (4.4).

$$N_k = N_{k1} + N_{k2} = \left[\frac{P_{k1} - 2W_k}{a_{k1}} + 1 \right] + \left[\frac{P_{k2} - 2W_k}{a_{k2}} + 1 \right], \quad (4.4)$$

где N_{k1} – количество контурных шпуров по своду выработки;

N_{k2} – количество контурных шпуров по стенкам выработки;

P_{k1} – периметр по линии расположения контурных шпуров в своде выработки, м;

W_k – ЛНС контурных шпуров, м;

a_{k1} – расстояние между контурными шпурами в своде выработки, м;

P_{k2} – периметр по линии расположения контурных шпуров в стенках выработки, м;

a_{k2} – расстояние между контурными шпурами по стенкам выработки, м, принимается равным ЛНС контурных шпуров.

Периметр по линии расположения контурных шпуров в своде выработки:

$$P_{k1} = 1,33(B - C), \quad (4.5)$$

где B – ширина выработки в проходке, м;

C – отступ контурных шпуров в пяте свода выработки, $C = 0,2 \div 0,4$ м.

$$P_{k1} = 1,33 \cdot (7,5 - 0,2) = 9,7 \text{ м.}$$

Периметр по линии расположения контурных шпуров в стенках выработки определяется по формуле (4.5).

$$P_{k2} = 2 \left[(H - C) - \frac{(B - C)}{3} \right], \quad (4.6)$$

где H – высота выработки в проходке, м.

$$P_{k2} = 2 \cdot \left[(5,0 - 0,2) - \frac{(7,5 - 0,2)}{3} \right] = 4,74 \text{ м.}$$

ЛНС оконтуривающих шпуров определяется в зависимости от ЛНС отбойных шпуров и принимается на 20 % меньше, чем для отбойных шпуров.

Диаметр буровой коронки 43 мм, с учетом интенсивной вибрации бурового инструмента при бурении диаметр шпуров принимаем 45 мм.

ЛНС отбойных шпуров определяется по формуле (4.6).

$$W_0 = 52K_3 d_{ш} \sqrt{\frac{\Delta}{\gamma e \omega}}, \quad (4.7)$$

где K_3 – коэффициент зажима;

$d_{ш}$ – диаметр шпура, м;

Δ – плотность эмульсионного ВВ, $\Delta = 900$ кг/м³;

γ – плотность породы, $\gamma = 2870$ кг/м³;

e – коэффициент работоспособности ВВ;

ω – коэффициент структуры трещиноватости пород.

$$W_0 = 52 \cdot 0,8 \cdot 0,045 \cdot \sqrt{\frac{900}{2870 \cdot 1,13 \cdot 0,8}} = 1,08 \text{ м.}$$

ЛНС контурных шпуров рассчитывается по формуле (4.7).

$$W_k = W_0 - \frac{W_0}{5}; \quad (4.8)$$

$$W_k = 1,08 - \frac{1,08}{5} = 0,86 \text{ м.}$$

Таким образом, количество оконтуривающих шпуров:

$$N_k = \left[\frac{9,7 - 2 \cdot 0,86}{0,55} + 1 \right] + \left[\frac{4,74 - 2 \cdot 0,86}{0,7} + 1 \right] = 19 \text{ шт.}$$

Количество почвенных шпуров определяется по формуле (4.8).

$$N_{\text{п}} = \frac{P_{\text{п}}}{a_{\text{п}}} + 1, \quad (4.9)$$

где $P_{\text{п}}$ – периметр по линии расположения почвенных шпуров, $P_{\text{п}} = 4,5$ м;

$a_{\text{п}}$ – расстояние между почвенными шпурами, которое определяется по формуле (4.9).

$$a_{\text{п}} = W_{\text{п}} K_{\text{п}}, \quad (4.10)$$

где $W_{\text{п}}$ – ЛНС почвенных шпуров, равна линии наименьшего сопротивления отбойных шпуров,

$W_{\text{п}} = W_0 = 1,08$ м; $K_{\text{п}}$ – коэффициент сближения почвенных шпуров, $K_{\text{п}} = 0,8$.

$$a_{\text{п}} = 1,08 \cdot 0,8 = 0,8 \text{ м;}$$

$$N_{\text{п}} = \frac{7,1}{0,8} + 1 = 10 \text{ шт.}$$

Расстояние между почвенными ($a_{\text{п}}$) и отбойными шпурами (a_0) в ряду и расстояния между рядами отбойных шпуров определяются, исходя из значений ЛНС для этих шпуров с учетом уменьшения ЛНС.

Если отбойные шпуры располагаются на нескольких периметрах, то они суммируются. В нашем случае отбойные шпуры располагаются по трем линиям. Периметр размещения отбойных шпуров, каждом случае вычисляется по формуле (4.11):

$$P_0 = 2 \left(H_0 - \frac{B_0}{3} \right) + 2,33 B_0, \quad (4.11)$$

где B_0, H_0 – ширина и высота соответственно по линии расположения отбойных шпуров (каждый раз уменьшается на величину ЛНС отбойных шпуров).

$$P_1 = 2 \cdot \left(3,1 - \frac{4,0}{3} \right) + 2,33 \cdot 4,0 = 12,9 \text{ м;}$$

$$P_2 = 2 \cdot \left(2,1 - \frac{3,2}{3} \right) + 2,33 \cdot 3,2 = 9,6 \text{ м};$$

$$P_3 = 2 \cdot \left(0,7 - \frac{0,7}{3} \right) + 2,33 \cdot 0,7 = 2,5 \text{ м}.$$

Количество отбойных шпуров определяется по формуле (4.11).

$$N_o = \frac{P_1 + P_2 + P_3}{a_o}, \quad (4.12)$$

где a_o – расстояние между отбойными шпурами определяется по формуле (4.12), м.

$$a_o = W_o K_o, \quad (4.13)$$

где K_o – коэффициент сближения отбойных шпуров, $K_o = 0,8$.

$$a_o = 1,08 \cdot 0,8 = 0,8 \text{ м}.$$

$$N_o = \frac{12,9 + 9,6 + 2,5}{0,8} = 31 \text{ шт.}$$

Согласно проекту организации строительства горизонта +10 принимаем вруб с четырьмя холостыми шпурами, расположенными в углах квадрата, в центре которого располагается центральный врубовой шпур.

Расстояние от центрального врубового шпура до холостых шпуров по диагонали квадрата определяется радиусом интенсивного дробления шпурового заряда R_p . Радиус интенсивного дробления шпурового заряда диаметром 43 мм принимается равным $2R_{разд}$ (Согласно полученным результатам теоретических и экспериментальных исследований по развитию зон разрушения от взрыва зарядов ВВ) и составляет, при применении эмульсионного ВВ «Сабтэк», для руд: XIY категории 0,3 м.

Количество врубовых шпуров:

$$N_{вр} = 5 \text{ шт.}$$

Общее количество шпуров:

$$N = N_{вр} + N_{отб} + N_{п} + N_{оконт};$$

$$N = 5 + 31 + 10 + 19 = 65 \text{ шт.}$$

Учитывая холостые скважины диаметром 76 мм в количестве 4 шт., общее количество шпуров составит 69 шт.

Фактическое количество шпуров:

$$N = 5 + 34 + 9 + 21 + 4 = 74 \text{ шт.}$$

Согласно проекту организации строительства Кировского рудника для выбранного комплекта оборудования принимаем величину подвигания забоя в результате взрыва (величину заходки) равную $l_3 = 3,8$ м. [1].

Средняя глубина шпуров определяется по формуле (4.14).

$$l_{\text{шп}} = \frac{l_3}{\eta}, \quad (4.14)$$

где η – коэффициент использования шпура, $\eta = 0,85$.

$$l_{\text{шп}} = \frac{3,8}{0,85} = 4,5 \text{ м.}$$

Глубина врубовых шпуров принимается на 0,1 м больше – $l_{\text{вр}} = 4,6$ м.

Масса заряда при зарядании эмульсионными ВВ рассчитывается по формуле (4.15).

$$Q_3 = 0,785 d_{\text{ш}}^2 \Delta (L - l), \quad (4.15)$$

где $d_{\text{ш}}$ – диаметр шпура, м;

Δ – плотность эмульсионного ВВ, $\Delta = 900$ кг/м³;

L – глубина шпура (для врубовых 4,6 м, для остальных – 4,5 м);

l – величина недозаряда в шпуре, по условиям строительства Кировского рудника принимается $l = 0,3$ м.

Массы зарядов в шпурах:

$$Q_3^{\text{вр}} = 0,785 \cdot 0,045^2 \cdot 900 \cdot (4,6 - 0,3) = 5,9 \text{ кг};$$

$$Q_3^{\text{отб}} = Q_3^{\text{п}} = Q_3^{\text{оконт,ст}} = 0,785 \cdot 0,045^2 \cdot 900 \cdot (4,5 - 0,3) = 5,7 \text{ кг.}$$

Оконтуривающие шпуры по своду выработки заряжаются при помощи отводчика зарядного шланга, поэтому масса заряда в них будет составлять 25÷30 % от массы заряда отбойных шпуров.

$$Q_3^{\text{оконт,св}} = (0,25 \div 0,3) \cdot 5,7 = (1,4 \div 1,7) \text{ кг.}$$

Принимаем $Q_3^{\text{оконт,св}} = 1,5$ кг.

Масса зарядов ЭВВ всего определяется по формуле (4.16).

$$Q = N_{\text{вр}} Q_3^{\text{вр}} + N_{\text{отб}} Q_3^{\text{отб}} + N_{\text{п}} Q_3^{\text{п}} + N_{\text{оконт,ст}} Q_3^{\text{оконт,ст}} + N_{\text{оконт,св}} Q_3^{\text{оконт,св}}; \quad (4.16)$$

$$Q = 5 \cdot 5,9 + 51 \cdot 5,7 + 15 \cdot 1,5 = 352,3 \text{ кг.}$$

Объем ВВ в шпурах определяется по формуле (4.17).

$$V_{\text{ВВ}} = \frac{Q_3}{\Delta}, \quad (4.17)$$

где Δ – плотность эмульсионного ВВ, $\Delta = 900$ кг/м³.

$$V_{\text{ВВ}}^{\text{вр}} = \frac{5,9}{900} = 0,007 \text{ м}^3;$$

$$V_{\text{ВВ}}^{\text{отб}} = V_{\text{ВВ}}^{\text{п}} = V_{\text{ВВ}}^{\text{оконт,ст}} = \frac{5,7}{900} = 0,006 \text{ м}^3;$$

$$V_{\text{ВВ}}^{\text{оконт,св}} = \frac{1,5}{900} = 0,002 \text{ м}^3.$$

Объем заряжаемой части в шпурах определяется по формуле (4.18).

$$V_3 = 0,785d_{\text{ш}}^2(L - l), \quad (4.18)$$

$$V_3^{\text{BP}} = 0,785 \cdot 0,045^2 \cdot (4,6 - 0,3) = 0,0086 \text{ м}^3;$$

$$V_3^{\text{отб}} = V_3^{\text{п}} = V_3^{\text{оконт.ст}} = V_3^{\text{оконт.св}} = 0,785 \cdot 0,045^2 \cdot (4,5 - 0,3) = 0,0084 \text{ м}^3;$$

Доля, занимаемая эмульсионным ВВ в сечении шпура, определяется как отношение объема заряда ВВ к объему заряжаемой части шпура по формуле (4.19).

$$n = \frac{V_{\text{ВВ}}}{V_3}; \quad (4.19)$$

$$n_{\text{BP}} = \frac{0,007}{0,0086} = 0,81;$$

$$n_{\text{отб}} = n_{\text{п}} = \frac{0,006}{0,0084} = 0,71;$$

$$n_{\text{оконт.ст}} = n_{\text{оконт.св}} = \frac{0,002}{0,0084} = 0,23$$

Подвигание забоя за цикл определяется по формуле (4.20).

$$l_3 = l_{\text{отб}} \eta; \quad (4.20)$$

$$l_3 = 4,5 \cdot 0,85 = 3,8 \text{ м.}$$

Удельный расход ВВ на 1 м выработки определяется по формуле (4.21).

$$q = \frac{Q}{l_3}; \quad (4.21)$$

$$q = \frac{352,3}{3,8} = 92,7 \text{ кг/м.}$$

Удельный расход ВВ на 1 м³ выработки определяется по формуле (4.22).

$$q = \frac{Q}{l_3 S}; \quad (4.22)$$

$$q = \frac{352,3}{3,8 \cdot 39,4} = 3,7 \text{ кг/м}^3.$$

Объём буровых работ: определяется по формуле (4.23).

$$W_6 = N_{\text{вр}} l_{\text{вр}} + N_{\text{отб}} l_{\text{отб}} + N_{\text{п}} l_{\text{п}} + N_{\text{оконт}} l_{\text{оконт}} + N_{\text{хол}} l_{\text{хол}}, \quad (4.23)$$

$$W_6 = 5 \cdot 4,6 + 34 \cdot 4,5 + 9 \cdot 4,5 + 23 \cdot 4,5 + 4 \cdot 4,6 = 329,4 \text{ шпм.}$$

Объём буровых работ на 1 м выработки определяется по формуле (4.24).

$$W_{1\text{м}} = \frac{W_6}{l_3}; \quad (4.24)$$

$$W_{1\text{м}} = \frac{329,4}{3,8} = 87 \text{ шпм/м.}$$

Объём буровых работ на 1 м³ выработки определяется по формуле (4.25).

$$W_{1\text{м}^3} = \frac{W_6}{l_3 S}; \quad (4.25)$$

$$W_{1\text{м}^3} = \frac{329,4}{3,8 \cdot 40,9} = 2,25 \text{ шпм/м}^3.$$

Объем горной массы после проведения взрывных работ определяется по формуле (4.26).

$$V_{\text{ГМ}} = l_{\text{отб}} S \eta K_p K_{\text{и}}, \quad (4.26)$$

где K_p – коэффициент разрыхления горных пород, $K_p = 2$ [6];

$K_{\text{и}}$ – коэффициент излишка сечения, $K_{\text{и}} = 1,03$ [6].

$$V_{\text{ГМ}} = 4,5 \cdot 40,9 \cdot 0,85 \cdot 2 \cdot 1,03 = 310,5 \text{ м}^3.$$

Объем горной массы на 1 м выработки определяется по формуле (4.27):

$$V_{1\text{м}} = \frac{V_{\text{ГМ}}}{l_{\text{отб}}}; \quad (4.27)$$

$$V_{1\text{м}} = \frac{310,5}{4,5} = 69,0 \text{ кг/м}.$$

Объем горной массы на 1 м³ выработки определяется по формуле (4.28).

$$V_{1\text{м}^3} = \frac{V_{\text{ГМ}}}{l_{\text{отб}} S}; \quad (4.28)$$

$$V_{1\text{м}^3} = \frac{310,5}{4,5 \cdot 40,9} = 1,75 \text{ кг/м}^3.$$

Вероятная длина развала породы определяется по формуле (4.29).

$$L_p = \sqrt{0,015 \sigma_{\text{сж}}^2 + 9,93 \sigma_{\text{сж}} - 60,63}, \quad (4.29)$$

где $\sigma_{\text{сж}}$ – предел прочности породы на одноосное сжатие, МПа.

$$L_p = \sqrt{0,015 \cdot (80)^2 + 9,93 \cdot 80 - 60,63} = 28,8 \text{ м}.$$

Техническая производительность бурильной установки Atlas Copco Boomer L1 определяется по формуле (4.30).

$$Q_6 = \frac{60}{\frac{1}{n K_{\text{од}} v_{\text{бур}}} + (t_{\text{п}} + t_{\text{х}} + t_{\text{к}})}, \quad (4.30)$$

где n – число бурильных машин на установке, $n = 2$;

$K_{\text{од}}$ – коэффициент одновременности в работе машин, $K_{\text{од}} = 0,8$;

$v_{\text{бур}}$ – скорость бурения, $v_{\text{бур}} = 4$ м/мин;

$t_{\text{п}}$ – время на перестановку бурильных машин в ходе бурения, $t_{\text{п}} = 0,5$ мин;

$t_{\text{х}}$ – время холостого вращения обратного хода, отнесенное к 1 м шпура, $t_{\text{х}} = 0,05$ мин;

$t_{\text{к}}$ – время на замену коронок, отнесенное к 1 м шпура, $t_{\text{к}} = 0,1$ мин.

$$Q_6 = \frac{60}{\frac{1}{2 \cdot 0,8 \cdot 4} + (0,5 + 0,05 + 0,1)} = 75,0 \text{ шпм/ч}.$$

Время на механизированное бурение шпуров определяется по формуле (4.31).

$$T_6 = \frac{W_6}{Q_6} + t_{пз}, \quad (4.31)$$

где W_6 – объем буровых работ, $W_6 = 329,4$ шпм;

$t_{пз}$ – время подготовительно-заключительных операций, $t_{пз} = 0,5$ ч.

$$T_6 = \frac{329,4}{75,0} + 0,5 = 4,5 \text{ ч.}$$

4.3 Расчет вентиляции строящегося комплекса выработок

Расчет вентиляции подъездной выработки. В данном проекте при рассматривании строительства откаточного горизонта, в качестве объекта исследования выступает откаточный полевой штрек, расположенный на +10 горизонте. Задача состоит в проветривании выработки общей длиной 106 м.

Т.к. Кировский рудник не относится к опасным по газу и пыли, то расстояния от забоя не может быть более 12м. Применяем нагнетательный способ проветривания с отставанием вентиляционного трубопровода от забоя не более 10 м.

Применяем гибкие трубы типа ПХВ диаметром 1,0 м и длиной звена 10 м, закрепленные в кровле выработки посередине её ширины. Схема проветривания выработки представлена на рисунке 4.8.

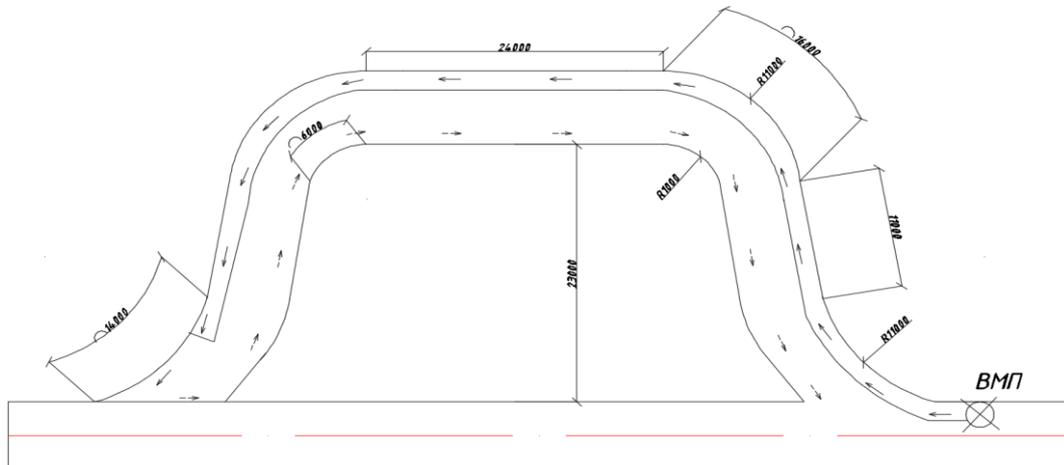


Рисунок 4.8 - Схема проветривания (составлено автором)

Длина трубопровода рассчитывается по формуле (4.32).

$$l_{тр} = l_6 + l_{выр} - l_3, \quad (4.32)$$

где l_6 – расстояние от начала тупиковой выработки до вентилятора;

ВМП устанавливается на свежей струе, не ближе 10 м от исходящей из тупиковой выработки струи. Принимаем $l_6 = 10$ м; $l_{выр}$ – длина тупиковой выработки $l_{выр} = 106$ м; l_3 – отставание трубопровода от забоя, для некатегорийной выработки $l_3 = 12$ м;

$$l_{тр} = 10 + 106 - 12 = 104 \text{ м}$$

Определим аэродинамическое сопротивление трубопровода по типу труб, их диаметру, длине звена, качеству сборки и полной длине. Применяем гибкие трубы из ткани чефер с полихлорвиниловым двухсторонним покрытием (типа ПХВ).

Аэродинамическое сопротивление гибкого трубопровода $R_{тр}$ определяется по формуле (4.33)

$$R_{тр} = r_{тр} \cdot (l_{тр} + 20 \cdot d_{тр} \cdot n'_{п} + 10 \cdot d_{тр} \cdot n''_{п}), \quad (4.33)$$

где $r_{тр}$ – удельное аэродинамическое сопротивление 1 метра гибкого трубопровода без полиэтиленового рукава, при $d_{тр} = 1,0$ м, $r_{тр} = 0,053 \frac{\text{Н} \cdot \text{с}^2}{\text{м}^8}$;

$l_{тр}$ – длина трубопровода, $l_{тр} = 104$ м;

$n'_{п}$ и $n''_{п}$ – число поворотов трубопровода под углом соответственно в 90° и в 45° , $n'_{п} = 3$; $n''_{п} = 0$ [5].

$$R_{тр} = 0,053 \cdot (104 + 20 \cdot 1,0 \cdot 3) = 8,7 \text{ Н} \cdot \text{с}^2 / \text{м}^8$$

Определим необходимое количество воздуха для проветривания забоев, по факторам разбавления газов после буровзрывных работ, по количеству людей в забое, по минимальной скорости воздуха (пылевому фактору) и по количеству дизельных двигателей в забое по формуле (4.34).

$$Q = \frac{2,25}{t} \sqrt[3]{\frac{Q_{вв} B k_o (S_{св} l_p)^2}{k_y^2}}, \quad (4.34)$$

где t – продолжительность проветривания, $t = 60$ мин;

$S_{св}$ – площадь сечения горной выработки в свету, $S_{св} = 38,3 \text{ м}^2$;

$Q_{вв}$ – масса одновременно взрывающегося взрывчатого вещества, $Q = 352,3$ кг;

B – фактическая газовость ВВ по условной окиси углерода, $B = 40$ л/кг;

l_p – расчетная длина проветриваемой части горной выработки, т.к. длина участка меньше 500 м, $l_p = 106$ м;

k_o – коэффициент обводненности горной выработки, для сухой выработки $k_o = 0,8$;

k_y – коэффициент утечек воздуха вентиляционного трубопровода, при длине гибкого вентиляционного трубопровода 106 м $k_y = 1,03$ [2].

$$Q = \frac{2,25}{60} \sqrt[3]{\frac{352,3 \cdot 40 \cdot 0,8 \cdot (39,4 \cdot 106)^2}{1,03^2}} = 427,6 \text{ м}^3 / \text{мин}$$

$$v_{min} = 0,1 \frac{P}{S_{св}}, \quad (4.35)$$

где P – периметр выработки, $P = 22,9$ м; S – площадь выработки, $S = 39,4 \text{ м}^2$.

Получаем по формуле 4.35:

$$v_{min} = 0,1 \cdot \frac{22,9}{39,4} = 0,058 \text{ м/с} \quad (4.35)$$

$$Q = 60 \cdot 0,058 \cdot 39,4 = 137,1 \text{ м}^3/\text{мин}$$

Далее определяем количество воздуха, подаваемое в забой, по суммарной мощности одновременно работающих двигателей проходческого оборудования по формуле (4.36).

$$Q = qk_o \sum N, \quad (4.36)$$

где q – норма расхода воздуха на 1 л/с мощности двигателя, для ПДМ в тупиковых выработках $q = 3 \text{ м}^3/\text{мин}$;

k_o – коэффициент одновременности работы машин с дизельным приводом в выработке, $k_o = 1$ при работе одной ПДМ;

$\sum N$ – суммарная мощность двигателей, у ПДМ Sandvik LH410 $N = 235 \text{ кВт}$ (320 л.с.).

Получаем по формуле (4.36) получаем

$$Q = 3 \cdot 1 \cdot 320 = 960 \text{ м}^3/\text{мин}$$

Требуемую производительность вентиляторной установки, определяем из выражения.

$$Q_e = k_y Q_{max}$$

$$Q_e = 1,03 \cdot 603 = 989 \text{ м}^3/\text{мин}$$

Депрессию трубопровода по всей длине выработки рассчитываем по формуле (4.37).

$$h = R \cdot \left(\frac{Q_b}{60}\right)^2 \cdot \left(\frac{0,59}{k_y} + 0,41\right)^2, \quad (4.37)$$

$$h = 8,7 \cdot \left(\frac{989}{60}\right)^2 \cdot \left(\frac{0,59}{1,03} + 0,41\right)^2 = 2309 \text{ Па}$$

В результате расчетов, для выбора при производительности $Q_b = 989 \text{ м}^3/\text{мин}$ и депрессии $h = 2,3 \text{ кПа}$ принимаем для проветривание тупиковой выработки осевой вентилятор ВМ-12.

Для проверки подобранного вентилятора, определим по произвольно задаваемым значениям Q соответствующие значения N_b для участков выработки 50 и 104 м, и строим их аэродинамические характеристики. Значение производительности и депрессии для участков представлены в таблице 4.8.

Таблица 4.8 - Значение производительности и депрессии для участков (составлено автором)

Длина трубопровода, м	Аэродинамическое сопротивление с учетом утечек воздуха, $\text{Н} \cdot \text{с}^2/\text{м}^8$	Коэффициент утечек	Производительность вентиляторной установки, $\text{м}^3/\text{мин}$	Депрессия вентиляторной установки, Па
50	4,8	1,02	900	1055
50	4,8	1,02	1200	1876

Продолжение таблицы 4.8

Длина трубопровода, м	Аэродинамическое сопротивление с учетом утечек воздуха, $H \cdot c^2 / m^8$	Коэффициент утечек	Производительность вентиляторной установки, м ³ /мин	Депрессия вентиляторной установки, Па
50	4,8	1,02	1500	2931
104	8,7	1,03	900	1913
104	8,7	1,03	1200	3400
104	8,7	1,03	1500	5312

Проверка соответствия аэродинамической характеристики вентилятора ВМ-12 условиям представлена на рисунке 4.9.

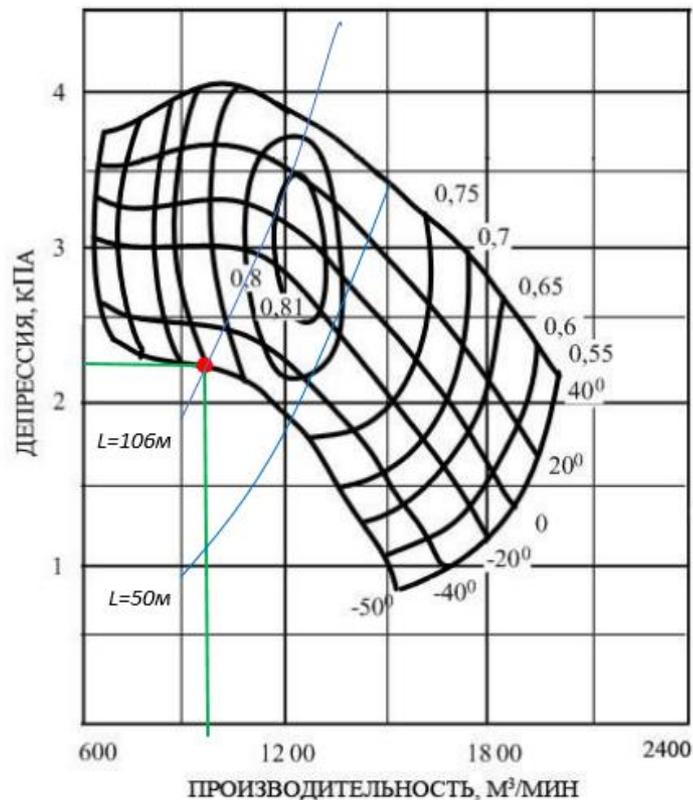


Рисунок 4.9 - Проверка соответствия аэродинамической характеристики вентилятора ВМ-12 условиям проведения выработок (составлено автором)

Координаты точек пересечения характеристик вентилятора и вентиляционного трубопровода определяют рациональный диапазон работы вентилятора ВМ-12 с коэффициентом полезного действия выше 0,6. Следовательно, вентилятор подобран верно.

Расчет вентиляции складской выработки

В комплекс проходимых выработок так же входят 2 камеры с той же площадью сечения и длиной 11м каждая. Условия остаются прежними: рудник не относится к опасным по газу и пыли, то расстояния от забоя не может быть более 12м. Применяем нагнетательный режим проветривания с отставанием вентиляционного трубопровода от забоя не более 10 м. Применяем гибкие трубы типа ПХВ диаметром 1,0 м и длиной звена 10 м, закрепленные в кровле выработки

посередине её ширины. Схема проветривания складской выработки представлена на рисунке 4.10.

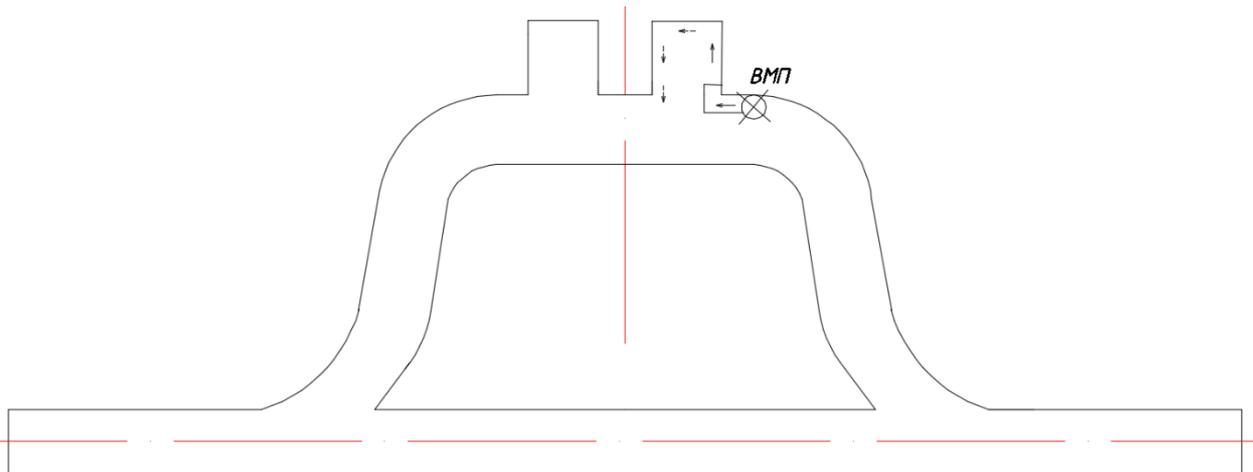


Рисунок 4.10 - Схема проветривания складской выработки (составлено автором)

Длина трубопровода рассчитывается по формуле:

$$l_{тр} = l_в + l_{выр} - l_з,$$

где $l_в$ – расстояние от начала тупиковой выработки до вентилятора;

ВМП устанавливается на свежей струе, не ближе 10 м от исходящей из тупиковой выработки струи. Принимаем $l_в = 10$ м; $l_з$ – отставание трубопровода от забоя, для некатегорийной выработки $l_з = 10$ м;

$$l_{тр} = 10 + 11 - 10 = 11 \text{ м}$$

Определим аэродинамическое сопротивление трубопровода по типу труб, их диаметру, длине звена, качеству сборки и полной длине. Применяем гибкие трубы из ткани чефер с полихлорвиниловым двухсторонним покрытием (типа ПХВ).

$$R_{тр} = 0,053 \cdot (11 + 20 \cdot 1,0 \cdot 1) = 1,6 \text{ Н} \cdot \text{с}^2 / \text{м}^8$$

Определим необходимое количество воздуха для проветривания забоев, по факторам разбавления газов после буровзрывных работ, по количеству людей в забое, по минимальной скорости воздуха (пылевому фактору) и по количеству дизельных двигателей в забое.

$$Q = \frac{2,25}{t} \sqrt[3]{\frac{Q_{ВВ} B k_o (S_{св} l_p)^2}{k_y^2}},$$

где t – продолжительность проветривания, $t = 60$ мин;

$S_{св}$ – площадь сечения горной выработки в свету, $S_{св} = 39,4 \text{ м}^2$;

$Q_{ВВ}$ – масса одновременно взрывающегося взрывчатого вещества, $Q = 352,3 \text{ кг}$;

B – фактическая газовость ВВ по условной окиси углерода, $B = 40 \text{ л/кг}$;

l_p – расчетная длина проветриваемой части горной выработки, т.к. длина участка меньше 500 м, $l_p = 11 \text{ м}$;

k_o – коэффициент обводненности горной выработки, для сухой выработки $k_o = 0,8$;

k_y – коэффициент утечек воздуха вентиляционного трубопровода, при длине гибкого вентиляционного трубопровода 106 м $k_y = 1,02$ [2].

$$Q = \frac{2,25}{60} \sqrt[3]{\frac{352,3 \cdot 40 \cdot 0,8 \cdot (39,4 \cdot 11)^2}{1,02^2}} = 94,4 \text{ м}^3/\text{мин}$$

Далее определяем количество воздуха, подаваемое в забой, по минимально допустимой скорости воздуха.

$$Q = 60 \cdot v_{min} \cdot S_{CB},$$

где v_{min} – минимальная скорость движения, $P_{CB} = 16,4$ м/с.

$$v_{min} = 0,1 \frac{P}{S_{CB}},$$

где P – периметр выработки, $P = 22,9$ м; S – площадь выработки, $S = 39,4$ м².

Получаем по формуле:

$$v_{min} = 0,1 \cdot \frac{22,9}{39,4} = 0,058 \text{ м/с}$$

$$Q = 60 \cdot 0,058 \cdot 39,4 = 137,1 \text{ м}^3/\text{мин}$$

Далее определяем количество воздуха, подаваемое в забой, по суммарной мощности одновременно работающих двигателей проходческого оборудования.

$$Q = qk_o \sum N,$$

где q – норма расхода воздуха на 1 л/с мощности двигателя, для ПДМ в тупиковых выработках $q = 3$ м³/мин;

k_o – коэффициент одновременности работы машин с дизельным приводом в выработке, $k_o = 1$ при работе одной ПДМ;

$\sum N$ – суммарная мощность двигателей, у ПДМ Sandvik LH410 $N = 235$ кВт (320 л.с.).

Получаем по формуле:

$$Q = 3 \cdot 1 \cdot 320 = 960 \text{ м}^3/\text{мин}$$

Сравнивая полученные значения, принимаем к дальнейшему использованию количество воздуха, полученное по фактору работы ДВС. Требуемую производительность вентиляторной установки, определяем из выражения.

$$Q_e = k_y Q_{max}$$

$$Q_e = 1,03 \cdot 603 = 989 \text{ м}^3/\text{мин}$$

Депрессию трубопровода по всей длине выработки рассчитываем по формуле:

$$h = R \cdot \left(\frac{Q_B}{60}\right)^2 \cdot \left(\frac{0,59}{k_y} + 0,41\right)^2,$$

$$h = 1,6 \cdot \left(\frac{989}{60}\right)^2 \cdot \left(\frac{0,59}{1,02} + 0,41\right)^2 = 420 \text{ Па}$$

В результате расчетов, для выбора при производительности $Q_e = 989 \text{ м}^3/\text{мин}$ и депрессии $h = 0,4 \text{ кПа}$ принимаем для проветривание тупиковой выработки осевой вентилятор ВМ-12.

Значение производительности и депрессии для участков. Проверка соответствия аэродинамической характеристики вентилятора ВМ-12 условиям представлена на рисунке 4.10.

Таблица 4.9 - Значение производительности и депрессии для участков (составлено автором)

Длина трубопровода, м	Аэродинамическое сопротивление с учетом утечек воздуха, $\text{Н} \cdot \text{с}^2/\text{м}^8$	Коэффициент утечек	Производительность вентиляторной установки, $\text{м}^3/\text{мин}$	Депрессия вентиляторной установки, Па
10	1,6	1,02	900	348
10	1,6	1,02	1500	1025
10	1,6	1,02	1800	1510

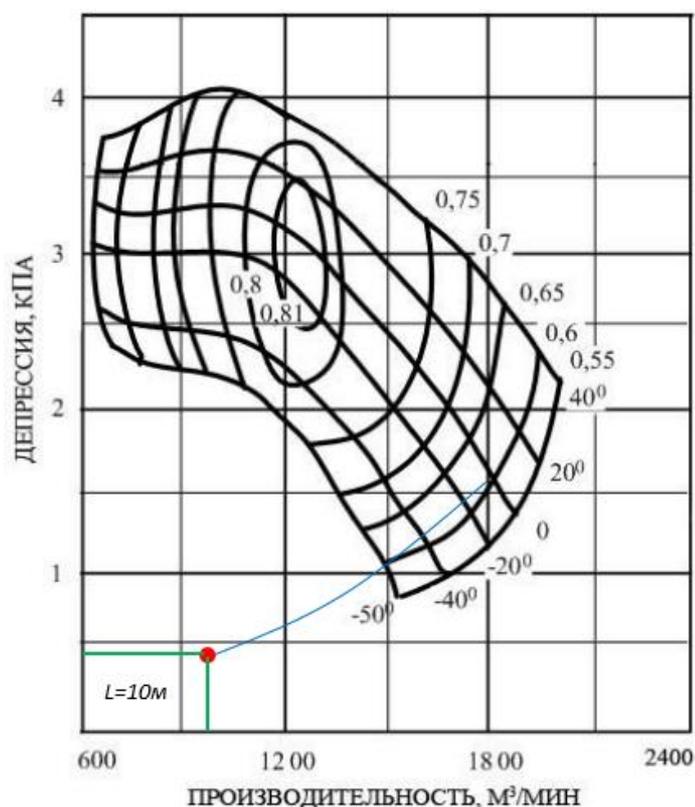


Рисунок 4.11 - Проверка соответствия аэродинамической характеристики вентилятора ВМ-12 условиям проведения складской выработки (составлено автором)

Координаты точек пересечения характеристик вентилятора и вентиляционного трубопровода определяют рациональный диапазон работы вентилятора ВМ-12 с коэффициентом полезного действия выше 0,6. Следовательно, вентилятор подобран верно.

4.4 Эксплуатационный расчет самоходного оборудования

Для доставки породы применяем погрузо – доставочную машину Sandvik LH-410. Мощность двигателя машины $N = 235$ кВт; паспортная грузоподъемность $G = 10$ т; действительная грузоподъемность с учетом коэффициента загрузки $k_z = 0,9$, $G = 8$ т; масса машины $G_0 = 28,5$ т.

Порода доставляется по транспортным выработкам до рудоспусков, по которым спускается на откаточные горизонты. Так как проектируемый БРУ располагается вблизи строящегося ДДК, то для транспортировки отбитой породы рационально использовать рудоспуск, находящийся в уже возведенной первой камере питателя ДДК и порожняковую ветвь 1, по которой осуществляется транспортировка породы в западный откаточный штрек 1, а затем на поверхность.

Определим скорость установившегося движения груженой и порожней ПДМ по автотранспортному уклону + 10 м.

Сила тяги груженой ПДМ, развиваемая на уклоне определяется по формуле (4.38).

$$A = (П + П0) n (\omega_0 \pm u + \omega_{кр} + 108a) \quad (4.38)$$

где G_0 и G — масса соответственно машины и груза, т; ω_0 — основное удельное сопротивление движению машины, значение которого принимают в зависимости от типа подземной дороги, $\omega_0 = 25$ Н/кН; $\omega_{кр} = (0,05 \div 0,08)$ — дополнительное сопротивление движению на криволинейных участках, Н/кН; W_B — дополнительное сопротивление воздуха, учитываемое только при движении машины со скоростью более 20 км/ч, $W_B = 0$ Н/кН; i — удельное сопротивление на уклоне, принимаемое в зависимости от реального уклона, $i = 0,105$ Н/кН (105%, что соответствует углу наклона выработки $\beta = 6^\circ$) Н/кН; $a = 0$ м/с² — ускорение трогания.

$$F = 9,81 (8 + 28,5) (25 + 105 + 0,06) = 42\,742 \text{ Н.}$$

Максимальная сила тяги, которую способна развить груженная машина на укатанной, мокрой, слегка грязной дороге определяется по формуле (4.39).

$$F_{\max} = 1000 \cdot (0,6 (G + G_0) g) \psi, \quad (4.39)$$

где ψ - коэффициент сцепления пневмошин с дорогой, $\psi = 0,4$.

$$F_{\max} = 1000 \cdot 0,6 (8 + 28,5) 9,81 \cdot 0,4 = 85\,936 \text{ Н.}$$

Так как $F_{\max} > F$, груженная машина может перемещаться на данном уклоне. Скорость движения ПДМ по уклону вверх определяется по формуле (4.40).

$$v = \frac{3600N}{F} \eta_m \eta_k, \quad (4.40)$$

где N — мощность двигателя машины, кВт;

v — скорость автомобиля, км/ч;

$\eta_m = 0,72 \div 0,75$ — КПД гидромеханической трансмиссии;

$\eta_k = 0,95$ — КПД колеса

$$v = \frac{3600 \cdot 235 \cdot 0,75 \cdot 0,95}{42742} = 11,5 \text{ км/ч.}$$

Сила тяги порожней ПДМ, развиваемая на уклоне определяется по формуле (4.41).

$$F = G_0 \cdot g (\omega_0 \pm i + \omega_{кр} + 108a) + WB \quad (4.41)$$

$$F = 9,81 \cdot 28,5 (25 + 105 + 0,06) = 36\,363 \text{ Н.}$$

Сила тяги максимальная, которую развивает порожняя машина на укатанной, мокрой, слегка грязной дороге определяется по формуле (4.42).

$$F_{\text{max}} = 1000 \cdot 0,6 G_0 g \psi \quad (4.42)$$

$$F_{\text{max}} = 1000 \cdot 0,6 \cdot 28,5 \cdot 9,81 \cdot 0,4 = 67100 \text{ Н.}$$

Так как $F_{\text{max}} > F$, порожняя машина может перемещаться на данном уклоне. Скорость движения ПДМ по уклону вверх определяется по формуле (4.43)

$$v = \frac{3600N}{F} \eta_m \eta_k \quad (4.43)$$

$$v = \frac{3600 \cdot 235 \cdot 0,75 \cdot 0,95}{67100} = 8,9 \text{ км/ч.}$$

Определим сменную эксплуатационную производительность ПДМ Sandvik LH-410.

Часовая эксплуатационная производительность ПДМ определяется по формуле (4.44).

$$Q_s = \frac{3600Vk_3\gamma}{t_{\text{ногр}} + t_{\text{дв}} + t_{\text{раз}}}, \quad (4.44)$$

где V — вместимость грузонесущего органа, м³;

$t_{\text{ногр}}$, $t_{\text{дв}}$, $t_{\text{раз}}$ — время соответственно загрузки грузонесущей емкости, движения машины от забоя до пункта разгрузки и обратно, разгрузки, с;

k_3 — коэффициент заполнения ковша, $k_3 = 0,74 \div 0,8$; γ — плотность породы, т/м³.

Время загрузки для машин с грузонесущим ковшом определяется по формуле (4.45).

$$t_{\text{ногр}} = \xi t_{\text{ц}} \cdot k_{\text{ман}}, \quad (4.45)$$

где $\xi = 1,15 \div 1,2$ — коэффициент, учитывающий время, затрачиваемое на разборку негабарита в забое;

$t_{\text{ц}} = 50$ с — время цикла черпания грузонесущим ковшом;

$k_{\text{ман}} = 1,2$ — коэффициент, учитывающий время, затрачиваемое на маневры машины в забое.

$$t_{\text{ногр}} = 1,15 \cdot 50 \cdot 1,2 = 69 \text{ с.}$$

Время движения машины определяется по формуле (4.46):

$$t_{\text{дв}} = \frac{L}{k_{\text{с.х.}}} \left(\frac{1}{v_{\text{зр}}} + \frac{1}{v_{\text{ногр}}} \right), \quad (4.46)$$

где L — длина транспортирования, $L = 80$ м [1];

$v_{гр}, v_{пор}$ — скорость движения соответственно груженой и порожней машины, м/с;

$k_{с.х} = 0,6$ — коэффициент среднеходовой скорости движения.

$$t_{ов} = \frac{80}{0,6} \left(\frac{1}{3,19} + \frac{1}{2,5} \right) = 95 \text{ с.}$$

Принимаем время разгрузки ковша $t_{раз} = 15 \text{ с.}$

Часовая эксплуатационная производительность ПДМ:

$$Q_{\circ} = \frac{3600 \cdot 4 \cdot 0,8 \cdot 2,87}{69 + 95 + 15} = 223 \text{ т/ч} = 77,6 \text{ м}^3/\text{ч.}$$

Сменная эксплуатационная производительность определяется по формуле (4.47).

$$Q_{см} = Q_{\circ} T_{см} k_u, \quad (4.47)$$

где $T_{см}$ — длительность смены, $T_{см} = 7,2 \text{ ч.}$

$k_u = 0,7 \div 0,8$ — коэффициент внутрисменного использования машины, учитывающий подготовительно-заключительные операции, заправку машины, перегон к месту работы и другие операции, не связанные с основной работой по погрузке и транспортированию.

$$Q_{см} = 185 \cdot 7,2 \cdot 0,7 = 1124 \text{ т.}$$

Определим полную длину порожней и груженой ПДМ при спуске вниз по уклону.

Полная длина тормозного пути ПДМ определяется по формуле (4.48).

$$L_n = \frac{k_{ин} + v_n^2}{254(\psi + \omega_0 \pm i)} + \frac{v_n}{3,6} t_p, \quad (4.48)$$

где $k_{ин}$ — коэффициент инерции вращающихся масс для машин с гидромеханической передачей (в режиме движения с грузом $k_{ин} = 1,03 \div 1,01$, в режиме движения порожняком $k_{ин} = 1,085 \div 1,07$);

v_n — скорость движения машины в начале торможения, км/ч;

t_p — продолжительность одного рейса ПДМ определяется по формуле (4.49), мин.

$$t_p = t_{ногр} + t_{ов} + t_{раз} + t_{м.з.} + t_{м.р.} + t_{разм.}, \quad (4.49)$$

где $t_{м.з.}$ — продолжительность маневров в забое, мин; $t_{м.р.}$ — продолжительность маневров у места разгрузки, мин; $t_{разм.}$ — время ожидания машины на разминовках, мин.

$$t_p = 1,1 + 1,5 + 0,4 + 0,5 + 0,2 + 2 = 6 \text{ мин.}$$

Полная длина тормозного пути груженой ПДМ:

$$L_n = \frac{1,02 + 11,5^2}{254(0,4 + 0,25 - 0,105)} + \frac{11,5}{3,6} \cdot 6 = 20 \text{ м.}$$

Полная длина тормозного пути порожней ПДМ:

$$L_n = \frac{1,06 + 8,9^2}{254(0,4 + 0,25 - 0,105)} + \frac{8,9}{3,6} \cdot 6 = 16 \text{ м.}$$

Продолжительность погрузки определяется по формуле (4.50):

$$T_{\text{п}} = \frac{V_{\text{ГМ}}}{Q_3}, \quad (4.50)$$

где $V_{\text{ГМ}}$ – объем взорванной горной массы, $V_{\text{ГМ}} = 310,5 \text{ м}^3$

$$T_{\text{п}} = \frac{310,5}{77,6} = 4 \text{ ч.}$$

В ходе эксплуатационного расчета погрузо – доставочной машины Sandvik LH-410 были получены скорости установившегося движения груженой и порожней ПДМ по уклону + 10 м, которые составляют 11,5 км\ч и 8,9 км\ч. Плановая производительность ПДМ на рудниках АО «Апатит», составляющая 115 т\ч, не превышает рассчитанную $Q_3 = 223 \text{ т\ч.}$ Таким образом, погрузо-доставочная машина Sandvik LH-410 удовлетворяет условиям ведения горных работ на горизонте +10 м.

4.5 Крепление выработки

Согласно инструкции по креплению и управлению кровлей горных выработок на рудниках АО «Апатит» для обеспечения устойчивого состояния массива вокруг выработки применяется комбинированная крепь в виде армированного набрызгбетона, представляющего сочетание анкерной крепи с набрызгбетоном. Вслед за подвиганием забоя возводится анкерная крепь, а затем набрызг-бетонное покрытие непосредственно после проведения всей выработки.

Уже с величины действующих напряжений в 40 МПа в выработках начинают проявляться внешние признаки удароопасности в виде шелушения, динамического заколообразования и стрельяния пород.

Параметры анкерных крепей определяются в соответствии с инструкцией по креплению и управлению кровлей горных выработок на рудниках АО «Апатит».

Длина анкера определяется по формуле (4.51):

$$l_a = h_{\text{н}} + l_3 + l_{\text{в}}, \quad (4.51)$$

где $h_{\text{н}}$ – размер нарушенной зоны определяется по формуле (4.52), м:

$$h_{\text{н}} = 0,02(7,5 + I_{\text{т}} + 2K_{\text{с}} + 6,5B)K_{\text{у}} \quad (4.52)$$

где $I_{\text{т}}$ – интенсивность трещиноватости определяется по формуле (4.53), шт/п.м.

$$I_{\text{т}} = \frac{n_1}{L_1} + \frac{n_2}{L_2}, \quad (4.53)$$

где L_1, L_2 – длины интервала при измерениях по стенке и в кровле, м;

n_1, n_2 – число трещин всех систем на измеренных интервалах в стенке и в кровле, шт.

На стенке измеряется большая часть трещин, а в кровле – только те трещины, простирающие которых близко или совпадает с направлением выработки. На длине по стенке в 4 м

насчитывается 16 трещин, а в кровле на длине 4 м – 8 трещин. Отсюда интенсивность (частота) трещин составит в среднем:

$$I_T = \frac{16}{4} + \frac{8}{4} = 6 \text{ шт/п. м.}$$

где K_c – показатель, характеризующий категорию состояния выработки, $K_c = 2$ – для категории «Б», $K_c = 1$ – для категории «В», $K_c = 3$ – для категории «Г», $K_c = 4$ – для категорий «Д» и «опасно». Данная выработка относится к категории «Б», формой проявления горного давления являются вывалы по трещинам.

B – ширина выработки, $B = 7,5$ м.

K_y – показатель, характеризующий условия эксплуатации выработки и геометрические особенности сопряжений выработок. Для одиночных выработок $K_y = 1,6$.

$$h_H = 0,02 \cdot (7,5 + 6 + 2 \cdot 2 + 6,5 \cdot 7,5) \cdot 1,6 = 1,9 \text{ м.}$$

l_3 – величина заделки, м. Минимально необходимая длина заделки анкера при сетке расположения анкеров 1х1м принимается не менее 0,5 м и рассчитывается по формуле (4.54).

$$l_3^{1 \times 1} = 21 \frac{h_H}{N_{1M}}, \quad (4.54)$$

где N_{1M} – удельная несущая способность 1 м длины анкера, кН/м;

l_B – длина выступающей из шпура части анкера, $l_B = 0,15$ м.

Длина наклонных в продольном направлении выработки анкеров определяется по формуле (4.55).

$$l_{a, \text{накл}} = \frac{h_H}{\cos(\beta)} + l_3 + l_B, \quad (4.55)$$

где β – угол наклона анкера от вертикали в продольном направлении, $\beta = 25^\circ$.

Минимальное количество анкеров в сечении выработки определяется по формуле (4.56).

$$n_a = \frac{1,3B - a}{a}, \quad (4.56)$$

где a – шаг расстановки анкерной крепи, $a = 1$ м.

$$n_a = \frac{1,3 \cdot 7,5 - 1}{1} = 8,75 \approx 9 \text{ шт.}$$

Несущая способность анкера должна быть не ниже рассчитанной по формуле (4.57).

$$N_a = 21h_H; \quad (4.57)$$

$$N_a = 21 \cdot 1,6 = 33,6 \text{ кН.}$$

Согласно проекту организации строительства Кировского рудника, на горизонте +10 используются два типа анкеров, характеристики которых приведены в таблице. Расчеты по анкерам представлены в таблице 4.10.

Таблица 4.10 – Расчеты по анкерам D-Bolt, Durabar (составлено автором)

Наименование анкера	$N_{1м}$, кН/м	l_3 , м	l_B , м	l_a , м	$l_{a,накл}$, м
Durabar	190	0,5	0,15	2,25	2,42
D-Bolt	230				

Принимаем анкер D-Bolt, компания-изготовитель Normet, как наиболее часто используемый при строительстве на данном горизонте.

Для бурения шпуров и установки анкеров используют машину Sandvik DS411. Анкера длиной 2,0 м устанавливаются по сетке 1,0x1,0 м.

За цикл устанавливается 3 ряда анкеров по 9 шт. в ряду, общее число анкеров – 27 шт.

Время на бурение шпуров под анкера рассчитывается по формуле (4.58).

$$T_{б.ан.} = \frac{V_{б.ан.}}{Q_б}, \quad (4.58)$$

где $V_{б.ан.}$ – объем буровых работ за цикл, $V_{б.ан.} = 56,7$ шпм; $Q_б$ – производительность бурения, шпм/ч.

Производительность бурильной установки определяется по формуле (4.59).

$$Q_б = \frac{60}{\frac{1}{1 \cdot 1,5} + (0,5 + 0,05 + 0,1)} = 71,0 \text{ шпм/ч}. \quad (4.59)$$

$$T_{б.ан.} = \frac{56,7}{71,0} = 0,79 \text{ ч} = 47 \text{ мин.}$$

Согласно опыту применения оборудования, время на установку одного анкера составляет 1 минуту. Таким образом, время на установку всех анкеров рассчитывается по формуле (4.60).

$$T_{ан} = t_{1ан}n + t_{всп}, \quad (4.60)$$

где $t_{1ан}$ – время на установку одного анкера, $t_{1ан} = 1$ мин;

n – количество анкеров на цикл, шт.;

$t_{всп}$ – время вспомогательных работ, $t_{всп} = 20$ мин.

$$T_{ан} = 1 \cdot 27 + 20 = 47 \text{ мин} = 0,78 \text{ ч.}$$

Нанесение набрызгбетона производится с помощью специальной машины Sprautec 6050WP, которая реализует режим «мокрого» набрызгбетонирования.

Продолжительность нанесения набрызг-бетонной крепи на длину заходки определяется по формуле (4.61).

$$T_{нб} = t_1 + \frac{Fhk_c k_o}{P_r k_n r}, \quad (4.61)$$

где t_1 – продолжительность подготовки поверхности породы к набрызгбетонированию, $t_1 = 10 \div 20$ мин;

F – площадь поверхности набрызгбетонирования, м²;

h – толщина набрызгбетонного покрытия, $h = 0,05$ м ;

k_c – коэффициент качества оконтуривания выработки, при контурном взрывании $k_c = 1,1$;

k_o – коэффициент, учитывающий процент отскока, $k_o = 1,15 \div 1,25$;

P_T – техническая производительность машины Spragmes, $P_T = 12$ м³/ч = 0,2 м³/мин;

k_n – коэффициент использования машины во времени, $k_n = 0,8$;

r – коэффициент выхода набрызгбетона, $r = 0,69$.

$$T_{\text{нб}} = 15 + \frac{57,5 \cdot 0,05 \cdot 1,1 \cdot 1,2}{0,2 \cdot 0,8 \cdot 0,69} = 50 \text{ мин} = 0,83 \text{ ч.}$$

Количество циклов при глубине заходки $l_3 = 3,8$ м:

$$n = \frac{L_{\text{выр}}}{l_3} = \frac{130}{3,8} = 35 \text{ циклов.}$$

Продолжительность крепления выработки на полную длину составит:

$$T_{\text{нб}}^{\text{общ}} = T_{\text{нб}} n = 0,83 \cdot 35 = 29 \text{ ч} = 4 \text{ смен.}$$

На рисунке 4.12 представлен паспорт крепления рассматриваемого подземного сооружения.

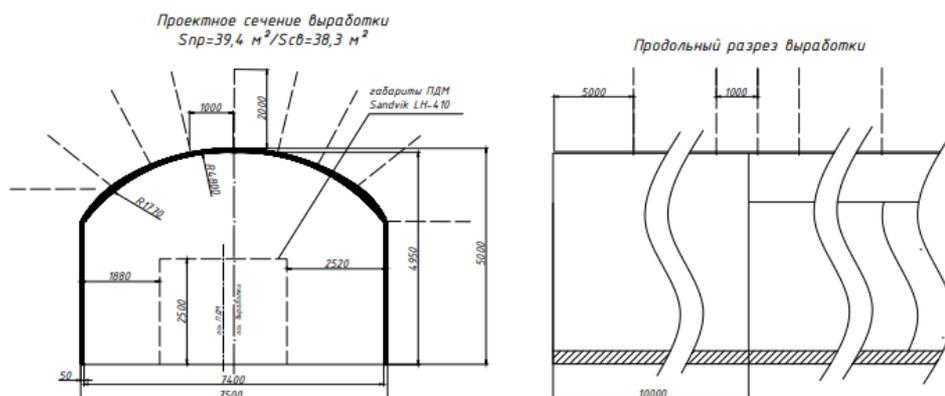


Рисунок 4.12 – Паспорт крепления БРУ анкерной крепью (составлено автором)

4.6 Разработка планограммы работ и расчет показателей проходки

Расчетная скорость проходки определяется по формуле (4.61):

$$v = l_3 k_u^c r, \quad (4.61)$$

где k_u^c – число циклов в сутки, $k_u^c = 1,7$;

r – число дней по проходке в месяц, $r = 30$.

$$v = 3,8 \cdot 1,1 \cdot 30 = 126 \text{ м/мес.}$$

На рисунках 4.13 и 4.14 представлены графики организации работ до и после внедрения разработанной САУ.

Вид работ	Число людей	Объем	Ед. изм.	Время	I смена							II смена							III смена						
					часы							часы							часы						
					1	2	3	4	5	6	7	1	2	3	4	5	6	7	1	2	3	4	5	6	7
Прием-сдача смены	3			0-30	█							█							█						
Бурение шпуров	3	329,4	шт. м	4-30	█																				
Заряжание и взрывание	3	352,3	кг	1-45								█													
Продетривание	-			1-00								█													
Обезопасивание забоя	3			0-30								█													
Уборка породы	3	310,5	м³	4-00								█													
Бурение шпуров под анкера	3	52,8	шт. м	0-45															█						
Возведение анкерной крепи	3	27	шт.	0-45															█						
Осмотр забоя и маркшейдерские работы	1			0-45															█						
Наращивание вентиляционного трубопровода	2	4,0	м	0-45															█						

Рисунок 4.13 – График организации работ до внедрения разработанной САУ (составлено автором)

Ожидаемая продолжительность строительства определяется с учетом проведения выработки на всю длину определяется по формуле (4.62):

$$T = \frac{30L_B}{v}, \quad (4.62)$$

$$T = \frac{30 \cdot 130}{126} = 31 \text{ день}$$

Согласно правилам безопасности, при ведении подземных строительных работ время проветривания выработок после проведения буровзрывных работ должно составлять не менее 30 минут. При проектировании проходческого цикла на рассматриваемом месторождении апатита-нефелина из-за сложных условий работ на проветривание выработок закладывают 60 минут. Внедряемая система управления вентиляцией обеспечивает допустимую концентрацию газов за 30 минут, что соответствует правилам безопасности и составляет минимально возможный временной промежуток. Для более детального анализа необходимо построить планограмму работ после внедрения вышеуказанной САУ и рассчитать показатели проведения выработки.

Расчетная скорость проходки:

$$v = l_3 k_{\text{ц}}^c r,$$

$$v = 3,8 \cdot 1,7 \cdot 30 = 194 \text{ м/мес.}$$

Ожидаемая продолжительность строительства:

$$T = \frac{30L_g}{v}$$

$$T = \frac{30 \cdot 130}{194} = 21 \text{ день}$$

Вид работ	Число людей	Объем	Ед. изм.	Время	I смена							II смена							
					часы							часы							
					1	2	3	4	5	6	7	1	2	3	4	5	6	7	
Прием-сдача смены	3			0-15															
Бурение шпуров	3	329,4	шп. м	4-30															
Заряжание и взрывание	3	352,3	кг	1-45															
Проветривание	-			0-30															
Обезопасивание забоя	3			0-30															
Уборка породы	3	310,5	м ³	4-00															
Бурение шпуров под анкера	3	52,8	шп. м	0-45															
Возведение анкерной крепи	3	27	шт.	0-45															
Осмотр забоя и маркшейдерские работы	1			0-45															
Наращивание вентиляционного трубопровода	2	4,0	м	0-45															

Рисунок 4.14 – График организации работ после внедрения разработанной САУ (составлено автором)

4.7 Выводы к Главе 4

На основе результатов проведенного исследования можно сделать следующие выводы:

1. Был произведен выбор оптимального комплекта оборудования, составлены паспорта буровзрывных работ, проветривания и крепления. Согласно результатам расчетов, построен график организации работ при строительстве выработки и ее креплении до внедрения разработанной САУ и после внедрения, рассчитаны скорость и сроки её строительства. Нагнетание набрызгбетона производится после строительства объекта и также не влияет на скорость проходки.

2. Скорость проведения выработок составляет 126 м/мес в первом случае и 194 м/мес после внедрения САУ. Ожидаемая продолжительность строительства составляет, соответственно, 31 и 21 день. Внедрение разработанной САУ вентиляцией позволяет увеличить скорость проведения выработки, тем самым заметно сократить продолжительность строительства. Согласно результатам расчетов, объект удовлетворяет основному требованию: относительно небольшой продолжительности строительства.

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

В данной диссертационной работе на основе проведенных исследований предложено новое технологическое решение, направленное на повышение экономической эффективности эксплуатации шахт и подземных сооружений. Данное решение представляет значительный интерес для горнодобывающей отрасли Российской Федерации. В результате проведенных исследований сформулированы следующие выводы и рекомендации:

Анализ и обобщение мирового опыта свидетельствуют о том, что отсутствие современных систем мониторинга технического состояния подземных объектов является одним из ключевых факторов, ограничивающих эффективность эксплуатации современных горных предприятий и препятствующих полной реализации их производственного потенциала.

Разработаны концептуальная модель системы управления технологическим процессом и математическая модель системы управления вентиляцией для рудника им. Кирова (АО «Апатит»). Данные модели отличаются обоснованным выбором входных, внутренних, измеряемых и управляемых параметров. В рамках исследования были разработаны и запатентованы технические решения, обеспечивающие автоматизацию технологического процесса. В частности, разработано устройство для диагностики пространственно-распределенного магнитного поля.

Разработанная математическая модель системы управления процессом вентиляции рудника им. Кирова оптимизирует процесс проветривания горных выработок после проведения буровзрывных работ, обеспечивая минимальное время, соответствующее требованиям нормативных документов по безопасности. Это способствует увеличению скорости проходки горных выработок и сокращению сроков строительства.

Таким образом, поставленные в диссертационной работе задачи были полностью решены.

Перспективным направлением для дальнейших исследований является разработка методологий и алгоритмов принятия решений, направленных на повышение безопасности ведения подземных горных работ.

СПИСОК СОКРАЩЕНИЙ И УСЛОВНЫХ ОБОЗНАЧЕНИЙ

АНОФ – апатитонифелиновая обогатительная фабрика

АО – акционерное общество;

АСУТП – автоматизированная система управления технологическим процессом;

БВР – буровзрывные работы;

БРУ – бетонорастворный узел;

ВВ – взрывчатое вещество;

ВМП – вентилятор местного проветривания;

ВС – вентиляционный ствол;

ВЦ – вентиляционный центр

ГВ – горная выработка;

ГМ – горная масса;

ГС – главный ствол;

ЛАЧХ – логарифмическая амплитудная частотная характеристика;

ЛНС – линия наименьшего сопротивления;

ОУ – объект управления;

ПДМ – погрузо-доставочная машина;

САУ – система автоматического управления;

СВС – северный вентиляционный ствол;

ТДУ – технически достижимые уровни;

ФЧХ – фазовая частотная характеристика;

ЦВС – центральный вентиляционный ствол

ШПМ – шпурометр;

ЮВС – южный вентиляционный ствол;

ЭВС – эвакуационный вспомогательный ствол

СПИСОК ТЕРМИНОВ

Буровзрывные работы: Комплекс производственных процессов по отделению горных пород от массива с помощью взрыва. Термин подчеркивает неразрывную связь трех основных процессов: бурения, заряжания взрывчатых веществ и самого взрыва.

Бетонорастворный узел: Специализированное оборудование для производства различных видов бетонных и растворных смесей прямо на строительной площадке.

Вентилятор местного проветривания: Специальное оборудование, предназначенное для подачи воздуха по гибким вентиляционным трубопроводам в тупиковые или труднодоступные горные выработки в шахтах и туннелях.

Вентиляционный ствол: Специальный шахтный ствол, предназначенный преимущественно для подачи и выдачи воздуха, необходимого для проветривания горных выработок.

Горная выработка: Техногенная полость в толще земной коры или на её поверхности, которая создается в результате ведения горных работ для извлечения горных пород, включая полезные ископаемые, из недр земли.

Горная масса: Раздробленный массив горных пород, который образуется в процессе разработки месторождений полезных ископаемых.

Главный ствол: Вертикальная или наклонная горная выработка, имеющая выход на земную поверхность, которая располагается на центральной площадке шахты.

Логарифмическая амплитудная частотная характеристика: Графическое представление зависимости отношения амплитуды выходного сигнала системы к амплитуде входного гармонического сигнала от частоты в логарифмическом масштабе.

Линия наименьшего сопротивления: Кратчайшее расстояние от центра заряда взрывчатого вещества до свободной поверхности.

Обогатительная фабрика: Горное предприятие, предназначенное для первичной переработки твёрдых полезных ископаемых с целью получения технически ценных продуктов, пригодных для промышленного использования. Часто входит в состав горно-обогатительного комбината.

Погрузо-доставочная машина: самоходная машина, оснащенная ковшем или другим рабочим органом, предназначенная для захвата, транспортировки и разгрузки горной массы в подземных условиях.

Фазовая частотная характеристика: Зависимость сдвига по фазе между входным и выходным гармоническими сигналами от частоты входного сигнала.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Антонов, М.А. Адаптация методов оптимизации многофакторных задач и специальных методов оптимизации сложных систем к технологическим схемам угольных шахт / М.А. Антонов, Н.К. Оганесян, В.В. Агафонов // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). – 2014. – № 11. – С. 367–371.
2. Алексеева, Л.Б. Виртуальное моделирование непрерывных технологических процессов при решении задач управления / Л.Б. Алексеева, В.П. Уваров // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). – 2014. – № 4. – С. 298–302.
3. Боркин, В.С. Особенности системного анализа и моделирования потенциально опасных операций технологических процессов // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). – 2014. – № 1. – С. 370–374.
4. Баловцев, С.В. Анализ причинно-следственных связей между событиями, приводящими к чрезвычайным ситуациям на угольных шахтах // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). – 2014. – № 7. – С. 328–332.
5. Буянова, Д.С. Особенности электрометрического контроля трещиновости массива горных пород вокруг подземных выработок // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). – 2014. – № 6. – С. 227–232.
6. Воловик, А.В. Оценка стохастического подобия объектов со случайными параметрами сложных технических систем / А.В. Воловик, С.В. Ефименко, И.А. Клавдиев, А.А. Клавдиев, В.Е. Трушников // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). – 2014. – № 6. – С. 342–349.
7. Гавришев, С.Е. Влияние степени изученности геомеханического состояния массива на эффективность разработки / С.Е. Гавришев, В.Ю. Заляднов, А.В. Немчинова // Актуальные проблемы горного дела. – 2017. – № 2. – С. 14–21.
8. Грахов, В.П. Совершенствование организации проектных работ путем внедрения технологий информационного моделирования зданий / В.П. Грахов, С.А. Мохначев, П.Е. Манохин, А.Х. Иштряков // Современные проблемы науки и образования. – 2015. – № 1-1. – С. 615–615.
9. Давардуст Х. Анализ инновационной системы Донецкая Народная Республика (ДНР) с использованием swot-анализа на основе подхода целей устойчивого развития в Донбассе / Х. Давардуст, Д.А. Первухин, Д.Д.Котов, **Н.А. Таланов** // Инновационные перспективы Донбасса : материалы 9-й Международной научно-практической конференции, Донецк, 23–25 мая 2023 года. – Донецк: Донецкий национальный технический университет, 2023. – С. 74-79.

10. Дуарте, А.Т.Д., Системный анализ и управление рисками горно-геологических программ изучения и освоения алмазоносных месторождений / А.Т.Д. Дуарте, М.Феликс // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). – 2014. – № 5. – С. 417–423.
11. Демин, В.Ф.. Оценка параметров дефектности подготовительных выработок в зависимости от горно-технологических условий эксплуатации / В.Ф. Демин, Т.В. Демина // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). – 2014. – № 1. – С. 5–11.
12. Демин, В.Ф. Влияние напряжений на устойчивость при сопряжении выработок в зависимости от горно-технологических параметров разработки / В.Ф. Демин, А.Е. Судариков, Т.В. Демина, Ю.Ю. Стефлюк, В.В. Демин // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). – 2014. – № 8. – С. 5–10.
13. Жиров, Д.В. Основные принципы и методические подходы к инженерно-геологическому и геомеханическому районированию в целях оптимизации работ по закреплению/стабилизации уступов карьера на примере массива пород рудника «Железный» ОАО «Ковдорский ГОК» / Д.В. Жиров, В.А. Сохарев, В.В. Рыбин, С.А. Климов, Г.С. Мелихова // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). – 2014. – № 8. – С. 45–57.
14. Кузнецов, Ю.Н. Прогнозирование горно-геологических условий проектируемых шахт на базе цифровых трехмерных моделей угольных месторождений / Ю.Н. Кузнецов, Д.А. Стадник, Н.М. Стадник, Н.М. Какорина // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2013. – № 12. – С. 3.
15. Малюк, В.И. Методика обоснования характеристик процесса развития промышленных предприятий с использованием средств оптимизационного моделирования / В.И. Малюк, А.Е. Радаев, Г.Ю. Силкина // *π-Economy*. – 2018. – Т. 11, № 6. – С. 195–211.
16. Никулин, Н.Ю. Комплексный геолого-геофизический мониторинг состояния и свойств грунтового основания горнотехнического сооружения / Н.Ю. Никулин, С.М. Простов, О.В. Герасимов // Вестник Кузбасского государственного технического университета. – 2012. – № 3 (91). – С. 3–8.
17. Никулин, Н.Ю. Совершенствование методов георадиолокационного мониторинга при инъекционном укреплении оснований сооружений / Н.Ю. Никулин, Е.А. Салтымаков // Сборник материалов V Всероссийской научно-практической конференции молодых ученых "Россия молодая". – 2013. – С. 103–106.
18. Новожилов, И.М. Исследование и синтез системы автоматического пылеподавления на апатит-нифелиновой шахте / И.М. Новожилов, Д.А. Первухин, А.В. Мартиросян,

Ю.В. Ильюшин, **Н.А. Таланов**, Д.Р. Смирнов // Известия СПбГЭТУ ЛЭТИ. – 2024. – Т. 17, № 10. – С. 80-88.

19. Новожилов, И.М. Методологический анализ технических решений повышения эффективности горного производства / И.М. Новожилов, Д.А. Первухин, **Н.А. Таланов** // Известия СПбГЭТУ ЛЭТИ. – 2023. – Т. 16, № 6. – С. 29-41.

20. Патент на изобретение № 2799233 Российская Федерация, СПК G01R 29/08 (2023.05); G01R 33/07 (2023.05). Устройство для диагностики электромагнитного поля. Заявка № 2023107792 : заявл. 30.03.2023 : опубл. 04.07.2023 / А.В. Мартиросян, Ю.В. Ильюшин, **Н.А. Таланов**; заявитель/патентообладатель федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение высшего образования «Санкт-Петербургский горный университет». – 10 с.

21. Прокопова, М.В. Математическое моделирование напряженно-деформированного состояния системы «Крепь-массив» при углубке вертикальных стволов / М.В. Прокопова, К.Э. Ткачева // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). – 2012. – № 4. – С. 213–216.

22. Простов, С.М. Исследование рациональной области применения георадиолокационного мониторинга / С.М. Простов, Н.Ю. Никулин // Вестник Кузбасского государственного технического университета. – 2012. – № 3 (91). – С. 15–18.

23. Рахимбеков, С.М. Системный анализ проектирования горнотехнических систем / С.М. Рахимбеков, М.Т. Укшебаев // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). – 2007. – № 5. – С. 183–189.

24. Рубан, А.Д. Методика оценки качества проектов угольных шахт по промышленной безопасности и надежности технологических систем / А.Д. Рубан, А.В. Федаш // Известия Тульского государственного университета. Науки о земле. – 2012. – № 2. – С. 94–103.

25. Савин. Диагностика крепи эксплуатируемых и законсервированных вертикальных шахтных стволов / И.И. Савин, В.А. Свиридкин, С.Б. Лукашин // Известия Тульского государственного университета. Науки о земле. – 2012. – № 1. – С. 177–180.

26. Смирнов, Н.А. Оценка информативности диагностирования локальных аномальных зон методом электропрофилеирования / Н.А. Смирнов, С.М. Простов // Известия высших учебных заведений. Горный журнал. – 2011. – № 2. – С. 106–112.

27. Соколов, М.В. Моделирование геомеханических процессов при неравномерном оседании оснований сооружений / М.В. Соколов, С.М. Простов // Вестник Кузбасского государственного технического университета. – 2017. – № 1 (118). – С. 15–26

28. Спиридонова, О.А. Основные направления и тенденции совершенствования технических решений по прогнозу устойчивости откосных сооружений и бортов карьеров / О.А.

Спиридонова, А.С. Толкачева // Основные направления и тенденции совершенствования технических решений по прогнозу устойчивости откосных сооружений и бортов карьеров. – 2011. – С. 134–136.

29. **Таланов, Н.А.** Системно-аналитические исследования методов анализа и идентификации технического состояния сложных технических систем / **Н.А. Таланов, В.С. Хлопонина, М.С. Федоров** // Международная научная конференция по проблемам управления в технических системах, Санкт-Петербург, 21–23 сентября 2023 года / Санкт-Петербургский государственный электротехнический университет «ЛЭТИ» им. В.И. Ульянова (Ленина). Том 1. – Санкт-Петербург: Известия СПбГЭТУ. ЛЭТИ, 2023. – С. 118-121.

30. **Таланов, Н.А.** Изучение методов повышения устойчивости эксплуатации подземных сооружений // Анализ и прогнозирование систем управления в промышленности, на транспорте и в логистике : Труды XXV Международной научно-практической конференции молодых ученых, студентов и аспирантов, Санкт-Петербург, 22–24 апреля 2025 г. / под ред. проф. И.Б. Арефьева. – СПб.: Медиапир, 2025. – С. 294 - 301.

31. **Таланов, Н.А.** Разработка систем повышения эксплуатации подземных сооружений // Актуальные теоретические исследования: сборник статей III Международной научно-практической конференции. – Пенза: МЦНС «Наука и Просвещение». – 2025. – С. 34-37.

32. Трофимец, В.Я. Разработка методов повышения стабильности эксплуатации подземных сооружений / В.Я. Трофимец, Д.Л. Тукеев, **Н.А. Таланов**, Ю.М. Искандеров // Известия СПбГЭТУ ЛЭТИ. – 2024. – Т. 17, № 6. – С. 35-48.

33. Andreev, V.M. Prediction and ensuring the reliability of buildings elements and structures of surface complex at reconstruction / V.M. Andreev, D.V. Brovko, V.V. Khvorost // Metallurgical and mining industry. – 2017. – № 9. – P. 54–57.

34. Aynbinder, I.I. Geomechanical behavior of deep-level rock mass in Internatsionalny and Mir mines / I.I. Aynbinder, O.V. Ovcharenko // MIAB. Mining Informational and Analytical Bulletin. – 2020. – № 11. – P. 57–69.

35. Ali, M.H. Improving coal mine safety with internet of things (IoT) based Dynamic Sensor Information Control System / M.H. Ali, W.K. Al-Azzawi, M. Jaber, S.K. Abd, A. Alkhayyat, Z.I. Rasool // Physics and Chemistry of the Earth, Parts A/B/C. – 2022. – Vol. 128. DOI: 10.1016/j.pce.2022.103225

36. Bagnoli, P. A method to estimate concrete hydraulic conductivity of underground tunnel to assess lining degradation / P. Bagnoli, M. Bonfanti, G. Della Vecchia, M. Lualdi, L. Sgambi // Tunnelling and Underground Space Technology. – 2015. – Vol. 50. – P. 415-423. DOI: 10.1016/j.tust.2015.08.00

37. Brodny, J., The use of the neuro-fuzzy model to predict the methane hazard during the underground coal mining production process / J. Brodny, D. Felka, M. Tutak // *Journal of Cleaner Production*. – 2022. – Vol. 368. – - DOI: 10.1016/j.jclepro.2022.133258
38. Bi, L. A New Reform of Mining Production and Management Modes under Industry 4.0: Cloud Mining Mode / L. Bi, Z. Wang, Z. Wu, Y. Zhang // *Applied Sciences*. – 2022. – Vol. 12, iss. 6. – P. 2781. DOI: 10.3390/app12062781
39. Bazaluk, O. Instability Assessment of Hanging Wall Rocks during Underground Mining of Iron Ores / O. Bazaluk, M. Petlovanyi, S. Zubko, V. Lozynskiy, K. Sai // *Minerals*. – 2021. – Vol. 11, iss. 8. – P. 858. – DOI 10.3390/min11080858
40. Buddhan, A.R. Event driven multimodal augmented reality based command and control systems for mining industry / A.R. Buddhan, S.P. Eswaran, D.E. Buddhan, S. Sripurushottama // *Procedia Computer Science*. – 2019. – Vol. 151. – P. 965-970. – DOI: 10.1016/j.procs.2019.04.135
41. Cai, Y. Simulation of mining-induced ground damage using orthogonal experiments to determine key parameters of super-large coalface: a case study in Shendong coalfield in China / Y. Cai, X. Li, W. Xiao, W. Zhang - // *Applied Sciences*. – 2020. – Vol. 10, iss. 7. – P. 2258. 10.3390/app10072258
42. Chomacki, L. Selected artificial intelligence methods in the risk analysis of damage to masonry buildings subject to long-term underground mining exploitation / L. Chomacki, J. Rusek, L. Słowik - DOI 10.3390/min11090958 // *Minerals*. – 2021. – Vol. 11, iss. 9. – P. 958. – DOI: 10.3390/min11090958
43. Du, B. Intelligent Monitoring System Based on Spatio–Temporal Data for Underground Space Infrastructure / B. Du, J. Ye, H. Zhu, L. Sun, Y. Du - DOI 10.1016/j.eng.2022.07.016 // *Engineering*. – 2022. – DOI: 10.1016/j.eng.2022.07.016
44. Dey, P. Hybrid CNN-LSTM and IoT-based coal mine hazards monitoring and prediction system / P. Dey, S. K. Chaulya, S. Kumar // *Process Safety and Environmental Protection*. – 2021. – Vol. 152. – P. 249-263. DOI:10.1016/j.psep.2021.06.005
45. Du, J. Risk assessment of dynamic disasters in deep coal mines based on multi-source, multi-parameter indexes, and engineering application / J. Du, J. Chen, Y. Pu, D. Jiang, L. Chen, Y. Zhang // *Process Safety and Environmental Protection*. – 2021. – Vol. 155. – P. 575-586. – DOI 10.1016/j.psep.2021.09.034
46. Ilyushin, Y.V. Development of Methods and Models for Assessing Technical Condition of Mines and Underground Structures / Y.V. Ilyushin, **N.A. Talanov** // *International Journal of Engineering, Transactions B: Applications*. – 2025. – Vol. 38, Issue 7. – pp. 1659-1666. - DOI: 10.5829/ije.2025.38.07a.16

47. Fayaz, M. An integrated risk index model based on hierarchical fuzzy logic for underground risk assessment / M. Fayaz, I. Ullah, D.H. Park, K. Kim, D. Kim // *Applied Sciences*. – 2017. – Vol. 7, iss. 10. – P. 1037. – - DOI 10.3390/app7101037
48. Fan, X. Automatic Events Recognition in Low SNR Microseismic Signals of Coal Mine Based on Wavelet Scattering Transform and SVM / X. Fan, J. Cheng, Y. Wang, S. Li, B. Yan, Q. Zhang // *Energies*. – 2022. – Vol. 15, iss. 7. – P. 2326. - DOI 10.3390/en15072326
49. Fayaz, M. Underground risk index assessment and prediction using a simplified hierarchical fuzzy logic model and kalman filter / M. Fayaz, I. Ullah, D.H. Kim // *Processes*. – 2018. – Vol. 6, iss. 8. – P. 103. - DOI 10.3390/pr6080103
50. Friederich, J. Process Mining for Dynamic Modeling of Smart Manufacturing Systems: Data Requirements / J. Friederich, G. Lugaresi, S. Lazarova-Molnar, A. Matta // *Procedia CIRP*. – 2022. – Vol. 107. – P. 546-551. DOI 10.1016/j.procir.2022.05.023
51. Ghosh, G.K. Application of underground microseismic monitoring for ground failure and secure longwall coal mining operation: a case study in an Indian mine / G.K. Ghosh, C. Sivakumar - // *Journal of Applied Geophysics*. – 2018. – Vol. 150. – P. 21-39. DOI 10.1016/j.jappgeo.2018.01.004
52. Hofstadler, C. Multisystemic modeling to improve forecast accuracy in construction management // 10th International Structural Engineering and Construction Conference (ISEC 2019). – 2019. – Vol. 149471.
53. Hao, Y.. New insights on ground control in intelligent mining with Internet of Things / Y. Hao, Y. Wu, P.G. Ranjith, K. Zhang, H. Zhang, Y. Chen, P. Li // *Computer Communications*. – 2020. – Vol. 150. – P. 788-798. – - DOI 10.1016/j.comcom.2019.12.032
54. Huang, M.Q. BIM, machine learning and computer vision techniques in underground construction: Current status and future perspectives / M.Q. Huang, J. Ninić, Q.B. Zhang // *Tunnelling and Underground Space Technology*. – 2021. – Vol. 108. – P. 103677. - DOI 10.1016/j.tust.2020.103677
55. He, Z. Seismic demand and capacity models, and fragility estimates for underground structures considering spatially varying soil properties / Z. He, H. Xu, P. Gardoni, Y. Zhou, Y. Wang, Z. Zhao // *Tunnelling and Underground Space Technology*. – 2022. – Vol. 119. – P. 104231. - DOI 10.1016/j.tust.2021.104231
56. Jing, L. A review of techniques, advances and outstanding issues in numerical modelling for rock mechanics and rock engineering // *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*. – 2003. – Vol. 40, iss. 3. – P. 283-353. – DOI 10.1016/S1365-1609(03)00013-3
57. Jo, B. A. An internet of things system for underground mine air quality pollutant prediction based on azure machine learning / B. Jo, R.M. A. Khan // *Sensors*. – 2018. – Vol. 18, iss. 4. – P. 930. – DOI 10.3390/s18040930

58. Jong, S.C. State-of-the-art review of geotechnical-driven artificial intelligence techniques in underground soil-structure interaction / S.C. Jong, D.E.L. Ong, E. Oh // *Tunnelling and Underground Space Technology*. – 2021. – Vol. 113. – P. 103946. - DOI 10.1016/j.tust.2021.103946
59. Jiang, X. MFPA-Net: An efficient deep learning network for automatic ground fissures extraction in UAV images of the coal mining area / X. Jiang, S. Mao, M. Li, H. Liu, H. Zhang, S. Fang, ... C. Zhang // *International Journal of Applied Earth Observation and Geoinformation*. – 2022. – Vol. 114. – P. 103039. – DOI 10.1016/j.jag.2022.103039
60. Jonek-Kowalska, I. Method for assessing the development of underground hard coal mines on a regional basis: The concept of measurement and research results // *Energies*. – 2018. – Vol. 11, iss. 6. – P. 1370. – DOI: 10.3390/en11061370
61. Khanzode, V.V. A methodology for evaluation and monitoring of recurring hazards in underground coal mining / V.V. Khanzode, J. Maiti, P.K. Ray // *Safety Science*. – 2011. – Vol. 49, iss. 8-9. – P. 1172-1179. – DOI 10.1016/j.ssci.2011.03.009
62. Kuili, S. A numerical modelling approach to assess the behaviour of underground cavern subjected to blast loads / S. Kuili, V.R. Sastry // *International Journal of Mining Science and Technology*. – 2018. – Vol. 28, iss. 6. – P. 975-983. DOI 10.1016/j.ijmst.2018.05.015
63. Kang, H. A combined “ground support-rock modification-destressing” strategy for 1000-m deep roadways in extreme squeezing ground condition / H. Kang, P. Jiang, Y. Wu, F. Gao // *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*. – 2021. – Vol. 142. – P. 104746. – DOI 10.1016/j.ijrmms.2021.104746
64. Kumar, S. Numerical simulation of depillaring panel at higher depth-Jamadoba mine case study / S. Kumar, R.K. Sinha, M. Jawed // *Ain Shams Engineering Journal*. – 2022. – P. 101939. – DOI 10.1016/j.asej.2022.101939
65. Li, J. G. Intelligent mining technology for an underground metal mine based on unmanned equipment / J. G. Li, K. Zhan // *Engineering*. – 2018. – Vol. 4, iss. 3. – P. 381-391. DOI 10.1016/j.eng.2018.05.013
66. Li, M. Risk assessment of gas explosion in coal mines based on fuzzy AHP and bayesian network / M. Li, H. Wang, D. Wang, Z. Shao, S. He // *Process Safety and Environmental Protection*. – 2020. – Vol. 135. – P. 207-218. DOI 10.1016/j.psep.2020.01.003
67. Li, Q. Quantitative risk assessment of explosion rescue by integrating CFD modeling with GRNN / Q. Li, S. Zhou, Z. Wang // *Process Safety and Environmental Protection*. – 2021. – Vol. 154. – P. 291-305. DOI 10.1016/j.psep.2021.08.029
68. Li, H. Digital design and stability simulation for large underground powerhouse caverns with parametric model based on BIM-based framework / H. Li, W. Z. Chen, X.J. Tan, E.Y. Chen //

Tunnelling and Underground Space Technology. – 2022. – Vol. 123. – P. 104375. DOI 10.1016/j.tust.2022.104375

69. Li, S. Identifying coal mine safety production risk factors by employing text mining and Bayesian network techniques / S. Li, M. You, D. Li, J. Liu // Process Safety and Environmental Protection. – 2022. – Vol. 162. – P. 1067-1081. DOI 10.1016/j.psep.2022.04.054

70. Liu, Y. Efficient Graphical Algorithm of Sensor Distribution and Air Volume Reconstruction for a Smart Mine Ventilation Network / Y. Liu, Z. Liu, K. Gao, Y. Huang, C. Zhu - // Sensors. – 2022. – Vol. 22, iss. 6. – P. 2096. DOI 10.3390/s22062096

71. Madahana, M.C. Smart automated noise policy monitoring and feedback control system for mining application / M.C. Madahana, J.E. Ekoru, O.T. Nyandoro // International Federation of Automatic Control-PapersOnLine. – 2019. – Vol. 52, iss. 14. – P. 177-182. DOI 10.1016/j.ifacol.2019.09.184

72. Majstorovic, V. Smart Manufacturing as a framework for Smart Mining / V. Majstorovic, V. Simeunovic, Z. Miskovic, R. Mitrovic, D. Stosic, S. Dimitrijevic // Procedia CIRP. – 2021. – Vol. 104. – P. 188-193. DOI 10.1016/j.procir.2021.11.032

73. Nikolakis, N. A cyber-physical system approach for enabling ventilation on-demand in an underground mining site / N. Nikolakis, G. Kantaris, K. Bourmpouchakis, K. Alexopoulos // Procedia CIRP. – 2021. – Vol. 97. – P. 487-490. DOI 10.1016/j.procir.2020.05.265

74. Pervuhin D.A. Development of Methods to Improve Stability of Underground Structures Operation / D.A. Pervuhin, V.E. Trushnikov, S.E. Abramkin, V.S. Hloponina, **N.A. Talanov** // International Journal of Engineering, Transactions B: Applications. – 2025. – Vol. 38, Issue 2. – pp. 472-487. DOI: 10.5829/ije.2025.38.02b.20

75. Peng, S.S. Automation in US longwall coal mining: A state-of-the-art review / S.S. Peng, F. Du, J. Cheng, Y. Li // International Journal of Mining Science and Technology. – 2019. – Vol. 29, iss. 2. – P. 151-159. DOI 10.1016/j.ijmst.2019.01.005

76. Pinheiro, M. Using geotechnical scenarios for underground structure analysis: A case study in a hydroelectric complex in northern Portugal / M. Pinheiro, X. Emery, T. Miranda, L. Lamas, M. Espada // Tunnelling and Underground Space Technology. – 2021. – Vol. 111. – P. 103855. – DOI 10.1016/j.tust.2021.103855

77. Poormirzaee, R. Smart mining policy: Integrating fuzzy-VIKOR technique and the Z-number concept to implement industry 4.0 strategies in mining engineering / R. Poormirzaee, S. Hosseini, R. Taghizadeh - DOI 10.1016/j.resourpol.2022.102768 // Resources Policy. – 2022. – Vol. 77. – P. 102768. – URL: <https://doi.org/10.1016/j.resourpol.2022.102768>

78. Ren, Z. Model-scale tests to examine water pressures acting on potentially buoyant underground structures in clay strata / Z. Ren, Q. Lu, K. Liu, P. Ni, G. Mei - DOI

10.1016/j.jrmge.2021.09.014 // Journal of Rock Mechanics and Geotechnical Engineering. – 2022. – Vol. 14, iss. 3. – P. 861-872. – URL: <https://doi.org/10.1016/j.jrmge.2021.09.014>

79. Sinha, S. Integration of three-dimensional continuum model and two-dimensional bonded block model for studying the damage process in a granite pillar at the Creighton Mine, Sudbury, Canada / S. Sinha, G. Walton - DOI 10.1016/j.jrmge.2020.06.011 // Journal of Rock Mechanics and Geotechnical Engineering. – 2021. – Vol. 13, iss. 2. – P. 275-288. – URL: <https://doi.org/10.1016/j.jrmge.2020.06.011>

80. Sadeghi, S. Applications of wireless sensor networks to improve occupational safety and health in underground mines / S. Sadeghi, N. Soltanmohammadlou, F. Nasirzadeh - DOI 10.1016/j.jsr.2022.07.016 // Journal of Safety Research. – 2022. – URL: <https://doi.org/10.1016/j.jsr.2022.07.016>

81. Tian, Y. Evolution dynamic of intelligent construction strategy of coal mine enterprises in China / Y. Tian, X. Yang, J. Yang, K. Mao, Y. Yao, H. Liang - DOI 10.1016/j.heliyon.2022.e10933 // Heliyon. – 2022. – Vol. 8, iss. 10. – P. e10933. – URL: <https://doi.org/10.1016/j.heliyon.2022.e10933>

82. Tsinidis, G. Developments in Seismic Vulnerability Assessment of Tunnels and Underground Structures / G. Tsinidis, A. Karatzetzou, S. Stefanidou, O. Markogiannaki - DOI 10.3390/geotechnics2010010 // Geotechnics. – 2022. – Vol. 2, iss. 1. – P. 209-249. – URL: <https://doi.org/10.3390/geotechnics2010010>

83. Varnavskiy, K. The assessment of functional efficiency of technological structure for the coal mine working face—an application of IIIE / K. Varnavskiy, F. Nepsha, Q. Chen - DOI 10.1016/j.jii.2021.100262 // Journal of Industrial Information Integration. – 2022. – Vol. 26. – P. 100262. – URL: <https://doi.org/10.1016/j.jii.2021.100262>

84. Wojtecki, Ł. An attempt to use machine learning algorithms to estimate the rockburst hazard in underground excavations of hard coal mine / Ł. Wojtecki, S. Iwaszenko, D.B. Apel, T. Cichy - DOI 10.3390/en14216928 // Energies. – 2021. – Vol. 14, iss. 21. – P. 6928. – URL: <https://doi.org/10.3390/en14216928>

85. Wu, H. Optimization of underground coal mining methods based on life cycle assessment / H. Wu, Z. Yin, Y. Zhang, C. Qi, X. Liu, J. Wang - DOI 10.3389/feart.2022.879082 // Frontiers in Earth Science. – 2022. – P. 933. – URL: <https://doi.org/10.3389/feart.2022.879082>

86. Wang, Z. Selection of optimal models for predicting growth stress in *Artemisia desertorum* by comparison of linear regression and multiple neural networks: Take the construction of a green mine in the Bayan Obo mine as an example / Z. Wang, G.Y. Zhang, H.X. Pei, Z.B. Sun, J.L. Cheng, T. Zhou, ... C.L. Zheng - DOI 10.1016/j.ecoenv.2022.113400 // Ecotoxicology and Environmental Safety. – 2022. – Vol. 235. – P. 113400. – URL: <https://doi.org/10.1016/j.ecoenv.2022.113400>

87. Wang, X. Rapid detection of incomplete coal and gangue based on improved PSPNet / X. Wang, Y. Guo, S. Wang, G. Cheng, X. Wang, L. He - DOI 10.1016/j.measurement.2022.111646 // Measurement. – 2022. – Vol. 201. – P. 111646. – URL: <https://doi.org/10.1016/j.measurement.2022.111646>
88. Wang, Y. Unified operation optimization model of integrated coal mine energy systems and its solutions based on autonomous intelligence / Y. Wang, H. Hu, X. Sun, Y. Zhang, D. Gong - DOI 10.1016/j.apenergy.2022.120106 // Applied Energy. – 2022. – Vol. 328. – P. 120106. – URL: <https://doi.org/10.1016/j.apenergy.2022.120106>
89. Wang, M. Construction and maintenance of urban underground infrastructure with digital technologies / M. Wang, X. Yin - DOI 10.1016/j.autcon.2022.104464 // Automation in Construction. – 2022. – Vol. 141. – P. 104464. – URL: <https://doi.org/10.1016/j.autcon.2022.104464>
90. Wróblewski, A. A Method for Large Underground Structures Geometry Evaluation Based on Multivariate Parameterization and Multidimensional Analysis of Point Cloud Data / A. Wróblewski, J. Wodecki, P. Trybała, R. Zimroz - DOI 10.3390/en15176302 // Energies. – 2022. – Vol. 15, iss. 17. – P. 6302. – URL: <https://doi.org/10.3390/en15176302>
91. Wang, A. Mine Intelligent Receiver: MIMO-OFDM Intelligent Receiver for Mine Information Recovery / A. Wang, Z. Feng, X. Li, Y. Pan - DOI 10.3390/en15186550 // Energies. – 2022. – Vol. 15, iss. 18. – P. 6550. – URL: <https://doi.org/10.3390/en15186550>
92. Wang, X. Analysis of factors influencing miners' unsafe behaviors in intelligent mines using a novel hybrid MCDM model / X. Wang, C. Zhang, J. Deng, C. Su, Z. Gao - DOI 10.3390/ijerph19127368 // International Journal of Environmental Research and Public Health. – 2022. – Vol. 19, iss. 12. – P. 7368. – URL: <https://doi.org/10.3390/ijerph19127368>
93. Wang, G. Intelligent and ecological coal mining as well as clean utilization technology in China: Review and prospects / G. Wang, Y. Xu, H. Ren - DOI 10.1016/j.ijmst.2018.06.005 // International Journal of Mining Science and Technology. – 2019. – Vol. 29, iss. 2. – P. 161-169. – URL: <https://doi.org/10.1016/j.ijmst.2018.06.005>
94. Xue, G. LeGO-LOAM-SC: An Improved Simultaneous Localization and Mapping Method Fusing LeGO-LOAM and Scan Context for Underground Coalmine / G. Xue, J. Wei, R. Li, J. Cheng - DOI 10.3390/s22020520 // Sensors. – 2022. – Vol. 22, iss. 2. – P. 520. – URL: <https://doi.org/10.3390/s22020520>
95. Xu, Z. CAP-YOLO: Channel Attention Based Pruning YOLO for Coal Mine Real-Time Intelligent Monitoring / Z. Xu, J. Li, Y. Meng, X. Zhang - DOI 10.3390/s22124331 // Sensors. – 2022. – Vol. 22, iss. 12. – P. 4331. – URL: <https://doi.org/10.3390/s22124331>

96. Xie, J. A digital smart product service system and a case study of the mining industry: MSPSS / J. Xie, S. Li, X. Wang - DOI 10.1016/j.aei.2022.101694 // *Advanced Engineering Informatics*. – 2022. – Vol. 53. – P. 101694. – URL: <https://doi.org/10.1016/j.aei.2022.101694>
97. Yu, W. A systematic method for assessing the operating reliability of the underground gas storage in multiple salt caverns / W. Yu, W. Huang, H. Liu, K. Wang, K. Wen, J. Gong, M. Zhang - DOI 10.1016/j.est.2020.101675 // *Journal of Energy Storage*. – 2020. – Vol. 31. – P. 101675. – URL: <https://doi.org/10.1016/j.est.2020.101675>
98. Yu, H. Virtual hybrid simulation method for underground structures subjected to seismic loadings / H. Yu, Y. Li, X. Shao, X. Cai - DOI 10.1016/j.tust.2021.103831 // *Tunnelling and Underground Space Technology*. – 2021. – Vol. 110. – P. 103831. – URL: <https://doi.org/10.1016/j.tust.2021.103831>
99. Yu, B.C. An optimization method of mine ventilation system based on R2 index hybrid multi-objective equilibrium optimization algorithm / B.C. Yu, L.S. Shao - DOI 10.1016/j.egyr.2022.08.228 // *Energy Reports*. – 2022. – Vol. 8. – P. 11003-11021. – URL: <https://doi.org/10.1016/j.egyr.2022.08.228>
100. Yao, X. Average-DInSAR method for unstable escarpments detection induced by underground coal mining / X. Yao, Y. Chen, D. Liu, Z. Zhou, V. Liesenberg, J. M. Junior, J. Li - DOI 10.1016/j.jag.2021.102489 // *International Journal of Applied Earth Observation and Geoinformation*. – 2021. – Vol. 103. – P. 102489. – URL: <https://doi.org/10.1016/j.jag.2021.102489>
101. Zhang, Y. Distributed gas concentration prediction with intelligent edge devices in coal mine / Y. Zhang, H. Guo, Z. Lu, L. Zhan, P. C. Hung - DOI 10.1016/j.engappai.2020.103643 // *Engineering Applications of Artificial Intelligence*. – 2020. – Vol. 92. – P. 103643. – URL: <https://doi.org/10.1016/j.engappai.2020.103643>
102. Zhang, C. Prediction of rockbursts in a typical island working face of a coal mine through microseismic monitoring technology / C. Zhang, G. Jin, C. Liu, S. Li, J. Xue, R. Cheng, ... X. Zeng - DOI 10.1016/j.tust.2021.103972 // *Tunnelling and Underground Space Technology*. – 2021. – Vol. 113. – P. 103972. – URL: <https://doi.org/10.1016/j.tust.2021.103972>
103. Zhang, H. A hybrid methodology for investigating DPM concentration distribution in underground mines / H. Zhang, L. Fava, M. Cai, N. Vayenas, E. Acuña - DOI 10.1016/j.tust.2021.104042 // *Tunnelling and Underground Space Technology*. – 2021. – Vol. 115. – P. 104042. – URL: <https://doi.org/10.1016/j.tust.2021.104042>
104. Zhou, J. Proposing a novel comprehensive evaluation model for the coal burst liability in underground coal mines considering uncertainty factors / J. Zhou, C. Chen, M. Wang, M. Khandelwal - DOI 10.1016/j.ijmst.2021.07.011 // *International Journal of Mining Science and Technology*. – 2021. – Vol. 31, iss. 5. – P. 799-812. – URL: <https://doi.org/10.1016/j.ijmst.2021.07.011>

105. Zhang, Y. Research on Intelligent Detection of Coal Gangue Based on Deep Learning / Y. Zhang, J. Wang, Z. Yu, S. Zhao, G. Bei - DOI 10.1016/j.measurement.2022.111415 // Measurement. – 2022. – P. 111415. – URL: <https://doi.org/10.1016/j.measurement.2022.111415>
106. Zhang, G. A comprehensive risk assessment method for coal and gas outburst in underground coal mines based on variable weight theory and uncertainty analysis / G. Zhang, E. Wang, C. Zhang, Z. Li, D. Wang - DOI 10.1016/j.psep.2022.08.065 // Process Safety and Environmental Protection. – 2022. – Vol. 167. – P. 97-111. – URL: <https://doi.org/10.1016/j.psep.2022.08.065>
107. Zhang, Y. Developing a taxonomy and a dependency assessment model of performance influencing factors for intelligent coal mines / Y. Zhang, M. Li, B. Wang, J. Yuan, R. Tong - DOI 10.1016/j.psep.2022.09.061 // Process Safety and Environmental Protection. – 2022. – Vol. 168. – P. 150-165. – URL: <https://doi.org/10.1016/j.psep.2022.09.061>
108. Zhang, K. Research on Intelligent Comprehensive Evaluation of Coal Seam Impact Risk Based on BP Neural Network Model / K. Zhang, J. Zhu, M. He, Y. Jiang, C. Zhu, D. Li, ... X. Yan - DOI 10.3390/en15093292 // Energies. – 2022. – Vol. 15, iss. 9. – P. 3292. – URL: <https://doi.org/10.3390/en15093292>
109. Zhou, Z. An Optimization Method for the Station Layout of a Microseismic Monitoring System in Underground Mine Engineering / Z. Zhou, C. Zhao, Y. Huang - DOI 10.3390/s22134775 // Sensors. – 2022. – Vol. 22, iss. 13. – P. 4775. – URL: <https://doi.org/10.3390/s22134775>
110. Zhang, G. Industrial Internet of Things-enabled monitoring and maintenance mechanism for fully mechanized mining equipment / G. Zhang, C.H. Chen, X. Cao, R.Y. Zhong, X. Duan, P. Li - DOI 10.1016/j.aei.2022.101782 // Advanced Engineering Informatics. – 2022. – Vol. 54. – P. 101782. – URL: <https://doi.org/10.1016/j.aei.2022.101782>

СПИСОК ИЛЛЮСТРАТИВНОГО МАТЕРИАЛА***РИСУНКИ***

Рисунок 1.1- План горного отвода Кукисвумчоррского и Юкспорского месторождений

Рисунок 1.2 - Схема вскрытия Кукисвумчоррского и Юкспорского месторождения

Рисунок 1.3 – Схема организационной структуры Кировского рудника АО «Апатит»

Рисунок 1.4 – Структурная схема автоматизированного управления технологическим процессом

Рисунок 1.5 – Упрощенная блок-схема автоматизированной системы проветривания

Рисунок 1.6 – Структурная схема АСОДУ энергообъектов Кировского рудника АО «Апатит»

Рисунок 1.7 – Видеокадры, отражаемые на экране рабочего места оператора Кировского рудника АО «Апатит»

Рисунок 2.1 - Передача данных со скважины в пункт управления

Рисунок 2.2 – Наиболее важные факторы, влияющие на эффективность технологического процесса: 1 – кривая Парето; 2 – линия отсечки

Рисунок 2.3 - Концептуальная модель месторождения

Рисунок 2.4 - Математическая модель месторождения

Рисунок 3.1 - План бетонорастворного узла

Рисунок 3.2 - Сечение выработки в эксплуатации

Рисунок 3.3 - Структурная схема управления шахтным вентилятором

Рисунок 3.4 – Входные экспериментальные данные

Рисунок 3.5 – Выходные экспериментальные данные

Рисунок 3.6 - Схема апериодического звена с запаздыванием

Рисунок 3.7 - ЛАЧХ/ФЧХ исследуемого объекта в программе SYAN

Рисунок 3.8 - Алгоритмическая структура системы с регулятором в Simulink™

Рисунок 3.9 – График переходного процесса с ПИД-регулятором при повышенной концентрации пыли 5 г/м³

Рисунок 3.10. - Фрагмент программного кода решения численной модели

Рисунок 3.11 - Алгоритмическая структура системы с регулятором в Simulink™

Рисунок 3.12 - Подбор коэффициентов ПИД-регулятора

Рисунок 3.13 - График переходного процесса с ПИД-регулятором при повышенной концентрации пыли 3 г/м³

Рисунок 3.14 - Решение численной модели замкнутой системы управления средствами языка Python

Рисунок 3.15 - График переходного процесса

Рисунок 3.16 - ЛАЧХ И ФЧХ исследуемого объекта

Рисунок 3.17 – Схема апериодического звена с запаздыванием

Рисунок 3.18 - Передаточная функция ОУ

Рисунок 3.19 - Полученные данные для П, ПИД – регуляторов

Рисунок 3.20 - Полученные данные для ПИ – регулятора

Рисунок 3.21 - САУ с П, ПИ,, ПИД регуляторами

Рисунок 3.22. - Графики переходных процессов

Рисунок 3.23 - Входные и выходные экспериментальные данные

Рисунок 3.24 - Интерфейс модуля «System Identification Toolbox»

Рисунок 3.25 - Интерфейс настройки параметров идентификации Transfer Functions

Рисунок 3.26 - Алгоритмическая структура системы с регулятором в Simulink™

Рисунок 3.27 - Расчет коэффициентов ПИД-регулятора в PID-Tuner в пакете MATLAB™

Рисунок 3.28 – График переходного процесса с ПИД-регулятором при повышенной концентрации угарного газа

Рисунок 3.29 - Структурная схема синтезированной системы управления шахтным вентилятором

Рисунок 3.30 - График переходных процессов синтезированной системы управления вентиляцией

Рисунок 4.1 – Буровая установка Atlas Copco Boomer 282

Рисунок 4.2 – Буровая установка Atlas Copco Boomer L1

Рисунок 4.3 – Буровая установка Sandvik DD320-40

Рисунок 4.4 – ПДМ Atlas Copco Scooptram ST14

Рисунок 4.5 – ПДМ Sandvik LH-410

Рисунок 4.6 – ПДМ Atlas Copco ST-2D

Рисунок 4.7 – Установка для крепления набрызбетоном Spraymec 6050WP

Рисунок 4.8 - Схема проветривания

Рисунок 4.9 - Проверка соответствия аэродинамической характеристики вентилятора ВМ-12 условиям проведения выработок

Рисунок 4.10 - Схема проветривания складской выработки

Рисунок 4.11 - Проверка соответствия аэродинамической характеристики вентилятора ВМ-12 условиям проведения складской выработки

Рисунок 4.12 – Паспорт крепления БРУ анкерной крепью

Рисунок 4.13 – График организации работ до внедрения разработанной САУ

Рисунок 4.14 – График организации работ после внедрения разработанной САУ

ТАБЛИЦЫ

Таблица 1.1 – Физико-механические свойства пород по результатам лабораторных испытаний

Таблица 1.2 – Перечень оборудования, необходимого для обеспечения проектной годовой производительности

Таблица 2.1 - Входные параметры, влияющие на технологический процесс месторождения

Таблица 2.2 - Оценки эксперта №1

Таблица 2.3 - Оценки эксперта №2

Таблица 2.4 - Оценки эксперта №3

Таблица 2.5 - Оценки эксперта №4

Таблица 2.6 - Сводная таблица оценок экспертов

Таблица 2.7 - Переформирование рангов оценок эксперта №1

Таблица 2.8 - Сводная таблица рангов экспертов

Таблица 2.9 - Расчет коэффициента d^2

Таблица 2.10 - Расположение факторов по значимости

Таблица 2.11 - Расчет весов параметров

Таблица 2.12 - Выбор наиболее значимых параметров

Таблица 3.1 - Исходные данные объекта

Таблица 3.2 - Исходные данные подъездной выработки

Таблица 3.3. - Исходные данные складской выработки

Таблица 3.4 - Технические характеристики шахтного бетоносмесителя Carnix 5.5XL

Таблица 3.5 - Технические характеристики шахтного миксера Multimes MF 100

Таблица 3.6 – Технические характеристики тали электрической TFS-600

Таблица 3.7 - Экспериментальные данные (фрагмент)

Таблица 3.8 – Экспериментальные данные (фрагмент)

Таблица 4.1 - Технические характеристики бурильных установок

Таблица 4.2 - Технические характеристики ПДМ

Таблица 4.3 - Технические характеристики установки для крепления набрызгбетоном

Таблица 4.4 - Технические характеристики установки для крепления анкерами

Таблица 4.5 - Комплекты проходческих оборудования

Таблица 4.6 - Цены оборудования

Таблица 4.7 Стоимость комплектов проходческого оборудования

Таблица 4.8 - Значение производительности и депрессии для участков

Таблица 4.9 - Значение производительности и депрессии для участков

Таблица 4.10 – Расчеты по анкерам D-Bolt, Durabar.

ПРИЛОЖЕНИЕ А

Результаты корреляционно-регрессионного анализа

Таблица А.1 - Входные параметры, влияющие на технологический процесс

Входной параметр	№	Входной параметр	№
Размер шахтного поля по простиранию	1	Уточненный срок службы шахты	21
Размер шахтного поля по падению	2	Полный срок службы шахты	22
Коэффициент водообильности	3	Диаметр ствола	23
Расстояние до границы шахтного поля	4	Глубина ствола	24
Мощность пласта свиты	5	Протяженность горной выработки	25
Расстояние по нормали между пластами	6	Структура породного массива	26
Угол падения пласта	7	Плотность пород в массиве	27
Сопrotивляемость пласта резанию	8	Коэффициент крепости пород	28
Природная метаноносность пласта	9	Категория выработки по газу и пыли	29
Суточная производственная мощность шахты	10	Объем выемки	30
Годовая производственная мощность шахты	11	Ширина выработки	31
Глубина нижней границы шахтного поля	12	Высота выработки в свету	32
Размер яруса	13	Площадь поперечного сечения в проходке	33
Количество ярусов	14	Площадь поперечного сечения в свету	34
Размер шахтного поля по падению	15	Необходимое кол-во шпуров на забой	35
Длина главного наклонного ствола	16	Длина заходки	36
Длина главного вертикального ствола	17	Средняя глубина шпуров	37
Балансовые запасы	18	Масса заряда	38
Промышленные запасы	19	Объем ВВ в шпурах	39
Коэффициент извлечения запасов	20	Объем заряжаемой части в шпурах	40
Доля занимаемого ВВ в сечении шпура	41	Количество воздуха по пылевому фактору	61
Удельный расход ВВ на 1м	42	Количество воздуха для тупиковых горных выработок	62
Удельный расход ВВ на 1 м ³	43	Количество воздуха для восстающих	63
Объем буровых работ	44	Критическая длина выработки	64
Объем буровых работ на 1 м	45	Количество воздуха при торцевом выпуске руды	65

Продолжение таблицы А.1

Входной параметр	№	Входной параметр	№
Объём буровых работ на 1 м ³	46	Количество воздуха после массовых взрывов	66
Объём горной массы после взрыва	47	Количество воздуха после вторичного дробления негабаритов взрывным способом	67
Объём горной массы на 1 м	48	Количество воздуха при работе в забое машин с ДВС	68
Объём горной массы на 1 м ³	49	Количество воздуха по компонентам выхлопных газов	69
Вероятная длина развала породы	50	Количество воздуха для машин с ДВС по содержанию кислорода	70
Техническая производительность бурильной установки	51	Количество воздуха для действующих выработок	71
Время на бурение шпуров	52	Количество воздуха для выработок, где не ведутся горные работы	72
Время зарядания и взрывания	53	Количество воздуха для камер	73
Длина трубопровода	54	Количество воздуха для добычного блока	74
Аэродинамическое сопротивление трубопровода	55	Количество воздуха для горизонта откатки	75
Количество воздуха разбавлению газов после БВР	56	Количество воздуха для рудника	76
Количество воздуха по количеству людей в забое	57	Производительность вентилятора	77
Количество воздуха по минимально скорости воздуха	58	Депрессия трубопровода	78
Количество воздуха по суммарной мощности работающих ДВС	59	Сила тяги груженой ПДМ на уклоне	79
Количество воздуха по факту газовыделения	60	Максимальная сила тяги ПДМ на грязной дороге	80
Скорость движения ПДМ по уклону вверх	81	Длина наклонного анкера	91
Сила тяги порожней ПДМ на уклоне	82	Минимальное количество анкеров в сечении выработки	92
Максимальная сила тяги ПДМ на грязной дороге	83	Несущая способность анкера	93
Часовая эксплуатационная производительность ПДМ	84	Время на бурение шпуров под анкера	94
Время загрузки для ПДМ с грузонесущим ковшом;	85	Время на установку всех анкеров	95
Время движения машины	86	Время нанесения бетонной крепи на длину заходки	96
Сменная эксплуатационная производительность ПДМ	87	Количество циклов	97

Продолжение таблицы А.1

Входной параметр	№	Входной параметр	№
Тормозной путь порожней и груженой ПДМ	88	Продолжительность крепления на полную длину	98
Продолжительность погрузки	89	Среднедлительный параметр сейсмичности	99
Длина горизонтально устанавливаемого анкера	90	Основной прогностический параметр сейсмичности.	100
		Количество модулей порошкового пожаротушения	101

Таблица А.2 - Оценки эксперта №1

Входной параметр		Ранг
Параметры шахтного поля	Размер шахтного поля по простиранию	6
	Размер шахтного поля по падению	6
	Коэффициент водообильности	4
	Расстояние от поверхности до верхней тех. границы шахтного поля	6
	Мощность пласта свиты	7
	Расстояние по нормали между пластами	6
	Угол падения пласта	7
	Сопrotивляемость пласта резанию	5
	Природная метаноносность пласта	2
	Суточная производственная мощность шахты	3
	Годовая производственная мощность шахты	2
	Глубина нижней границы шахтного поля	5
	Размер яруса	6
	Количество ярусов	4
	Уточненный размер шахтного поля по падению	2
	Длина главного наклонного ствола	4
Длина главного вертикального ствола	4	
Параметры шахтного поля	Балансовые запасы	3
	Промышленные запасы	3
	Коэффициент извлечения запасов	3
	Уточненный срок службы шахты	3
	Полный срок службы шахты	3
Параметры стволов	Диаметр ствола	5
	Глубина ствола	5
Параметры подземных горных выработок	Протяженность горной выработки	8
	Структура породного массива	8
	Плотность пород в массиве	7
	Коэффициент крепости пород по шкале профессора Протоdjяконова	9
	Категория выработки по газу и пыли	6
	Объем выемки	4
	Ширина выработки	7
Высота выработки в свету	7	

Продолжение таблицы А.2

	Входной параметр	Ранг
Параметры подземных горных выработок	Площадь поперечного сечения в проходке	7
	Площадь поперечного сечения выработки в свету	7
Параметры буровзрывных работ	Необходимое количество шпуров на забой	8
	Длина заходки	8
	Средняя глубина шпуров	8
	Масса заряда	6
	Объем ВВ в шпурах	6
	Объем заряжаемой части в шпурах	5
	Доля занимаемого ВВ в сечении шпура	5
	Удельный расход ВВ на 1 м	5
	Удельный расход ВВ на 1 м ³ выработки	5
	Объем буровых работ	8
	Объем буровых работ на 1 м выработки	8
	Объем буровых работ на 1 м ³ выработки	8
	Объем горной массы после проведения взрывных работ	8
	Объем горной массы на 1 м выработки	8
	Объем горной массы на 1 м ³ выработки	8
	Вероятная длина развала породы	7
	Техническая производительность бурильной установки	6
	Время на механизированное бурение шпуров	6
Продолжительность заряжения и взрывания	6	
Параметры вентиляции подземного комплекса выработок	Длина трубопровода	4
	Аэродинамическое сопротивление гибкого трубопровода	5
	Количество воздуха для проветривания забоев, по факторам разбавления газов после буровзрывных работ	5
	Количество воздуха, подаваемое в забой, по количеству людей в забое	5
	Длина трубопровода	4
	Аэродинамическое сопротивление гибкого трубопровода	5
	Количество воздуха для проветривания забоев, по факторам разбавления газов после буровзрывных работ	5
	Количество воздуха, подаваемое в забой, по количеству людей в забое	5
	Количество воздуха по минимально допустимой скорости воздуха	5
	Количество воздуха по суммарной мощности одновременно работающих двигателей проходческого оборудования	5
	Количество воздуха по факту газовыделения	9
	Количество воздуха по пылевому фактору	9

Продолжение таблицы А.2

	Входной параметр	Ранг	
Параметры вентиляции подземного комплекса выработок	Количество воздуха по газам после проведения взрывных работ для проветривания тупиковых горных выработок	9	
	Количество воздуха по газам после проведения взрывных работ для проветривания восстающих горных выработок	9	
	Критическая длина выработки	9	
	Количество воздуха по газам после взрывания вееров скважин при торцевом выпуске руды	9	
	Количество воздуха после проведения массовых взрывов	9	
	Количество воздуха после вторичного дробления негабаритов взрывным способом	9	
	Количество воздуха при работе в выработке машин с ДВС	9	
	Количество воздуха по компонентам выхлопных газов	9	
	Количество воздуха для машин с ДВС по содержанию кислорода	9	
	Количество воздуха для проветривания действующих горных выработок	9	
	Количество воздуха для выработок, в которых не ведутся горные работы	9	
	Количество воздуха для проветривания технологических камер	9	
	Количество воздуха для проветривания участка добычного блока	9	
	Количество воздуха для проветривания откаточного горизонта	9	
	Количество воздуха для проветривания рудника	9	
	Параметры самоходного оборудования	Производительность вентиляторной установки	9
		Депрессия трубопровода по всей длине выработки	9
Сила тяги груженой ПДМ, развиваемая на уклоне		5	
Максимальная ила тяги груженой машины на укатанной, мокрой, слегка грязной дороге		5	
Скорость движения ПДМ по уклону вверх		4	
Сила тяги порожней ПДМ, развиваемая на уклоне		4	
Сила тяги максимальная, которую развивает порожняя машина на укатанной, мокрой, слегка грязной дороге		4	
Часовая эксплуатационная производительность ПДМ		5	
Время загрузки для машин с грузонесущим ковшом;		5	
Время движения машины	4		

Продолжение таблицы А.2

Входной параметр		Ранг
Параметры самоходного оборудования	Сменная эксплуатационная производительность ПДМ	5
	Полная длина тормозного пути порожней и груженой ПДМ	5
	Продолжительность погрузки	5
Параметры крепления выработок	Длина горизонтально устанавливаемого анкера	6
	Длина наклонного в продольном направлении выработки анкера	6
	Минимальное количество анкеров в сечении выработки	6
	Несущая способность анкера	6
	Время на бурение шпуров под анкера	6
	Время на установку всех анкеров	6
	Продолжительность нанесения бетонной крепи на длину заходки	4
	Количество циклов	4
	Продолжительность крепления выработки на полную длину	4
Параметры прогноза ГУ	Среднедлительный параметр сейсмичности	7
	Основной прогностический параметр сейсмичности.	7
Нормы ТБ	Количество модулей порошкового пожаротушения при использовании локального способа тушения пожаров.	5

Таблица А.3 - Оценки эксперта №2

Входной параметр		Ранг
Параметры шахтного поля	Размер шахтного поля по простиранию	5
	Размер шахтного поля по падению	5
	Коэффициент водообильности	4
	Расстояние от поверхности до верхней тех. границы шахтного поля	5
	Мощность пласта свиты	5
	Расстояние по нормали между пластами	5
	Угол падения пласта	5
	Сопротивляемость пласта резанию	2
	Природная метаноносность пласта	3
	Суточная производственная мощность шахты	3
	Годовая производственная мощность шахты	3
	Глубина нижней границы шахтного поля	4
	Размер яруса	5
	Количество ярусов	5
	Уточненный размер шахтного поля по падению	3

Продолжение таблицы А.3

	Входной параметр	Ранг
Параметры шахтного поля	Длина главного наклонного ствола	6
	Длина главного вертикального ствола	6
	Балансовые запасы	3
	Промышленные запасы	3
	Коэффициент извлечения запасов	3
	Уточненный срок службы шахты	3
	Полный срок службы шахты	3
Параметры стволов	Диаметр ствола	5
	Глубина ствола	5
Параметры подземных горных выработок	Протяженность горной выработки	7
	Структура породного массива	7
	Плотность пород в массиве	7
	Коэффициент крепости пород по шкале профессора Протоdjаконова	7
	Категория выработки по газу и пыли	7
	Объем выемки	6
	Ширина выработки	7
	Высота выработки в свету	7
	Площадь поперечного сечения в проходке	7
	Площадь поперечного сечения выработки в свету	7
Параметры буровзрывных работ	Необходимое количество шпуров на забой	9
	Длина заходки	9
	Средняя глубина шпуров	9
	Масса заряда	6
	Объем ВВ в шпурах	6
	Объем заряжаемой части в шпурах	6
	Доля занимаемого ВВ в сечении шпура	4
	Удельный расход ВВ на 1 м	5
	Удельный расход ВВ на 1 м ³ выработки	5
	Объем буровых работ	7
	Объем буровых работ на 1 м выработки	7
	Объем буровых работ на 1 м ³ выработки	7
	Объем горной массы после проведения взрывных работ	8
	Объем горной массы на 1 м выработки	8
	Объем горной массы на 1 м ³ выработки	8
	Вероятная длина развала породы	9
	Техническая производительность бурильной установки	7
	Время на механизированное бурение шпуров	7
Продолжительность заряжания и взрывания	7	

Продолжение таблицы А.3

	Входной параметр	Ранг
Параметры вентиляции подземного комплекса выработок	Длина трубопровода	5
	Аэродинамическое сопротивление гибкого трубопровода	5
	Количество воздуха для проветривания забоев, по факторам разбавления газов после буровзрывных работ	6
	Количество воздуха, подаваемое в забой, по количеству людей в забое	6
	Количество воздуха по минимально допустимой скорости воздуха	6
	Количество воздуха по суммарной мощности одновременно работающих двигателей проходческого оборудования	6
	Количество воздуха по факту газовыделения	8
	Количество воздуха по пылевому фактору	8
	Количество воздуха по газам после проведения взрывных работ для проветривания тупиковых горных выработок	8
	Количество воздуха по газам после проведения взрывных работ для проветривания восстающих горных выработок	8
	Критическая длина выработки	8
	Количество воздуха по газам после взрывания вееров скважин при торцевом выпуске руды	8
	Количество воздуха после проведения массовых взрывов	8
	Количество воздуха после вторичного дробления негабаритов взрывным способом	8
	Количество воздуха при работе в выработке машин с ДВС	8
	Количество воздуха по компонентам выхлопных газов	8
	Количество воздуха для машин с ДВС по содержанию кислорода	8
	Количество воздуха для проветривания действующих горных выработок	8
	Количество воздуха для выработок, в которых не ведутся горные работы	8
	Количество воздуха для проветривания технологических камер	8
	Количество воздуха для проветривания участка добычного блока	8
	Количество воздуха для проветривания откаточного горизонта	8
	Количество воздуха для проветривания рудника	8
Производительность вентиляторной установки	8	
Депрессия трубопровода по всей длине выработки	8	
Параметры самоходного оборудования	Сила тяги груженой ПДМ, развиваемая на уклоне	6
	Максимальная сила тяги груженой машины на укатанной, мокрой, слегка грязной дороге	6
	Скорость движения ПДМ по уклону вверх	5
	Сила тяги порожней ПДМ, развиваемая на уклоне	5
	Сила тяги максимальная, которую развивает порожняя машина на укатанной, мокрой, слегка грязной дороге	6

Продолжение таблицы А.3

	Входной параметр	Ранг
Параметры самоходного оборудования	Часовая эксплуатационная производительность ПДМ	5
	Время загрузки для машин с грузонесущим ковшем;	5
	Время движения машины	5
	Сменная эксплуатационная производительность ПДМ	5
	Полная длина тормозного пути порожней и груженой ПДМ	5
	Продолжительность погрузки	5
Параметры крепления выработок	Длина горизонтально устанавливаемого анкера	6
	Длина наклонного в продольном направлении выработки анкера	6
	Минимальное количество анкеров в сечении выработки	6
	Несущая способность анкера	6
	Время на бурение шпуров под анкера	6
	Время на установку всех анкеров	6
	Продолжительность нанесения бетонной крепи на длину заходки	6
	Количество циклов	5
	Продолжительность крепления выработки на полную длину	5
Параметры прогноза ГУ	Среднедлительный параметр сейсмичности	7
	Основной прогностический параметр сейсмичности.	7
Нормы ТБ	Количество модулей порошкового пожаротушения при использовании локального способа тушения пожаров.	4

Таблица А.4 -Оценки эксперта №3

	Входной параметр	Ранг
Параметры шахтного поля	Размер шахтного поля по простиранию	5
	Размер шахтного поля по падению	5
	Коэффициент водообильности	3
	Расстояние от поверхности до верхней тех. границы	4
	Мощность пласта свиты	5
	Расстояние по нормали между пластами	5
	Угол падения пласта	5
	Сопrotивляемость пласта резанию	3
	Природная метаноносность пласта	2
	Суточная производственная мощность шахты	2
	Годовая производственная мощность шахты	3
	Глубина нижней границы шахтного поля	4
	Размер яруса	4
	Количество ярусов	4
	Уточненный размер шахтного поля по падению	3
	Длина главного наклонного ствола	5
	Длина главного вертикального ствола	5
	Балансовые запасы	3
Промышленные запасы	2	

Продолжение таблицы А.4

Входной параметр		Ранг
Параметры шахтного поля	Коэффициент извлечения запасов	2
	Уточненный срок службы шахты	2
	Полный срок службы шахты	2
Параметры стволов	Диаметр ствола	6
	Глубина ствола	6
Параметры подземных горных выработок	Протяженность горной выработки	7
	Структура породного массива	7
	Плотность пород в массиве	7
	Коэффициент крепости пород	9
	Категория выработки по газу и пыли	9
	Объем выемки	7
	Ширина выработки	8
	Высота выработки в свету	8
	Площадь поперечного сечения в проходке	8
	Площадь поперечного сечения выработки в свету	8
Параметры буровзрывных работ	Необходимое количество шпуров на забой	9
	Длина заходки	9
	Средняя глубина шпуров	9
	Масса заряда	5
	Объем ВВ в шпурах	5
	Объем заряжаемой части в шпурах	5
	Доля занимаемого ВВ в сечении шпура	5
	Удельный расход ВВ на 1 м	9
	Удельный расход ВВ на 1 м ³ выработки	7
	Объем буровых работ	9
	Объем буровых работ на 1 м выработки	7
	Объем буровых работ на 1 м ³ выработки	7
	Объем горной массы после проведения взрывных работ	9
	Объем горной массы на 1 м выработки	7
	Объем горной массы на 1 м ³ выработки	7
	Вероятная длина развала породы	9
	Техническая производительность бурильной установки	8
	Время на механизированное бурение шпуров	8
Параметры вентиляции подземного комплекса выработок	Длина трубопровода	7
	Аэродинамическое сопротивление гибкого трубопровода	7
	Количество воздуха для проветривания забоев, по факторам разбавления газов после буровзрывных работ	7
	Количество воздуха, подаваемое в забой, по количеству людей в забое	7
	Количество воздуха по минимально допустимой скорости воздуха	7
	Количество воздуха по суммарной мощности одновременно работающих двигателей проходческого оборудования	7
	Количество воздуха по факту газовыделения	8

Продолжение таблицы А.4

	Входной параметр	Ранг
Параметры вентиляции подземного комплекса выработок	Количество воздуха по пылевому фактору	8
	Количество воздуха по газам после проведения взрывных работ для проветривания тупиковых горных выработок	8
	Количество воздуха по газам после проведения взрывных работ для проветривания восстающих горных выработок	8
	Критическая длина выработки	8
	Количество воздуха по газам после взрывания вееров скважин при торцевом выпуске руды	8
	Количество воздуха после проведения массовых взрывов	8
	Количество воздуха после вторичного дробления негабаритов взрывным способом	8
	Количество воздуха при работе в выработке машин с ДВС	8
	Количество воздуха по компонентам выхлопных газов	8
	Количество воздуха для машин с ДВС по содержанию кислорода	8
	Количество воздуха для проветривания действующих горных выработок	8
	Количество воздуха для выработок, в которых не ведутся горные работы	8
	Количество воздуха для проветривания технологических камер	8
	Количество воздуха для проветривания участка добычного блока	8
	Количество воздуха для проветривания откаточного горизонта	8
	Количество воздуха для проветривания рудника	8
	Производительность вентиляторной установки	8
Депрессия трубопровода по всей длине выработки	8	
Параметры самоходного оборудования	Сила тяги груженой ПДМ, развиваемая на уклоне	5
	Максимальная сила тяги груженой машины на укатанной, мокрой, слегка грязной дороге	5
	Скорость движения ПДМ по уклону вверх	5
	Сила тяги порожней ПДМ, развиваемая на уклоне	5
	Сила тяги максимальная, которую развивает порожняя машина на слегка грязной дороге	5
	Часовая эксплуатационная производительность ПДМ	5
	Время загрузки для машин с грузонесущим ковшом;	5
	Время движения машины	5
	Сменная эксплуатационная производительность ПДМ	5
	Полная длина тормозного пути порожней и груженой ПДМ	5
	Продолжительность погрузки	5

Продолжение таблицы А.4

Входной параметр		Ранг
Параметры крепления выработок	Длина горизонтально устанавливаемого анкера	6
	Длина наклонного в продольном направлении выработки анкера	6
	Минимальное количество анкеров в сечении выработки	4
	Несущая способность анкера	7
	Время на бурение шпуров под анкера	6
	Время на установку всех анкеров	6
	Продолжительность нанесения бетонной крепи на длину заходки	6
	Количество циклов	5
	Продолжительность крепления выработки на полную длину	6
Параметры прогноза ГУ	Среднедлительный параметр сейсмичности	7
	Основной прогностический параметр сейсмичности.	7
Нормы ТБ	Количество модулей порошкового пожаротушения при использовании локального способа тушения пожаров.	3

Таблица А.5- Оценки эксперта №4

Входной параметр		Ранг
Параметры шахтного поля	Размер шахтного поля по простиранию	6
	Размер шахтного поля по падению	6
	Коэффициент водообильности	2
	Расстояние от поверхности до верхней тех. границы шахтного поля	6
	Мощность пласта свиты	7
	Расстояние по нормали между пластами	7
	Угол падения пласта	7
	Сопrotивляемость пласта резанию	3
	Природная метаноносность пласта	2
	Суточная производственная мощность шахты	3
	Годовая производственная мощность шахты	2
	Глубина нижней границы шахтного поля	3
	Размер яруса	6
	Количество ярусов	6
	Уточненный размер шахтного поля по падению	2
	Длина главного наклонного ствола	5
	Длина главного вертикального ствола	5
	Балансовые запасы	3
	Промышленные запасы	3
	Коэффициент извлечения запасов	3
Уточненный срок службы шахты	3	
Полный срок службы шахты	3	

Продолжение таблицы А.5

Входной параметр		Ранг
Параметры стволов	Диаметр ствола	5
	Глубина ствола	5
Параметры подземных горных выработок	Протяженность горной выработки	7
	Структура породного массива	7
	Плотность пород в массиве	7
	Коэффициент крепости пород по шкале профессора Протодьяконова	7
	Категория выработки по газу и пыли	7
	Объем выемки	7
	Ширина выработки	8
	Высота выработки в свету	8
	Площадь поперечного сечения в проходке	8
	Площадь поперечного сечения выработки в свету	8
	Параметры буровзрывных работ	Необходимое количество шпуров на забой
Длина заходки		9
Средняя глубина шпуров		4
Масса заряда		4
Объем ВВ в шпурах		4
Объем заряжаемой части в шпурах		4
Доля занимаемого ВВ в сечении шпура		4
Удельный расход ВВ на 1 м		6
Удельный расход ВВ на 1 м ³ выработки		4
Объем буровых работ		6
Объем буровых работ на 1 м выработки		4
Объем буровых работ на 1 м ³ выработки		4
Объем горной массы после проведения взрывных работ		6
Объем горной массы на 1 м выработки		4
Объем горной массы на 1 м ³ выработки		4
Вероятная длина развала породы		6
Техническая производительность бурильной установки		7
Время на механизированное бурение шпуров		7
Продолжительность заряжания и взрывания	7	
Параметры вентиляции подземного комплекса выработок	Длина трубопровода	6
	Аэродинамическое сопротивление гибкого трубопровода	6
	Количество воздуха для проветривания забоев, по факторам разбавления газов после буровзрывных работ	6
	Количество воздуха, подаваемое в забой, по количеству людей в забое	4
	Количество воздуха по минимально допустимой скорости воздуха	4
	Количество воздуха по суммарной мощности одновременно работающих двигателей проходческого оборудования	4
	Количество воздуха по факту газовыделения	7

Продолжение таблицы А.5.

	Входной параметр	Ранг
Параметры вентиляции подземного комплекса выработок	Количество воздуха по пылевому фактору	7
	Количество воздуха по газам после проведения взрывных работ для проветривания тупиковых горных выработок	7
	Количество воздуха по газам после проведения взрывных работ для проветривания восстающих горных выработок	7
	Критическая длина выработки	7
	Количество воздуха по газам после взрывания вееров скважин при торцевом выпуске руды	7
	Количество воздуха после проведения массовых взрывов	7
	Количество воздуха после вторичного дробления негабаритов взрывным способом	7
	Количество воздуха при работе в выработке машин с ДВС	7
	Количество воздуха по компонентам выхлопных газов	7
	Количество воздуха для машин с ДВС по содержанию кислорода	7
	Количество воздуха для проветривания действующих горных выработок	7
	Количество воздуха для выработок, в которых не ведутся горные работы	7
	Количество воздуха для проветривания технологических камер	7
	Количество воздуха для проветривания участка добычного блока	7
	Количество воздуха для проветривания откаточного горизонта	7
	Количество воздуха для проветривания рудника	7
	Производительность вентиляторной установки	7
	Депрессия трубопровода по всей длине выработки	7
Параметры самоходного оборудования	Сила тяги груженой ПДМ, развиваемая на уклоне	5
	Максимальная сила тяги груженой машины на укатанной, мокрой, слегка грязной дороге	5
	Скорость движения ПДМ по уклону вверх	5
	Сила тяги порожней ПДМ, развиваемая на уклоне	5
	Сила тяги максимальная, которую развивает порожняя машина на укатанной, мокрой, слегка грязной дороге	5
	Часовая эксплуатационная производительность ПДМ	7
	Время загрузки для машин с грузонесущим ковшом;	7
	Время движения машины	6
	Сменная эксплуатационная производительность ПДМ	7
	Полная длина тормозного пути порожней и груженой ПДМ	4
	Продолжительность погрузки	7
Нормы ТБ	Количество модулей порошкового пожаротушения при использовании локального способа тушения пожаров.	3

Продолжение таблицы А.5

Входной параметр		Ранг
Параметры крепления выработок	Длина горизонтально устанавливаемого анкера	5
	Длина наклонного в продольном направлении выработки анкера	5
	Минимальное количество анкеров в сечении выработки	5
	Несущая способность анкера	7
	Время на бурение шпуров под анкера	7
	Время на установку всех анкеров	7
	Продолжительность нанесения бетонной крепи на длину заходки	7
	Количество циклов	7
	Продолжительность крепления выработки на полную длину	7
Параметры прогноза ГУ	Среднедлительный параметр сейсмичности	8
	Основной прогностический параметр сейсмичности.	8

Таблица А.6 - Сводная таблица оценок экспертов.

Порядковый номер параметра (x_i)	Эксперты			
	1э	2э	3э	4э
x1	6	5	5	6
x2	6	5	5	6
x3	4	4	3	2
x4	6	5	4	6
x5	7	5	5	7
x6	6	5	5	7
x7	7	5	5	7
x8	5	2	3	3
x9	2	3	2	2
x10	3	3	2	3
x11	2	3	3	2
x12	5	4	4	3
x13	6	5	4	6
x14	4	5	4	6
x15	2	3	3	2
x16	4	6	5	5
x17	4	6	5	5
x18	3	3	3	3
x19	3	3	2	3
x20	3	3	2	3
x21	3	3	2	3
x22	3	3	2	3
x23	5	5	6	5
x24	5	5	6	5
x25	8	7	7	7
x26	8	7	7	7
x27	7	7	7	7

Продолжение таблицы А.6

Порядковый номер параметра (x_i)	Эксперты			
	1э	2э	3э	4э
x28	9	7	9	7
x29	6	7	9	7
x30	4	6	7	7
x31	7	7	8	8
x32	7	7	8	8
x33	7	7	8	8
x34	7	7	8	8
x35	8	9	9	9
x36	8	9	9	9
x37	8	9	5	4
x38	6	6	5	4
x39	6	6	5	4
x40	5	6	5	4
x41	5	4	9	4
x42	5	5	7	6
x43	5	5	9	4
x44	8	7	7	6
x45	8	7	7	4
x46	8	7	9	4
x47	8	8	7	6
x48	8	8	7	4
x49	8	8	9	4
x50	7	9	8	6
x51	6	7	8	4
x52	6	7	8	4
x53	6	7	7	6
x54	4	5	7	7
x55	5	5	7	7
x56	5	6	7	7
x57	5	6	7	6
x58	5	6	7	6
x59	5	6	6	6
x60	9	8	8	7
x61	9	8	8	7
x62	9	8	8	7
x63	9	8	8	7
x64	9	8	8	7
x65	9	8	8	7
x66	9	8	8	7
x67	9	8	8	7
x68	9	8	8	7
x69	9	8	8	7
x70	9	8	8	7
x71	9	8	8	7
x72	9	8	8	7
x73	9	8	8	7
x74	9	8	8	7

Продолжение таблицы А.6

Порядковый номер параметра (x_i)	Эксперты			
	1э	2э	3э	4э
x75	9	8	8	7
x76	9	8	8	7
x77	9	8	8	7
x78	5	6	5	5
x79	5	6	5	5
x80	4	5	5	5
x81	4	5	5	5
x82	4	6	5	5
x83	5	5	5	7
x84	5	5	5	7
x85	4	5	5	6
x86	5	5	5	7
x87	5	5	5	4
x88	5	5	6	7
x89	6	6	6	5
x90	6	6	4	5
x91	6	6	7	5
x92	6	6	6	7
x93	6	6	6	7
x94	6	6	6	7
x95	4	6	5	7
x96	4	5	6	7
x97	4	5	7	7
x98	7	7	7	8
x99	7	7	6	8
x100	5	7	6	7
x101	4	4	3	2

Таблица А.7 - Переформирование рангов оценок эксперта №1

Название параметра	x_i	Номер по возрастанию	Оценка эксперта	Ранг
Природная метаноносность пласта	9	1	2	2
Годовая производственная мощность шахты	11	2	2	2
Уточненный размер шахтного поля по падению	15	3	2	2
Суточная производственная мощность шахты	10	4	3	6,5
Балансовые запасы	18	5	3	6,5
Промышленные запасы	19	6	3	6,5
Коэффициент извлечения запасов	20	7	3	6,5
Уточненный срок службы шахты	21	8	3	6,5
Полный срок службы шахты	22	9	3	6,5
Коэффициент водообильности	3	10	4	16,5
Количество ярусов	14	11	4	16,5

Продолжение таблицы А.7

Название параметра	x_i	Номер по возрастанию	Оценка эксперта	Ранг
Длина главного наклонного ствола	16	12	4	16,5
Длина главного вертикального ствола	17	13	4	16,5
Объем выемки	30	14	4	16,5
Длина трубопровода	54	15	4	16,5
Максимальная сила тяги грузовой машины на укатанной, мокрой, слегка грязной дороге	80	16	4	16,5
Скорость движения ПДМ по уклону вверх	81	17	4	16,5
Сила тяги порожней ПДМ, развиваемая на уклоне	82	18	4	16,5
Время загрузки для машин с грузонесущим ковшом;	85	19	4	16,5
Время на установку всех анкеров	95	20	4	16,5
Продолжительность нанесения бетонной крепи на длину заходки	96	21	4	16,5
Количество циклов	97	22	4	16,5
Количество модулей порошкового пожаротушения	101	23	4	16,5
Сопrotивляемость пласта резанию	8	24	5	29
Глубина нижней границы шахтного поля	12	25	5	29
Диаметр ствола	23	26	5	29
Глубина ствола	24	27	5	29
Объем заряжаемой части в шпурах	40	28	5	29
Доля занимаемого ВВ в сечении шпура	41	29	5	29
Удельный расход ВВ на 1 м	42	30	5	29
Удельный расход ВВ на 1 м ³ выработки	43	31	5	29
Аэродинамическое сопротивление гибкого трубопровода	55	32	5	29
Количество воздуха по разбавлению газов после БВР	56	33	5	29
Количество воздуха, по количеству людей в забое	57	34	5	29
Количество воздуха по минимально допустимой скорости воздуха	58	35	5	29
Количество воздуха по суммарной мощности одновременно работающих двигателей проходческого оборудования	59	36	5	29
Депрессия трубопровода по всей длине выработки	78	37	5	29
Сила тяги грузовой ПДМ, развиваемая на уклоне	79	38	5	29
Сила тяги максимальная, которую развивает порожняя машина на укатанной, мокрой, слегка грязной дороге	83	39	5	29

Продолжение таблицы А.7

Название параметра	x_i	Номер по возрастанию	Оценка эксперта	Ранг
Часовая эксплуатационная производительность ПДМ	84	40	5	29
Время движения машины	86	41	5	29
Сменная эксплуатационная производительность ПДМ	87	42	5	29
Полная длина тормозного пути порожней и груженой ПДМ	88	43	5	29
Основной прогностический параметр сейсмичности	100	44	5	29
Размер шахтного поля по простиранию	1	45	6	49
Размер шахтного поля по падению	2	46	6	49
Расстояние от пов-ти до верхней тех. границы шахтного поля	4	47	6	49
Расстояние по нормали между пластами	6	48	6	49
Размер яруса	13	49	6	49
Категория выработки по газу и пыли	29	50	6	49
Масса заряда	38	51	6	49
Объем ВВ в шпурах	39	52	6	49
Техническая производительность бурильной установки	51	53	6	49
Время на механизированное бурение шпуров	52	54	6	49
Продолжительность заряжания и взрывания	53	55	6	49
Продолжительность погрузки	89	56	6	49
Длина горизонтально устанавливаемого анкера	90	57	6	49
Длина наклонного в продольном направлении выработки анкера	91	58	6	49
Минимальное количество анкеров в сечении выработки	92	59	6	49
Несущая способность анкера	93	60	6	49
Время на бурение шпуров под анкера	94	61	6	49
Мощность пласта свиты	5	62	7	62,5
Угол падения пласта	7	63	7	62,5
Плотность пород в массиве	27	64	7	62,5
Ширина выработки	31	65	7	62,5
Высота выработки в свету	32	66	7	62,5
Площадь поперечного сечения в проходке	33	67	7	62,5
Площадь поперечного сечения выработки в свету	34	68	7	62,5
Вероятная длина развала породы	50	69	7	62,5
Продолжительность крепления выработки на полную длину	98	70	7	62,5

Продолжение таблицы А.7

Название параметра	x_i	Номер по возрастанию	Оценка эксперта	Ранг
Среднедлительный параметр сейсмичности;	99	71	7	62,5
Протяженность горной выработки	25	72	8	73
Структура породного массива	26	73	8	73
Необходимое количество шпуров на забой	35	74	8	73
Длина заходки	36	75	8	73
Средняя глубина шпуров	37	76	8	73
Объем буровых работ	44	77	8	73
Объем буровых работ на 1 м выработки	45	78	8	73
Объем буровых работ на 1 м ³ выработки	46	79	8	73
Объем горной массы после проведения взрывных работ	47	80	8	73
Объем горной массы на 1 м выработки	48	81	8	73
Объем горной массы на 1 м ³ выработки	49	82	8	73
Средняя глубина шпуров	37	83	8	73
Коэффициент крепости пород по шкале профессора Протоdjeяконова	28	84	9	92,5
Количество воздуха по факту газовыделения	60	85	9	92,5
Количество воздуха по пылевому фактору	61	86	9	92,5
Количество воздуха по газам после проведения взрывных работ для проветривания тупиковых горных выработок	62	87	9	92,5
Количество воздуха по газам после проведения взрывных работ для проветривания восстающих горных выработок	63	88	9	92,5
Критическая длина выработки	64	89	9	92,5
Количество воздуха по газам после взрывания вееров скважин при торцевом выпуске руды	65	90	9	92,5
Количество воздуха после проведения массовых взрывов	66	91	9	92,5
Количество воздуха после вторичного дробления негабаритов взрывным способом	67	92	9	92,5
Количество воздуха при работе в выработке машин с ДВС	68	93	9	92,5
Количество воздуха по компонентам выхлопных газов	69	94	9	92,5

Продолжение таблицы А.7

Название параметра	x_i	Номер по возрастанию	Оценка эксперта	Ранг
Количество воздуха для машин с ДВС по содержанию кислорода	70	95	9	92,5
Количество воздуха для проветривания действующих горных выработок	71	96	9	92,5
Количество воздуха для проветривания выработок, в которых не ведутся горные работы	72	97	9	92,5
Количество воздуха для проветривания технологических камер	73	98	9	92,5
Количество воздуха для проветривания участка добычного блока	74	99	9	92,5
Количество воздуха для проветривания откаточного горизонта	75	100	9	92,5
Количество воздуха для проветривания рудника	76	101	9	92,5

Таблица А.8 - Сводная таблица рангов экспертов

x_i	Эксперты			
	1э	2э	3э	4э
1	49	30,5	29	44,5
2	49	30,5	29	44,5
3	16,5	13,5	9,5	2,5
4	49	30,5	15	44,5
5	62,5	30,5	29	78,5
6	49	30,5	29	78,5
7	62,5	30,5	29	78,5
8	29	1	9,5	3,5
9	2	5,5	3,5	3,5
10	6,5	5,5	3,5	3,5
11	2	5,5	9,5	2,5
12	29	13,5	15	8,5
13	49	30,5	15	44,5
14	16,5	30,5	15	44,5
15	2	5,5	9,5	2,5
16	16,5	52	29	31,5
17	16,5	52	29	31,5
18	6,5	5,5	9,5	8,5
19	6,5	5,5	3,5	8,5
20	6,5	5,5	3,5	8,5
21	6,5	5,5	3,5	8,5
22	6,5	5,5	3,5	8,5

Продолжение таблицы А.8

X _i	Эксперты			
	1э	2э	3э	4э
26	73	70,5	55,5	78,5
27	62,5	70,5	55,5	78,5
28	92,5	70,5	98	78,5
29	49	70,5	98	78,5
30	16,5	52	55,5	78,5
31	62,5	70,5	70,5	90,5
32	62,5	70,5	70,5	90,5
33	62,5	70,5	70,5	90,5
34	62,5	70,5	70,5	90,5
35	73	30,5	98	90,5
36	73	90,5	98	19
37	73	90,5	98	19
38	49	52	46	19
39	49	52	29	19
40	29	52	29	19
41	29	13,5	98	19
42	29	30,5	55,5	44,5
43	29	30,5	98	19
44	73	70,5	55,5	44,5
45	73	70,5	55,5	19
46	73	70,5	98	19
47	73	90,5	55,5	44,5
48	73	90,5	55,5	19
49	73	90,5	55,5	19
50	62,5	70,5	70,5	44,5
51	49	70,5	70,5	19
52	49	70,5	70,5	19
53	49	70,5	55,5	44,5
54	16,5	30,5	55,5	78,5
55	29	30,5	55,5	78,5
56	29	52	55,5	78,5
57	29	52	55,5	44,5
58	29	52	55,5	44,5
59	29	52	46	44,5
60	92,5	90,5	70,5	78,5
61	92,5	90,5	70,5	78,5
62	92,5	90,5	70,5	78,5
63	92,5	90,5	70,5	78,5
64	92,5	90,5	70,5	78,5
65	92,5	90,5	70,5	78,5
66	92,5	90,5	70,5	78,5
67	92,5	90,5	70,5	78,5
68	92,5	90,5	70,5	78,5
69	92,5	90,5	70,5	78,5
70	92,5	90,5	70,5	78,5

Продолжение таблицы А.8

x_i	Эксперты			
	1э	2э	3э	4э
71	92,5	90,5	70,5	78,5
72	92,5	90,5	70,5	78,5
73	92,5	90,5	70,5	78,5
74	92,5	90,5	70,5	78,5
75	92,5	90,5	70,5	78,5
76	92,5	90,5	70,5	78,5
77	29	90,5	70,5	78,5
78	29	52	29	31,5
79	29	52	29	31,5
80	16,5	30,5	29	31,5
81	16,5	30,5	29	31,5
82	16,5	52	29	31,5
83	29	30,5	29	78,5
84	29	30,5	29	78,5
85	16,5	30,5	29	44,5
86	29	30,5	29	78,5
87	29	30,5	29	19
88	29	30,5	29	78,5
89	49	52	46	31,5
90	49	52	46	31,5
91	49	52	55,5	31,5
92	49	52	46	78,5
93	49	52	46	78,5
94	49	52	46	78,5
95	16,5	52	46	78,5
96	16,5	30,5	46	78,5
97	16,5	30,5	55,5	78,5
98	62,5	70,5	55,5	90,5
99	62,5	70,5	46	90,5
100	29	70,5	46	78,5
101	16,5	13,5	9,5	2,5

Таблица А.9 - Расчет коэффициента d^2

x_i	Эксперты				Сумма рангов (\mathcal{R})	d	d^2
	1э	2э	3э	4э			
1	49	30,5	29	44,5	153	-47,4	2246,76
2	49	30,5	29	44,5	153	-47,4	2246,76
3	16,5	13,5	9,5	2,5	42	-158,4	25090,56
4	49	30,5	15	44,5	139	-61,4	3769,96
5	62,5	30,5	29	78,5	200,5	0,1	0,01
6	49	30,5	29	78,5	187	-13,4	179,56
7	62,5	30,5	29	78,5	200,5	0,1	0,01
8	29	1	9,5	3,5	43	-157,4	24774,76
9	2	5,5	3,5	3,5	14,5	-185,9	34558,81
10	6,5	5,5	3,5	3,5	19	-181,1	32797,21

Продолжение таблицы А.9

x_i	Эксперты				Сумма рангов (\mathcal{R})	d	d ²
	1э	2э	3э	4э			
11	2	5,5	9,5	2,5	19,5	-180,9	32724,81
12	29	13,1	15	8,5	65,6	-134,8	18171,04
13	49	30,5	15	44,5	139	-61,4	3769,96
14	16,5	30,5	15	44,5	106,5	-93,9	8817,21
15	2	5,5	9,5	2,5	19,5	-180,9	32724,81
16	16,5	52	29	31,5	129	-71,4	5097,96
17	16,5	52	29	31,5	129	-71,4	5097,96
18	6,5	5,5	9,5	8,5	30	-170,1	28934,01
19	6,5	5,5	3,5	8,5	24	-176,1	31011,21
20	6,5	5,5	3,5	8,5	24	-176,1	31011,21
21	6,5	5,5	3,5	8,5	24	-176,1	31011,21
22	6,5	5,5	3,5	8,5	24	-176,1	31011,21
23	29	30,5	29	31,5	120	-80,4	6464,16
24	29	30,5	29	31,5	120	-80,4	6464,16
25	73	70,5	55,5	78,5	277,5	77,1	5944,41
26	73	70,5	55,5	78,5	277,5	77,1	5944,41
27	62,5	70,5	55,5	78,5	267	66,6	4435,56
28	92,5	70,5	98	78,5	339,5	139,1	19348,81
29	49	70,5	98	78,5	296	95,6	9139,36
30	16,5	52	55,5	78,5	202,5	2,1	4,41
31	62,5	70,5	70,5	90,5	294	93,6	8760,96
32	62,5	70,5	70,5	90,5	294	93,6	8760,96
33	62,5	70,5	70,5	90,5	294	93,6	8760,96
34	62,5	70,5	70,5	90,5	294	93,6	8760,96
35	73	30,5	98	90,5	292	91,6	8390,56
36	73	90,5	98	19	280,5	80,1	6416,01
37	73	90,5	98	19	280,5	80,1	6416,01
38	49	52	46	19	166	-34,4	1183,36
39	49	52	29	19	149	-51,4	2641,96
40	29	52	29	19	129	-71,4	5097,96
41	29	13,5	98	19	159,5	-41,3	1705,69
42	29	30,5	55,5	44,5	159,5	-40,9	1672,81
43	29	30,5	98	19	176,5	-23,9	571,21
44	73	70,5	55,5	44,5	243,5	43,1	1857,61
45	73	70,5	55,5	19	218	17,6	309,76
46	73	70,5	98	19	260,5	60,1	3612,01
47	73	90,5	55,5	44,5	263,5	63,1	3981,61
48	73	90,5	55,5	19	238	37,6	1413,76
49	73	90,5	55,5	19	238	37,6	1413,76
50	62,5	70,5	70,5	44,5	248	47,6	2265,76
51	49	70,5	70,5	19	209	8,6	73,96
52	49	70,5	70,5	19	209	8,6	73,96
53	49	70,5	55,5	44,5	219,5	19,1	364,81
54	16,5	30,5	55,5	78,5	181	-19,4	376,36
55	29	30,5	55,5	78,5	193,5	-6,9	47,61

Продолжение таблицы А.9

x_i	Эксперты				Сумма рангов (\mathcal{R})	d	d ²
	1э	2э	3э	4э			
56	29	52	55,5	78,5	215	14,6	213,16
57	29	52	55,5	44,5	181	-19,4	376,36
58	29	52	55,5	44,5	181	-19,4	376,36
59	29	52	46	44,5	171,5	-28,9	835,21
60	92,5	90,5	70,5	78,5	332	131,6	17318,56
61	92,5	90,5	70,5	78,5	332	131,6	17318,56
62	92,5	90,5	70,5	78,5	332	131,6	17318,56
63	92,5	90,5	70,5	78,5	332	131,6	17318,56
64	92,5	90,5	70,5	78,5	332	131,6	17318,56
65	92,5	90,5	70,5	78,5	332	131,6	17318,56
66	92,5	90,5	70,5	78,5	332	131,6	17318,56
67	92,5	90,5	70,5	78,5	332	131,6	17318,56
68	92,5	90,5	70,5	78,5	332	131,6	17318,56
69	92,5	90,5	70,5	78,5	332	131,6	17318,56
70	92,5	90,5	70,5	78,5	332	131,6	17318,56
71	92,5	90,5	70,5	78,5	332	131,6	17318,56
72	92,5	90,5	70,5	78,5	332	131,6	17318,56
73	92,5	90,5	70,5	78,5	332	131,6	17318,56
74	92,5	90,5	70,5	78,5	332	131,6	17318,56
75	92,5	90,5	70,5	78,5	332	131,6	17318,56
76	92,5	90,5	70,5	78,5	332	131,6	17318,56
77	29	90,5	70,5	78,5	268,5	68,1	4637,61
78	29	52	29	31,5	141,5	-58,9	3469,21
79	29	52	29	31,5	141,5	-58,9	3469,21
80	16,5	30,5	29	31,5	107,5	-92,9	8630,41
81	16,5	30,5	29	31,5	107,5	-92,9	8630,41
82	16,5	52	29	31,5	129	-71,4	5097,96
83	29	30,5	29	78,5	167	-33,4	1115,56
84	29	30,5	29	78,5	167	-33,4	1115,56
85	16,5	30,5	29	44,5	120,5	-79,9	6384,01
86	29	30,5	29	78,5	167	-33,4	1115,56
87	29	30,5	29	19	107,5	-92,9	8630,41
88	29	30,5	29	78,5	167	-33,4	1115,56
89	49	52	46	31,5	178,5	-21,9	479,61
90	49	52	46	31,5	178,5	-21,9	479,61
91	49	52	55,5	31,5	188	-12,4	153,76
92	49	52	46	78,5	225,5	25,1	630,01
93	49	52	46	78,5	225,5	25,1	630,01
94	49	52	46	78,5	225,5	25,1	630,01
95	16,5	52	46	78,5	193	-7,4	54,76
96	16,5	30,5	46	78,5	171,5	-28,9	835,21
97	16,5	30,5	55,5	78,5	181	-19,4	376,36
98	62,5	70,5	55,5	90,5	279	78,6	6177,96
99	62,5	70,5	46	90,5	269,5	69,1	4774,81
100	29	70,5	46	78,5	224	23,6	556,96

Продолжение таблицы А.9.

x_i	Эксперты				Сумма рангов (\mathcal{R})	d	d ²
	1э	2э	3э	4э			
101	16,5	13,5	9,5	2,5	42	-158,4	25217,44
Σ	5060	5060	5060	5060	20240	1,3	918474

Таблица А.10- Расположение факторов по значимости

Наименование параметра	(x_i)	Сумма рангов
Коэффициент крепости пород по шкале профессора Протодяконова	28	339,5
Количество воздуха по факту газовыделения	60	332
Количество воздуха по пылевому фактору	61	332
Количество воздуха по газам после проведения взрывных работ для проветривания тупиковых горных выработок	62	332
Количество воздуха по газам после проведения взрывных работ для проветривания восстающих горных выработок	63	332
Критическая длина выработки	64	332
Количество воздуха по газам после взрывания вееров скважин при торцевом выпуске руды	65	332
Количество воздуха после проведения массовых взрывов	66	332
Количество воздуха после вторичного дробления негабаритов взрывным способом	67	332
Количество воздуха при работе в выработке машин с ДВС	68	332
Количество воздуха по компонентам выхлопных газов	69	332
Количество воздуха для машин с ДВС по содержанию кислорода	70	332
Количество воздуха для проветривания действующих горных выработок	71	332
Количество воздуха для проветривания выработок, в которых не ведутся горные работы	72	332
Количество воздуха для проветривания технологических камер	73	332
Количество воздуха для проветривания участка добычного блока	74	332
Количество воздуха для проветривания откаточного горизонта	75	332
Количество воздуха для проветривания рудника	76	332
Категория выработки по газу и пыли	29	296
Ширина выработки	31	294
Высота выработки в свету	32	294
Площадь поперечного сечения в проходке	33	294
Площадь поперечного сечения выработки в свету	34	294
Необходимое количество шпуров на забой	35	292
Длина заходки	36	280,5
Средняя глубина шпуров	37	280,5
Протяженность горной выработки	98	279
Продолжительность крепления выработки на полную длину	25	277,5
Структура породного массива	26	277,5
Среднедлительный параметр сейсмичности	99	269,5

Продолжение таблицы А.10

Наименование параметра	(x_i)	Сумма рангов
Плотность пород в массиве	27	267
Объём буровых работ на 1 м ³ выработки	47	263,5
Объём горной массы после проведения взрывных работ	46	260,5
Вероятная длина развала породы	50	248
Объём буровых работ	44	243,5
Объём горной массы на 1 м выработки	48	238
Объём горной массы на 1 м ³ выработки	49	238
Минимальное количество анкеров в сечении выработки	92	225,5
Несущая способность анкера	93	225,5
Время на бурение шпуров под анкера	94	225,5
Основной прогностический параметр сейсмичности	100	224
Продолжительность заряжания и взрывания	53	219,5
Объём буровых работ на 1 м выработки	45	218
Количество воздуха для проветривания забоев, по факторам разбавления газов после буровзрывных работ	56	215
Техническая производительность бурильной установки	51	209
Время на механизированное бурение шпуров	52	209
Объём выемки	30	202,5
Мощность пласта свиты	5	200,5
Угол падения пласта	7	200,5
Аэродинамическое сопротивление гибкого трубопровода	55	193,5
Время на установку всех анкеров	95	193
Длина наклонного в продольном направлении выработки анкера	91	188
Расстояние по нормали между пластами	6	187
Длина трубопровода	54	181
Количество воздуха, подаваемое в забой, по количеству людей в забое	57	181
Количество воздуха по минимально допустимой скорости воздуха	58	181
Длина наклонного в продольном направлении выработки анкера	91	181
Продолжительность погрузки	89	178,5
Длина горизонтально устанавливаемого анкера	90	178,5
Удельный расход ВВ на 1 м ³ выработки	43	176,5
Количество воздуха по суммарной мощности одновременно работающих двигателей проходческого оборудования	59	171,5
Продолжительность нанесения бетонной крепи на длину заходки	96	171,5
Удельный расход ВВ на 1 м ³ выработки		
Сила тяги максимальная, которую развивает порожняя машина на укатанной, мокрой, слегка грязной дороге	83	167
Часовая эксплуатационная производительность ПДМ	84	167
Время движения машины	86	167
Полная длина тормозного пути порожней и груженой ПДМ	88	167
Масса заряда	38	166

Продолжение таблицы А.10

Наименование параметра	(x_i)	Сумма рангов
Доля занимаемого ВВ в сечении шпура	41	159,5
Удельный расход ВВ на 1м	42	159,5
Размер шахтного поля по простиранию	1	153
Размер шахтного поля по падению	2	153
Объем ВВ в шпурах	39	149
Депрессия трубопровода по всей длине выработки	78	141,5
Сила тяги грузовой ПДМ, развиваемая на уклоне	79	141,5
Расстояние от поверхности до верхней тех. границы шахтного поля	4	139
Размер яруса	13	139
Длина главного наклонного ствола	16	129
Длина главного вертикального ствола	17	129
Объем заряжаемой части в шпурах	40	129
Объем заряжаемой части в шпурах	82	129
Сила тяги порожней ПДМ, развиваемая на уклоне	85	120,5
Диаметр ствола	23	120
Глубина ствола	24	120
Максимальная сила тяги грузовой машины на укатанной, мокрой, слегка грязной дороге	80	107,5
Скорость движения ПДМ по уклону вверх	81	107,5
Сменная эксплуатационная производительность ПДМ	87	107,5
Количество ярусов	14	106,5
Глубина нижней границы шахтного поля	12	65,6
Сопrotивляемость пласта резанию	8	43
Коэффициент водообильности	3	42
Количество модулей порошкового пожаротушения при использовании локального способа тушения пожаров.	101	42
Объем выемки	30	18
Промышленные запасы	19	24
Коэффициент извлечения запасов	20	24
Уточненный срок службы шахты	21	24
Полный срок службы шахты	22	24
Диаметр ствола	23	24
Годовая производственная мощность шахты	11	19,5
Уточненный размер шахтного поля по падению	15	19,5
Суточная производственная мощность шахты	10	19
Природная метаноносность пласта	9	14,5

Таблица А.11 - Расчет весов параметров

Наименование параметра	(x_i)	Сумма рангов (\mathcal{R})	Вес (λ)
Коэффициент крепости пород по шкале профессора Протодяконова	28	339,5	0,016774
Количество воздуха по факту газовыделения	60	332	0,016403
Количество воздуха по пылевому фактору	61	332	0,016403

Продолжение таблицы А.11

Наименование параметра	(x_i)	Сумма рангов (\mathcal{R})	Вес (λ)
Количество воздуха по газам после проведения взрывных работ для проветривания тупиковых горных выработок	62	332	0,016403
Количество воздуха по газам после проведения взрывных работ для проветривания восстающих горных выработок	63	332	0,016403
Критическая длина выработки	64	332	0,016403
Количество воздуха по газам после взрывания вееров скважин при торцевом выпуске руды	65	332	0,016403
Количество воздуха после проведения массовых взрывов	66	332	0,016403
Количество воздуха после вторичного дробления негабаритов взрывным способом	67	332	0,016403
Количество воздуха при работе в выработке машин с ДВС	68	332	0,016403
Количество воздуха по компонентам выхлопных газов	69	332	0,016403
Количество воздуха для машин с ДВС по содержанию кислорода	70	332	0,016403
Количество воздуха для проветривания действующих горных выработок	71	332	0,016403
Количество воздуха для проветривания выработок, в которых не ведутся горные работы	72	332	0,016403
Количество воздуха для проветривания технологических камер	73	332	0,016403
Количество воздуха для проветривания участка добычного блока	74	332	0,016403
Количество воздуха для проветривания откаточного горизонта	75	332	0,016403
Количество воздуха для проветривания рудника	76	332	0,016403
Ширина выработки	31	294	0,014526
Высота выработки в свету	32	294	0,014526
Площадь поперечного сечения в проходке	33	294	0,014526
Площадь поперечного сечения выработки в свету	34	294	0,014526
Необходимое количество шпуров на забой	35	292	0,014427
Длина заходки	36	280,5	0,013859
Средняя глубина шпуров	37	280,5	0,013859
Протяженность горной выработки	98	279	0,013785
Продолжительность крепления выработки на полную длину	25	277,5	0,01371
Структура породного массива	26	277,5	0,01371
Среднедлительный параметр сейсмичности	99	269,5	0,013315

Продолжение таблицы А.11

Наименование параметра	(x_i)	Сумма рангов (\mathcal{R})	Вес (λ)
Производительность вентиляторной установки	77	268,5	0,013266
Плотность пород в массиве	27	267	0,013192
Объем буровых работ на 1 м ³ выработки	47	263,5	0,013019
Объем горной массы после проведения	46	260,5	0,012871
Вероятная длина развала породы	50	248	0,012253
Объем буровых работ	44	243,5	0,012031
Объем горной массы на 1 м выработки	48	238	0,011759
Объем горной массы на 1 м ³ выработки	49	238	0,011759
Минимальное количество анкеров в сечении	92	225,5	0,011141
Несущая способность анкера	93	225,5	0,011141
Время на бурение шпуров под анкера	94	225,5	0,011141
Основной прогностический параметр	100	224	0,011067
Продолжительность заряжания и взрывания	53	219,5	0,010845
Объем буровых работ на 1 м выработки	45	218	0,010771
Количество воздуха для проветривания забоев,	56	215	0,010623
Техническая производительность бурильной	51	209	0,010326
Время на механизированное бурение шпуров	52	209	0,010326
Объем выемки	30	202,5	0,010005
Мощность пласта свиты	5	200,5	0,009906
Угол падения пласта	7	200,5	0,009906
Аэродинамическое сопротивление гибкого	55	193,5	0,00956
Время на установку всех анкеров	95	193	0,009536
Длина наклонного в продольном направлении	91	188	0,009289
Расстояние по нормали между пластами	6	187	0,009239
Длина трубопровода	54	181	0,008943
Количество воздуха, подаваемое в забой, по	57	181	0,008943
Количество воздуха по минимально	58	181	0,008943
Длина наклонного в продольном направлении	91	181	0,008943
Продолжительность погрузки	89	178,5	0,008819
Длина горизонтально устанавливаемого анкера	90	178,5	0,008819
Удельный расход ВВ на 1 м ³ выработки	43	176,5	0,00872
Размер шахтного поля по простиранию	1	153	0,007559
Размер шахтного поля по падению	2	153	0,007559
Объем ВВ в шпурах	39	149	0,007362
Депрессия трубопровода по всей длине	78	141,5	0,006991
Сила тяги груженой ПДМ, развиваемая на	79	141,5	0,006991
Расстояние от поверхности до верхней тех.	4	139	0,006868
Размер яруса	13	139	0,006868
Длина главного наклонного ствола	16	129	0,006374
Длина главного вертикального ствола	17	129	0,006374
Объем заряжаемой части в шпурах	40	129	0,006374
Объем заряжаемой части в шпурах	82	129	0,006374
Сила тяги порожней ПДМ, развиваемая на	85	120,5	0,005954
Диаметр ствола	23	120	0,005929

Продолжение таблицы А.11

Наименование параметра	(x_i)	Сумма рангов (\mathcal{R})	Вес (λ)
Максимальная сила тяги груженой машины на	80	107,5	0,005311
Скорость движения ПДМ по уклону вверх	81	107,5	0,005311
Сменная эксплуатационная	87	107,5	0,005311
Количество ярусов	14	106,5	0,005262
Глубина нижней границы шахтного поля	12	65,6	0,003241
Сопrotивляемость пласта резанию	8	43	0,002125
Коэффициент водообильности	3	42	0,002075
Количество модулей порошкового пожаротушения при использовании локального способа тушения пожаров.	101	42	0,002075
Объем выемки	30	18	0,000889
Промышленные запасы	19	24	0,001186
Коэффициент извлечения запасов	20	24	0,001186
Уточненный срок службы шахты	21	24	0,001186
Полный срок службы шахты	22	24	0,001186
Диаметр ствола	23	24	0,001186
Годовая производственная мощность шахты	11	19,5	0,000963
Уточненный размер шахтного поля по	15	19,5	0,000963
Суточная производственная мощность шахты	10	19	0,000939
Природная метаноносность пласта	9	14,5	0,000716

Таблица А.12-Выбор наиболее значимых параметров

Название параметра	Вес	Процент веса	Отсечка
Коэффициент крепости пород по шкале профессора Протодяконова	0,016774	1,68%	80,00%
Количество воздуха по факту газовыделения	0,016403	1,64%	80,00%
Количество воздуха по пылевому фактору	0,016403	1,64%	80,00%
Количество воздуха по газам после проведения взрывных работ для проветривания тупиковых	0,016403	1,64%	80,00%
Количество воздуха по газам после проведения взрывных работ для проветривания	0,016403	1,64%	80,00%
Критическая длина выработки	0,016403	1,64%	80,00%
Количество воздуха по газам после взрывания веером скважин при торцевом выпуске руды	0,016403	1,64%	80,00%
Количество воздуха после проведения	0,016403	1,64%	80,00%
Количество воздуха после вторичного дробления негабаритов взрывным способом	0,016403	1,64%	80,00%
Количество воздуха при работе в выработке	0,016403	1,64%	80,00%
Количество воздуха по компонентам	0,016403	1,64%	80,00%
Количество воздуха для машин с ДВС по	0,016403	1,64%	80,00%
Количество воздуха для проветривания	0,016403	1,64%	80,00%
Количество воздуха для проветривания выработок, в которых не ведутся горные	0,016403	1,64%	80,00%

Продолжение таблицы А.12

Название параметра	Вес	Процент веса	Отсечка
Количество воздуха для проветривания технологических камер	0,016403	1,64%	80,00%
Количество воздуха для проветривания участка добычного блока	0,016403	1,64%	80,00%
Количество воздуха для проветривания откаточного горизонта	0,016403	1,64%	80,00%
Количество воздуха для проветривания рудника	0,016403	1,64%	80,00%
Ширина выработки	0,014526	1,45%	80,00%
Высота выработки в свету	0,014526	1,45%	80,00%
Площадь поперечного сечения в проходке	0,014526	1,45%	80,00%
Площадь поперечного сечения выработки в	0,014526	1,45%	80,00%
Необходимое количество шпуров на забой	0,014427	1,44%	80,00%
Длина заходки	0,013859	1,39%	80,00%
Средняя глубина шпуров	0,013859	1,39%	80,00%
Протяженность горной выработки	0,013785	1,38%	80,00%
Продолжительность крепления выработки на	0,01371	1,37%	80,00%
Структура породного массива	0,01371	1,37%	80,00%
Среднедлительный параметр сейсмичности	0,013315	1,33%	80,00%
Производительность вентиляторной установки	0,013266	1,33%	80,00%
Плотность пород в массиве	0,013192	1,32%	80,00%
Объём буровых работ на 1 м ³ выработки	0,013019	1,30%	80,00%
Объём горной массы после проведения	0,012871	1,29%	80,00%
Вероятная длина развала породы	0,012253	1,23%	80,00%
Объём буровых работ	0,012031	1,20%	80,00%
Объём горной массы на 1 м выработки	0,011759	1,18%	80,00%
Объём горной массы на 1 м ³ выработки	0,011759	1,18%	80,00%
Минимальное количество анкеров в сечении	0,011141	1,11%	80,00%
Несущая способность анкера	0,011141	1,11%	80,00%
Время на бурение шпуров под анкера	0,011141	1,11%	80,00%
Основной прогностический параметр	0,011067	1,11%	80,00%
Продолжительность заряжания и взрывания	0,010845	1,08%	80,00%
Объём буровых работ на 1 м выработки	0,010771	1,08%	80,00%
Кол-во воздуха для проветривания забоев, по факторам разбавления газов после буровзрывных работ	0,010623	1,06%	80,00%
Техническая производительность бурильной	0,010326	1,03%	80,00%
Время на механизированное бурение шпуров	0,010326	1,03%	80,00%
Объём выемки	0,010005	1,00%	80,00%
Мощность пласта свиты	0,009906	0,99%	80,00%
Угол падения пласта	0,009906	0,99%	80,00%
Аэродинамическое сопротивление гибкого	0,00956	0,96%	80,00%
Время на установку всех анкеров	0,009536	0,95%	80,00%
Длина наклонного в продольном направлении	0,009289	0,93%	80,00%
Расстояние по нормали между пластами	0,009239	0,92%	80,00%
Длина трубопровода	0,008943	0,89%	80,00%

Продолжение таблицы А.12

Название параметра	Вес	Процент веса	Отсечка
Количество воздуха, подаваемое в забой, по количеству людей в забое	0,008943	0,89%	80,00%
Количество воздуха по минимально допустимой	0,008943	0,89%	80,00%
Длина наклонного в продольном направлении	0,008943	0,89%	80,00%
Продолжительность погрузки	0,008819	0,88%	80,00%
Длина горизонтально устанавливаемого анкера	0,008819	0,88%	80,00%
Удельный расход ВВ на 1 м ³ выработки	0,00872	0,87%	80,00%
Размер шахтного поля по простиранию	0,007559	0,76%	80,00%
Размер шахтного поля по падению	0,007559	0,76%	80,00%
Объем ВВ в шпурах	0,007362	0,74%	80,00%
Депрессия трубопровода по всей длине	0,006991	0,70%	80,00%
Сила тяги груженой ПДМ, развиваемая на	0,006991	0,70%	80,00%
Расстояние от поверхности до верхней тех.	0,006868	0,69%	80,00%
Размер яруса	0,006868	0,69%	80,00%
Длина главного наклонного ствола	0,006374	0,64%	80,00%
Длина главного вертикального ствола	0,006374	0,64%	80,00%
Объем заряжаемой части в шпурах	0,006374	0,64%	80,00%
Объем заряжаемой части в шпурах	0,006374	0,64%	80,00%
Сила тяги порожней ПДМ, развиваемая на	0,005954	0,60%	80,00%
Диаметр ствола	0,005929	0,59%	80,00%
Глубина ствола	0,005929	0,59%	80,00%
Максимальная сила тяги груженой машины на	0,005311	0,53%	80,00%
Скорость движения ПДМ по уклону вверх	0,005311	0,53%	80,00%
Сменная эксплуатационная производительность	0,005311	0,53%	80,00%
Количество ярусов	0,005262	0,53%	80,00%
Глубина нижней границы шахтного поля	0,003241	0,32%	80,00%
Сопrotивляемость пласта резанию	0,002125	0,21%	80,00%
Коэффициент водообильности	0,002075	0,21%	80,00%
Количество модулей порошкового пожаротушения при использовании локального способа тушения пожаров	0,002075	0,21%	80,00%
Объем выемки	0,000889	0,09%	80,00%
Промышленные запасы	0,001186	0,12%	80,00%
Коэффициент извлечения запасов	0,001186	0,12%	80,00%
Уточненный срок службы шахты	0,001186	0,12%	80,00%
Полный срок службы шахты	0,001186	0,12%	80,00%
Диаметр ствола	0,001186	0,12%	80,00%
Годовая производственная мощность шахты	0,000963	0,10%	80,00%
Уточненный размер шахтного поля по падению	0,000963	0,10%	80,00%
Суточная производственная мощность шахты	0,000939	0,09%	80,00%
Природная метаноносность пласта	0,000716	0,07%	80,00%

ПРИЛОЖЕНИЕ Б

Результаты разработки математической модели системы управления вентиляцией
Кировского рудника АО «Апатит»

```

#include <iostream>

using namespace std;

int main()
{
    int i,j,t,tk,k;
    float lx=100, ly=50, lz=20;
    float dx=2.5, dy=1.25, dz=0.5;
    float w=40, diam=0.3;
    tk=10000;
    double dt = 0.001;
    float d=0.2, k1=0.1, k2=0.05, c_a=0.01, c_s=0.005, u;
    u=w*diam/2;
    float arr[40][40][40];
    float arr1[40][40][40];
    for(int i=0; i<40; i++)
        for(int j=0; j<40; j++)
            for(int k=0; k<40; k++)
                { arr[i][j][k] = 0.5; }

    for(int i=0; i<40; i++)
        for(int j=0; j<40; j++)
            { arr[i][j][1]=0.6;
              arr[i][j][0]=0.7; } // нижняя граница

    for (int t=1; t<tk; t++){
        for(int i=1; i<40-1; i++)
            for(int j=1; j<40-1; j++)
                for(int k=1; k<40-1; k++)
                    { arr[i][j][k] = dt/(1-d*dt)*((k1*c_a*c_s-k2*arr[i][j][k]-u*
                    (arr[i+1][j][k]-2*arr[i][j][k]+arr[i-1][j][k]))/(dx*dx)+(arr[i][j+1][k]-2*
                    arr[i][j][k]+arr[i][j-1][k]))/(dy*dy)+(arr[i][j][k+1]-2*arr[i][j][k]+arr[i][j][k-1]))/(dz*dz)); }

        for(int i=1; i<40-1; i++)
            for(int j=1; j<40-1; j++)
                for(int k=1; k<40-1; k++)
                    { arr[i][j][k]=arr[i][j][k]+arr1[i][j][k]; }

        if (tk%500==0) cout<<arr[35][35][35]<<endl;
    }
    return 0;
}

```



```

while(koef_k*t-koef_m<M1[-1]):
    tau2.append(t)
    M0.append(koef_k*t-koef_m)
    t+=1

big_T = t
t=0
t_smol = 0

while(koef_k*t-koef_m<=0):
    t_smol = t
    t+=1

big_T -=t_smol
print("K ", K,"big T", big_T, 'smol t', t_smol)
plt.figure(figsize=(12, 6))

def W_pop(K,T,t, w):
    J = 0 + 1j
    W = complex(K/(1+T*w*J)*exp(-J*w*t))
    return [np.real(W), np.imag(W)]

def lachh2(K,T,t, w):
    return sqrt(W_pop(K,T,t, w)[0]*W_pop(K,T,t, w)[0]+W_pop(K,T,t, w)[1]*W_pop(K,T,t, w)[1])

def fchh2(K, T, t, w, prev_phase=0):
    W_complex = complex(*W_pop(K, T, t, w))
    current_phase = np.angle(W_complex, deg=True)
    phase_diff = current_phase - prev_phase
    if phase_diff < -180:
        current_phase += 360
    elif phase_diff > 180:
        current_phase -= 360
    return current_phase

ww = []
aa = []
bb = []
w_values = np.logspace(-3, -1, 100) # от 0.01 до 100
magnitude_values = []
phase_values = []
prev_phase = 0

w_srez = None
M_srez = None

# Рассчитайте значения ЛАЧХ и ФЧХ для каждой частоты
for w in w_values:
    magnitude_values.append(lachh2(K, big_T, t_smol, w))
    phase_values.append(fchh2(K, big_T, t_smol, w, prev_phase))

# Проверка условия для сохранения значений на ФЧХ = -180
if prev_phase > -90 and phase_values[-1] <= -90:
    w_srez = w
    M_srez = magnitude_values[-1]

# Обновление предыдущего значения фазы
prev_phase = phase_values[-1]

# Вывод значений на ФЧХ = -180

```

Таблица Б.1 – Экспериментальные данные образования угарного газа

Время, сек	Скорость вращения вентилятора, об/мин	Концентрация СО
1	1480	28,70
2	1480	28,40
3	1480	28,05
4	1480	28,60
5	1480	28,40
6	1480	28,60
7	1480	28,50
8	1480	28,40
9	1480	27,60
10	1480	27,00
11	1480	26,80
12	1480	26,03
13	1480	25,90
14	1480	25,90
15	1480	25,00
16	1480	24,60
17	1480	24,40
18	1480	24,20
19	1480	24,00
20	1480	23,60
21	1480	23,60
22	1480	23,60
23	1480	23,23
24	1480	23,10
25	1480	23,20
26	1480	23,00
27	1480	23,00
28	1480	23,00
29	1480	23,00
30	1480	22,20

```

import numpy as np
from scipy.integrate import odeint
import matplotlib.pyplot as plt

tk = 1800
dt=1
C1 = np.zeros(int(tk/dt+1))
C2 = np.zeros(int(tk/dt+1))
C3 = np.zeros(int(tk/dt+1))
C4 = np.zeros(int(tk/dt+1))
C1[0]=10
C2[0]=25
C3[0]=0.2
C4[0]=0.5

t = np.zeros(int(tk/dt+1))

K1=0.5
T1=600      #коэффициенты передаточной функции объекта по пыли
g1=0

Kr1=6.8
Ki1=0.004   #коэффициенты регулятора по пыли
Kd1=2.5

e1=g1-C1[0]
es1=e1
ep1=e1      #инициализация ошибок по пыли
de1=(e1-ep1)/dt

K2=0.3
T2=600      #коэффициенты передаточной функции объекта по
температуре
g2=0

Kr2=13.8
Ki2=0.0214  #коэффициенты регулятора по температуре
Kd2=0.045

e2=g2-C2[0]
es2=e2
ep2=e2      #инициализация ошибок по температуре
de2=(e2-ep2)/dt

K3=0.5
T3=600      #коэффициенты передаточной функции объекта по NO2
g3=0

Kr3=12.26
Ki3=0.0196  #коэффициенты регулятора по NO2

```

```

Kd3=0.0076

e3=g3-C3[0]
es3=e3
ep3=e3          #инициализация ошибок по NO2
de3=(e3-ep3)/dt

K4=0.24
T4=600          #коэффициенты передаточной функции объекта по CO
g4=0

Kr4=14.83
Ki4=0.0246     #коэффициенты регулятора по CO
Kd4=0.05

e4=g4-C4[0]
es4=e4
ep4=e4          #инициализация ошибок по CO
de4=(e4-ep4)/dt

for i in range(1, int(tk/dt+1)):
    t[i]=t[i-1]+dt

    u1=e1*Kr1+es1*Ki1*dt+Kd1*del # управляющее воздействие для пыли
    u2=e2*Kr2+es2*Ki2*dt+Kd2*de2 # управляющее воздействие для
    температур
    u3=e3*Kr3+es3*Ki3*dt+Kd3*de3 # управляющее воздействие для NO2
    u4=e4*Kr4+es4*Ki4*dt+Kd4*de4 # управляющее воздействие для CO
    u=max(u1,u2,u3,u4) # максимальное из рассчитанных управлений(
    устройство управления 1 шт)

    C1[i]=(K1*u*dt+T1*C1[i-1])/(T1+dt) #передаточная функция
    объекта по пыли
    ep1=e1 # значение ошибки в предыдущий момент времени по пыли
    e1=g1-C1[i] # ошибка в текущий момент времени по пыли
    es1+=e1 #накопившаяся ошибка по пыли
    del=(e1-ep1)/dt #скорость изменения ошибки по пыли

    C2[i]=(K2*u*dt+T2*C2[i-1])/(T2+dt) #передаточная функция
    объекта по температуре
    ep2=e2 # значение ошибки в предыдущий момент времени по
    температуре
    e2=g2-C2[i] # ошибка в текущий момент времени по температуре
    es2+=e2 #накопившаяся ошибка по температуре
    de2=(e2-ep2)/dt #скорость изменения ошибки по температуре

    C3[i]=(K3*u*dt+T3*C3[i-1])/(T3+dt) #передаточная функция
    объекта по NO2
    ep3=e3 # значение ошибки в предыдущий момент времени по NO2
    e3=g3-C3[i] # ошибка в текущий момент времени по NO2
    es3+=e3 #накопившаяся ошибка по NO2

```

```
de3=(e3-ep3)/dt #скорость изменения ошибки по NO2

C4[i]=(K4*u*dt+T4*C4[i-1])/(T4+dt) #передаточная функция
объекта по CO
ep4=e4 # значение ошибки в предыдущий момент времени по CO
e4=g4-C4[i] # ошибка в текущий момент времени по CO
es4+=e4 #накопившаяся ошибка по CO
de4=(e3-ep4)/dt #скорость изменения ошибки по CO

plt.plot(t, C1)
plt.plot(t, C2)
plt.plot(t, C3)
plt.plot(t, C4)
plt.show()
```

ПРИЛОЖЕНИЕ В

Акт внедрения

УТВЕРЖДАЮ

Руководитель предприятия
ООО «СОФТ СИНТЕЗ ЛАБ»
Мартirosян Александрович



АКТ

о внедрении результатов

кандидатской диссертационной работы

Таланова Николая Александровича

Комиссия в составе:

председатель Першин Иван Митрович,

члены комиссии: Цаплева В.В., Чернышев А.Б., Флоринский О.С.

составили настоящий акт о том, что результаты диссертационной работы:

«Разработка методов и моделей оценки технического состояния шахт и подземных сооружений».

(Наименование диссертации)

представленной на соискание ученой степени кандидата технических наук использованы в разработке комплексной системы цифровизации процессов добычи полезных ископаемых в рамках деятельности предприятия при разработке системы цифровизации шахт и других объектов подземного производства.

Результаты диссертационной работы Таланова Николая Александровича:

1. Разработана математическая модель горного предприятия.
2. Разработана система управления вентиляцией при ведении подземных горных работ.
3. Разработан метод повышения стабильности эксплуатации подземных сооружений.

Заключение: Использование указанных результатов позволяет повысить качество проектирования и эффективность эксплуатации шахт и подземных сооружений; сократить затраты на проведение подземных горных работ; повысить уровень безопасности при ведении горных работ.

Председатель комиссии:

профессор, д.т.н.

Члены комиссии:

зав. каф., к.т.н.

профессор, д.т.н.

доцент, д.т.н.

Першин И.М.

Цаплева В.В.

Чернышев А.Б.

Флоринский О.С.

ПРИЛОЖЕНИЕ Г

Патент на устройство для диагностики электромагнитного поля

