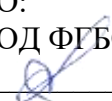


**МИНИСТЕРСТВО ОБРАЗОВАНИЯ И НАУКИ РОССИЙСКОЙ ФЕДЕРАЦИИ
ФЕДЕРАЛЬНОЕ ГОСУДАРСТВЕННОЕ БЮДЖЕТНОЕ ОБРАЗОВАТЕЛЬНОЕ
УЧРЕЖДЕНИЕ ВЫСШЕГО ОБРАЗОВАНИЯ
«МУРМАНСКИЙ АРКТИЧЕСКИЙ ГОСУДАРСТВЕННЫЙ УНИВЕРСИТЕТ»
(ФГБОУ ВО «МАГУ»)**

РАССМОТРЕНО:
на заседании УМС ФГБОУ ВО «МАГУ»

Протокол № 1 от «01» октября 2016 г.

УТВЕРЖДЕНО:
начальник ОСОД ФГБОУ ВО «МАГУ»

Л.В. Милякова
Протокол № 1 от «01» октября 2016 г.

**МЕТОДИЧЕСКИЕ УКАЗАНИЯ ПО ВЫПОЛНЕНИЮ ВЫПУСКНЫХ
КВАЛИФИКАЦИОННЫХ РАБОТ**

программы подготовки специалистов среднего звена
углубленной подготовки
по специальности

21.02.17 Подземная разработка месторождений полезных ископаемых

СОДЕРЖАНИЕ

1. Общие вопросы дипломного проектирования.....	
1.1. Значение дипломного проекта в подготовке специалистов.....	
1.2. Цель и задачи дипломного проектирования.....	
1.3. Основные требования, предъявляемые к дипломному проекту.....	
1.4. Подготовка к дипломному проектированию.....	
1.5. Организация работы над дипломным проектом.....	
1.6. Защита дипломного проекта.....	
1.7. Руководство дипломным проектированием.....	
1.8. Оформление дипломного проекта.....	
2. Содержание дипломного проекта.....	
2.1. Примерный объем дипломного проекта.....	
2.2. Примерное содержание пояснительной записки.....	
Заключение.....	
Рекомендуемый список литературы.....	
Приложения:	
1. Индивидуальное задание на дипломное проектирование.....	
2. Перечень рекомендуемых тем специальных частей дипломных проектов.....	
3. Линейный график «Подготовка блока к очистной выемке».....	

Введение.

Специалист по горным работам должен обладать **общими компетенциями**, включающими в себя способность:

ОК 1. Понимать сущность и социальную значимость своей будущей профессии, проявлять к ней устойчивый интерес.

ОК 2. Организовывать собственную деятельность, определять методы и способы выполнения профессиональных задач, оценивать их эффективность и качество.

ОК 3. Решать проблемы, оценивать риски и принимать решения в нестандартных ситуациях.

ОК 4. Осуществлять поиск, анализ и оценку информации, необходимой для постановки и решения профессиональных задач, профессионального и личностного развития.

ОК 5. Использовать информационно-коммуникационные технологии для совершенствования профессиональной деятельности.

ОК 6. Работать в коллективе и команде, обеспечивать ее сплочение, эффективно общаться с коллегами, руководством, потребителями.

ОК 7. Ставить цели, мотивировать деятельность подчиненных, организовывать и контролировать их работу с принятием на себя ответственности за результат выполнения заданий.

ОК 8. Самостоятельно определять задачи профессионального и личностного развития, заниматься самообразованием, осознанно планировать повышение квалификации.

ОК 9. Быть готовым к смене технологий в профессиональной деятельности.

Специалист по горным работам должен обладать **профессиональными компетенциями**, соответствующими видам деятельности.

1. Ведение технологических процессов горных и взрывных работ.

ПК 1.1. Оформлять техническую документацию на ведение горных и взрывных работ.

ПК 1.2. Организовывать и контролировать ведение технологических процессов на участке в соответствии с технической и нормативной документацией.

ПК 1.3. Контролировать ведение работ по обслуживанию горнотранспортного оборудования на участке.

ПК 1.4. Контролировать ведение работ по обслуживанию вспомогательных технологических процессов.

ПК 1.5. Обеспечивать выполнение плановых показателей участка.

2. Контроль за безопасностью ведения горных и взрывных работ.

ПК 2.1. Контролировать выполнение требований отраслевых норм, инструкций и правил безопасности при ведении горных и взрывных работ.

ПК 2.2. Контролировать выполнение требований пожарной безопасности.

ПК 2.3. Контролировать состояние рабочих мест и оборудования на

участке в соответствии с требованиями охраны труда.

ПК 2.4. Организовывать и осуществлять производственный контроль за соблюдением требований промышленной безопасности и охраны труда на участке.

3. Организация деятельности персонала производственного подразделения.

ПК 3.1. Проводить инструктажи по охране труда и промышленной безопасности.

ПК 3.2. Обеспечивать материальное и моральное стимулирование трудовой деятельности персонала.

ПК 3.3. Анализировать процесс и результаты деятельности персонала участка.

4. Участие в модернизации технологических процессов и реконструкции горных производств.

ПК 4.1. Анализировать эффективность существующей технологии разработки месторождения полезных ископаемых.

ПК 4.2. Участвовать в модернизации схем по внедрению в технологический процесс современного оборудования.

ПК 4.3. Участвовать в реконструкции технологических процессов разработки месторождения полезных ископаемых.

5. Выполнение работ по одной или нескольким профессиям рабочих, должностям служащих.

ПК 5.1. Вести вспомогательные работы по выемке полезного ископаемого.

ПК 5.2. Осуществлять техническое обслуживание и ремонт вагонеток, лебедок, толкателей и деревянных конструкций.

ПК 5.3. Выполнять работы по предупреждению пожаров в шахте.

6. Ведение технологических процессов строительства подземных зданий и сооружений.

ПК 6.1. Выбирать технологию, оборудование и инструменты для строительства зданий и сооружений.

ПК 6.2. Производить расчеты, связанные со строительными работами.

ПК 6.3. Оформлять документацию по строительным работам

1. Общие вопросы дипломного проектирования

1.1. Значение дипломного проекта в подготовке специалистов

В современных условиях к специалисту, в том числе со средним профессиональным образованием, предъявляются большие требования. Они определяются обязанностями, возлагаемыми на техника при назначении его на инженерно-техническую должность или на рабочее место, исполнение которых возможно лишь при наличии организационной, технической и экономической подготовки. Эти обязанности несколько изменяются в зависимости от специфики конкретного производства, но, в основном, от техника требуется следующее:

- глубокое понимание значение горнорудной промышленности в жизни страны и знание задач этой отрасли;

- необходимая подготовленность в области технологии, техники, экономики и организации современного производства на горных предприятиях;

- хорошая теоретическая подготовка по общеобразовательным, общетехническим и специальным предметам;

- практические производственные навыки, умение управлять процессами, машинами, быстро ориентироваться в производственной обстановке и принимать своевременные обоснованные решения;

- практические навыки в проектной работе, умение производить технико-экономическое сравнение и необходимые расчеты, грамотно выполнять и оформлять техническую документацию: пояснительные записки, чертежи; умение постоянно пополнять знания и опыт, проявлять в работе творческую инициативу и т.д.

Указанные качества приобретаются в процессе всего обучения студента в колледже. Выполняя дипломный проект и, затем защищая его, студенты наиболее полно познают значение изученных предметов, систематизируют, закрепляют и расширяют теоретические знания, самостоятельно анализируют технические и организационные вопросы, делают свои выводы и принимают обоснованные решения. Все это вызывает необходимость глубокой самостоятельной работы с учебной, научно-технической, справочной литературой и производственной документацией.

1.2. Цель и задачи дипломного проектирования

Цель дипломного проектирования – проверка знаний общей подготовленности студента к самостоятельному решению технических, организационных и экономических вопросов разработки рудных и нерудных месторождений полезных ископаемых.

Задачи дипломного проектирования:

- сбор необходимой информации в соответствии с индивидуальным заданием в период преддипломной практики на предприятии;
- тщательный анализ материала преддипломной практики и изыскание резервов производства на руднике по заданной теме дипломного проекта;
- выбор и технико-экономическое обоснование наиболее рациональных для конкретных условий решений по основным, вспомогательным и обслуживающим процессам на руднике;
- выполнение необходимых технико-экономических расчетов;
- выполнение графических материалов, иллюстрирующих принятые решения.

1.3. Основные требования, предъявляемые к дипломному проекту

Дипломный проект является самостоятельной работой студента, выполняемой в соответствии с индивидуальным заданием и настоящими методическими указаниями.

В задании на дипломное проектирование указываются тема, специальная часть и содержание проекта (пояснительной части и графической части), сроки выполнения работы. Темы дипломных проектов должны отвечать современным требованиям, с которыми специалисты будут встречаться на производстве, и соответствовать по степени сложности объему теоретических знаний, умений и практических навыков, полученных учащимися за время обучения в филиале.

Закрепление за студентами тем дипломных проектов с указанием руководителей оформляется директором колледжа не позднее, чем за две недели до начала преддипломной практики. Проект приказа готовит заведующий отделением на основании данных, полученных от преподавателя, назначенного консультантом в период преддипломной практики.

Темы дипломных проектов должны в основном соответствовать перечню типовых тем, который разрабатывается и уточняется преподавателем горных дисциплин ежегодно, рассматривается на заседании цикловой комиссии горных - обогатительных дисциплин и утверждается заместителем директора по учебной и воспитательной работе.

По утвержденным темам назначаются руководители дипломного проектирования, а при отсутствии их, преподаватели, назначенные консультантами в период преддипломной практики, разрабатывают индивидуальные задания для каждого студента и оформляют их на специальном бланке (Приложение 1). Каждое задание должно быть подписано руководителем дипломного проектирования, рассмотрено на заседании цикловой комиссии, подписано ее председателем и утверждено заместителем директора по учебной и воспитательной работе.

Допускается разработка дипломных проектов с техническим подтверждением (изготовление макетов, действующих моделей, тренажеров) технических средств обучения) в соответствии с планом развития учебно-материальной базы филиала. В этом случае задание на дипломное проектирование, составленное руководителем, рассматривает цикловая комиссия горных – обогатительных дисциплин, согласовывается с заместителем директора по учебной и учебно-производственной работе, председателем ГKK и утверждается директором филиала.

Изготовленные студентами изделия должны соответствовать заданию на дипломное проектирование и пояснительной записке. При выполнении коллективного дипломного проекта с техническим подтверждением по одной теме обучающихся, каждый из них

должен: иметь индивидуальное задание со строго регламентированным перечнем вопросов; в соответствии с заданием оформить свою пояснительную записку; защитить выполненную работу.

В проектных решениях должны соблюдаться нормы технологического проектирования, действующие правила и инструкции по технической эксплуатации, правила безопасности при разработке месторождений, правила безопасности при взрывных работах и т.д.

При проектировании студенты должны обратить особое внимание на использование передовых методов труда, организации производства, комплексной механизации производственных процессов, максимальному приближению решений к фактическим условиям на проектируемом участке.

В пояснительной записке проекта в соответствии с заданием должны быть выполнены все необходимые технико-экономические расчеты, обоснованно выбраны система разработки и основное технологическое оборудование, произведены расчеты процессов и операций, глубоко разработаны в тесной взаимосвязи с технологией вопроса организации и экономики производства на проектируемом участке.

Графическая часть проекта должна быть связана с техническими решениями и расчетами пояснительной записки дипломного проекта, наглядно иллюстрировать их.

Необходимо учитывать, что основными показателями эффективности проектных решений являются: безопасные условия труда, максимально-возможное извлечение полезного ископаемого из недр земли, повышение производительности труда и снижение себестоимости добычи руды. Дипломный проект должен содержать совершенно четкие, конкретные, обоснованные мероприятия по совершенствованию существующей технологии и организации производства, по улучшению условий труда на проектируемом участке, по лучшему использованию природных ресурсов, по охране окружающей среды.

1.4. Подготовка к дипломному проектированию

Непосредственно подготовительная работа к дипломному проектированию начинается со дня получения задания. Она заключается в изучении задания, получении необходимых консультаций от преподавателей по сбору и анализу материала на преддипломной практике. Получив задание, студент обязан: уяснить его сущность, понять цель и задачи проекта, определить перечень материалов и литературных источников, которые потребуются для выполнения работы.

Материал для проектирования подбирается в период преддипломной практики и оформляется в виде отчета с графическими приложениями. Собранный материал должен содержать реальные данные о производстве, перспективные исследования и испытания, опыт передовых коллективов и отдельных трудящихся рудника.

К собираемым материалам нужно относиться критически. Технология производства, организация труда, применяемое оборудование, технико-экономические показатели на отдельных рудниках и горных участках не всегда отвечают современным требованиям. Возможны также и нарушения технологии производства, техники безопасности и правил технической эксплуатации, бесхозяйственное отношение к материальным и трудовым ресурсам, к эксплуатации месторождения полезного ископаемого, к охране окружающей среды. Необходимо установить причины этого, наметить пути устранения недостатков.

Весь собранный материал необходимо систематизировать по разделам дипломного задания. В период практики рекомендуется пользоваться возможностями научно-технической библиотеки. При чтении литературы и производственных материалов следует делать необходимые выписки и копии примеров, расчетов, формул, таблиц, зарисовки, которые в дальнейшем могут быть полезными при проектировании.

В период преддипломной практики студент обязан: хорошо усвоить сущность применяемой на руднике системы разработки, достоинства, недостатки и перспективы ее дальнейшего совершенствования; понять принципы организации и управления производством на руднике, методику расчета параметров конструктивных элементов системы разработки, всех процессов и операций, затрат на производство и т.д.

1.5. Организация работы над дипломным проектом

Допуск студентов к дипломному проектированию оформляется приказом директора не позднее, чем за день до начала дипломного проектирования. К дипломному проектированию допускаются студенты, имеющие по всем изученным предметам и производственным практикам, согласно учебного плана, только положительные оценки. Передача экзаменов и зачетов с целью повышения оценок по предметам и практикам после начала дипломного проектирования категорически запрещается. Готовность обучающегося к дипломному проектированию определяет назначенный ранее руководитель или преподаватель, назначенный консультантом в период преддипломной практики. Проект приказа о допуске к проектированию готовит заведующий отделением на основании данных руководителей или преподавателя – консультанта в период преддипломной практики.

Дипломное проектирование должно осуществляться в соответствии с индивидуальными графиками, подписанными руководителем, выданными каждому обучающемуся в первую неделю после начала дипломного проектирования.

Контроль выполнения графиков производится: руководителем дипломного проектирования – не реже одного раза в три дня; цикловой комиссией – не реже одного раза в две недели.

Выполнив отдельную часть проекта, студент представляет ее для проверки руководителю и, исправив полученные замечания, приступает к выполнению последующих частей. Доля материала, представляемая для проверки, определяется руководителем.

В процессе проектирования обучающийся обязан являться к руководителю на консультации согласно утвержденному графику, имеющему силу расписания учебных занятий. Работа над дипломным проектом ведется в основном в специально отведенной аудитории, оснащенной необходимыми пособиями, справочниками и т.д.

В процессе проектирования индивидуальный график может уточняться только по согласованию с зав.отделением. Обучающийся, систематически нарушающий график выполнения дипломного проекта, как правило, от дипломного проектирования по представлению зав. отделением решением директора или зам. директора по учебной работе отстраняется со всеми вытекающими последствиями. Дипломный проект быть полностью выполнен не позднее, чем за неделю до первого дня защиты.

1.6. Защита дипломного проекта

Защита дипломных проектов производится в соответствии с графиком, утвержденным не позднее, чем за две недели до начала защиты. Защита дипломного проекта в Государственной квалификационной комиссии является завершающим этапом работы над дипломным проектом, поэтому к ней необходимо тщательно подготовиться. Подготовка обычно сводится к устранению пробелов в знаниях по изученным предметам и составлению конспекта доклада, к анализу замечаний в отзывах и рецензиях, к выработке ответов на замечания.

Доклад рекомендуется построить по следующей схеме:

- формулировка задания и целевая установка его;
- краткая характеристика предприятия, рудника и проектируемого участка;
- освещение положительного опыта и недостатков в работе участка или конструкции блока, явившихся объектами проектирования;
- сообщение основных решений, принятых студентом, и их обоснование;
- сообщение основных технико-экономических показателей проекта, полученной экономической эффективности и методики ее расчета.

В докладе необходимо более подробно осветить специальную часть проекта, выделив все самое существенное и принципиально важное, характеризующее элементы творческой работы студента над актуальными вопросами производства. Доклад должен быть четким и кратким. Нет необходимости включать в него описание деталей и вопросов, имеющих второстепенное значение. Это может быть освещено в ответах на вопросы членов ГKK. По установившейся практике, продолжительность доклада обычно составляет 12-15 минут, но во всех случаях она должна быть не более 20-25 мин. Во время проекта защиты членами ГKK студенту могут быть заданы вопросы, как по проекту, так и по предметам учебного плана. Ответы на вопросы должны быть обдуманными, краткими, четкими, обоснованными. В необходимых случаях по разрешению председателя ГKK обучающийся для подготовки к ответу может воспользоваться пояснительной запиской. При докладе и ответах на вопросы учащийся **обязан пользоваться чертежами проекта.**

1.7. Руководство дипломным проектированием

Общее руководство дипломным проектированием по специальности осуществляет заведующий отделением, обязанности которого изложены в "Методических рекомендациях по организации и контролю дипломного проектирования". Для руководства дипломным проектированием непосредственно у каждого учащегося приказом директора назначается руководитель из числа преподавателей филиала или специалистов с предприятий. Руководитель дипломного проектирования:

1.7.1. Своевременно разрабатывает и выдает студентам задание на дипломное проектирование;

1.7.2. Составляет перечень вопросов, которые необходимо изучить при прохождении преддипломной практики, рекомендует перечень научно-технической и справочной литературы, производственной документации;

1.7.3. В период преддипломной практики по просьбе студента проводит необходимые консультации;

1.7.4. Проверяет качество собранного материала во время преддипломной практики, уточняет задание на дипломное проектирование

1.7.5. В течение первой недели дипломного проектирования:

- уточняет порядок и последовательность выполнения проекта, объем работы,
- содержание пояснительной записки и графической части;
- совместно со студентом составляют график работы над дипломным проектом,
- составляет расписание консультаций,

1.7.6. Проводит консультации в соответствии с утвержденным расписанием; оказывает студентам методическую помощь в подборе литературы и материалов для дипломного проектирования, в решении наиболее сложных вопросов;

1.7.7. На каждой консультации контролирует выполнение индивидуального графика дипломного проектирования и проверяет содержание выполненной части дипломного проекта;

1.7.8. Не реже одного раза в неделю устно или письменно сообщает заведующему отделением данные о ходе дипломного проектирования у закрепленных студентов, своевременно принимает все необходимые меры в случае нарушения графика работы над дипломным проектом;

1.7.9. Не позднее, чем за неделю до начала защиты проверяет качество выполнения дипломного проекта, подписывает его и дает письменный отзыв о нем;

1.7.10. Присутствует на защите дипломного проекта у закрепленного за ним студента.

В процессе проектирования руководитель не должен подменять студента при решении вопросов, связанных с выполнением проекта.

Консультации по организационно-экономическим вопросам проекта проводят специально назначенные приказом директора преподаватели филиала или специалисты с предприятий.

8. Оформление дипломного проекта

Дипломный проект состоит из пояснительной записки и графической части (чертежей), которые оформляются в соответствии с "Методическими указаниями по оформлению курсовых и дипломных проектов». Пояснительная записка по объему, как правило, не должна превышать 80 страниц машинописного текста. Содержание пояснительной записки определяется настоящими методическими указаниями и заданием на дипломное проектирование. Особое внимание в ней должно быть уделено четкости обоснований проектных решений, всем необходимым расчетам и технико-экономическим показателям. Она должна быть иллюстрирована необходимыми схемами, чертежами, таблицами и диаграммами, выполненными в соответствии с требованиями ЕСКД. В записке не должно быть общих рассуждений. Мысли должны формулироваться четко и кратко, при необходимости со ссылкой на первоисточники. Пояснительная записка помимо основного текста должна содержать: титульный лист, содержание, заключение и список литературы.

Графическая часть выполняется на 5 - 6 листах, как правило, формата А 1, в соответствии с требованиями ЕСКД. Количество чертежей определяется заданием на проектирование и уточняется по согласованию с руководителем, но не должно превышать шести. Содержание графической части должно строго соответствовать теме проекта и пояснительной записке, а сущность всех принятых проектных решений должна быть полностью видна на чертежах.

Технические подтверждения к дипломному проекту (макеты, модели, тренажеры и т.д.) выполняются в масштабе, указанном в задании, оформляются с учетом требований технической эстетики, правил безопасности и технической эксплуатации, ГОСТов.

2. Содержание дипломного проекта

2.1. Примерный объем дипломного проекта

Содержание дипломного проекта определяется заданием на дипломное проектирование.

N	Наименование раздела, части	Количество страниц
1	2	3
	Введение	1
1	Общая часть	8
1.1.	Краткая характеристика района месторождения	1
1.2.	Горно-геологическая характеристика месторождения. (Чертеж № 1 - геологический разрез (план)) .	2
1.3.	Состояние горных работ на руднике. (Чертеж №2 - схема вскрытия месторождения).	5
2.	Специальный раздел	40
2.1.	Краткая горно-геологическая характеристика проектируемого участка месторождения.	1
2.2.	Выбор и технико – экономическое обоснование наиболее рациональной системы разработки для проектируемого участка.	4
2.3.	Выбор и обоснование основных параметров конструктивных элементов системы разработки. (Чертеж №3 - план буро-доставочного (бурового) горизонта, поперечный и продольный разрез по блоку (участку, секции)).	3
2.4.	Расчет запасов, потерь и разубоживания в блоке по отдельным элементам и видам работ.	2
2.5	Выбор основного технологического оборудования при ведении горно-подготовительных и очистных работ в блоке. Обоснование производительности проектируемого участка (блока) месторождения. Организация работ на участке (блоке).	3
2.6.	Расчет рабочих процессов и операций очистной выемки в блоке (секции (панели)).	5
2.7	Расчет количества блоков, находящихся в различных стадиях работ (в подготовке, нарезке, очистной выемке, отработке целиков).	2
2.8.	Расчет и составление календарного графика организации очистных работ.	2
2.9.	Расчет основных технико-экономических показателей очистной выемки.	2
2.10.	Специальная часть проекта. (Чертеж №4, №5).	14
2.11.	Календарный план подготовки и отработки блока (секции (панели)). (Чертеж №6).	1

1	2	3
3.	Организационно-экономическая часть дипломного проекта.	12
4.	Вспомогательные процессы на проектируемом участке.	6
4.1.	Внутрирудничный транспорт.	2
4.2.	Вентиляция.	2
4.3.	Энергоснабжение.	1
4.4.	Водоотлив.	1
5.	Охрана труда и противопожарная защита.	3
6.	Охрана окружающей среды.	2
7.	Основные технико-экономические показатели дипломного проекта. (Чертеж №6).	1
	Заключение.	1
	Список литературы.	1
	Итого:	75

2.2. Примерное содержание пояснительной записки и графической части

Введение

Основные задачи горнодобывающей промышленности в совершенствовании технологии добычных работ, снижении себестоимости и повышении качества продукции предприятия.

Перспективы развития предприятия и рудника. Производительность рудника по добыче руды на ближайшие пять лет.

1. Общая часть

1.1. Краткая характеристика района месторождения.

Географическое расположение. Краткая история открытия, освоения и эксплуатации месторождения. Топографические и климатические условия. Населенные пункты, подъездные пути, электроснабжение, водоснабжение. Наличие местных материалов для управления горным давлением.

1.2. Горногеологическая характеристика месторождения.

Характеристика руды и вмещающих пород, их минералогический состав. Элементы залегания рудного тела. Физико-механические свойства руды и вмещающих пород. Гидрогеология, газоносность и технические особенности (трещиноватость, сдвиги и др.) месторождения. Потери и разубоживание руды, принятые проектом разработки месторождения. Запасы руды по степени разведанности и изученности месторождения.

1.3. Состояние горных работ на руднике и перспективы их совершенствования

Вскрытие месторождения (его участка, горизонта). Подготовка горизонта и блоков (панелей) к очистной выемке. Применяемая система разработки и ее варианты. Элементы и параметры основного варианта системы разработки. Основные технико-экономические показатели работы рудника: производительность по добыче руды рудника /карьера/ и участка; производительность основных добычных комплексов и машин; производительность забойного рабочего. Себестоимость проведения основных вскрывающих, подготовительных и нарезных выработок; себестоимость добычи руды; расход подготовительно-нарезных выработок на 1000т подготовленных к очистной выемке запасов руды; удельный расход вспомогательных материалов; потери и разубоживание руды; объем проходческих (вскрышных) работ. Основные технико-экономические показатели работы рудника и участка. Научно-исследовательские работы и опытно-промышленные испытания, проводимые на руднике по совершенствованию системы разработки, процессов очистной выемки, управлением горного давления и их результаты. Основные направления технической политики на руднике.

2. Специальный раздел (данный раздел более конкретно рассмотрен для подземного способа разработки месторождения).

2.1. Краткая горногеологическая характеристика проектируемого участка месторождения.

Элементы залегания рудного тела на участке. Физико-механические свойства руды и вмещающих пород, содержание полезного компонента в руде и вмещающих породах. Тектонические нарушения, обводненность, газоносность и другие характерные особенности участка.

2.2. Выбор и технико-экономическое обоснование наиболее рациональной системы разработки для проектируемого участка.

Факторы, влияющие на выбор системы разработки, и методика выбора систем разработки с достаточной полнотой изложены во многих литературных источниках.

Выбор систем разработки, как правило, осуществляется в несколько этапов. Например:

1 – этап – путем последовательного исключения находим возможные к применению классы систем разработки по каждому из геологических и горнотехнических условий, и результаты сводим в таблицу 1.

2 - этап – отбор классов систем разработки из таблицы 1, из числа возможных к применению по горно-геологическим и горнотехническим условиям, заведомо лучших по своей конструкции и техническим данным.

3 – этап – выбор конкретной системы разработки (в каждом из отобранных классов) наиболее соответствующей горно-геологическим и горнотехническим условиям. Эти системы и выбираются в табл.2.

4 – этап – технико-экономическое сравнение отобранных на третьем этапе систем разработки и выбор наиболее эффективной для заданных условий сводим в таблицу 3.

Отбор систем разработки

Таблица 1.

Условия по геологическим и горнотехническим факторам	Характеристика условий	Возможные к применению классы систем разработки
Устойчивость руды. То же вмещающих пород.	Устойчивая Устойчивые, трещиноватые в приконтактной зоне	I-VII I-VII I-VII, I-III,
Мощность рудного тела, м.	10	
Угол падения рудного тела, градус.	80	I-VII
Ценность руды	средняя	I-VII
Глубина разработки, м	600	I-VII
Гидрогеологические условия	Незначительный приток воды	I-VII
Возможность нарушения земной поверхности и рудовмещающего массива горных пород	Невозможно	I-V
Склонность руды: к возгоранию	Нет	I-VII
к слеживанию	Нет	I-VII
к окислению	Нет	I-VII
Требование к выемке по сортам	Ограничения отсутствуют	I-VII

Отбор технически приемлемых систем разработки

Таблица 2

Факторы	Приемлемые системы		
	Сестественным поддержанием очистного пространства (I класс)	Собрушением руды и вмещающих пород (II класс)	Сискусственным поддержанием очистного пространства (III класс).
<p>Постоянные:</p> <p>1. Устойчивые руды и породы лежачего бока, неустойчивый висячий бок.</p> <p>2. Мощность залежи 3-5м. Угол падения рудного тела 60-70°</p> <p>Переменные:</p> <p>Ограничений нет</p>	<p>Сплошная камерно-столбовая; Камерная, с отбойкой из магазина.</p> <p>-----</p>	<p>Этажное принудительное обрушение</p> <p>Подэтажное обрушение</p>	<p>Все</p> <p>Горизонтальные слои с закладкой, нисходящая слоевая выемка с монолитной закладкой, системы с креплением, слоевое обрушение.</p>

Технико-экономическое сравнение систем разработки

Таблица 3.

Наименование сравниваемых систем разработки (вариантов систем разработки)	Основные технико-экономические показатели								
	Производительность блока, т/сутки	Производительность забойного рабочего, т/чел – см.	Удельный расход выработок м//1000г	Удельный расход вспомогательных материалов			Потери руды, %	Разубоживание руды, %	Себестоимость добычи руды по системе, руб/т
				ВВ, кг/т	Лес, м³/т	Цемент, т			
Этажное принудительное обрушение с вибровыпуском руды	7200	800	2,0	0,41	0,2	0,3	17	15	55,0
Подэтажное обрушение с торцевым выпуском руды	5400	600	3,0	0,38	0,05	0,01	22	20	75,0
Этажное принудительное обрушение со скреперной доставкой	3780	420	2,2	0,42	0,5	0,1	17	15	22,0

Пояснения к выбору системы разработки:

1. на 1^{ом} этапе из дальнейшего сравнения исключаются те классы систем, которые явно не соответствуют заданным горно-геологическим и горнотехническим условиям. Например, при мощности рудного тела 3м и весьма устойчивых налегающих породах применять системы с обрушением руды и вмещающих пород практически невозможно.

Следовательно, на данном этапе для дальнейшего сравнения отбивают только технически возможные в данных условиях классы систем разработки.

2. На 2^{ом} этапе – исключают из анализа общих данных те системы, которые заведомо неконкурентоспособны – конструктивно сложны, малопроизводительны, дорогостоящие, требующие дефицитных для данных условий материалов и др.

3. На 3^{ем} этапе - из оставленных, для дальнейшего сравнения отбирают по явным преимуществам две-три системы. Например, одна из них обеспечивает наиболее полное извлечение руды из недр, другая - более низкую себестоимость руды, а третья - занимает промежуточное положение по себестоимости добычи, количественному и качественному извлечению. При явном преимуществе какой-то одной системы разработки для технико-экономического сравнения могут быть оставлены 2-3 варианта данной системы.

4. На 4^{ом} этапе проводят технико-экономическое сравнение оставшихся систем (вариантов системы) по каким-то приоритетным для данных условий показателям: себестоимость добычи, расход подготовительно-нарезных выработок на 1000т запасов, полнота извлечения полезного ископаемого, производительность труда забойного рабочего и т.д. В решении 4 этапа может быть три варианта:

1) выбор системы разработки на основе сравнения известных технико-экономических показателей – по каждой из оставленных для сравнения систем разработки выбираются из литературных источников и из практики основные технико-экономические показатели (обязательная ссылка на источник) и заносятся в таблицу 3 .

2) Выбор системы разработки на основе какого-то расчетного обобщенного показателя по известным исходным данным, как правило, по прибыли по системе на 1 т балансовых запасов руды, определяется по формуле:

$$Pr = \frac{(1 - П)K_{пр} \times \frac{Ц_о \times Ar.м. \times K_{и}}{A_k} - (Зд + Зт + Зо)}{1 - P}$$

где: Пр – прибыль по системе разработки на 1 тонну балансовых запасов (может быть больше, равна или меньше нуля), руб.

П, Р – потери и разубоживание по системе, доли ед., для укрупненных расчетов
потери и разубоживание можно принимать по данным практики.

K_{пр} – коэффициент, учитывающий фактор времени.

Ц_о – оптовая цена 1 т конечного продукта (концентрата), руб.

Ar.м. – содержание полезного компонента в рудной массе, % , если в пустых породах отсутствует полезный компонент, то Ar.м. = Ar(1-P).

Ar – содержание полезного компонента в руде (в массиве), %. Если в породах содержится полезный компонент, то Ar.м. = Ar(1-P)+Aп – P.

Aп – содержание полезного компонента в породе, %.

Ки – коэффициент извлечения полезного компонента из рудной массы в конечный продукт (концентрат) при ее переработке, %, может быть принят по данным практики.

Ак – содержание полезного компонента в конечном продукте, %.

Зд, Зт, Зо – удельные затраты соответственно на добычу, поверхностный транспорт и обогащение рудной массы, руб/т.

Приведенная выше расчетная формула применима только для однокомпонентных руд.

3) Третий вариант методики выбора системы используется, где этот вопрос является специальной частью дипломного проекта и нами рассматриваться не будет.

Факторы, влияющие на выбор системы разработки на 1 и 2 этапах.

Факторы делятся на постоянные (учитываются в любых случаях) и переменные, которые выдвигаются как ограничения в неблагоприятных условиях.

Постоянные факторы – устойчивость руды и вмещающих пород, мощность рудного тела, угол падения рудного тела.

Переменные факторы – возгораемость руды, слеживаемость руд, необходимость сохранения земной поверхности, наличие над месторождением песков и глины, наличие в рудном теле включений пустых пород или забалансовых руд., характер контактов залежи (в отношении их четкости и правильности), большая глубина разработки, отсутствие дешевых материалов для монолитной закладки, исключаящее целесообразность применения систем с закладкой в ряде случаев; обособленное залегание небольших рудных тел. Сюда же можно отнести и ценность руды, учитываемую в экономическом сравнении систем.

Системы разработки, приемлемые по постоянным факторам.

Влияние устойчивости руды и вмещающих пород.

Устойчивость пород имеет множество градаций, выделим лишь следующие:

1) устойчивая руда и устойчивые вмещающие породы. При этом технически приемлемы все системы разработки, кроме этажного самообрушения и столбовой системы с обрушением (при системах с обрушением руды и вмещающих пород и с обрушением только вмещающих пород, должна создаваться искусственно предохранительная подушка).

2) устойчивая руда и неустойчивые вмещающие породы. Системы с естественным поддержанием очистного пространства приемлемы лишь в мощных и средней мощности залежах при условии оставления предохранительной рудной корки около слабых боковых пород.

Маловероятен случай, когда у одной из сравниваемых систем (вариантов системы) все показатели будут лучше. В практике довольно широко распространено сравнение систем (вариантов системы) разработки по производительности труда забойного рабочего, потерям и разубоживанию руды, ее себестоимости.

Если разница в основных показателях не превышает 10%, то системы (варианты системы) считаются равноценными. В этом случае предпочтение отдается такой системе (варианту системы), которая характеризуется большей безопасностью работ, наиболее проста в организации рабочих процессов и операций, имеет лучшие условия, для механизации горно-подготовительных и очистных работ.

В тех случаях, когда выбор и технико-экономическое обоснование наиболее рациональной системы разработки для проектируемого участка является специальной частью, данные для технико-экономического сравнения систем разработки определяются учащимся расчетным путем.

2.3. Выбор и обоснование основных параметров конструктивных элементов системы разработки.

Сущность системы (варианта системы) разработки. Выбор и обоснование способа: подсечки, образования разрезной (отрезной) щели, компенсационной камеры; отбойки, выпуска и доставки руды. Конструкция блока (камеры) и его нижней части (днища). Схема подготовки блока. Подготовительные и нарезные выработки в блоке, порядок и способы их проведения. Очистные работы: основные стадии, состав цикла очистных работ, порядок выполнения производственных процессов и операций;

Проветривание очистных работ. Выбор и обоснование основных параметров конструктивных элементов системы разработки: высота этажа и подэтажа, горизонтальные размеры блока, высота днища блока, толщина потолочины, размеры камеры и междукамерных целиков, расстояния между выпускными выработками и др.

Параметры конструктивных элементов системы разработки обосновываются в основном расчетами и уточняются на основании данных практики.

2.4. Расчет запасов, потерь и разубоживания руды в блоке по отдельным элементам и видам работ.

Для расчета эксплуатационных запасов руды в блоке, средних значений коэффициентов извлечения и разубоживания необходимо определить их по отдельным элементам и видам работ: подготовительным, нарезным, очистным и при выемке целиков.

Значения коэффициентов извлечения и разубоживания зависят от вида работ, от условий и системы разработки. Обычно они принимаются по практическим или нормативным данным.

Для расчетов необходимо рассчитать или принять по данным практики размеры горных выработок в блоке и определить их площадь поперечного сечения, согласно ЕПБ при разработке рудных и нерудных месторождений, данные сводятся в таблицу 5, 6. (Примерное содержание приведено в настоящих таблицах).

Сечение горизонтальных выработок

Таблиц 5

N	Наименование выработок	Размеры в проходке, м		S, м ²
		ширина	высота	
1	Откаточные орты	3,3	3,1	9,43
2	Откаточные штреки	3,3	3,1	9,43
3	Материально-ходовой штрек	5,1	4,5	21,04
4	Вентиляционно-транспортные сбойки	5,1	4,5	21,04
5	Отрезной штрек	5,1	4,5	21,04
6	Буро-доставочный орт	5,1	4,5	21,04
7	Междублоковый орт	5,1	4,5	21,04
8	Вентиляционно-транспортный штрек	5,1	4,5	21,04
9.	Автосъезд	5,1	4,5	21,04

Сечение вертикальных выработок

Таблица 6

N	Наименование выработок	Размеры в проходке, м		S, м ²
		Ширина	высота	
1	Ходовой восстающий	2,2	2,2	4,84
2	Рудоперепускной восстающий	2,4	2,4	5,76
3	Вентиляционный восстающий	2,2	2,2	4,84
4	Подъемный восстающий	2,2	2,2	4,84

По графической документации (планам и разрезам), и известной плотности руды в массиве блока (участка), определяются балансовые запасы руды ($Q_{бал.}$) проектируемого блока (участка).

Расчеты запасов, потерь и разубоживания руды в блоке по отдельным элементам и видам работ сводятся в таблицу 7. По данным ее определяются средние значения коэффициентов извлечения и разубоживания.

Удельный расход подготовительно-нарезных работ в блоке:

$$K_{уд.} = \frac{V_{п.н.} \times 1000}{Q_{бал}}, м^3 / 1000 т$$

Где: $V_{п.н.}$ – объем подготовительно-нарезных работ, м³ ;

$Q_{\text{бал.}}$ – балансовые запасы блока, тыс.т.

Коэффициент подготовки блока:

$$K_{п.} = \frac{1000 \times L_{п.н.}}{Q_{оч.}}, м^3 / 1000 т$$

Где: $L_{п.н.}$ – протяженность подготовительно-нарезных выработок по блоку, м.
Балансовые запасы руды, приходящиеся на очистные работы:

$$Q_{оч.} = Q_{бал.} - Q_{п.н.}, тыс. т$$

Коэффициент извлечения:

$$K_{и} = 1 - П, \text{ дол.ед.}$$

Где: П – потери руды по блоку, %

Извлекаемые запасы:

$$Q_{и} = Q_{бал.} \times K_{и}, тыс. т.$$

Эксплуатационные запасы руды (количество добытой рудной массы):

$$Q_{эк.зан.(р.м.)} = \frac{Q_{и}}{(1 - P)}, тыс. т.$$

Коэффициент разубоживания:

$$K_{и} = 1 - P, \text{ дол.ед.}$$

Где: P - разубоживание по блоку, дол.ед.

Распределение запасов руды по отдельным элементам и видам работ в блоке

Таблица 7

Элементы системы разработки и виды работ в блоке	Число выработок	Длина, м		Площадь поперечного сечения м ²	Объем, м ³		Плотность руды, т/м ³	Промышленные запасы руды, тыс.т	Коэффициент, дол.ед		Извлекаемые запасы руды, тыс.т	Эксплуатационные запасы руды, тыс.т	Доля участия в добыче руды блока, %
		по руде	общая		по руде	общий			извлечения	разубоживания			
1. Подготовительные выработки													
Итого:													
2. Нарезные выработки													
Итого:													
3. Очистная выемка*													
Итого:													
4. Выемка целиков**													
Итого:													
Всего по блоку:													

* - в зависимости от системы разработки в очистную выемку могут входить: компенсационная камера, подсечка, траншеи, воронки выпуска, взрывные скважины, отрезная щель.

** - выемка целиков (междукамерных, надштрековых, потолочины) осуществляется в основном при отработке системами разработки: камерно-столбовая, этажно-камерная, подэтажного обрушения и др.

2.5. Выбор основного технологического оборудования при ведении горно-подготовительных и очистных работ в блоке. Обоснование производительности рудника, горизонта, проектируемого участка, блока.

2.5.1. Производится *выбор основного технологического оборудования*, например:

1. Бурение шпуров в проходческих забоях – бурильная установка «Миниматик Г-DO7-240», DD, «Бумер», «Аксера», телескопные перфораторы ПТ-36м для проходки вертикальных выработок, высотой не более 10м;
2. Погрузочно-доставочные операции при проходке горных выработок и очистной выемке ПДМ «Торо – 400Е(Д), LH, ST, EST»;
3. Бурение глубоких скважин – буровая установка «Соло»; «Симба».
4. Погрузка горной массы из участковых рудоспусков – вибропитателями ВДПУ-4ТМ в вагоны ВГ-4,5, 9,0;
5. Откатка горной массы с помощью локомотивной откатки контактными электровозами К-14;
6. Зарядание глубоких скважин – пневмозарядчики МЗКС-160; ЗП-25, зарядная машина «УНИ-50-2» (ПАУС), «Чармек»;
7. Проходка вертикальных выработок (участковых восстающих) высотой более 10 м с помощью проходческого комплекса КПВ-4А, а также с помощью секционного взрывания;
8. Проветривание горных выработок – шахтные вентиляторы – ВМ-6М, ВМ-12М.
9. Возведение анкерной крепи – самоходные установки «Роболт» и «Каболт».
10. Торкретирование – самоходная установка «Спреймек», «Алива» .

К каждому принятому в проекте оборудованию необходимо приложить его техническую характеристику.

2.5.2. Максимально-возможную *годовую производительность* рудника, горизонта, проектируемого участка, блока можно определить по условию развития очистных работ.

Годовую производительность, определенную по условию развития очистных работ, следует проверить по коэффициенту эксплуатации или годовому понижению горных работ аналогичных рудников. Если в специальной части проекта перед учащимся поставлена задача определения производительности рудника, горизонта, участка, блока, то для решения ее необходимо использовать все известные методы, в том числе и экономические расчеты по определению минимальных приведенных затрат (себестоимость и удельные капитальные затраты на единицу продукции).

2.5.3. *Организация работ*, принимается настоящим проектом или по данным практики, например:

1. Количество рабочих дней в году - 305/365;
2. Рабочая неделя - прерывная, с двумя выходными днями или по скользящему графику;
3. Продолжительность рабочей смены для подземных трудящихся - 7/8 часов;
4. Количество рабочих смен в сутки - 3, из них:
 - а) по проходке горных выработок - 1/3;
 - б) по бурению глубоких скважин - 1/3;
 - в) по добыче руды - 2/3;
 - г) ремонтная смена (смена подготовки) - 1

Работы по проходке горных выработок, бурению глубоких скважин и добыче руды совмещаются по времени.

Отбойка массива при торцевом выпуске руды производится в междуменные перерывы.

2.6. Расчет рабочих процессов и операций очистной выемки.

Прежде чем производить расчет процессов и операций очистной выемки необходимо уточнить способ разработки (с применением или без применения буровзрывных работ), количество стадий при очистной выемке, режим работы рудника и участка, форму организации труда, нормы выработки на все виды работ, типы и модели машин и оборудования, их производительность и нормы обслуживания.

В зависимости от способа и системы разработки, от горно-геологических условий разрабатываемого участка и организационно-технических факторов определяется структура цикла очистных работ, т.е. комплекс рабочих процессов и операций, выполняемых для обеспечения добычи полезного ископаемого.

При разработке с применением буровзрывных работ в первую очередь необходимо определить объем (массу) отбиваемой секции. Она должна быть такой, чтобы обеспечивались, заданная производительность блока и непрерывность добычи руды. Если добычные работы выполняются непосредственно в

очистном пространстве, то объем отбиваемой руды обычно обеспечивает сменную или суточную производительность блока (камеры). Для расчета массы отбиваемой руды задаются производительностью добычного комплекса, их количеством в одновременной работе и продолжительностью уборки отбитой руд: $Q_c = P_d \cdot n_d \cdot t_y$, т

где: P_d – производительность добычного комплекса, т/см;

n_d – количество добычных комплексов в одновременной работе в камере;

t_y – время уборки, смен.

При системах с обрушением руды и вмещающих пород, т.е. при площадном выпуске руды, размеры отбиваемой секции значительно больше. В этом случае за исходный показатель расчета обычно принимают количество рабочих мест на выпуске, которое должно быть вовлечено в добычу руды после массового взрыва: $n_p = \frac{P_c}{P_m}$,

где: P_c – плановая производительность секции по добыче руды, т/см;

P_m – производительность рабочего места, т/см;

Если в блоке добыча руды производится только в одной секции, то производительность блока равняется производительности одной секции.

Производительность рабочего места зависит от способа выпуска и доставки руды, конструкции днища блока, от применяемых на выпуске и доставке машин. Зная расстояние между выработками выпуска и доставки и их количество, можно определить площадь отбиваемой секции. Масса руды в отбиваемой, секции определяется:

$$Q_c = S_c \cdot h_c \cdot \gamma \cdot \sum V_{п.н.} \cdot \gamma - V_{п.} \cdot \gamma, \text{ т}$$

где: S_c – площадь отбиваемой секции, м²;

h_c – высота секции, м;

γ – плотность руды, т/м³;

$\sum V_{п.н.}$ – суммарный объем подготовительных и нарезных выработок в отбиваемой секции, в том числе и днище вышележащего блока, м³;

$V_{п.}$ – объем подсечки или компенсационной камеры, из которых руда выпускается в процессе их образования, м³.

Далее необходимо рассчитать параметры буровзрывных работ и определить объемы работ, связанных с отбойкой руды в секции. Затем рассчитываются объемы работ по остальным процессам и операциям, входящим в цикл очистных работ.

Если очистная выемка производится в несколько стадий, то отдельно производится расчет подсечки блока (в пределах отбиваемой секции), образования отрезной щели или

компенсационной камеры (в начальный период разработки блока), основной стадии очистных работ в пределах одной секции.

2.7. Необходимое число блоков на руднике в различных стадиях работ.

2.7.1. Системы разработки с обрушением руды и вмещающих пород.

Необходимое количество блоков находящихся в одновременной выемке.

$$N_o = \frac{K_o \cdot K_p \cdot P_p}{P_o}$$

где: K_o – доля очистных работ в общей добыче руды в блоке (Таблица 7);

K_p – коэффициент резерва, $K_p = 1,25 \div 1,3$;

P_p – суточная производительность рудника, т /сут.

P_o – среднесуточная производительность очистных работ в блоке, т /сут.

Необходимое число блоков находящихся в одновременной подготовке и нарезке.

$$N_{п.н.} = \frac{N_o \cdot t_{п.н.}}{t_o}$$

где: $t_{п.н.}$ - продолжительность подготовительно-нарезных работ в

блоке до первой отбойки, сут;

t_o – продолжительность очистной выемки блока ($t_o = \frac{Q_{р.м}}{P_o}$)

$Q_{р.м}$ – количество добываемой рудной массы в блоке, т (Таблица 7).

Среднесуточная производительность очистных работ в блоке, т:

$$P_o = n_p \cdot P_m \cdot n_c$$

где: n_p – количество рабочих, находящихся в одновременной очистной выемке в блоке;

P_m – производительность рабочего места, т/см;

n_c – количество добычных смен в сутки..

2.7.2. Системы разработки с магазинированием отбитой руды в очистном пространстве.

Системы с магазинированием отбитой руды отличаются сложностью технологии горных работ. При средней и большой мощности месторождения блок, как правило, обрабатывается в две стадии – выемка камеры и выемка целиков. Выемка камеры, в свою очередь, разделяется на отбойку с частичным выпуском руды и полным (окончательным) выпуском руды. Перед выемкой целиков камера, как правило, заполняется закладкой.

Число блоков с одновременной очистной выемкой камер, обеспечивающих заданную годовую производительность рудника:

из общего числа блоков, находящихся в очистной выемке, число блоков в отбойке и частичном выпуске рассчитывается: $n_{ок} = \frac{K_{о.к} A \psi}{(m P_{о.к})}$

где: $K_{о.к}$ – доля добычи рудной массы из камеры в общей добыче рудной массы из блока (Таблица 7);

A – годовая производительность рудника, т;

ψ – коэффициент резерва;

m – число рабочих дней в году;

$P_{о.к}$ – среднесуточная производительность камеры за весь период очистной выемки, т/сут.

$$P_{о.к} = \frac{(D_{к1} + D_{к2})}{(t_{к1} + t_{к2})}$$

Из общего числа блоков в очистной выемке $n_{ок}$ число блоков в отбойке и частичном выпуске рудной массы

$$n_{о1} = \frac{n_{о.к} t_{к1}}{(t_{к1} + t_{к2})}$$

при полном выпуске рудной массы:

$$n_{о2} = \frac{n_{о.к} t_{к2}}{(t_{к1} + t_{к2})}$$

Число блоков в одновременной выемке целиков:

$$n_{о.ц} = \frac{K_{о.ц} A \psi}{(m P_{о.ц})}$$

$K_{о.ц}$ – доля добычи рудной массы из целиков в общей добыче рудной массы из блока (Таблица 7);

$P_{о.ц}$ – среднесуточная производительность блока при выемке целиков, т/сут.

Продолжительность отбойки и частичного и полного выпуска руды из камеры $t_{к1}$ и $t_{к2}$ производится по формулам, определенным в литературных источниках (1, стр.131)

2.7.3. Системы с закладкой очистного пространства часто применяют для разработки ценных руд мощностью до 0,7 – 1,0 м, что сопровождается подрывкой пустых пород.

Общее число блоков (добычных участков) в одновременной очистной выемке:

$$n_o = \frac{K_o A \psi}{(m P_o)}$$

где: K_o – доля добычи рудной массы в блоке (добычном участке) очистными работами;

P_o – среднесуточная производительность блока (добычного участка).

$$P_o = \frac{D_{ц}}{t_{доб} + t_{зак}} n_c n_z$$

где: $D_{ц}$ – количество рудной массы, добываемое в блоке (добычном участке) за цикл работ, т;

$t_{доб}$ – продолжительность работ в цикле по выдаче рудной массы, смен;

$t_{зак}$ – то же по закладке, смен;

n_c – число рабочих (добычных) смен в сутки;

n_z – число забоев в блоке.

Из общего числа блоков (добычных участков) в очистной выемке находят число блоков:

в одновременной выдаче рудной массы

$$n_{доб} = \frac{n_o t_{доб}}{(t_{доб} + t_{зак})}$$

в одновременной закладке

$$n_{зак} = \frac{n_o t_{зак}}{(t_{доб} + t_{зак})}$$

2.8. Расчет и составление графика организации очистных работ в блоке.

2.8.1. Для взаимной увязки всех рабочих процессов и операций очистной выемки на основе исходных данных рассчитывается и составляется график организации очистных работ в секции, камере, панели, блоке (Таблица 8).

2.8.2. Трудозатраты на каждый рабочий процесс или операцию цикл очистных работ определяются:

$$t_{п} = \frac{Q}{H_{выр}}, \text{ чел} - \text{ см} \text{ или } t_{п} = \frac{t_c Q}{H_{выр}}, \text{ чел} - \text{ час}$$

где: Q – объем работы на цикл очистных работ по каждому рабочему процессу или операций в натуральных единицах измерения;

$H_{выр}$ – сменная норма выработки на выполнение рабочего процесса или операции в соответствующих единицах измерения;

t_c – продолжительность рабочей смены, час.

2.8.3. Общие трудозатраты, необходимые для выполнения всех процессов и операций цикла очистных работ:

$$\sum t_n = t_{n1} + t_{n2} + \dots + t_{nm}, \text{ чел-час}$$

где: $t_{n1}, t_{n2}, \dots, t_{nm}$, – трудозатраты на выполнение каждого процесса или операции, чел-см (чел-час).

2.8.4. Численность рабочих, необходимая для выполнения цикла очистных работ:

$$n_p = \frac{\sum t_n}{t_c}, \text{ чел.}$$

2.8.5. Время выполнения каждого процесса или операции в цикле очистных работ:

$$t_{np} = \frac{t_n}{n_p \cdot K_{\text{вып}}}, \text{ час}$$

где: n_p – число рабочих, одновременно выполняющих процесс или операцию, чел;

$K_{\text{вып}}$ – коэффициент выполнения нормы выработки, $K_{\text{вып}} = 1,05 \div 1,1$.

Очистные работы в блоке (Пример для подэтажного обрушения и торцового выпуска руды).

Таблица 8.

Рабочие процессы и операции очистных работ	Объем работ		Производительность		Трудовые затраты		Продолжительность выполнения	
	Ед.изм	Кол-во	Ед.изм	Кол-во	Ед.изм	Кол-во	Ед.изм	Кол-во
1.Бурение скважин								
2.Заряжание скважин								
3.Монтаж взрывной сети								
4.Проветривание								
5.Выпуск руды								

2.8.6. Устанавливается последовательность выполнения процессов и операций.

2.8.7. Составляется график организации очистных работ.

Примерная форма графика организации очистных работ в блоке при подэтажном обрушении и торцовом выпуске руды приводится ниже.

Единицу измерения времени следует принимать такую, чтобы на графике можно было показать, как минимум один полный цикл очистных работ.

2.8.8. Время выполнения рабочих процессов и операций очистной выемки может быть определено также по формуле:

$$t_{np} = \frac{Q_{\text{ц}}}{P_{\text{з}} n_p}$$

где: $Q_{ц}$ – объем работы на цикл очистных работ по каждому рабочему процессу или операции в натуральных единицах измерения;

$P_{э}$ – эксплуатационная производительность применяемой машины, машино-смен;

$n_{м}$ – количество одновременно работающих машин при выполнении процесса или операции.

При разработке с применением буровзрывных работ обычно за основу расчета принимается условие время выпуска руды из секции (слоя) $t_{с\text{ьм}}$, должно быть больше или равно времени на отбойку блока $t_{отб}$.

$$t_{с\text{ьм}} \geq t_{отб}$$

Время выпуска отбитой руды может быть определено двумя способами:

1) Исходя из заданной производительности блока по добыче руды очистными работами, т/см.

$$t_{с\text{ьм}} = \frac{Q_{\text{вып}}}{P_{\text{б.л.}}}$$

где: $Q_{\text{вып}}$ – масса отбитой руды в секции, подлежащая добыче очистными работами (с учетом потерь и разубоживания), т;

$P_{\text{б.л.}}$ – плановая производительность блока по добыче руды очистными работами, т/см.

1) Исходя из количества одновременно работающих машин на выпуске и доставке руды (количество рабочих мест) и их производительности:

$$t_{с\text{ьм}} = \frac{Q_{\text{вып}}}{P_{э} \cdot n_{м}}$$

где: $P_{э}$ – эксплуатационная производительность рабочего места (машины на выпуске и доставке руды), т/маш-см;

$n_{м}$ – количество одновременно работающих машин на выпуске и доставке.

График организации очистных работ слоя (секции) в блоке

Наименование работ	Продолжительность, см	Смены														
		1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	
1.Бурение скважин	4,4	—————				—										
2.Заряжание скважин	1,5					—————	—									
3.Монтаж взрывной сети	0,3							—————	—							
4.Проветривание	0,3								—————	—						
5.Выпуск руды	6,25								—————	—————	—————	—————	—————	—————	—————	

Продолжительность очистных работ 12,75 см.

На количество одновременно работающих машин на выпуске и доставке руды, оказывают влияние в основном следующие факторы: общая площадь отбитой секции; площадь выпуска, приходящаяся па одно рабочее место; пропускная способность откаточных добычных выработок (в зависимости от вида транспорта); производительность машин (рабочего места) на выпуске и доставке; производительность рудника, участка, блока.

Зная время выпуска отбитой руды, можно определить время на выполнение самой трудоемкой операции - бурения, а также потребное количество буровых станков (установок).

$$t_{\text{сум.}} = t_{\text{отб}} = t_{\text{бур}} + \sum t_{\text{в}}$$

где: $t_{\text{бур}}$ – время, отведенное для бурения взрывных скважин, смен;

$\sum t_{\text{в}}$ – время, необходимое на вспомогательные рабочие процессы и операции (демонтаж оборудования и коммуникаций, зарядание скважин, монтаж взрывной цепи, взрывание и проветривание, восстановительные работы после взрыва и др.), смен.

Как правило, продолжительность указанных процессов и операций определяется расчетным путем, или принимается на основании нормативных и практических данных.

Время бурения взрывных скважин может быть определено:

$$t_{\text{бур}} = \frac{L_{\text{бур}}}{P_{\text{бур}} \cdot n_{\text{бур}}}, \text{ см}$$

где: $L_{\text{бур}}$ – объём бурения на взрыв, м;

$P_{\text{бур}}$ – эксплуатационная производительность бурового станка (установки), п.м/см;

$n_{\text{бур}}$ – необходимое количество буровых станков (установок), следовательно,

$$n_{\text{бур}} = \frac{L_{\text{бур}}}{P_{\text{бур}} \cdot t_{\text{бур}}}, \text{ см}$$

$$t_{\text{бур}} = t_{\text{вып}} - \sum t_{\text{в}}, \text{ см}$$

Трудозатраты по каждому процессу и операции при изложенной методе расчета графика организации очистных работ можно определит : $t_{\text{п}} = t_{\text{пр}} \cdot n_{\text{м}} \cdot \text{Нч}$, см

где: Нч – норма численности, маш-см.

Пример. Расчет рабочих процессов очистной выемки при подэтажной системе разработки с торцовым выпуском и доставкой руды ПДМ.

1. Средний объём руды в отбиваемой секции (слое) из расчета недельного (5 дней) запаса руды на один очистной забой или одну ПДМ «ТОРО-400Е».

$$M = P_{\text{пдм}} \cdot n_{\text{см}} \cdot n \cdot K_{\text{н}} = 600 \cdot 3 \cdot 5 \cdot 1,25 = 11250(m)$$

где: $P_{\text{пдм}}$ – производительность ПДМ, т/см;

$n_{см}$ - количество рабочих смен в сутки;

n - количество рабочих дней в неделю;

K_n - коэффициент неравномерности добычи.

2. Необходимое количество добычных забоев (ПДМ) на блоке.

$$N_{ПДМ} = \frac{P_{БЛ}}{P_{пдм} \cdot n_{см} \cdot n_{год}} = \frac{1000000}{600 \cdot 3 \cdot 305} \approx 2шт$$

где: $P_{БЛ}$ - годовая производительность блока по добыче руды, т/год;

$n_{год}$ - количество рабочих дней в год;

3. Объем руды в отбиваемой секции (слое) из расчета недельного (5 дней) запаса руды на 2 очистных забоя в блоке

$$\sum M = N_{ПДМ} \cdot M = 2 \cdot 11250 = 22500 (т)$$

4.Необходимый объем бурения скважин на блок.

$$Q_{бур.бл.} = \frac{P_{БЛ}}{m} = \frac{1000000}{16} = 62500 п.м.$$

где: m – выход руды с одного погонного метра скважин $\emptyset 102$ мм.

5.Необходимое время на бурение скважин в блоке одной установкой «Соло».

$$t_{бур.бл} = \frac{Q_{бур.бл.}}{Pб} = \frac{62500}{90} \approx 781 см.$$

6.Необходимое количество буровых установок на блоке в одновременной работе.

$$N_B = \frac{T_{бур}}{n_{см.б} \cdot n_{год}} = \frac{781}{2 \cdot 305} = 1,28, \text{ принимаем } 2 \text{ шт.}$$

7.Объем бурения в секции (слое) $Q_{бур.с} = \frac{\sum M}{m} = \frac{22500}{16} = 1406,3$ п. м.

8.Необходимое время на бурение скважин в секции (слое).

$$t_{бур.с} = \frac{Q_{бур.с}}{n_{см.б} \cdot Pб \cdot N_B} = \frac{1406,3}{2 \cdot 80 \cdot 2} = 4,4 см.$$

9. Количество ВВ, необходимое для взрывания секции (слоя)

$$Q_{BB} = \sum M \cdot g_{ss} = 22500 \cdot 0,36 = 9000 \text{ (кг)} = 9,0 \text{ (т)}$$

где: $g_{ss} = 0,4$ г/т – удельный расход ВВ на отбойку.

10. Время зарядки скважин в секции (слое).

$$t_{зар.} = \frac{Q_{BB}}{P_{зар.}} = \frac{9,0}{6} = 1,5 \text{ см.}$$

Где: $P_{зар.}$ - производительность зарядчика, т/см.

11. Общее время на отбойку секции (слоя) в блоке

$$t_{отб} = t_{бур.с} + t_{зар.} + t_{м.с} = 4,4 + 1,5 + 0,3 = 6,2 \text{ см}$$

где: $t_{м.с}$ - время на монтаж взрывной сети, см;

Проветривание осуществляется в межсменный перерыв.

12. Выпуск руды секции (слоя).

Время выпуска руды из секции (слоя) $t_{вып.}$, должно быть больше или равно времени на

отбойку блока $t_{отб}$, $t_{вып.} \geq t_{отб}$

$$t_{вып.} = \frac{\sum M}{P_{ндм} \cdot N_{ПДМ} \cdot n_{см}} = \frac{22500}{600 \cdot 2 \cdot 3} = 6,25 \text{ см}$$

$$t_{вып.} = 6,25 \text{ см} \geq t_{отб} = 6,2 \text{ см}$$

Методика и примеры расчета и составления графика организации очистных работ при разных системах разработки приведены в известных учебных пособиях (1; 2; 3)

Объем расчетов зависит от темы дипломного проекта и определяется заданием на проектирование.

2.9. Расчет основных технико-экономических показателей очистной выемки.

К основным технико-экономическим показателям очистной выемки относятся: среднесуточная производительность блока при очистной выемке, т/сут; продолжительность очистных работ в блоке, сут; продолжительность цикла очистных работ в блоке, смен; количество блоков, находящихся в разных стадиях работ (в подготовке, нарезке, очистной выемке); трудовые затраты, чел-см; производительность труда при выполнении различных рабочих процессов и операций; удельный расход вспомогательных материалов; количество единиц оборудования и

машин, их производительность; удельный расход энергии; удельный расход подготовительно-нарезных выработок на 1000т подготовленных запасов; потери и разубоживание руды при разных стадиях работ и в целом по блоку.

Полученные технико-экономические показатели очистной выемки сводятся в таблицу 9, которая должна присутствовать и в графической части дипломного проекта.

Основные технико-экономические показатели очистной выемки (Пример)

Таблица 9.

№	Наименование показателей	Ед. изм	Кол.
1	Балансовые запасы блока	тыс.т	12984,5
2	Добываемая рудная масса	тыс.т	13386,1
3	Коэффициент подготовки	м/тыс.т	2,34
4	Коэффициент извлечения	% д.ед	81,4 0,814
5	Потери руды	% д.ед	20,4 0,204
6	Разубоживание	% д.ед	15,5 0,155
7	Среднесуточная производительность блока	т	3600
8	Производительность оборудования: ПДМ ТОРО-400Е Буровая установка СОЛО	т/см п.м/см	600 80
9	Продолжительность подготовительно – нарезных работ в слое (секции) до первой отбойки в блоке	мес.	26,0
10	Продолжительность очистных работ слоя (секции) блока	см.	6,25
11	Объем слоя (секции)	т	22500
12	Удельный объем подготовительно-нарезных выработок в блоке	м ³ /тыс.т	35,35
13	Необходимое количество блоков на руднике: в очистной выемке в подготовке	шт шт	10 2
14	Годовая производительность рудника по добыче руды	тыс.т	10000

2.10. Специальная часть проекта.

Специальная часть проекта разрабатывается в соответствии с заданием, специальными методическими рекомендациями и указаниями руководителя дипломного проектирования. Специальная часть должна быть логически связана с другими частями дипломного проекта, выполняется с максимальной детальностью и необходимыми технико-экономическими обоснованиями. Как правило, при решении основного вопроса специальной части рассматриваются все возможные варианты и путем технико-экономического сравнения,

произведенного на основании расчетов, выбирается лучший из них. **Данные для сравнения определяются только расчетным путем.**

Особенно важно в специальной части использовать современные достижения горной науки и практики. Перечень рекомендуемых тем специальных частей дипломных проектов приведен в приложении 2. Масштаб чертежей выбирается по согласованию с руководителем и в соответствии с ГОСТом.

Если специальная часть является логически составной частью какого-то раздела дипломного проекта, то все вопросы ее рассматриваются детально в соответствующем разделе.

Например. Специальная часть проекта "Подготовка и проведение массового взрыва" или "Выпуск и доставка руды". В этом случае все вопросы специальной части рассматриваются в разделе 2.6. "Расчет рабочих процессов и операций" с выделением их в специальный подраздел "Подготовка и проведение массового взрыва" или "Выпуск и доставка руды" и т.д.

А специальная часть проекта "Разработка мероприятий по охране труда и противопожарной защите" будет являться составной частью раздела 5 "Охрана труда и противопожарная защита".

Независимо от темы специальной части дипломного проекта подразделы 2.1÷2.9; 2.11 обязательны для выполнения.

2.11. Календарный план подготовки и отработки блока.

За исходные данные календарного планирования подготовки и отработки блока (участка, панели, секции) принимаются: эксплуатационные запасы руды в блоке (участке, панели, секции) по стадиям работ, объем работ по подготовке, нарезке и очистной выемке; скорость проведения выработок; продолжительность цикла очистных работ в блоке и объем добычи руды в цикле очистных работ.

Если какие-то из этих данных не являются предметом расчета в специальной части, то принимаются по данным практики или по действующим нормативам (например скорость проведения горных выработок и др).

Эксплуатационные запасы руды в блоке (принимаются по таблице 7). Объем работ по подготовке и нарезке зависит от применяемой системы разработки, ее варианта, основных параметров конструктивных элементов блока. (Принимаются из раздела 2.3). Для сокращения времени подготовки блока в очистной выемке горнопроходческие работы следует организовывать так, чтобы имелась возможность параллельного проведения нескольких выработок. Последовательность проведения выработок в блоке определяется схемой подготовки и нарезки его. Календарный план подготовки, нарезки и отработки блока в спецчасти «Подготовка блока (участка, панели секции) к очистной выемке» должен быть представлен в виде линейного или сетевого графика, (приложение 3).

3. Организационно-экономическая часть проекта

СОДЕРЖАНИЕ ОРГАНИЗАЦИОННО – ЭКОНОМИЧЕСКОЙ ЧАСТИ ДИПЛОМНОГО ПРОЕКТА

Все необходимые технико-экономические сравнения и обоснования, вопросы организации производства, в том числе и режима работы должны рассматриваться вместе с вопросами технологии. Только в этом случае можно своевременно убедиться в экономической целесообразности технических решений и организационно грамотно решить технологические вопросы.

При решении технических вопросов одновременно определяются форма организации труда, режим работы рудника и участка, нормы выработки, производительность и затраты труда, графики организации основных и вспомогательных процессов, типы и количество машин и оборудования, расход различных видов энергии и материалов и т.д.

В этом разделе пояснительной записки в основном обобщаются технико-экономические показатели, ранее полученные для отдельных стадий, рабочих процессов и операций.

Если тема спецчасти проекта – вскрытие, то определяется стоимость горно-капитальных работ на 1 т промышленного запаса руды, если тема – выбор системы разработки и производство очистных работ, то определяется стоимость 1 т руды по отбойке и погрузке и т.д.

По вычисленным затратам труда, энергии, материалов и с учетом других статей расходов определяется себестоимость проведения горных выработок, добычи руды; рассчитывается экономическая эффективность от внедрения предполагаемых мероприятий. Раздел выполняется в соответствии с заданием на дипломное проектирование, специальными методическими указаниями и под руководством назначенного преподавателя- консультанта.

Организационно-экономическая часть дипломного проекта включает в себя следующие разделы:

- 1 Исходные данные
- 2 Характеристика структуры управления горного участка;
- 3 Организация производства и труда на участке;
- 4 Расчет себестоимости работ по производственному процессу
 - 4.1 Расчет численности производственных рабочих;
 - 4.2 Расчет фонда заработной платы;
 - 4.3 Расчет затрат на основные и вспомогательные материалы;
 - 4.4 Расчет затрат на электроэнергию,
 - 4.5 Расчет амортизационных отчислений;
- 5 сводная смета затрат по процессу и анализ структуры себестоимости;
- 6 Техничко – экономические показатели работы горного участка

ИСХОДНЫЕ ДАННЫЕ ДЛЯ ВЫПОЛНЕНИЯ ОРГАНИЗАЦИОННО-ЭКОНОМИЧЕСКОЙ ЧАСТИ ДИПЛОМНОГО ПРОЕКТА

Исходными данными для выполнения дипломного проекта являются результаты, полученные в «Специальной части дипломного проекта», а также материалы, собранные на практике.

Исходные данные:

1 Среднесуточная производительность блока

1 Характеристика участка - организационная и производственная структура, виды работ, осуществляемых участком, штатное расписание, должностные обязанности и виды работ, выполняемых производственными рабочими,

2 Режим работы участка, графики выходов на работу рабочих.

3 Длительность отпуска в календарных днях рабочих проектируемого участка, количество невыходов в год.

4 Годовая плата за 1 кВт заявленной максимальной мощности, участвующей в максимуме нагрузки энергосистемы, руб.; заявленная и зафиксированная в договоре наибольшая получасовая электрическая мощность, совпадающая с периодом максимальной нагрузки энергосистемы; тарифная ставка за 1 кВт-час активной электроэнергии, руб.;

5 Перечень, характеристика, мощность и количество оборудования, участвующего в работе участка, расход электроэнергии оборудованием в год, кВт-час.

6 балансовая стоимость и норма амортизационных отчислений в год единицы оборудования каждого вида.

7 Перечень и количество электрооборудования, участвующего в работе АЗС, ГЗС, НБ, мощность в кВт, потребляемую единицей оборудования, коэффициент использования оборудования. Исходные данные заносятся в таблицу.

8 Система оплаты труда, часовые тарифные ставки по разрядам, разряды, порядок премирования рабочих на предприятии

9 Районный коэффициент в %; средний процент полярных надбавок; средний процент доплат по отдельным рабочим за работу в ночное, вечернее время и по прочим причинам; размер страховых взносов в %.

10 Нормы расхода основных и вспомогательных материалов, их цена за единицу.

Для систематизации информации студенту предлагается занести исходные данные в таблицы.

Таблица 1-Исходные данные

Наименование показателей	Единица измерения	Числовые значения
1	2	3
Производственная мощность участка	Т/год	?
Объем обрабатываемой секции	т/год	?
Объем работ, связанных с бурением	м	?
Объем работ, связанных с взрыванием секции	м ³	?
Оборудование, применяемое на очистных работах	шт	?
Часовые тарифные ставки по разрядам V VI премии доплаты	Руб./час	?
Продолжительность цикла работ	смены, дни, месяца	?
Мощность двигателей, применяемого транспорта	кВт	?
Объем бурения по процессу за цикл	м ³	
Объем бурения по процессу за год	м ³	

РАЗДЕЛ 3
КРАТКИЕ МЕТОДИЧЕСКИЕ УКАЗАНИЯ ПО ВЫПОЛНЕНИЮ ОРГАНИЗАЦИОННО –
ЭКОНОМИЧЕСКОЙ ЧАСТИ ДИПЛОМНОГО ПРОЕКТА

2. 2 Характеристика структуры управления горным участком

Приводится определение структуры участка, описывается организационная и производственная структура, их расшифровка. В производственной структуре указывается соподчиненность работников на участке. Дается перечень видов работ, осуществляемых участком.

2.3. Организация производства и труда на горном участке

При рассмотрении вопроса организации труда на участке необходимо пояснить, какие существуют формы организации труда: индивидуальная или бригадная, дать им определения и пояснить эффективность выбранной формы организации труда. Если на участке принята бригадная форма организации труда, необходимо указать вид бригад, применяемых на участке, их состав. Необходимо описать:

- 1 профессии рабочих занятых в данном процессе, их задачи, состав работ;
- 2 виды применяемого горного оборудования;
- 3 порядок поступления на рабочие места инструментов и материалов;
- 4 рекомендуемые приемы и методы труда;
- 5 основные требования к условиям труда;
- 6 техника безопасности на рабочем месте.

Далее в этом пункте дается определение режима работы рудника и участка. При описании режима работы необходимо дать следующие сведения:

- 1 количество рабочих дней в году;
- 2 количество рабочих дней в неделю;
- 3 количество смен в сутки, в том числе по видам работ, продолжительность смен;
- 4 дать определение графика выходов рабочих;
- 5 обосновать выбор проектируемых графиков рабочих (графики выходов составляются на проектируемый месяц)

Пример составления графика выходов рабочих

Таблица 2- График выходов рабочих

Профессия	Числа месяца																														Итого		
	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17	18	19	20	21	22	23	24	25	26	27	28	29	30		31	
Проходчик	А	1	1	1	1	0	2	2	2	2	0	3	3	3	3	0	0	1	1	1	1	0	2	2	2	2	0	3	3	3	3	0	
	Б	2	0	3	3	3	3	0	0	1	1	1	1	0	2	2	2	2	0	3	3	3	3	0	0	1	1	1	1	0	2	2	
	В	3	3	0	0	1	1	1	1	0	2	2	2	2	0	3	3	3	3	0	0	1	1	1	1	0	2	2	2	2	0	3	
	Г	0	2	2	2	2	0	3	3	3	3	0	0	1	1	1	1	0	2	2	2	2	0	3	3	3	3	0	0	1	1	1	
Рем. Электрослесари	1	1	1	1	0	0	1	1	1	1	1	0	0	1	1	1	1	1	0	0	1	1	1	1	1	0	0	1	1	1	1		

Примечание.

- 1 пояснить чередование смен: **прямое или обратное;**
- 2 указать вид графика: **прерывный или скользящий;**
- 3 пояснить условные обозначения;
- 4 указать время начала и окончания смен.

Условные обозначения:

1,2,3 – номера смен, смены- А, Б, В,Г ; 0 - выходные и праздничные дни.

2.4 Расчет себестоимости работ по производственному процессу.

Главной целью данной курсовой работы является расчет и анализ себестоимости производственного процесса участка в целом и на единицу объема работ.

При планировании затрат на эксплуатацию учитываются следующие статьи затрат:

- 1 заработная плата рабочих;
- 2 отчисления от заработной платы;
- 3 затраты на основные и вспомогательные материалы;
- 4 амортизация основных производственных фондов;
- 5 затраты на электроэнергию.

2.4.1. Расчет численности производственных рабочих

Для определения среднесписочной численности рабочих необходимо рассчитать проектируемый баланс рабочего времени на одного рабочего.

В данном пункте дать определение годового баланса времени рабочих. Заполнить таблицу 3.

Таблица 3-Проектируемый баланс рабочего времени

№ п/п	Элемент баланса рабочего времени	Техник по обслуживанию оборудования (при пятидневной рабочей неделе)	Дежурный техник (оператор) (при рабочем графике, отличном от пятидневной рабочей недели)
1	Календарное число дней в году	365	365
2	Число нерабочих дней подразделения	?	-
3	Число рабочих дней подразделения (Номинальный фонд рабочего времени)	?	?
4	Планируемые невыходы рабочего в течение года, в т.ч.:	сумма строк 4.1-4.5	сумма строк 4.1-4.5
4.1	Очередной отпуск в календарных днях	?	?
4.2	Выходные дни	?	?
4.3	Дни болезни	?	?
4.4	Выполнение общественных и государственных обязанностей	?	?
4.5	Прочие невыходы (командировки, дополнительный отпуск)	?	?
5	Количество планируемых рабочих дней в год в среднем на рабочего (Эффективный фонд рабочего времени)	строка3- строка4	строка3- строка4
6	Продолжительность рабочего дня, час.(в соответствии с режимом работы работника)	?	?
7	Полезный фонд времени работника (количество рабочих часов в год в среднем на одного человека) (в соответствии с режимом работы работника), час.	строка5* строка6	строка5* строка6
8	Коэффициент списочного состава	?	?

Число рабочих дней подразделения (Номинальный фонд рабочего времени) рассчитывается:

Календарное число дней в году – Число нерабочих дней подразделения.

При непрерывном режиме работы **Номинальный фонд рабочего времени равен Календарному фонду времени.**

Планируемый **Эффективный фонд рабочего времени работника** рассчитывается:

Число рабочих дней подразделения (Номинальный фонд рабочего времени) – Планируемые невыходы рабочего в течение года

Коэффициент списочного состава находится путем деления количества дней номинального фонда рабочего времени на количество дней эффективного фонда времени в среднем на одного рабочего.

Очередной и дополнительный отпуск в календарных днях берется по участку. При пятидневной рабочей неделе количество выходных дней работника рассчитывается следующим образом:

От Номинального (режимного) фонда времени отнимается количество дней очередного отпуска, делится на количество дней в неделю (7) и умножается на 2, т.к. при пятидневной рабочей неделе два дня – выходные.

Чтобы рассчитать численность рабочих и составить штатное расписание, необходимо найти объем работ в сутки, знать нормы выработки по каждому виду работ, коэффициенты выполнения норм выработки.

Явочная численность рабочих рассчитывается по формуле:

$$N_{яв} = \frac{V_{сут}}{N_{выр} * K_{в.н.}}, \text{ где}$$

$V_{сут}$. - суточный объем работ;

$N_{выр}$. - норма выработки в смену по работе;

$K_{в.н.}$ - коэффициент выполнения норм труда, берется в размерах (1.05 – 1.1.)

Явочная численность может приниматься на основании данных, рассчитанных в специальной части проекта.

Чтобы определить суточный объем работ, надо весь объем работ по процессу разделить на длительность выполнения этого объема работ в сутках (данные берутся из курсового проекта по ПМ 01 или по исходным данным, выданным руководителем курсовой работы).

Для расчета **списочной численности** используется формула:

$$N_{сп.} = N_{яв.} * K_{сп.с.}$$

где $N_{сп.}$ – списочная численность рабочих, определяется в целых числах и записывается в штатное расписание;

$K_{сп.с.}$ – коэффициент списочного состава, который берется из **таблицы 3. «Проектируемый баланс рабочего времени».**

Списочная численность рабочих, исходя из количества рабочих мест и сменности, может быть рассчитана по следующей по формуле:

$$N_{сп.} = m * n * s * K_{сп.с.}$$

где m – количество рабочих, обслуживающих одно рабочее место,

n – количество рабочих мест,

s – количество смен в сутки (в зависимости от графика выходов)

На основе расчета численности рабочих следует составить штатное расписание по профессиям рабочих

Дать определение штатному расписанию.

Таблица 4-Штатное расписание

Наименование профессии рабочих	Тарифный разряд	Списочная численность рабочих, чел.	Тарифная ставка, руб	
			за час	за смену
Бурильщик	5	?	?	?
Бурильщик	6	?	?	?
Проходчик	6	?	?	?
Машинист	5	?	?	?
Взрывник	6	?	?	?
и т.д.		?	?	?
Всего		?	х	х

2.4.2 Расчеты фонда заработной платы

Дать определения формам и системам оплаты труда. Обосновать и раскрыть сущность принятых форм и систем оплаты труда рабочих на участке;

При расчете **планового годового фонда заработной платы** рабочих необходимо использовать данные, взятые по подразделению предприятия (участку): размер премии, доплат, сдельного приработка (при сдельной системе оплаты труда), районного коэффициента, полярных надбавок, дополнительной заработной платы.

Годовой фонд заработной платы рабочих занятых в проектируемом процессе рассчитывается по форме, приведенной в таблице 5.

Полученный итог заносится в соответствующую статью в сводной смете затрат.

Примечание к таблице 5

- Графы 1,2,3,4,5,6,7 заполняются по данным **таблицы 4** «Штатное расписание».
 - Количество рабочих дней в год на 1 рабочего берется из **таблицы 3** «Проектируемый баланс рабочего времени».
 - Размер доплат можно принять при отсутствии ночных и вечерних смен 7 %, при наличии таких смен **30%**.
 - Размер премии **90%**;
 - Размер дополнительной заработной платы **40%**.
 - Доплаты берутся от заработной платы по тарифу, премии берутся от заработной платы с учетом доплат. Районный коэффициент и полярные надбавки начисляются на заработок с учетом доплат и премий в размере, соответствующем действующему законодательству.

После расчета годового фонда оплаты труда определяется плановая средняя заработная плата рабочих за год и за месяц по формулам:

$$Z_{cp_год} = \frac{\sum Z_{год}}{N_p} [\text{руб}], \quad Z_{cp_мес} = \frac{Z_{cp_год}}{N_{мес}} [\text{руб}],$$

N_p – общее количество рабочих;

$N_{мес}$ – количество месяцев в году.

Чтобы определить заработную плату по процессу, так как продолжительность цикла работ не совпадает с длительностью года, надо годовую заработную плату соответствующих рабочих по отдельным видам работ разделить на количество дней (смен) работы службы, а затем умножить на продолжительность данной работы по проектируемому процессу в днях (смена).

По каждому виду работ полученные суммы сложить, а уже полученный результат вставить в «Сводную смету затрат по процессу» в строку «Заработная плата рабочих».

Таблица 5-Годовой фонд оплаты труда

Всего годовой фонд зарплаты		23				?
Дополн. заработная плата	Сумма в руб.	22				X
	Размер в %	21				X
Итого основной заработной платы, руб.		20				У.
Полярные надбавки	Сумма в руб.	19				*
	Размер в %	18				X
Районный коэффициент	Сумма в руб.	17				X
	Размер в %	16				X
Итого руб.		15				X
Премия	Сумма в руб.	14				X
	Размер в %	13				X
Итого руб.		12				X
Доплаты	Сумма в руб.	11				X
	Размер в %	10				X
Тарифный заработок в год, руб.		9				X
Общее количество рабочих часов в год		8				X
Списочная численность, чел.		7				X
Количество рабочих часов в год на одного рабочего		6				X
Часовая тарифная ставка, руб.		5				X
Тарифный разряд		4				X
Системы оплаты		3				x
Профессия рабочих		2	бурильщик	проходчик	И т.д. по профессиям рабочих и разрядам	Итого
№		1				

Результат записывается в сводную смету затрат.

Пояснения к таблице 5.

В графе 2 указывается полное наименование профессии рабочих.

В графе 3 указывается система оплаты труда, применяемая на предприятии.

В графе 4 указывается тарифный разряд рабочего, чья годовая заработная плата рассчитывается.

В графе 5 указывается часовая тарифная ставка (из штатного расписания).

В графе 6 указываются данные из Баланса рабочего времени.

В графе 10 указывается % доплат за работу в ночное время, вредность.

В графе 21 указывается % доплат за нерабочие дни: очередной и дополнительный отпуск, выполнение государственных обязанностей, выходное пособие и т.п.

Порядок расчета показателей таблицы 5:

$$\text{гр. 8} = \text{гр.6} * \text{гр.7}$$

$$\text{гр. 9} = \text{гр. 5} * \text{гр. 8}$$

$$\text{гр.11} = \text{гр.9} * \text{гр.10}/100$$

$$\text{гр. 12} = \text{гр. 9} + \text{гр. 11}$$

$$\text{гр. 14} = \text{гр. 12} * \text{гр. 13}/100$$

$$\text{гр. 15} = \text{гр. 12} + \text{гр. 14}$$

$$\text{гр. 17} = \text{гр. 15} * \text{гр. 16}/100$$

$$\text{гр. 19} = \text{гр. 15} * \text{гр. 18} / 100$$

$$\text{гр. 20} = \text{гр. 15} + \text{гр. 17} + \text{гр.19}$$

$$\text{гр. 22} = \text{гр. 20} * \text{гр. 21} / 100$$

$$\text{гр. 23} = \text{гр. 20} + \text{гр. 22}$$

2.4.3 Расчет затрат на основные и вспомогательные материалы

Необходимо привести определение оборотных производственных фондов, материально-производственных запасов, норм расхода материалов.

Расход основных и вспомогательных материалов за год определяется исходя из *планового объема работ за год и удельных норм расхода материалов* на единицу объема работ. Удельная норма расхода материалов и цена за единицу берется на основе практических данных, полученных в ходе прохождения преддипломной практики и исходных данных, выданных руководителем.

Полученные результаты сводятся в таблицу.

Таблица 6-Смета затрат на материалы

№	Наименование материалов	Удельная норма расхода материалов		Объем работ по процессу		Общая потребность материалов	Цена за единицу, руб.	Сумма Затрат по процессу, руб.
		Ед.изм	Кол-во	Ед.изм	Кол-во			
1	2	3	4	5	6	7	8	9
1.	Буровые колонки	шт/м	?	исх. данные	?	гр.4*гр.6	?	гр.7*гр.8
2.	-		?	?	?	?	?	?
3.	-		?	?	?	?	?	?
4	Итого		?	?	?	?	?	?
	Неучтенные материалы (10% от итога)		?	?	?	?	?	?
	Всего	х	х	х	х	х	х	?

Результат записывается в сводную смету затрат.

2.4.4 Расчеты платы за пользование электроэнергией

Рудники, входящие в состав ОА «Апатит» расчет за пользование электрической энергией производят по двуставочному тарифу, т.е. оплачивают потребленную активную энергию по одному тарифу, а часы максимума нагрузки оплачиваются по другой тарифной ставке.

Таким образом, при расчете стоимости полной энергии, потребляемой рудником в год нужно воспользоваться следующей формулой:

$$C_{руб} = (a \times P_3) + (B \times W), \text{ где}$$

C - полная стоимость электроэнергии за год;

a - годовая плата за один киловатт (кВт) заявленной потребителем максимальной мощности, участвующей в максимуме нагрузке энергосистемы;

P_3 – годовая максимальная нагрузка заявленная и зафиксированная в договоре;

B – тарифная ставка за 1 кВт*час потребленной активной энергии в год;

W – расход активной энергии в год, кВт.ч

Данные берутся на основе полученных сведений по руднику.

Находится стоимость одного киловатт-часа активной энергии по руднику по формуле:

$$C = \frac{C_{руб}}{W} [руб]$$

В соответствии с темой задания необходимо определить расход электроэнергии в кВт-часах при выполнении процесса. Рекомендуется использовать формулу:

$$W = K_i * P_{нi} * T_{см} * N_{см} * K_{исп}$$

где:

K_i – количество оборудования одинакового типа

$P_{нi}$ – номинальная мощность электродвигателя единицы оборудования, кВт;

$T_{см}$ – продолжительность рабочей смены в часах;

$N_{см}$ – количество смен работы данного вида оборудования по процессу;

$K_{исп}$ – коэффициент использования оборудования.

Определяется расход электроэнергии по каждому виду оборудования. Для получения общего расхода электроэнергии полученные результаты суммируются.

Таблица 7-Расчет суммы затрат за пользование электроэнергией

Наименование единиц электрооборудования	Количество единиц оборудования	Мощность двигателя единицы эл. оборудования, кВт	Суммарная мощность в Вт	Количество часов работы эл. оборудования в год	Коэффициент использования	Годовой расход (потребление) электроэнергии, кВт	Стоимость одного кВт*ч	Затраты на электроэнергию
1	2	3	4	5	6	7	8	9
			гр.2*г р.3			гр.4*гр.5* гр.6		гр.7*г р.8
1.								
2.								
3. и т.д.								
Итого:	x	x	x	x	x		x	
Неучтенное оборудование - 10 %	x	x	x	x	x		x	
Всего	x	x	x	x	x		x	

Чтобы получить сумму затрат на электроэнергию по процессу необходимо общий расход электроэнергии умножить на стоимость одного киловатт – часа активной энергии по руднику.

Затраты по сжатому воздуху по процессу признаются незначительными и не рассчитываются в курсовой работе.

Результат записывается в сводную смету затрат.

2.4.5 Расчет амортизационных отчислений

В данном подразделе необходимо привести определение амортизации.

При расчете амортизационных отчислений учитывается все оборудование, участвующее в проектируемом процессе.

Сумма амортизационных отчислений определяется по формуле:

$$A = \frac{\Phi \times H_A}{100}, \text{ тыс.руб.},$$

где Φ – стоимость оборудования, тыс.руб.;

H_A – норма амортизации на полное восстановление, %;

Расчеты амортизационных отчислений сводятся в таблицу 7.

Таблица 7-Амортизационные отчисления за год

Оборудование	Количество	Первоначальная стоимость. руб.	Общая стоимость, руб.	Годовая норма амортизации, %	Годовая сумма амортизации, руб.
1	2	3	4	5	6
			гр.2*гр.3		гр.4*гр.5/100
1. Буровая установка					
2.					
и т.д.					
Всего:	x	x	x	x	
Неучтенное оборудование, % от «Всего»	x	x	x	x	
Итого:	x	x	x	x	

Чтобы определить амортизацию по процессу – надо годовую амортизацию по каждому виду оборудования разделить на количество дней (смен) работы службы, а затем умножить на продолжительность работы данного оборудования по проектируемому процессу в днях (смена), а полученные результаты сложить.

Итоговая сумма в рублях записывается в соответствующую статью в сводной смете затрат.

2.5. Сводная смета затрат по производственному процессу и анализ структуры себестоимости работ

Главной целью данной курсовой работы является определение себестоимости по процессу и на единицу объема работ. При планировании участковой себестоимости по процессу учитываются следующие статьи затрат:

- 1) заработная плата рабочих;
- 2) отчисления от заработной платы;
- 3) затраты на основные и вспомогательные материалы;
- 4) амортизация основных производственных фондов;

5) затраты на электроэнергию.

Период, на который рассчитывается себестоимость, соответствует длительности выполнения запроектированного процесса.

В этом пункте дается определение себестоимости.

Составление сметы затрат является конечным результатом всех выполненных расчетов. В сводной смете затрат определяется общая сумма по статьям расходов по проектируемому процессу. Итоговые данные берутся из подразделов: 2.4.2; 2.4.3; 2.4.4; 2.4.5.

Отчисления от заработной платы берутся в процентах от суммы заработной платы рабочих в соответствии с действующим Законодательством.

Затраты на единицу объема работ по процессу (например, на 1 м³ руды) рассчитываются путем деления каждой статьи затрат на объем работ по процессу.

Удельный вес элементов затрат определяется путем деления каждой статьи затрат на общую сумму затрат по процессу.

Данные сводятся в **таблицу 8**.

Таблица 8-Сводная смета затрат по процессу

Статьи затрат	Сумма затрат по процессу	На единицу объема работ по процессу (например, на 1 м ³ руды) в рублях	Удельный вес элементов затрат, %
1	2	3	4
Затраты труда на заработную плату производственных рабочих			
Отчисления от фонда заработной платы в Фонды социального страхования			
Затраты на основные и вспомогательные материалы			
Амортизационные отчисления			
Затраты на электроэнергию			
Всего затраты по процессу			100

Для расчета затрат на единицу объема работ необходимо каждую статью затрат разделить на объем продукции, выпускаемый участком.

Чтобы рассчитать удельный вес статей затрат в себестоимости, необходимо каждую статью разделить на общую сумму затрат по процессу и умножить на 100.

В данном пункте объяснить структуру затрат, то есть какие затраты занимают наибольший удельный вес и почему.

4. Расчет технико-экономических показателей работы участка

Технико-экономические показатели – система измерителей, характеризующая материально-производственную базу предприятия и комплексное использование ресурсов. Они применяются для планирования и анализа организации производства и труда, уровня техники, качества продукции, использования основных и оборотных фондов, трудовых ресурсов.

Информационной базой анализа являются материалы плановых документов, данные бухгалтерского и статистического учета и отчетности предприятия.

Показатели выпуска продукции в натуральном выражении, товарная и реализованная продукция (объем продаж продукции) характеризуют во взаимосвязи производственную и торгово-сбытовую (коммерческую) стороны деятельности предприятия.

Показатели производственной мощности, среднегодовой стоимости основных производственных фондов (с учетом их периодической оценки) отражают потенциальные производственные возможности предприятия, размеры его недвижимого имущества.

Показатели среднегодовой численности промышленно-производственного персонала предприятия (численности работающих), объема денежных средств, направленных на оплату труда, не только имеют самостоятельное значение для оценки наличного числа рабочих мест на предприятии, уровня материальной обеспеченности рабочих, динамики этих параметров, но и являются исходными для расчета производительности труда, среднемесячной оплаты труда и т.д.

Показатели полной себестоимости товарной продукции, прибыли (убытка) отчетного периода отражают совокупные затраты и конечные результаты.

Показатели рассчитываются на основе ранее полученных данных и записываются в таблицу 9.

Таблица 9-Технико-экономические показатели по процессу

№ п/п	Наименование показателя	Единица измерения	Показатель
1	2	3	4
1	Годовой объем выпуска руды участком	м ³	Исх.данные
2	Годовое потребление электроэнергии	кВт*ч	
3	Стоимость одного кВт*ч	руб.	
4	Расход электроэнергии на единицу объема работ	кВт*ч/м ³	п.п 2 / Исх.данные
5	Среднесписочная численность персонала	чел.	штатное расписание
6	Трудоемкость работ	чел.час/м ³	
7	Годовой фонд заработной платы рабочих	руб.	Итог таб.5
8	Средняя зарплата одного рабочего в месяц	руб.	из п. 2.4.2
9	Затраты по процессу	руб.	таб.8 Итог гр.2
10	Затраты по процессу на 1 м ³ руды	руб.	таб.8 Итог гр.3

Необходимо сказать об экономическом эффекте от организационно-технических мероприятий, сопоставить полученный экономический эффект с использованными ресурсами, провести анализ системы показателей, рассчитанных в курсовой работе.

Необходимо указать на влияние проведенных мероприятий по модернизации (реконструкции) или иной проблемы, рассмотренной в дипломном проекте на результаты работы объекта.

Автору предлагается сформулировать предложения по улучшению мероприятий по организации производства и труда на горном участке с целью получения эффективных экономических результатов.

4. Вспомогательные процессы на проектируемом участке (блоке, панели, секции)

4.1. Внутриверстечный транспорт.

4.1.1. Подземный транспорт.

Вид транспорта должен соответствовать технологии горных работ при очистной выемке и проведении горных выработок. Если применяемой на руднике транспорт не сможет обеспечить производительности, предусмотренной дипломным проектом, то необходимо решить вопрос о его замене. Для этого нужно произвести необходимые расчеты. В пояснительной записке должно быть приведено краткое обоснование и описание применяемого вида транспорта, транспортных средств, способов погрузки и разгрузки, устройства рельсовых путей, конвейерных линий,

эстакад, перегрузочных узлов, автоматизации транспорта, современной сигнализации, автоматизации, необходимых мер безопасности и др.

4.1.2. Шахтный подъем.

Необходимо дать описание действующего на руднике шахтного подъема: тип и мощность подъемных машин, тип и емкости подъемных сосудов, схема подъема, производительность подъема рудника или горизонта. Средства автоматизации, обслуживание, необходимые меры безопасности. При проектировании разработки нового горизонта или участка действующего рудника необходимо проверить пропускную способность имеющегося шахтного подъема.

4.1.3. Поверхностный транспорт

Необходимо кратко описать: тип транспорта, при помощи которого полезное ископаемое транспортируется от рудника до обогатительной фабрики, устройства для погрузки; тип транспорта, устройства для разгрузки и размещения пустой породы.

4.2. Вентиляция.

Если вентиляция не является специальной частью проекта, то она рассматривается укрупнено: дается описание схемы вентиляции рудника, горизонта и проектируемого участка. Приводятся характеристики главных и вспомогательных вентиляторов, а также вентиляторов частичного проветривания и вентиляционных устройств. При проектировании нового горизонта или участка, их проветривание должно быть не только описано, но и рассчитано, т.е. составлена вентиляционная схема, выполнены необходимые расчеты потребного количества воздуха, депрессии, и вентиляционных устройств, произведен выбор вентиляторов, разработан режим вентиляции и т.д. Проектная вентиляционная схема увязывается с уже существующей на руднике. Проверяется возможность использования существующих вентиляторов без установки дополнительных.

Кратко описывается организация пылевентиляционной службы на руднике, меры по созданию нормальных санитарно-гигиенических условий для трудящихся.

4.3 Энергоснабжение рудника и проектируемого участка.

Необходимо описать схему, электроснабжения рудника, проектируемого участка (блока, панели), определить потребителей всех видов энергии и кратко охарактеризовать их, рассчитать по известным методикам из соответствующих курсов потребное количество воздуха, воды, электрической энергии для выполнения определенной работы или на единицу времени, охарактеризовать организацию освещения на блоке (участке, панели).

Нужно также предусмотреть необходимые меры по безопасному обслуживанию энергетических установок и сетей, а также по экономному расходованию всех видов энергии.

4.4. Водоотлив.

Необходимо описать характер и приток шахтных вод в разные периоды года, действующую схему водоотлива, расположение и тип насосных установок, их обслуживание и автоматизацию, режим работы насосных установок при обычном водопритоке и в аварийных ситуациях.

5. Охрана труда и противопожарная защита.

В этом разделе проекта не следует перечислять те требования, по охране труда и противопожарной защите, которые в законодательном порядке определены Правилами безопасности. Некоторые из них, наиболее важные необходимо кратко описать в предыдущих разделах, относящихся к очистным и проходческим работам, внутрирудничному транспорту, вентиляции, энергоснабжению, водоотливу и т.д.

С необходимой полнотой, четко и без общих фраз должны быть предусмотрены конкретные меры безопасности и противопожарной профилактики, которые в условиях проектируемого участка являются особенно важными и предлагаются дополнительно к предусмотренным Правилам и общим инструкциям. Особое внимание следует обратить на:

- безопасное выполнение буровзрывных, погрузочных, транспортных работ;
- эффективное управление горным давлением;
- создание нормальных санитарно-гигиенических условий;
- повышение производственной и трудовой дисциплины.

В разделе необходимо дать краткую характеристику «Плана предупреждения и ликвидации аварий» в пределах проектируемого участка.

6. Охрана окружающей среды.

Необходимо подчеркнуть значение охраны окружающей среды для горных предприятий и в частности для рудника, на котором учащийся проходил преддипломную практику. Следует предусмотреть перечень конкретных мероприятий по более полному извлечению из недр полезного ископаемого, сохранению от обрушения поверхности земли, очистке шахтных вод, уменьшению ядовитых примесей и пыли в исходящей вентиляционной струе, рациональному размещению, укреплению и рекультивации отвалов пустых пород и некондиционных руд, сохранению естественных лесов, благоустройству и дополнительному озеленению промплощадки, уменьшению загрязнения воздушной среды.

7. Основные технико-экономические показатели проекта.

Рассчитанные в предыдущих разделах технико-экономические показатели сводятся в специальную таблицу и сравниваются с результатами, достигнутыми на руднике.

Количество и наименование показателей зависит прежде всего от темы дипломного проекта, определяется заданием и руководителем дипломного проектирования.

Форма сводной таблицы технико-экономических показателей выглядит следующим образом (Таблица 12).

Основные технико-экономические показатели дипломного проекта

Таблица 12

Наименование показателей	Единица измерения	Числовые значения	
		По дипломному проекту	Достигнуты на руднике

РАСЧЕТ РАСХОДА ВОЗДУХА ДЛЯ ПРОВЕТРИВАНИЯ ОЧИСТНЫХ ВЫРАБОТОК

1. Расход воздуха для проветривания очистной выработки при торцевом выпуске руды после взрывания вееров скважин рассчитывается по формуле

$$Q_T = 1.8 \frac{V_3}{t} \left(\lg \frac{4A}{V_3} + 2.17 \right), \text{ м}^3/\text{с},$$

где V_3 – объем загазованных выработок в сторону исходящей струи, м^3 ;

t – время проветривания, с;

A – величина взрываемого заряда ВВ, кг.

2. Расход воздуха для проветривания выработок при производстве вторичного дробления негабаритов взрывным способом рассчитывается по формуле /15, 16/

$$Q_{BT} = \frac{2.16 \cdot V_6}{t} \lg \left(\frac{4.8 \cdot 10^3 A \cdot \epsilon}{V_6} + 0.62 \right), \text{ м}^3/\text{с},$$

где V_6 – объем выработки, где производится взрывание накладного заряда, м^3 ;

t – время проветривания, с (300 с);

A – количество одновременно максимально допустимого взрываемого ВВ, кг;

ϵ – газовость ВВ, принимается $0,04 \text{ м}^3/\text{кг}$.

Формула применима для сквозных выработок сечением до 25 м^2 , где производится взрывание накладных зарядов массой до 50 кг. Для тупиковых выработок целесообразно использовать формулу В.Н. Воронина

$$Q_K = \frac{7.8}{t} \sqrt[3]{A(S \cdot L)^2}, \text{ м}^3/\text{с},$$

где Q_K – расход воздуха при проветривании выработок нагнетательным способом, $\text{м}^3/\text{с}$;

t – время проветривания, $t = 1800$ с;

A – количество одновременно взрываемого ВВ в забое, кг ;

S – площадь поперечного сечения выработки, м^2 ;

L – длина выработки (расстояние от забоя до устья выработки, где установлен нагнетательный вентилятор), м.

(Количество токсичных газов, выделяющихся при взрыве 1 кг ВВ для условий подземных рудников ОАО «Апатит», принято равным 40 л/кг ($0.04 \text{ м}^3/\text{кг}$) и отражено в формулах через числовые коэффициенты)

3. По фактору непрерывного выделения газов из отбитой руды при торцевом выпуске расход воздуха рассчитывается по формуле

$$Q_G = \frac{P_\phi}{300 K_m \cdot K_u} \cdot \rho_{mp}, \text{ м}^3/\text{с},$$

где P_ϕ – фактическая производительность погрузочной машины, равная принятой производительности забоя в смену, м^3 ;

K_m - сменный коэффициент использования оборудования (по данным рудника);

$K_u = 0.8$ – коэффициент турбулентной диффузии, м²/с;

$p_{тр}$ - коэффициент утечек воздуха в трубопроводе

4. По фактору выхлопных газов ДВС при работе ПДМ на откатке отбитой горной массы в очистных забоях расчет вентиляции производится по формуле

$$Q_{ог} = \frac{q \cdot K_{од} \cdot \sum N}{60}, \text{ м}^3/\text{с},$$

где q – норма расхода свежего воздуха на 1 л.с. используемого оборудования, м³/мин;

$K_{од}$ - коэффициент одновременности работы машин с ДВС в отдельной выработке ($K_{од}$ при работе одной машины – 1.0, при работе двух машин – 0.9, при работе трех и более – 0.85);

$\sum N$ - суммарная номинальная мощность одновременно работающих в выработке машин с ДВС, л.с.

5. Для системы этажного принудительного обрушения максимально допустимая масса заряда ВВ при производстве массовых взрывов в блоке при установленном времени проветривания /16/

$$A_{max} = (14.9 \cdot 10^5 \cdot Q^2) / V_3, \text{ кг}.$$

Если взрываемый заряд ВВ A_p превышает A_{max} , то определяется время проветривания /14/

$$t = \frac{50}{Q} \sqrt{A_y \cdot V_3}, \text{ с},$$

где Q – расход подаваемого воздуха в период проветривания, м³/с;

A_y - условный заряд ВВ, кг, $A_y = i A_\phi$;

i - коэффициент, зависящий от поверхностей контактов отбиваемого массива;

$i = 0,157$ – при одной верхней поверхности контакта руды с обрушенными породами;

$i = 0,125$ – при одной верхней и одной боковой поверхностях контакта;

$i = 0,115$ – при одной верхней и двумя-тремя боковыми поверхностями контакта;

V_3 - суммарный объем загазованных выработок в сторону исходящей струи, м³;

A_ϕ – фактический заряд ВВ, кг.

6. Расход воздуха для проветривания сквозных выработок при производстве вторичного дробления негабаритов взрывным способом рассчитывается по формуле

$$Q_{BT} = \frac{2.16 \cdot V_g}{t} \lg \left(\frac{4.8 \cdot 10^3 A \cdot \epsilon}{V_g} + 0,62 \right), \text{ м}^3/\text{с},$$

где V_g - объем выработки, где производится взрывание накладного заряда, м³;

t - время проветривания, с (300 с);

A - количество одновременно максимально допустимого взрываемого ВВ, кг;

ϵ - газовость ВВ, принимается 0.04 м³/кг.

7. Расчёт расхода воздуха по минимально допустимой скорости движения воздуха

Расчёт расхода воздуха для обеспечения минимально-допустимой скорости его движения по всей длине выработки (Q_v , м³/с) производится по формуле:

$$Q_v \geq S \cdot V_{\min}, \text{ м}^3/\text{с},$$

где S – сечение выработки, м²;

V_{\min} - минимально допустимая скорость движения воздуха м/с.

Минимальные скорости движения воздуха:

- в тупиковых выработках, независимо от площади поперечного сечения и сквозных (включая очистные) с площадью поперечного сечения до 30м² – не менее 0,25м/с;
- в сквозных (включая очистные) выработках с площадью поперечного сечения 30м² и выше – не менее 0,15м/с.

Указанные нормы по минимальным скоростям движения воздуха должны распространяться на все действующие выработки, в которых ведутся технологические процессы, образующие вредные вещества (бурение, взрывные работы погрузка и транспортирование горной массы самоходным и другим оборудованием).

В поддерживаемых выработках, где не ведутся работы с образованием и выделением вредных веществ (законсервированные выработки, временно остановленные выработки, выработки с возводимой или ремонтируемой деревянной крепью и прочих подобных) минимальная скорость движения воздуха должна определяться формулой (согласно ЕПБ):

$$V_{\min} = \frac{0,1P}{S}, \text{ м/с},$$

где P – периметр выработки, м;

S – площадь поперечного сечения выработки, м².

РАСЧЕТ РАСХОДА ВОЗДУХА ДЛЯ ПРОВЕТРИВАНИЯ БЛОКА

Расход воздуха для проветривания блока в целом подсчитывается суммированием и сведением в таблицу расчетных данных всех видов работ (проходка, выпуск руды, откатка и пр.) с учетом утечек и резерва воздуха.

1. Расход воздуха для проветривания блока с учетом резерва, равного 1.187

$$Q_{\text{бл}} = 1.187(\sum Q_{\text{пр}} + \sum Q_{\text{оч}}), \text{ м}^3/\text{с},$$

где $\sum Q_{\text{пр}}$ - суммарный расход воздуха для проходческих работ в блоке, м³/с;

$\sum Q_{оч}$ - суммарный расход воздуха для очистных работ с учетом утечек в зону обрушения $м^3/с$.

Суммарный расход воздуха на проветривание тупиковых выработок.

Расход воздуха *от взрывных работ* складывается из расходов при нагнетательном, всасывающем и комбинированном способах проветривания, при проветривании восстающих и т.д., определяется по формуле:

$$Q_{np}^{63} = 1.43 \cdot k_{ym} [\sum Q_H + \sum Q_{вс} + \sum Q_K + \sum Q_{вос}] \text{ м}^3/с, \quad (43)$$

где k_{ym} – усредненный коэффициент утечек;

$Q_H, Q_{вс}, Q_K, Q_{(вос)}$ – условно обозначенные расходы воздуха.

При отсутствии какого-либо из показателей расхода воздуха, входящих в составляющую Q_{np}^{63} , он не учитывается при расчете.

При расчете проветривания тупиковых выработок *по фактору отработанных газов (ОГ)* ДВС расход воздуха

$$Q_{np}^{OG} = 1.43 \cdot k_{ym}^{cp} \cdot q \cdot \kappa_{од} \frac{\sum N}{60}, \text{ м}^3/с,$$

где $\sum N$ – суммарная мощность используемого дизельного оборудования, л.с.,

$q_{о2}$ - норма расхода воздуха, $м^3/мин$ на 1 л.с..

$k_{од}$ - коэффициент одновременности работы дизельного оборудования.

Суммарный расход воздуха на проветривание очистных выработок $Q_{оч}$

По фактору взрывных работ:

- суммарный расход воздуха в блоке для очистных работ без распределительных всасывающих вентиляторов

$$Q_{оч} = (Q_{оч}^{63} + Q_{з.обр}), \text{ м}^3/с,$$

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

$$Q_{оч}^{63} = 1.8 \frac{V_3}{t} \left(\lg \frac{4A}{V_3} + 2.17 \right), \text{ м}^3/с,$$

где V_3 – объем загазованных выработок в сторону исходящей струи, $м^3$;

t - время проветривания, с;

A – величина взрываемого заряда ВВ, кг.

2. В блоках без распределительных всасывающих вентиляторов величина утечек в зону обрушения определяется по зависимости /14/

$$Q_{з.обр} = \frac{-31 + \sqrt{970 + 1125 \frac{h}{L}}}{558} \cdot F, \text{ м}^3/\text{с},$$

где h – депрессия зоны обрушения, мм вод.ст., определяемая по данным депрессионных съемок;

L - средняя толщина зоны обрушения, м;

F - площадь зоны обрушения, м².

- суммарный расход воздуха в блоке для очистных работ с распределительными всасывающими вентиляторами

$$Q_{оч} = (Q_{оч}^{сп} + Q_{з.обр}), \text{ м}^3/\text{с}.$$

3. В блоках с распределительными всасывающими вентиляторами величина утечек в зону обрушения определяется по зависимости

$$Q_{з.обр} = (0,1 \div 0,15) Q_{оч}, \text{ м}^3/\text{с}. \quad (47)$$

По фактору ОГ ДВС соответственно:

– без распределительных всасывающих вентиляторов –

$$Q_{оч} = (Q_{оч}^{ОГ} + Q_{з.обр}), \text{ м}^3/\text{с}$$

– с распределительными всасывающими вентиляторами

$$Q_{оч} = (Q_{оч}^{ОГ} + Q_{з.обр}), \text{ м}^3/\text{с}.$$

Потребное количество воздуха для выработок, где используется дизельное оборудование, определяется по формуле

$$Q_{ОГ} = \frac{q \cdot K_{од} \cdot \sum N}{60}, \text{ м}^3/\text{с},$$

где q – норма расхода свежего воздуха на 1 л.с. используемого оборудования, м³/мин;

$K_{од}$ - коэффициент одновременности работы машин с ДВС в отдельной выработке ($K_{од}$ при работе одной машины – 1.0, при работе двух машин – 0.9, при работе трех и более – 0.85);

$\sum N$ - суммарная номинальная мощность одновременно работающих в выработке машин с ДВС, л.с.

Утечки в зону обрушения без распределительных всасывающих вентиляторов и с распределительными всасывающими вентиляторами рассчитываются по зависимостям соответственно, что и по фактору взрывных работ.

При расчете проветривания блока по фактору ОГ ДВС необходимо суммировать расходы воздуха на проветривание по фактору ОГ ДВС ($Q_{оч}^{ОГ}$), а также по признаку выделения ядовитых газов от взрывных работ, и поглощенных в отбитой руде ($Q_{оч}$):

$$Q_{oc}^{OG} = (Q_{oc}^{OG} + Q_{oc}), \text{ м}^3/\text{с}.$$

По фактору непрерывного выделения газов из отбитой руды при торцевом выпуске расход воздуха рассчитывается по формуле

$$Q_{oc} = \frac{P_{\phi}}{300 K_m \cdot K_u} \cdot \rho_{mp}, \text{ м}^3/\text{с},$$

где P_{ϕ} – фактическая производительность погрузочной машины, равная принятой производительности забоя в смену, м^3 ;

K_m – сменный коэффициент использования оборудования (по данным рудника);

$K_u = 0.8$ – коэффициент турбулентной диффузии, $\text{м}^2/\text{с}$;

ρ_{mp} – коэффициент утечек воздуха в трубопроводе

Количество воздуха для проветривания блока $Q_{\phi.l}^{OG}$ по фактору ОГ ДВС при проходке горных выработок и очистных работ с учетом утечек воздуха через зону обрушения определяется из выражения:

$$Q_{\phi.l}^{OG} = \left[1,43 \cdot \kappa_{ym}^{cp} \cdot q \cdot \kappa'_{od} \frac{\sum N_{np}}{60} + (1,1 \div 1,15) \cdot \kappa_{ym}^{cp} \cdot q \cdot \kappa''_{od} \frac{\sum N_{oc}}{60} \right], \text{ м}^3/\text{с}, \quad (50)$$

где $(1,1-1,15)$ – коэффициент, учитывающий утечки воздуха при наличии распределительных вентиляторов;

q – норма расхода воздуха на 1 л.с. ДВС, $\text{м}^3/\text{с}$;

κ'_{od} , κ''_{od} – коэффициенты одновременности работы СДО в проходческих и очистных (сквозных) выработках соответственно;

$\sum N_{np}$, $\sum N_{oc}$ – суммарные мощности СДО, работающих в проходческих и очистных (сквозных) выработках соответственно, л.с.;

κ_{ym}^{cp} – средние утечки воздуха в вентиляционных трубопроводах тупиковых (проходческих) выработок.

Суммарное количество воздуха для проветривания по фактору минимальной скорости воздуха в горных выработках (по выносу пыли) за счет общешахтной депрессии рекомендуется определять по блоку, горизонту и руднику в целом, исходя из зависимости

$$Q_{min} = V_1 \cdot \sum_1^m S_1 + 1,43 \cdot \kappa_{ym} \cdot V_1 \sum_1^n S_2 + V_2 \sum_1^f S_3 + 0,1 \sum_1^P P, \text{ м}^3/\text{с}, \quad (51)$$

где $V_1 \geq 0,25 \text{ м/с}$ при $S < 30 \text{ м}^2$;

$V_2 \geq 0,15 \text{ м/с}$ при $S \geq 30 \text{ м}^2$;

$\sum_1^m S_1$ – суммарная площадь поперечных сечений сквозных выработок от 1 до m площадью

$S_1 < 30 \text{ м}^2$ каждая, проветриваемых за счет общешахтной депрессии;

$\sum_1^n S_2$ – суммарная площадь поперечных сечений тупиковых выработок от 1 до n площадью

$S_i > 0 \text{ м}^2$ каждая, проветриваемых за счет проветриваемых за счет ВМП;

$\sum_1^f S_3$ – суммарная площадь сечений сквозных (очистных) выработок от 1 до f площадью

$S_3 \geq 30 \text{ м}^2$ каждая, проветриваемых за счет общешахтной депрессии;

$\sum_1^p P$ – суммарный периметр поддерживаемых сквозных выработок от 1 до p, проветриваемых

за счет общешахтной депрессии.

Примечания:

- 1) Расчет Q_{\min} может производиться погоризонтно, поблочно с суммированием результатов в целом по руднику.
- 2) При разработке планов развития горных работ на очередной календарный год маркшейдерские службы рудников должны представлять ПВС тех же рудников расчеты поперечных сечений горных выработок с их градацией по сечениям, а также суммарные площади поперечных сечений и суммарные периметры поддерживаемых выработок на начало очередного календарного года.

РАСЧЕТ РАСХОДА ВОЗДУХА ДЛЯ ПРОВЕТРИВАНИЯ РУДНИКА (ГОРИЗОНТА) И ВЫБОР БЛОКОВЫХ И ГЛАВНЫХ ВЕНТИЛЯТОРОВ

1. Расход воздуха для проветривания рудника (горизонта – при погоризонтном проветривании, характерном для рудников ОАО «Апатит») подсчитывается суммированием расчетных расходов воздуха для проветривания капитальных и подготовительных выработок Q_{np} , очистных блоков Q_{oc} и камер различного назначения Q_k

$$Q_{\text{общ}} = 1,1(\sum Q_{\text{бл}} + \sum Q_{\text{пв}} + \sum Q_k + \sum Q_{\text{мп}} + \sum Q_{\text{ум}}), \text{ м}^3/\text{с},$$

где 1,1 – коэффициент резерва;

$\sum Q_{\text{бл}}$ – суммарный расход воздуха на проветривание очистных блоков (включая системы этажного принудительного обрушения и подэтажной отбойки, в зависимости от рудника), $\text{м}^3/\text{с}$;

$\sum Q_{\text{пв}}$ – суммарный расход воздуха на проветривание проходческих выработок, находящихся за пределами очистных блоков, $\text{м}^3/\text{с}$;

$\sum Q_k$ – суммарный расход воздуха на проветривание технологических (служебных) камер с обособленной вентиляцией, $\text{м}^3/\text{с}$;

$\sum Q_{\text{мп}}$ – суммарный расход воздуха на проветривание сквозных поддерживаемых

выработок, находящихся за пределами очистного блока, м³/с;

$\sum Q_{ут}$ – суммарные утечки воздуха через вентиляционные сооружения, находящиеся за пределами очистного блока, м³/с.

В случае подсчета $Q_{общ}$ по горизонтам, определение $Q_{общ}$ по руднику осуществляется путем суммирования общих расходов воздуха на проветривание горизонтов, т.е.:

$$Q_{общ, рудника} = \sum_1^n Q_{общ, гор.},$$

где n – номера горизонтов от 1 до n (или отметок горизонтов).

Расчет $Q_{общ}$ осуществляется по фактору с максимальным расходом воздуха на проветривание. Необходимо иметь в виду, что по каждому из горизонтов рудника отобранные по максимальному расходу воздуха факторы могут быть разными по критериям отбора (ОГ ДВС, ядовитым газам ВР, минимально допустимой скорости воздуха или др.).

Результаты расчетов количества воздуха по факторам должны сводиться в таблицу примерно следующей формы (для выбора максимального по расходу воздуха фактора):

Объект расчета количества воздуха	Расход воздуха по факторам, м ³ /с					К учету принимается расход воздуха, м ³ /с по фактору
	СО и NO _x от взрывных работ	ОГ ДВС	Минимальная скорость воздуха (вынос пыли)	СО ₂ или СН ₄	По людям	
Рудник...						
Горизонт...						

Следует учесть, что не подлежит суммированию тот расход воздуха, который необходим для проветривания камер, не имеющих собственной исходящей струи и находящихся на пути следования свежей струи к проходческим и очистным забоям, так как свежий воздух при этом, заходя в камеру, проветривает ее и выходит на общую струю также в качестве свежего.

2. Проверка достаточности для проветривания рассчитанного расхода воздуха производится

а) по людям /9/

$$Q_{общ} = q \cdot n \cdot K_з, \text{ м}^3/\text{с},$$

где q – норма подачи воздуха на одного подземного рабочего, $q = 6 \text{ м}^3/\text{мин} = 0.1 \text{ м}^3/\text{с}$;

n – максимальное число людей, одновременно находящихся в руднике;

K_3 – коэффициент запаса воздуха, учитывающий всевозможные утечки, в том числе через зону обрушения, принимается равным 1.4.

б) по углекислоте или метану

$$Q_{\text{общ}} = q \cdot T_{\text{сут}} \cdot K_3, \text{ м}^3/\text{с},$$

где q – расчетная норма расхода воздуха, приходящегося на 1 м³ среднесуточной добычи горной массы, $q = 1.4 \text{ м}^3/\text{мин} = 0.02 \text{ м}^3/\text{с}$;

$T_{\text{сут}}$ - среднесуточная производительность рудника, м³/сутки.

К расчету принимается максимальное из значений расхода воздуха, подсчитанного по различным факторам.

3. С учетом резерва воздуха для рудника (горизонта) общий расход воздуха рассчитывается исходя из потребностей проветривания резервных горных работ.

$$Q'_{\text{общ}} = \rho \cdot Q_{\text{общ}}, \text{ м}^3/\text{с},$$

где ρ - коэффициент резерва для рудников ОАО «Апатит»,

$\rho = 1.1$ – при условии предварительного учета резерва воздуха на блоковое проветривание;

$\rho = 1.2$ – без учета резерва на блоки.

4. Для выбора вентиляторов главного проветривания необходимо знать общую депрессию сети и расход воздуха. Затем по величинам h и Q подбирают вентилятор с определенным резервом регулирования его производительности и с учетом естественной тяги. Необходимо учитывать резерв воздуха (10%) на утечки в главной вентиляторной установке.

Движение воздуха по горным выработкам под влиянием естественной тяги обуславливается главным образом вследствие разных удельных давлений столбов воздуха, наличия выработок, сообщающихся с земной поверхностью. Депрессия естественной тяги в рудниках обычно равна 5-15 %, а для высокогорных рудников до 50 % от общерудничной депрессии. Давление столбов воздуха зависит, прежде всего, от температуры воздуха, на ее долю приходится свыше 98 % от общего влияния всех факторов, такими параметрами, как относительная влажность и химический состав воздуха, можно пренебречь.

Подсчет депрессии естественной тяги можно производить по упрощенной формуле

$$h_e = 0.047 H_p (t_{cp} - t_n), \text{ Па},$$

где H_p – глубина, высота воздухоподающей выработки от поверхности, м;

t_{cp} - средняя температура рудничного воздуха, она равна температуре горных пород на заданной глубине H и практически не меняется в течение года, °С;

t_n - температура наружного воздуха, °С.

Для рудников с различными высотными отметками устьев воздухоподающей и воздуховыдающей выработок следует пользоваться формулой

$$he' = \gamma_{cp} \cdot H_1 \frac{t_n - t_{cp}}{273 + t_{cp}}, \text{ Па,}$$

где γ_{cp} – среднеконтурный удельный вес воздуха, Н/м³;

H_1 – разность высотных отметок, м.

В зависимости от знака, получаемого в результате расчета естественной тяги по формулам определяется направление ее, внутрь рудника или на поверхность. При выборе главных вентиляторов и определении рабочих характеристик действующих вентиляторов необходимо учитывать параметры естественной тяги с учетом того, что суммарная депрессия рудника будет меньше или больше, в зависимости от времени года, на величину естественной тяги

$$h_p = h_g \pm h_e.$$

Таким же образом, определяется эквивалентное отверстие шахты с учетом депрессии вентилятора h_g , депрессии естественной тяги h_e и общерудничного расхода воздуха Q

$$A_{общ} = 1.2Q / \sqrt{h_g \pm h_e}.$$

6.5. Для выбора блоковых распределительных вентиляторов необходимо знать расход воздуха для проветривания блоков, рассчитанный согласно рекомендуемым формулам. Затем производится расчет депрессий ветвей, обладающих максимальным сопротивлением, с учетом напора, создаваемого главными вентиляторами и по рассчитанным параметрам и выбирается тип вентилятора обычным порядком. Наиболее целесообразной является параллельная работа распределительных вентиляторов совместно с последовательно включенным главным. При совместной работе главного и распределительных вентиляторов функция последних состоит в перераспределении воздуха между ветвями сети, а не в подаче дополнительного количества воздуха в сеть. При этом главный вентилятор создает депрессию, расходуемую на участке воздухоподающих выработок, а распределительные – депрессии расходуемые на остальных участках сети, в основном блоковые всасывающие вентиляторы работают на преодоление сопротивления исходящих каналов. Совместная работа в вентиляционной сети рудника главных и распределительных вентиляторов лимитирована соотношением $Q_{гл.вен.} > \Sigma Q_{рас..e}$. При этом депрессия вентилятора h_{ei} определяется как сумма депрессии сети h_{ci} , на которую работает распределительный вентилятор, и депрессия естественной тяги, действующей в ветви, на которой устанавливается этот вентилятор, т.е. $h_{ei} = h_{ci} + h_{ei}$. Расчет величины h_e производится по отдельным контурам, имеющим выход на поверхность, начиная от основной воздухоподающей выработки. Значение h_e подсчитывается для летнего периода года, когда она меняет свое направление и нагнетающий вентилятор вынужден преодолевать ее сопротивление. Выбор блокового вентилятора производится в следующем порядке.

Определяется потребное количество воздуха для проветривания очистных и проходческих выработок.

Выбирается способ проветривания блока и составляется схема проветривания, на которой наносится путь движения воздуха (в расчет принимаются выработки, начиная с откаточного горизонта до точки выхода исходящей струи на поверхность).

Исходя из условия равномерного распределения воздуха по выработкам, выбирается путь, обладающий максимальным сопротивлением, с расчетом величины потерь напора по нему. Данные расчетов сводятся в таблицу, где определяются максимальные величины сопротивления сети и депрессии эксплуатационного участка блока ($R_{\text{бл}}$ и $h_{\text{бл}}$)

По расчетным параметрам $Q_{\text{бл}}$ и $h_{\text{бл}}$ выбирается тип вентилятора. Проверка соответствия принятого вентилятора рассчитанному режиму работы осуществляется методом наложения индивидуальной аэродинамической характеристики вентилятора и характеристики сети выработок блока на один график. Характеристика сети строится по уравнению $h_c = R_{\text{бл}} \cdot Q_{\text{бл}}^2$.

6.6. Расчет калориферной установки

Для обеспечения необходимой температуры 2°C смеси холодного и горячего воздуха в зимний период времени следует подавать воздух для подогрева в калориферную установку в количестве, определяемом по формуле /11/

$$G_{n2} = 3600 Q_{\text{в}} \rho [(t_{\text{см}} - t_{\text{нар}}) / (t_{n2} - t_{\text{нар}})], \text{ кг/ч,}$$

где $Q_{\text{в}}$ – производительность главного вентилятора, м³/с;

ρ – плотность воздуха, принимать $\rho = 1.2 \text{ кг/м}^3$;

$t_{\text{см}}$ – температура смеси воздуха, °С;

$t_{\text{нар}}$ – температура наружного воздуха, °С;

t_{n2} – температура подогретого воздуха, °С, $t_{n2} = 60 \div 80 \text{ °С}$.

Необходимая тепловая производительность калориферной установки определяется по формуле

$$L_{\text{менл}} = G_{n2} (t_{n2} - t_{\text{нар}}) C_p, \text{ Дж/ч,}$$

где C_p – удельная теплоемкость воздуха, следует принимать $C = 1,01 \cdot 10^3 \text{ Дж/(кг} \cdot \text{°С)}$.

По расчетным значениям $L_{\text{менл}}$ и G_{n2} выбирается тип калорифера, их число, способ соединения в секции и тип калориферного вентилятора для подачи подогретого воздуха от калориферной установки в устье рудничного ствола.

В случае использования калорифера с горячей водой, подаваемой котельной установкой можно рассчитывать расход топлива G_m по формуле

$$G_m = L_{\text{менл}} / \theta_m, \text{ кг/час,}$$

где θ_m – теплота сгорания топлива, выбирается по справочным данным в зависимости от типа используемого топлива, Дж/кг.

При использовании электрических калориферов для подогрева воздуха расход электроэнергии можно рассчитывать по той же формуле, с учетом тепловой способности электроэнергии θ , (239 кал/с на 1 кВт), тогда значение G_m будет выражено в кВт·час с учетом соотношения 1 Вт = 1 Дж/с. Задаваясь мощностью электрокалорифера и температурой наружного воздуха, определяется количество воздуха, которое может быть нагрето до температуры $+2^\circ\text{C}$, или же по известной производительности вентиляторной установки определяется необходимая мощность электрокалорифера.

ВЫБОР ФОРМЫ И ОПРЕДЕЛЕНИЕ РАЗМЕРОВ ПОПЕРЕЧНОГО СЕЧЕНИЯ ГОРНОЙ ВЫРАБОТКИ

1. Расчет размеров поперечного сечения выработки в свету.

На основании исходных данных (крепость пород, глубина разработка, и т.д.) выбирается форма поперечного сечения горной выработки.

Расчет производится исходя из выбранного оборудования, которое будет применяться при эксплуатации данной выработки.

При электровозной откатке:

- привести техническую характеристику выбранного электровоза (указать его параметры);
- привести техническую характеристику подходящей к электровозу вагонетки для перевозки отбитой горной массы (указать ее параметры);
- привести техническую характеристику рельс и рельсового пути, пригодного для эксплуатации выбранного транспорта.

При самоходной, технике'

- привести техническую характеристику выбранного транспорта;

При скреперной или конвейерной доставке:

- привести техническую характеристику скреперной или конвейерной установки.

Технические характеристики оборудования принимаемого проходке выработки представлены в Приложении 1

2. Определения высоты прямой стены выработки

- При откатке контактными электровозами
 - от головки рельсов (УГР):

$$h_1 = h_{кп} - h_a$$

где

$h_{кп}$ - высота подвески контактного провода от уровня головки рельсов.

Согласно ЕПБ эта величина должна быть не менее 1800 мм для откаточных выработок.

Высота выработок должна быть на 800 - 1100 мм больше высоты машины. При подвеске вентиляционных труб в своде выработки ее высота увеличивается на 1 - 1,5 диаметра труб.

h_a – высота от балластного слоя до УГР (уровень головки рельс) согласно характеристике рельсового пути.

- от балластного слоя

$$h_2 = h_1 + h_a$$

- от почвы выработки

$$h_3 = h_2 + h_б$$

где $h_б$ - высота балластного слоя согласно характеристике рельсового пути.

Для укладки принять рельсы Р33, т.о.гда $h_б=390$ мм, $h_б=200$ мм

$$h_a = h_в - h_б,$$

где $h_в$ - высота от почвы выработок до головки рельсов

При откатке аккумуляторными электровозами, скреперной и конвейерной доставке величина $h_{кп}$ будет отсутствовать. Ее следует заменить величиной согласно технической характеристике выбранной техники.

Для условий скреперной и конвейерной доставки, а также при использовании самоходного оборудования высота прямой стены h_1 рассчитывается от уровня чистого пола (УЧП).

- высота выработки по оси в свету

$$H_c = h + e + d_T,$$

где $h_б$ - высота

где h - высота машины;

e - зазор между наиболее выступающей частью машины и кровлей;

d_T - диаметр вент, труб.

- от уровня дорожного покрытия (если требуется)

$$h_1 = H_c - h_o$$

- от почвы выработки

$$h_3 = h_1 + h_n$$

где h_n - высота дорожного покрытия.

- со стороны тротуара

$$h_2 = h_1 - 200$$

3. Расчет ширины выработки в свету

Производится расчет согласно формуле (1-171):

- для однопутевой выработки

$$B = m + A + n \text{ (мм)}$$

где

B - ширина выработки в свету;

n - ширина прохода для людей с учетом места размещения в выработке вентиляционного трубопровода.

Согласно ЕПБ принимается минимальная ширина прохода для людей. При определении фактической ширины прохода для людей следует учесть место расположения вентиляционного трубопровода. Он может располагаться, по оси выработки и в полусводе выработки. При расположении в полусводе следует учесть влияние диаметра вентиляционного трубопровода на ширину пешеходной дорожки.

Вентиляционный трубопровод может располагаться по оси выработки в следующих случаях:

- при откатке аккумуляторными электровозами;
 - при скреперной доставке;
 - при конвейерной доставке.

При выполнении работы с наличием скреперной или конвейерной установки следует учитывать наличие в данной выработке прохода для людей.

A - максимальная ширина подвижного состава, скреперной или конвейерной установки,

m - зазор между подвижным составом (установкой) и крепью согласно ЕПБ для выбранного оборудования.

- для двухпутевой выработки

$$B = m + 2A + n + p \text{ (мм)}$$

где

p - зазор между подвижными составами (установками) согласно ЕПБ для выбранного оборудования.

- ширина выработки при эксплуатации самоходной техники

При расчете ширины выработки пользуются аналогичными формулами. Но в этом случае A - ширина проезжей части, которая рассчитывается по формуле:

$$A = d + 1,5C + 12V \text{ (мм)}$$

где

d - ширина вагона транспортной машины;

C - ширина профиля крышишки, мм;

V - скорость движения машины, км/ч

4. Расчет высоты коробового (трехцентрового) свода

Высота коробового свода зависит от крепости пород по шкале Протодяконова.

При крепости пород $f \leq 12$

$$h_0 = B/3 \text{ (мм)}$$

При крепости пород $f \geq 12$

$$h_0 = B/4 \text{ (мм)}$$

5. Сечение выработки (1-171)

- при $f \leq 12$

$$S_{св} = B (h_2 + 0,26B) \text{ (м}^2\text{)}$$

- при $f \geq 12$

$$S_{св} = B (h_2 + 0,175 B) (м^2)$$

6. Радиусы осевой и боковых дуг (1-72)

Зависят от крепости пород и высоты свода

$$B/3 \quad R = 0,692 B \quad r = 0,262 B$$

$$B/4 \quad R = 0,905 B \quad r = 0,173 B$$

где R - радиус осевой дуги;

r - радиус боковой дуги

7. Проектная высота выработки

$$H = h_3 + h_0$$

Форма поперечного сечения восстающих: блоковых – обычно прямоугольная; рудоперепускных и отрезных – круговая.

Таблица 1 - Конструктивные размеры поперечного сечения выработки

Наименование размера	Обозначения и соотношения размеров
Высота электровоза от головки рельсов	h
Высота стенки выработки от головки рельсов	h_1
Высота балластного слоя	h_6
Высота от балластного слоя до головки рельсов	h_a
Высота от почвы выработки до головки рельсов	$h_B = h_a + h_6$
Высота стенки выработки от балласта	$h_2 = h_1 + h_a$
Высота стенки выработки от почвы выработки	$h_3 = h_2 + h_6 = h_1 + h_B$
Высота подвески контактного провода от уровня головки рельсов	$h_{кп}$
Высота коробового свода при $f \leq 12$	$h_0 = B / 3$
То же, $f > 12$	$h_0 = B / 4$
Проектная высота выработки в проходке при бетонной крепи	$H = h_3 + h_0 + d_0$
Ширина электровоза	A
Минимально допустимый проход на высоте 1800 мм от уровня балластного слоя	n
Зазор между стенкой и габаритом подвижного состава	m
Зазор между подвижными составами	p
Ширина однопутевой выработки в свету	$B = a + c$ или $B = m + A + n$
Ширина двухпутевой выработки в свету	$B = a + b + c$ или $B = m + A + p + A + n$
Расчетная толщина стен выработки	T
Толщина крепи в кровле выработки	d_0
Проектная ширина выработки в проходке	$B_1 = B + 2T$
Радиус осевой дуги коробового свода при $f \leq 12$	$R = 0,692 B$
То же, $f > 12$	$R = 0,905 B$
Радиус боковой дуги коробового свода при $f \leq 12$	$r = 0,262 B$
То же, $f > 12$	$r = 0,173 B$
Радиус свода при полуциркульном очертании	$R = 0,5 B$
Проектная площадь поперечного сечения выработки в свету при коробовом своде, при $f \leq 12$	$S_{св} = B (h_2 + 0,26 B)$
То же, $f > 12$	$S_{св} = B (h_2 + 0,175 B)$
Проектная площадь поперечного сечения выработки в свету при полуциркульном своде	$S_{св} = B (h_2 + 0,39 B)$
Периметр выработки в свету при коробовом своде, при $f \leq 12$	$P_{св} = 2h_2 + 2,33 B$
То же, $f > 12$	$P_{св} = 2h_2 + 2,219 B$
Периметр выработки в свету при полуциркульном своде	$P_{св} = 2h_2 + 2,57 B$
Проектная площадь поперечного сечения выработки в проходке при коробовом своде, при $f \leq 12$	$S_{пр} = B_1 (h_3 + 0,26 B_1)$
То же, $f > 12$	$S_{пр} = B_1 (h_3 + 0,175 B_1)$
Проектная площадь поперечного сечения выработки в проходке при полуциркульном своде	$S_{пр} = B_1 (h_3 + 0,39 B_1)$

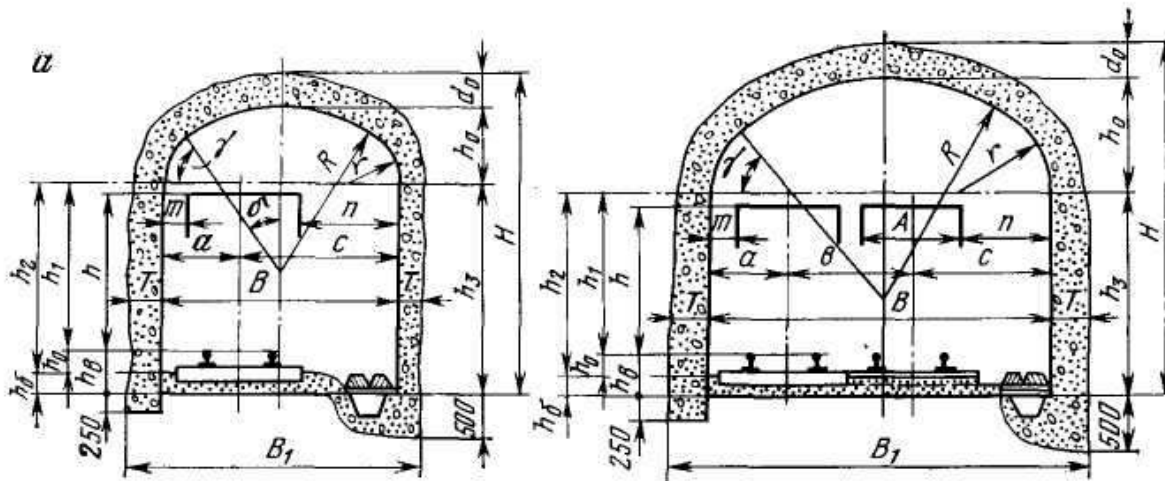


Рис. 1 Конструктивные размеры поперечного сечения выработок.

Проектирование комплекса выработок целесообразно выполнить в два этапа:

расчет поперечных сечений по габаритам эксплуатируемого в них оборудования и требуемых по ЕПБ зазоров;

уменьшение номенклатуры выработок путем их типизации, что значительно упростит дальнейшее планирование работ и разработку графика подготовки блока.

8. Проверки правильности расчетов:

- проверка достаточности зазора между кровлей и точкой подвески контактного провода по оси выработки

$$C = h_1 + h_0 - h_{\text{кп}}$$

ЕПБ предусматривают зазор между кровлей и точкой подвески контактного провода не менее 200 мм.

- проверка площади поперечного сечения выработки в свету на способность пропускать необходимого количества воздуха на ее проветривание

$$V = Q/S_{\text{св}} \leq 8 \text{ м/с}$$

где Q - количество подаваемого в выработку воздуха согласно заданию.

В случае несоблюдения данного условия следует пересмотреть рассчитанные параметры проектируемой горной выработки.

9. Проверка площади поперечного сечения выработки по допустимой скорости движения воздуха

$$V = Q/S_{\text{св}} \leq 8 \text{ м/с}$$

где Q - количество подаваемого в выработку воздуха согласно заданию.

Максимальная скорость в очистных и подготовительных выработках 4 м/с, в главных откаточных выработках и стволах для спуска людей — 8 м/с.

10. Определение размеров водоотливной канавки.

Размеры водоотливной канавки выбираются из справочника, исходя из водопритока. Выбранные данные приводятся в пояснительной записке.

Таблица 2 - Размеры водоотливных канавок

Приток воды			Размеры канавки, мм			Площадь поперечного сечения, м ²
м ³ /ч	л/мин	м ³ /сек	ширина по верху	ширина по низу	глубина	
100	1,7	0,027	350	250	200	0,06
150	2,5	0,042	400	300	250	0,087
200	3,3	0,055	400	300	300	0,105
300	5,0	0,087	400	300	400	0,14
400	6,7	0,11	450	350	450	0,18
500	8,33	0,14	450	350	500	0,205

10. По окончании расчета параметров горной выработки в свету на листе формата А-4 вычерчиваются в масштабе 1:25 типовое и расчетное сечения выработки с размещаемом в них оборудованием и указанием всех полученных размеров Работа выполняется согласно чертежным ГОСТам карандашом.

РАСЧЕТ ГОРНОГО ДАВЛЕНИЯ И ОПРЕДЕЛЕНИЕ НЕОБХОДИМОСТИ КРЕПЛЕНИЯ ГОРНОЙ ВЫРАБОТКИ

1. Определение возможных видов крепи по параметру устойчивости (1-61)

$$P_y = 10 \gamma H_p / \delta_{сж}$$

где H_p - глубина разработки, м

γ — плотность пород, кг/м³;

$\delta_{сж}$ - предел прочности массива на сжатие,

$$\delta_{сж} = 10^7 f \text{ (МПа)}$$

По рассчитанному параметру устойчивости выбирается вид крепи на основании таблицы 3 (1-32) и таблицы 4 (1-32)

Таблица 3- Рекомендуемая крепь по P_y

Значение P_y	Рекомендуемая крепь
< 0,1	Без крепи, когда породы устойчивые, или набрызг-бетонная толщина 3-5 см, когда породы склоны к выветриванию.
0,140,3	Анкерная или комбинированная.
>0,3 до 0,45	Без обратного свода: монолитная бетонная, деревянная, металлическая податливая. Возможно комбинированная: анкерная в сочетании с монолитной бетонной или металлической.

Таблица 4 - Рекомендуемая крепь по σ_d

Значение $P = 10 \gamma H / \sigma_d$	Рекомендуемая крепь
< 0,1	Без крепи, когда породы устойчивые, или набрызг-бетонная толщина 3-5 см, когда породы склоны к выветриванию.
0,140,3	Анкерная или комбинированная.
>0,3 до 0,45	Без обратного свода: монолитная бетонная, деревянная, металлическая податливая. Возможно комбинированная: анкерная в сочетании с монолитной бетонной или металлической.

2. Расчет физико-механических свойств природного массива (1-68)

Предел прочности массива пород на длительное сжатие

$$R_{сж} = \delta_{сж} K_c \xi, \text{ МПа}$$

где

K_c - коэффициент структурного ослабления.

Для определения K_c принимаем средний размер структурного блока $v = 0,4$ м и коэффициент Пуассона $\mu = 0,25$.

Для кровля эта величина определяется по формуле В/в.

По рисунку 1 (1-10) принимается K_c на основании полученного значения. Для расчетов K_c принимается в пределах от 0,2 до 0,4

ξ - коэффициент длительной прочности -эта величина показывает уменьшение прочности породы в результате длительного воздействия нагрузки.

Для хрупких пород (граниты, кварциты, песчаники с кварцевым цементом) рекомендуется принимать

$$\xi = 1-0,7$$

а для пород, испытывающих пластические деформации перед разрушением (песчанистые и углистые сланцы, известняки средней крепости, мергели)

$$\xi = 0,5 - 0,7$$

Предел прочности массива пород на длительное растяжение (1-68)

$$R_p = \delta_p K_c \xi, \text{ МПа}$$

где

δ_p - прочность массива на растяжение

$$\delta_p = 0,1 \delta_{сж}, \text{ МПа}$$

3. Определение действующего на контуре выработки напряжения (1-68)

Максимально сжимающие напряжения в боках выработки.

$$\delta_{\max} = K_1 \gamma H_p, \text{ МПа}$$

где K_1 - коэффициент концентрации напряжений. Определяется по таблице 4 (1-29) в соответствии с крепостью вмещающих пород.

Минимально растягивающие напряжения в кровле выработки

$$\delta_{\min} = K_2 \lambda_1 \gamma H_p, \text{ МПа}$$

K_2 - коэффициент концентрации напряжений. Определяется по таблице 5 (1-29) в зависимости от крепости вмещающих пород;

λ_1 - коэффициент бокового распора. Для расчетов принимается равным 0,33.

Таблица 5 - Коэффициенты концентрации напряжений в зависимости от формы и соотношений параметров выработки

Форма выработки	Параметры свода (в долях от ширины выработки)			Коэффициенты концентрации напряжений		Размеры зоны растягивающих напряжений		Примечание
	радиус осевой дуги R	радиус боковой дуги r	высота свода h_0	сжимающих в боках K_1 (в долях от γH)	растягивающих в кровле K_2 (в долях от $\lambda_1 \gamma H$)	ширина по кровле (в долях ширины выработки)	высота (в долях высоты свода) h_0	
Прямоугольно-сводчатая	0,905	0,173	1/4	2	0,4	0,35	0,3	Для пород с $f > 12$
	0,692	0,262	1/3	2	0,3	0,30	0,1	Для пород с $f \leq 12$
	0,5	—	1/2	2	0,25	0,28	0,08	
Параболическая с прямыми стенками	—	—	—	2	0,23	0,25	0,07	Уравнение очертания свода $y = x^2/0,5 B \operatorname{tg} \varphi$; для пород с $\varphi = 39^\circ$
Трапецевидная	—	—	—	2	1,0	0,9	0,15	В долях от ширины кровли Отношение оснований к высоте (при $\alpha = 80^\circ$) 1 : 1,45 : 1,6

4. Расчет коэффициентов запасов прочности пород на контуре выработки (1-68)

Запас прочности в боках выработки

$$n_b = R_{сж} / \delta_{\max}$$

Запас прочности в кровле выработки

$$n_k = R_p / \delta_{\min}$$

Полученные значения запасов прочности сравниваются с числом 4. По результатам сравнения выполняют оценку устойчивости и производят окончательный выбор вида крепи для полученных значений.

Коэффициент и угол внутреннего трения пород

$$\operatorname{tg} \varphi = (R_{сж} - R_p) / (R_{сж} + R_p).$$

Из полученного значения определяем значение угла внутреннего трения пород φ .

1. По таблице 6 (1-37) выбираем расчетную схему горного давления.

Составляется таблица классификации режима заданной нагрузки (по относительной устойчивости кровли и боков).

Таблица 6 - Расчетная схема горного давления

№схемы	Значение запаса прочности кровли и боков	Режим заданной нагрузки на крепь и расчетная схема
0	$n_k \geq 4$ $n_b \leq 4$	Нагрузка на крепь отсутствует и выработка может быть пройдена без крепи. В местах геологических нарушений и в зонах сильной трещиноватости, а также для пород, склонных к выветриванию, необходимо торкретирование выработки или покрытие ее набрызгбетоном на песчаном заполнителе толщиной до 3см
1	$n_k \geq 1$ $n_b \leq 4$	Крепь несет полную нагрузку со стороны кровли от веса пород внутри свода естественного равновесия (обрушения) Бока устойчивы. Применяется расчетный метод М.М. Протодяконова.
2	$n_k \geq 1$ $n_b \leq 1$	Крепь несет полную нагрузку со стороны кровли и боков; образуется новый контур выработки: в кровле-свод, в боках- призмы сползания. Применяется расчетный метод П.М. Цимбаревича
3	$1 < n_k < 4$ $1 < n_b < 4$	Крепь не несет постоянной нагрузки, так как кровля и бока относительно устойчивы, но возможны локальные вывалы. Нагрузка определяется по формулам нагрузки от локального вывала или расчетные нагрузки определяются путем деления нормативных нагрузок, полученных по расчетному методу №2, на коэффициенты запасов прочности.
4	$n_k \geq 4$ $n_b \leq 1$	Крепь испытывает полную нагрузку только со стороны боков (кровля устойчива). Нагрузка со стороны боков определяется как боковое давление на подпорную стенку по методам механики сыпучей среды.

Расчет n_b и n_k производится в соответствии с выбранными значениями

При неустойчивой кровле ($n_k < 1$) и относительно устойчивых боках ($1 < n_b < 4$), то может применяться расчетная схема № 2. И рассчитывается по следующим формулам:

Расчет нагрузок

Высота свода обрушения с учетом запаса прочности пород в кровле (1-69)

$$e'_k = \frac{a + h_1 \operatorname{ctg}(45^\circ + \varphi/2)}{n_k \operatorname{tg} \varphi} - h_0, \text{ м}$$

Где

a – полупролет выработки

φ - угол внутреннего трения пород, (градусы);

h_1 - высота вертикальной стенки выработки;

h_0 - высота свода по проекту

$a = B / 2$, м

Высота свода обрушения от вертикальной стенки (1-69)

$v_1 = v_k + h_0$, м

λ_2 – коэффициент бокового распора

$\lambda_2 = \operatorname{tg}^2(45 - \varphi/2) = 0.21$

Интенсивность давления со стороны кровли

$q_k = (v_1 + h_1) \gamma \lambda_2 / n_k$

Боковое давление с учетом поправки на запас прочности пород в боках выработки

$D'_2 = 0.5 (q'_c + q_n) h_1 / n_b$, кН / м

где

q'_c – интенсивность бокового давления на уровне вертикальной стенки

$q'_c = v_1 \gamma \lambda_2$, кПа

q_n – интенсивность давления у почвы

$$q_n = (v_1 + h_1) \gamma \lambda_2 \quad q_k = (v_1 + h_1) \gamma \lambda_2 / n_k, \text{ кПа}$$

В случае, если в курсовом проекте рассматривается наклонная выработка, то следует рассчитывать по следующим формулам:

Расчет нагрузок

Высота свода обрушения с учетом запаса прочности пород в кровле (1-69)

$$b'_2 = \frac{a + h_2 \operatorname{ctg}(45^\circ + \varphi/2)}{n_k \operatorname{tg} \varphi} - h_c, \text{ м}$$

Где

a – полупролет выработки

$$a = B / 2, \text{ м}$$

φ – угол внутреннего трения пород, (градусы);

h_2 – высота вертикальной стенки выработки;

$$h_2 = h_1 / \cos \alpha, \text{ м}$$

где

α – угол наклона выработки, градус

h_1 – нормальная высота вертикальной стенки выработки

h_c – высота свода

$$h_2 = h_0 / \cos \alpha, \text{ м}$$

Высота свода обрушения от вертикальной стенки (1-69)

$$v_1 = v_k + h_0, \text{ м}$$

λ_2 – коэффициент бокового распора

$$\lambda_2 = \operatorname{tg}^2 (45^\circ - \varphi / 2) = 0.21$$

Интенсивность давления со стороны кровли

$$q_k = (v_1 + h_1) \gamma \lambda_2 / n_k$$

Боковое давление с учетом поправки на запас прочности пород в боках выработки

$$D'_2 = 0.5 (q'_c + q_n) h_1, \text{ кН / м}$$

где

q'_c – интенсивность бокового давления на уровне вертикальной стенки

$$q'_c = v_1 \gamma \lambda_2, \text{ кПа}$$

q_n – интенсивность давления у почвы

$$q_n = (v_1 + h_1) \gamma \lambda_2 \quad q_k = (v_1 + h_1) \gamma \lambda_2, \text{ кПа}$$

Во всех остальных случаях нормативное давление рассчитывается для выработок имеющих форму прямоугольно сводчатую по табл. 7 и 8 (1-39)

Таблица 7- Форма сечения выработки и запасы прочности

Расчетные параметры	Форма сечения выработки и запасы прочности			
	$n_k \leq 1$	$n_\sigma \geq 4$	$1 < n_k < 4$	$n_\sigma \geq 4$
<i>Прямоугольно-сводчатая</i>				
Высота свода обрушения	$b = (a / \operatorname{tg} \varphi) - h_0$		$b' = [a / (n_k \operatorname{tg} \varphi)] - h_0$	
Интенсивность нормативного давления	$q_n = b \gamma$		$q'_n = b' \gamma$	

Таблица 8 – Прямоугольно-сводчатая форма выработки и запасы прочности

Расчетные параметры	Прямоугольно-сводчатая форма выработки и запасы прочности	
	$n_k \leq 1; n_b \leq 1$	$1 < n_k < 4; n_b \leq 1$
Высота свода обрушения	$b_k = \frac{a + h_1 \operatorname{ctg} \theta}{\operatorname{tg} \varphi} - h_0$	$b'_k = \frac{a + h_1 \operatorname{ctg} \theta}{n_k \operatorname{tg} \varphi} - h_0$
Высота свода равновесия	$b_1 = b_k + h_0$	$b'_1 = b'_k + h_0$
Интенсивность давления со стороны кровли	$q'_1 = b_k \gamma$	$q'_2 = b'_k \gamma$
Интенсивность бокового давления на высоте вертикальной стенки	$q_c = b_1 \gamma \lambda_2$	$q'_c = b'_1 \gamma \lambda_2$
Интенсивность бокового давления у почвы	$q_{\Pi} = (b_1 + h_1) \gamma \lambda_2$	$q'_{\Pi} = (b'_1 + h_1) \gamma \lambda_2$
Боковое давление	$D_1 = 0,5 (q_c + q_{\Pi}) h_1$	$D'_1 = 0,5 (q'_c + q'_{\Pi}) h_1$

Примечание: $\operatorname{ctg} \theta = \operatorname{ctg}(45^\circ + \varphi/2)$

ВЫБОР ТИПА КРЕПИ И РАСЧЕТ КРЕПЕЖНЫХ МАТЕРИАЛОВ

Прочные размеры крепи определяются по расчетным нагрузкам в зависимости от запасов прочности породного массива.

Прогрессивными видами крепи являются: набрызгбетонная, монолитная бетонная, анкерная и их комбинация.

Крепи выработок следует рассчитывать, исходя из возможных неблагоприятных сочетаний нагрузок, которые действуют одновременно при строительстве и эксплуатации выработок. Расчет конструкций крепей выполняется по несущей способности.

1. Расчет железобетонного анкера со стержнем(1-57) из арматурной стали класса А-1 при условиях:

- $d_c = 0,016$ м,
- расчетное сопротивление стали $R_p = 210$ МПа;
 - бетон марки М-300;
 - расчетная длина заделки $l_3 = 0,4$ м;
 - диаметр шпура $0,036$ м
- удельное сцепление бетона с породой $\tau_2 = 1$ МПа;
 - шпуры влажные $m_1 = 0,75$
 - сцепление бетона со стержнем $\tau_1 = 11$ МПа

Рассчитываются несущие способности стержня по закреплению его в бетоне и из условий сдвига бетона относительно шпура (1-62)

$$P_c = \pi R_c^2 R_p m$$

где

R_c - радиус стержня, для расчетов принимаем $= 0,08$ м;

R_p - предел прочности материала стержня при растяжении

m - коэффициент условий работы стержня штанги, который в шахтных условиях можно принять равным $0,9 - 1$;

$$P_2 = \pi d_c \tau_1 l_2 k_i m_1 (H)$$

k_i - поправочный коэффициент на длину заделки, принимается равным $0,55$

m_1 - коэффициент условий работы замка. Принимается в зависимости от обводненности скважин.

При влажных шпурах принимается равным $0,75$.

$$P'_3 = \pi d_{ш} \tau_2 l_3 m_1 (H)$$

Дальнейший расчет крепи ведется по наименьшему из всех полученных значений несущих способностей (1-62)

2. Определение длины анкера в кровле

Для определения длины анкера в кровле принимаем (1-62)

$$l_b = V'_k$$

$$l_a = l_b + l_{зг} + l_n$$

где

$l_{зг}$ - заглубление анкера в устойчивую зону породы. Принимается равным $0,3 - 0,4$ м.

l_n - длина выступающей части анкера, выбирается в зависимости от полученных данных и макет принимается в пределах $0,05 - 0,2$ м

Полученное значение длины анкера l_a , округляется до целого числа в большую сторону.

3. Определение плотности расстановки анкеров в кровле выработки (1 62)

$$S = q_n n_n / P_a \text{ (шт./м}^2\text{)}$$

где

P_a - расчетная несущая способность анкера. За нее принимается наименьшее из рассчитанных значений несущих способностей,

n_n - коэффициент перегрузки. Принимается равным $1,2$.

q_n - интенсивность бокового давления у почвы.

4. Определение расстояния между анкерами в кровле (1-63)

$$a_1 = (1/S)^{1/2}$$

Для определения окончательного расстояния между анкерами полученное значение округляем до целого числа в меньшую сторону.

На основании полученного значения определяется размер сетки установки анкеров.

5. Определение числа анкеров в одном ряду по кровле

Для расчета числа анкеров в кровле выработки в одном ряду (1 -70)

$$n_1 = 2a q'_n a_1 n_n / P_a$$

q'_n - нормативное давление со стороны кровли.

6. Определение интенсивности нормативного давления со стороны кровли при использовании комбинированной крепи.(1-63)

$$q_n = 0,17 a_1 \gamma \text{ (к Па)}$$

7. Толщина набрызгбетонного покрытия (1-56)

Для набрызгбетонного покрытия из бетона М-300, имеющего расчетное сопротивление набрызгбетона 1 МПа

$$\delta_k = 0,35 \sqrt{\frac{q_n}{m_\sigma [\sigma_p]}}$$

При наличии запаса прочности $n_k > 1$

$$\delta_k = 0,35 \sqrt{\frac{q_n}{m_\sigma [\sigma_p] n_k}}$$

где

$[\sigma_p]$ - расчетное сопротивление набрызгбетона;

Таблица 9 - Расчетные сопротивления различных пределов прочности бетона по СНиП II-21-75

Марка бетона	M150	M200	M250	M300	M350	M400	M500
Предел прочности на растяжение осевое, МПа	0,63	0,75	0,88	1	1,1	1,2	1,35

$m_\sigma = 0,85$ - коэффициент условий работы

8. Расчет параметров выработки вчерне

Ширина выработки вчерне

$$B_1 = B + 2\delta_k$$

Площадь сечения выработки вчерне

- при высоте свода, рассчитываемой по формуле В/3

$$S_ч = B_1 (h_3 + 0,26B_1)$$

- при высоте свода, рассчитываемой по формуле В/4

$$S_ч = B_1 (h_3 + 0,175B_1)$$

Периметр выработки вчерне

$$P_ч = 2h_3 + 2,33B_1$$

Длина части контура выработки вчерне, подлежащая покрытию набрызгбетоном.

$$L = 2h_3 + 1,219B_1$$

Проектная высота выработки вчерне

$$H_0 = h_3 + h_0 + \delta_k$$

9. Расчет количества раствора набрызгбетона (бетона), необходимого для крепления горной выработки

Данный расчет производится на один погонный метр выработки

$$V'' = V_{кр} - 2V_c$$

где

$V_{кр}$ - объем набрызгбетона (бетона) укладываемого по кровле выработки

$$V_{кр} = (B_1 + h_0) \delta_k,$$

V_c - объем набрызгбетона (бетона) укладываемого по прямой стене

$$V_c = h_3 \delta_k$$

Количество раствора набрызгбетона (бетона) для крепления выработки по всей длине

Длина выработки L определяется условием курсового проектирования и берется из данных

$$V' = LV''$$

Коэффициент погрешности потерь составляет 15%

Потери материала крепи составят

$$V_6 = \frac{V' \cdot 15}{100}$$

Таким образом, общий объем набрызгбетона (бетона) необходимого для крепления выработки с учетом потерь составит

$$V = V' + V_6 \text{ (м}^3\text{)}$$

10. Определение объемов работ по креплению на один цмкл

10.1 Объем работ по креплению анкерами.

Число анкеров на один цикл составит:

$$n_a = n \cdot l_y / a_1 \text{ (шт.)}$$

где l_y - длина заходки, м;

n - количество анкеров в сечении выработки;

a_1 - расстояние между рядами анкеров по длине выработки, м.

Общая длина шпуров под анкера

$$L_a = n \cdot l_y \cdot l / a_1 \text{ (м)}$$

где l - длина анкера, м;

10.2 Объем работ по креплению набрызгбетоном:

$$S_n = L \cdot l_y \text{ (м}^2\text{)}$$

$$V_6 = S_n \cdot \delta \text{ (м}^3\text{)}$$

Где δ - толщина слоя набрызгбетона, м;

L - длина контура, покрываемая набрызгбетоном, м.

В завершение расчетов составляется таблица расхода материалов для возведения набрызгбетонного (бетонного) покрытия.

Таблица 10 – Материал покрытия крепи

Материал	Составляемая часть	Составляемая часть, %	Количество в 1 м ³ , кг	Количество всего на общий объем
цемент	1			
щебень	3			
бетон	2			

Завершением работы над данным разделом служит вычерченный на формате А-4 паспорт крепления выработки (приложение 2).

ВЫБОР НАИБОЛЕЕ РАЦИОНАЛЬНОЙ ТЕХНОЛОГИЧЕСКОЙ СХЕМЫ ПРОВЕДЕНИЯ ВЫРАБОТКИ

1. Выбор способа проходки горной выработки.

Способ проходки горной выработки выбирается в зависимости от крепости пород. Для работы над курсовым проектом рекомендуется рассмотреть буровзрывной способ проведения горных выработок

Выбор оборудования для уборки породы.

Выбор оборудования для уборки породы необходимо выбирать наиболее рационально с целью уменьшения затрат на лишние работы.

Рекомендации

- если в горной выработке предусматривается укладка рельсового пути, рекомендуется рассмотреть оборудование на колесно-рельсовом ходу;
- если укладка рельсового пути при эксплуатации выработки не предусматривается, рекомендуется рассмотреть применение техники на пневмо- и гусеничном ходу.

Выбор бурового оборудования

Буровое оборудование рекомендуется выбирать в зависимости от технической характеристики для проведения полученной при расчете горной выработки.

2. Техническая характеристика породопогрузочной машины.

В пояснительной записке необходимо привести технические характеристики выбранного для дальнейших расчетов породопогрузочного оборудования.

3. Техническая характеристика бурового оборудования

- техническая характеристика буровой каретки;
 - тип ходовой части;
- скорость передвижения, производительность;
 - габариты;
 - количество и тип бурильных молотков;
- техническая характеристика перфоратора (применяется при установке анкеров)
 -

4. Выбор оборудования для возведения крепи.

Анкерная крепь

Для возведения анкерной крепи рекомендуется выбирать пневмонагнетатель.

В работе требуется указать марку выбранного пневмонагнетателя, обосновать его выбор и привести техническую характеристику

5. Выбор оборудования для нанесения набрызгбетона (бетона).

Необходимо обосновать выбор данного оборудования и привести его техническую характеристику.

ОБОСНОВАНИЕ ПАРАМЕТРОВ БУРОВЗРЫВНОГО КОМПЛЕКСА И РАСЧЕТ ПАСПОРТА БВР

1. Выбор основного взрывчатого вещества.

Для выполнения проекта рекомендуется патронированный аммонит 6ЖВ.

Необходимо:

- обосновать выбор рекомендованного ВВ;
- указать его работоспособность ($p_{вв}$)

2. Определение глубины шпуров

- определяется количество циклов в сутки
- принимается количества рабочих дней в месяц

Длина уходки в сутки

$$l_{ух.с} = t_m / n_c$$

где

t_m - скорость проведения выработки (м/мес) согласно условию проекта

n_c - число рабочих дней в месяц

Длина уходки за один цикл '

$$l_{ух} = l_{ух.с} / n_{ц}$$

$n_{ц}$ - число циклов в сутки

Глубина шпура

$$l_{ш} = l_{ух} / \eta$$

где

η - коэффициент использования шпура (КИШ)

$$\text{или } l_{ш} = L \text{ выр.} / n_c * t_{пров.} * n_{ц} * n_{см} * \eta, \text{ м}$$

где, L выр. – протяженность выработки,

$t_{пров.}$ – время проведения выработки,

$n_{см}$ - число циклов в смену.

Таблица 11- Значения КИШ

Показатели	Коэффициент крепости пород				
	f	менее 5	5-7	8-13	14-19
КИШ	0.95	0.92	0.90	0.86	0.82

Таблица 12- Значения удельного расхода ВВ АС-8

Показатели	Коэффициент крепости пород							
	f	< 4	4-6	7-8	9-10	11-12	13-14	15-18
q_0 , кг/м ³	0,45	0,53	0,7	0,8	0,89	1,07	1,42	1,78

Полученное при вычислениях значение округляем в большую сторону до целого числа

3. Составление паспорта БВР.

3.1 Порядок расчета параметров БВР при обычном взрывании.

3.1.1 Расчет удельного расхода ВВ

Определение удельного расхода ВВ на забой по формуле Н.М. Покровского

$$q = q_1 * f_1 * V * e, \text{ (кг/м}^3\text{)},$$

где: q_1 — нормальный удельный расход ВВ, кг/м³, зависящий от крепости породы и определяемый по формуле

$$q_1=0,1f$$

Здесь f — коэффициент крепости пород;

f_1 — коэффициент структуры породы, который имеет следующие значения для разных типов пород:

вязких, упругих, пористых — 2,

дислоцированных с неправильным залеганием и мелкой трещиноватостью — 1,4,

со сланцевым залеганием и меняющейся крепостью, с напластованием, перпендикулярным направлению шпура — 1,3,

массивных хрупких, плотных — 1,1;

e — коэффициент работоспособности В В, численно равный:

1,00 — для аммонита № 6ЖВ;

0,82 — для детонита М;

1,10 — для аммонита АП-5ЖВ;

1,16 — для аммонита Т-19;

κ_3 — коэффициент зажима взрываваемой породы, при одной обнаженной поверхности определяется по формуле

$$\kappa_3 = 6,5/\sqrt{S_{вч}}.$$

Здесь $S_{вч}$ — площадь забоя в черне, м²;

Таблица 13- Показатели коэффициента зажима

Показатели	Параметры открытой поверхности						
	1.0	1.25	1.5	2.0	3.0-3.5	3.6-5.0	≥ 5.1
K_T	3.8	3.0	2.2	1.5	1.0	0.85	0.80

3.1.2. Расчет числа шпуров на забой(1-124)

$$N = \frac{1,27qS_{пр} \eta}{d_{пт}^2 \Delta K_{зап} K_{уп}}, \text{ шт}$$

где $d_{пт}$ - диаметр патрона ВВ, при порошкообразном ВВ - диаметр шпура, м. Согласно СНиП Ш-Н-77 диаметр шпура должен быть больше диаметра патрона ВВ на 5—6 мм.

Δ - плотность патронирования, при порошкообразном ВВ - плотность заряжения, кг/м³,

$K_{зап}$ - коэффициент заполнения шпура, $K_{зап} \leq 2/3$,

$K_{уп}$ - коэффициент уплотнения ВВ при заряжении, для патронов с разрезанной оболочкой - 1,2, с неразрезанной оболочкой - 1,1.

Окончательное число шпуров принимается после выбора типа вруба и принятого расположения шпуров в забое.

Таблица 14-коэффициент заполнения шпуров

Параметры	Коэффициент крепости пород				
	f	3-4	5-6	7-10	11-15
$K_{зап}$	0,5	0,6	0,7	0,8	0,9

3.1.3. Определение шпуров во врубе.

Для расчетов рекомендуется выбирать прямой вруб

Определение числа компенсационных шпуров

$$N_0 = (\eta l_{ш} / A)^3 / V_0,$$

$A = 9,35$ - масштабный коэффициент

V_0 - объем компенсационного шпура

$$V_0 = \pi d^2 l_{ш} / 4 \quad (\text{см}^3)$$

Полученное при расчете число округляем до целого

Исходя, из видов врубов и на основании количества компенсационных шпуров выбираем вруб.

Виды выбранного вруба рекомендуется изобразить в текстовой части пояснительной записки.

Расстояние между холостыми и заряженными шпурами

$$a = 2,5d$$

где d – диаметр шпура

Расстояние между заряженными шпурами

$$b = 5d$$

Расстояние между холостыми шпурами

$$h = 2d$$

Линия наименьшего сопротивления между оконтуривающими и отбойными шпурами

$$W = P / (qm)^{1/2}$$

где

$m=1$ - коэффициент сближения зарядов

P - вместимость одного метра шпура

$$P = \pi d^2 \Delta / 4$$

где

Δ - плотность заряжения, кг/м³

Таблица 15 - Вспомогательные шпуры располагаем на расстоянии л.н.с. от вруба.

Коэффициент крепости пород f	Л.н.с. (м) в зависимости от работоспособности ВВ, см^3	
	350-395	400 и выше
7 – 8	0,66 – 0,70	0,72 – 0,80
9 – 11	0,60 – 0,64	0,66 – 0,70
12 – 14	0,52 – 0,50	0,60 – 0,64
15 – 18	0,45 – 0,50	0,52 – 0,60
19 – 20	0,42 – 0,45	0,45 – 0,56

Расстояние между оконтуривающими шпурами:

$$a_0 = m W$$

$$a_{\Pi} = 0,93a_0$$

$$a_6 = 1,02 a_0$$

- в кровле выработки
- по почве выработки
- по бокам выработки

3.2 Расчет параметров БВР при контурном взрывании.

Контурное взрывание – это технологический прием, при котором достигается высокое качество оконтуривания выработок, характеризующееся незначительными переборами пород, сравнительной гладкой поверхностью боков и кровли выработки и малой глубиной нарушения законтурного массива. Это достигается уменьшением энергии взрыва и рациональном расположении оконтуривающих шпуров. Уменьшение концентрации взрыва на 1 м шпура достигается за счет применения ВВ с высокой работоспособностью ($300 - 450 \text{ см}^3$) в патронах малого диаметра (21 – 24 мм) или применения ВВ в патронах обычного диаметра (32 – 36 мм), но малой работоспособности ($260 - 300 \text{ см}^3$), а также комбинации двух первых способов.

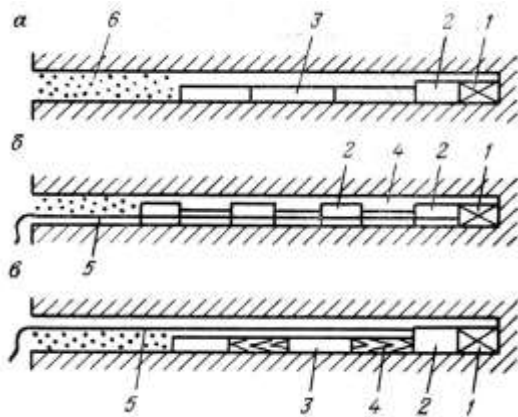


Рис. 2 Конструкции зарядов в оконтуривающих шпурах при контурном взрывании.

а – с радиальным зазором; б – с осевым зазором; в – с радиально-осевым зазором. 1-2 – донный заряд; 1 – боевик; 2 – патрон ВВ нормального диаметра; 3 – патрон ВВ уменьшенного диаметра; 4 – деревянный вкладыш; 5 – провода; 6 – забойка.

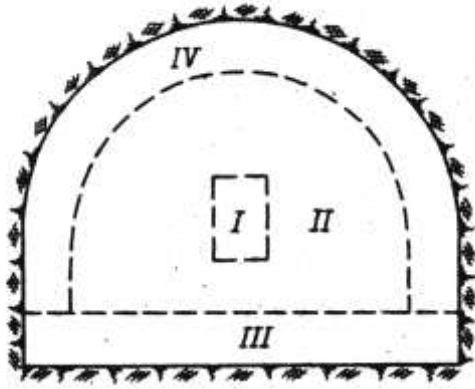


Рис. 3 Схема зон действия шпуровых зарядов

I – зона вруба; II – зона ядра; III – зона почвы; IV – зона контура.

3.2.1 Расстояние между оконтуривающими шпурами вдоль контура выработки.

$$a = 0,95\sqrt{W} \text{ , м}$$

где: W – линия наименьшего сопротивления (л.н.с.) зарядов оконтуривающих шпуров, м;

Расстояние между последним рядом вспомогательных шпуров и оконтуривающими шпурами (т.е. величина л.н.с. зарядов оконтуривающих шпуров) с учетом трещиноватости массива следует принимать не более:

- а) 0,7 – 0,8 м – для пород сильнотрещиноватых;
- б) 0,5 – 0,6 м – для пород среднетрещиноватых.

3.2.2. Общее число оконтуривающих шпуров.

$$N_{ок} = 1,05 \frac{\Pi}{\sqrt{W}} + 1 \text{ , шт}$$

где: Π – длина части периметра (без почвы) по которой располагаются оконтуривающие шпуры, м.

3.2.3 Число внутренних шпуров (зона ядра и предконтурные шпуры).

$$N_{вн} = \frac{27\sqrt{S_{пр} - W(\Pi - \nu W)}}{\sqrt{1,5V_{max} + 2,5}} \text{ , шт}$$

где: $S_{пр}$ – проектное сечение выработки, м²;

ν – коэффициент формы поперечного сечения выработки (для сводчатой формы ν равно 1,8).

V_{max} – показатель дробимости.

$$V_{max} = \frac{67}{f} - 1,7$$

3.2.4 Оптимальный удельный заряд в оконтуривающих шпурах.

$$q_0 = EW \text{ , кг/м}$$

где: E – градиент удельного заряда оконтуривающих шпуров (величина заряда в 1м оконтуривающего шпура при длине л.н.с., равной 1м).

$$E = 0,4 + K_{мон}(0,58 - 0,032V_{max}) \text{ , кг/м}^2$$

где: $K_{мон}$ – коэффициент относительной монолитности пород.

Таблица 16 - Значение коэффициента относительной монолитности пород

Группы пород	Коэффициент относительной монолитности пород, $K_{\text{мон}}$
Относительно монолитные	1
Среднетрещиноватые	0,5
Сильнотрещиноватые	0

В соответствии с значением величины q_0 выбирается тип ВВ, исходя из условия:

а) при $q_0 > 0,3 - 0,4$ кг/м – целесообразно применение ВВ средней мощности (типа аммонит №6ЖВ и тп);

б) при $q_0 < 0,3 - 0,4$ кг/м – можно применять ВВ любого типа.

Устья оконтуривающих шпуров размещаются на расстоянии не более 8 – 10 см от проектного контура к центру забоя с выводом дна шпуров на проектный контур.

Расстояние между вспомогательными шпурами, смежными с оконтуривающими, следует принимать равным $(1,0 - 1,2)a$.

4 Определение суммарной длины шпуров

Учитывая небольшое число и трудную работу зарядов врубовых шпуров, рекомендуется увеличить расчетную длину шпура во врубе на 0,2 м.

Суммарная длина врубовых шпуров:

$$l_{\text{в}} = n_{\text{в}} (l_{\text{ш}} + 0,2)$$

где

$n_{\text{в}}$ - число врубовых шпуров

Суммарная длина отбойных и вспомогательных шпуров:

$$l_0 = (n_0 + n_{\text{в}}) l_{\text{ш}}$$

Суммарная длина оконтуривающих шпуров:

$$l_{\text{ок}} = n_{\text{ок}} (l_{\text{ш}} / \sin 85)$$

Тогда суммарная длина всех шпуров:

$$l_{\text{ш}} = l_{\text{в}} + l_0 + l_{\text{ок}}$$

Массу заряда гранулированного ВВ в шпуре находим по формуле:

$$Q_3 = (L_{\text{ш}} - l_{\text{п}} - l_{\text{нед}}) * S_{\text{шр}} * \Delta, \text{ кг}$$

где $L_{\text{ш}}$ - длина шпура, м

$l_{\text{п}}$ - длина патрона боевика, м: принимаю 0,25 м;

$l_{\text{нед}}$ - длина недозаряда (для врубовых шпуров 0,2 м ; для всех остальных 0,4);

$S_{\text{шр}}$ - площадь шпура, м²

Также следует учитывать, что глубина врубовых шпуров больше остальных шпуров в забое выработки, на 0,2 м, чем

Массу заряда патронированного ВВ в шпуре находим по формуле:

$$Q_3 = \frac{L_{\text{ш}} - l_{\text{нед}}}{l_{\text{патр}}} * K_{\text{уп}} * Q_{\text{патр}}, \text{ кг}$$

где $Q_{\text{патр}}$ - масса одного патрона ВВ, м;

$K_{\text{упт}}$ - коэффициент уплотнения патронов ВВ в шпуре, при ручном зарядании шпуров

принимать равным 1,1.

Масса заряда патронов-боевиков находим по формуле:

$$Q_{\Pi} = Q_{\text{пат}}, \text{ кг}$$

Масса заряда в оконтуривающих шпурах по стенкам и кровле (при оконтуривающем взрывании):

$$Q_o = q_0(l_{\text{ш}} - l_{\text{нео}} - l_n), \text{ кг}$$

5. Фактический расход ВВ на один цикл

$$Q_{\Phi} = n_{\text{в}}Q_{\text{з}} + n_oQ_{\text{з}} + n_{\text{ок.к}}Q_o + n_{\text{ок.п}}Q_{\text{з}} + Q_{\Pi} * N_{\Phi}, \text{ кг}$$

В поле расчетов производится распределение шпуров по назначению:

- кол-во врубовых шпуров (№№)
- кол-во вспомогательных шпуров (№№№)
- кол-во отбойных шпуров (№№№)
- кол-во оконтуривающих шпуров (№№№)

Распределение шпуров по назначению оформляется в виде таблицы 4.

- Составляется таблица расположения шпуров на забое

Таблица 17 Расположение шпуров в забое

Назначение шпуров	Номера шпуров	Длина каждого шпура, м	Угол наклона, градус	Масса заряда, кг		Замедление, мс
				шпура	всего	
холостые						
врубовые						
отбойные						
оконтуривающие						
Итого						

6. Выбор средств взрывания и расчет взрывной сети (только для обычного способа)

Для раскрытия данного пункта необходимо рассмотреть следующие вопросы:

- Выбрать способ взрывания и вид детонаторов и дать их характеристику;
- Указать порядок взрывания шпуров и степень замедления при взрывании;
 - Выбрать вид соединения сети для произведения расчета;
 - Указать место укрытия взрывника (расстояние от забоя);
- Выбрать провод для соединения сети, указать его характеристику;
- Выбрать источник тока и тип взрывного прибора, привести техническую характеристику.

6.1 Расчет сопротивления магистральных и участковых проводов.

Участковые и магистральные провода для взрывной сети изготавливаются из меди.

$$R_M = \rho 2L_M / S$$

где

$\rho = 0,0184$ Ом - удельное сопротивление медных проводов

$$r_y = \rho 2l_y / S$$

r_y - сопротивление участковых проводов

l_y - длина участковых проводов. Рекомендуется принимать ее равной 12 м.

Ток, проходящий по взрывной сети и через каждый электродетонатор, определяется по формуле:

$$I = i = U / (R_M + r_y + r_d N_{\Phi})$$

r_d - сопротивление проводов, соединяющих электродетонаторы.

$$r_d = 3,5$$

Гарантийный ток, т.е, ток, обеспечивающий безотказность взрывания составляет 1А. Полученное при расчете значение тока необходимо сравнить с гарантийным током и убедиться в том, что

полученное значение тока обеспечивает безотказное взрывание сети.

По окончании расчета составляется схема соединения детонаторов для взрывания забоя. Эта схема составляется в пояснительной записке.

Для контурного взрывания составляется таблица

Таблица 18 - Монтаж электровзрывной сети

Наименование	Ед. изм.	Значение показателей										
		Детонаторы СИНВ-Ш										
1.Наименование шпуров	-											
2.Количество шпуров в серии	шт.											
3.Номера замедлений	-											
4.Величина замедлений	мс											

7. Расчет технических показателей буровзрывных работ

Расход ВВ па 1 м и на 1 м³ выработки

$$q_1 = Q_{\phi} / l_{yk} \text{ (кг/м)}$$

$$q_2 = q_1 / S_{\phi} \text{ (кг/м}^3\text{)}$$

q_2 рассчитывается на взорванной объем

Длина шпуров на 1 м выработки

$$l = L_{\phi} / l_{yk} \text{ (м)}$$

Расход электродетонаторов за 1 цикл (только для обычного способа взрывания)

$$n_{зд} = N_{\phi} + n_k$$

где

n_k - количество электродетонаторов в шпуре водоотливной канавки.

Рекомендуется принимать значение $n_k = 1$

Выход породы на взрыв (в массиве)

$$V = S_{\phi} l_{yk} \text{ (м}^3\text{)}$$

Расход буровой стали

Расход буровой стали определяем на 1000 м шпуров на основании данных полученных из справочника и вычисляется расход буровой стали на один забой

$$M_{бст} = L_{\phi} m_{ст}$$

$m_{ст}$ - расход буровой стали на один метр шпуров

$$m_{ст} = n / 1000 \text{ (кг)}$$

где

n - расход буровой стали на 1000 метров

Расчет буровых коронок из расчета на 1000 м буровых шпуров также производится на основании данных справочника и вычисляется расход коронок на забой.

$$M_k = L_{\phi} m_k$$

где

m_k - расход коронок на 1 метр шпуров

$$m_k = n_k / 1000$$

- На отдельном листе вычерчивается схема взрывной сети

8. Графический материал

(приложение 3)

На листе чертежной бумаги формата А-3 в масштабе 1:25 выполнить паспорт БВР, который включает в себя:

- расположение шпуров на забое горной выработки в трех проекциях;
 - схема зарядания шпура.

Паспорт БВР вкладывается; в текстовую часть пояснительной записки.

9. Составление таблицы технико-экономических показателей
(приложение 4)

ВЫБОР БУРОВОГО ОБОРУДОВАНИЯ И РАСЧЕТ ЕГО ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТИ

Руководствуясь основными положениями выбора бурильной установки для бурения горизонтальной горной выработки, выбирается буровая каретка и буровой инструмент.

1. Определение производительности и скорости бурения.

Производительность или скорость бурения в определенных условиях зависит от крепости пород, типа бурового инструмента, диаметра шпура, давления сжатого воздуха, глубины шпура.

Скорость бурения

$$v = \frac{56An}{d^2 \delta_{сж}^{0,59}} \quad \text{или} \quad v = \frac{13400 An}{d^2 \delta_{сж}^{0,59}}, \quad \text{где } n \text{ частота ударов поршня, Гц.}$$

где

A - энергия единичного удара, Дж (выбирается для данного оборудования);

n - число ударов поршня в минуту (берется из технической характеристики бурового оборудования) (уд/мин);

d - диаметр буровой коронки, мм;

$\delta_{сж}$ - десятикратный предел прочности породы сжатию, мПа

Производительность в эксплуатационных условиях

Техническая производительность:

$$Q_T = 60 / (t_б + t_в)$$

гае

$t_б$ - чистое время бурения шпура длиной 1 м

$$t_б = 1 / (\kappa_o n_б v)$$

где

$\kappa_o = 0,89$ - коэффициент одновременности работы бурильных машин;

$n_б$ - число бурильных машин;

$t_в$ - вспомогательное технологическое время

$$t_в = t_m + t_k + t_к$$

где

$t_m = 0,4$ мин. - время, затрачиваемое на установку и переустановку бурильных машин в процессе бурения шпуров;

$t_k = 0,05$ мин. - время холостого обратного хода бурильной головки по автоподатчику после окончания бурения шпура

$t_к = 0,1$ мин. - время на замену коронок

Эксплуатационная производительность бурильной установки:

$$Q_2 = \frac{T - (t_m + t'_m + t_{om} + t_{ез})}{1 / (\kappa_o n_б v) + t_в}$$

где

T - продолжительность смены, мин;

$t_m = 9$ мин. - время подготовительно-заключительных операций;

$t'_m = 34$ мин. - время подготовительно-заключительных операций во время бурения;

$t_{ез} = 0$ - время на технологический перерыв на взрывные работы;

t_{om} - время на отдых проходчиков, принимают 10% от продолжительности смены, мин.

Определение нормы выработки

$$H_в = \frac{(T - t_{ез} - t_{об} - t_{лн}) n_б \kappa_o}{(t_o + t_в) 1,07}$$

$t_{об} = 60$ мин - время на обслуживание установки, зависящее от ее конструкции;

$t_{лн} = 10$ мин - личное время рабочего;

$t_в = 0,65$ мин/м - вспомогательное время при бурении

t_o - основное время на бурение 1 м шпура

$$t_o = 1/v$$

Продолжительность бурения шпуров находится по следующим формулам:

$$T_{бур} = \Sigma L_{ш} / Q_3$$

ВЫБОР СХЕМЫ И РАСЧЕТ ПАСПОРТА ПРОВЕТРИВАНИЯ

Расчет количества воздуха, необходимого для проветривания выработки производится по ряду факторов, основными из которых являются: количество ядовитых газов, образующихся при взрывных работах; количество выхлопных газов, образующихся при работе ДВС; количество газов выделяющихся из горных пород; по числу одновременно работающих в выработке людей. В основу расчета положены требования ГОСТов и правил безопасности.

Расчет производится по каждому фактору и из полученных результатов принимают наибольшее значение, предварительно проверив его по минимальной допустимой скорости движения воздуха.

1. Проветривание после взрывных работ.

Количество воздуха необходимого для проветривания после взрывных работ для нагнетательного проветривания определяется по формуле:

$$Q_n = \frac{2.25S}{t} \sqrt[3]{\frac{AI_{BB}L^2k_{обв}}{Sk_{ум.тр}^2}}$$

где Q_n – количество воздуха необходимого для проветривания по нагнетательной схеме, м³/мин
 t - время проветривания, мин (20 - 30 мин, согласно ПБ);
 A - количество одновременно взрываемого ВВ, кг;
 S - площадь поперечного сечения выработки (в свету), м²;
 L - длина проветриваемой выработки, м;
 I_{BB} - газовость ВВ, л/кг (при взрывании по породе принимается равным 40 л/кг);
 $k_{обв}$ - коэффициент, учитывающий обводненность выработки;
 $k_{ум.тр}$ - коэффициент, учитывающий утечки воздуха из трубопровода. (Приложение 8)
 Значение $k_{обв}$ принимается в зависимости от характера выработки.

Таблица 19- Значение коэффициента $k_{обв}$

	$k_{обв}$
Стволы сухие (приток до 1 м ³ / ч) и обводненные глубиной более 200м. Горизонтальные и наклонные выработки проводимые по сухим породам	0.8
Стволы обводненные (приток до 6 м ³ / ч) глубиной более 200 м. Горизонтальные и наклонные выработки частично проводимые по водоносным породам (влажные выработки)	0.6
Стволы обводненные (приток от 6 до 15 м ³ / ч), капеж в виде дождя. Горизонтальные и наклонные выработки на всю длину проводятся по водоносным горизонтам или с применением водяных завес (обводненные выработки)	0.3
Стволы обводненные (приток более 15 м ³ / ч), капеж в виде ливня	0.15

По мере движения газового облака по выработке из призабойного пространства происходит его разжижение за счет турбулентной диффузии и утечек воздуха через неплотности трубопровода. В протяженных выработках за счет этого фактора концентрация газов может снизиться до допустимой на расстоянии, меньшем длины выработки - критическая длина. Эта критическая длина выработки определяется по формуле (м):

$$L_{кр} = \frac{12,5AI_{BB}k_{ТД}}{Sk_{ум.тр}^2}$$

где $k_{ТД}$ - коэффициент турбулентной диффузии, принимается в зависимости от величины $L_d / d_{тр}$

Таблица 20 – Коэффициенты турбулентной диффузии

$L_d / d_{тр.п}$	3.22	3.57	3.93	4.28	5.40	6.35	7.72	9.60	12.10	15.80
$k_{т.д}$	0.247	0.262	0.266	0.287	0.335	0.395	0.460	0.529	0.600	0.672

где L_d - расстояние от конца трубопровода до забоя, м;
 $d_{тр.п}$ - приведенный диаметр вентиляционного трубопровода, м (при расположении трубопровода в углу выработки равен $2 d_{тр}$, при расположении у стенок, посередине высоты или ширины выработки равен $1.5 d_{тр}$ (здесь $d_{тр}$ - диаметр трубопровода, м).

При $L_{кр} < L$ в формулу вместо L подставляют $L_{кр}$. И в дальнейшем в расчетах используют значение $L_{кр}$.

2. Проветривание при работе в выработках автотранспорта.

В соответствии с Инструкцией по безопасному применению самоходного нерельсового оборудования в подземных рудниках расчет необходимого количества воздуха, подаваемого в выработку, в которой работают машины с ДВС, рекомендуется принимать по норме расхода воздуха на 1 Вт суммарной мощности двигателей.

$$Q_{ДВС} = q_n N_{ДВС}, \text{ м}^3 / \text{мин}$$

где: q_n - норма расхода свежего воздуха на 1 л.с мощности двигателя ($q_n = 5 \text{ м}^3 / \text{мин}$);
 $N_{ДВС}$ - общая мощность работающих в выработке ДВС, Вт.

3. Расход воздуха по эффективной скорости выноса пыли.

$$Q_{р.в.} = 60 * V_{п} * S,$$

где: $V_{п}$ - эффективная скорость движения воздуха - $0,25 \text{ м} / \text{с}$
 S - сечение капитальной выработки, м^2

4. По максимальному числу людей, одновременно находящихся в забое выработки, потребное количество воздуха рассчитывается по формуле:

$$Q_{л} = q_n N_{л}, \text{ м}^3 / \text{мин}$$

где: q_n - норма воздуха на 1-го человека, $\text{м}^3 / \text{мин}$ (по санитарным нормам количество воздуха на одного человека должно быть не менее $6 \text{ м}^3 / \text{мин}$);

$N_{л}$ - максимальное число людей одновременно находящихся в выработке, шт.

5. По минимальной скорости движения воздуха:

$$Q_{с} = 60 v_{\min} S, \text{ м}^3 / \text{мин}$$

где: v_{\min} - минимальная скорость движения воздуха, м/с ($v_{\min} = 0,1 * P / S$);
 S - площадь поперечного сечения выработки, м^2

6. Скорость движения струи воздуха по выработке:

$$v = Q_3 / S_ч$$

где

Q_3 - максимальное из всех полученных значений Q .

Полученное значение v необходимо сравнить с величиной минимально допустимой скорости и сделать соответствующий вывод.

7. Определение потребной подачи (производительности) вентилятора

Потребная подача вентилятора определяется по формуле:

$$Q_p = p Q_3 \text{ (м}^3/\text{с)}$$

где

p - коэффициент утечек воздуха в вентиляционном трубопроводе.

Определение аэродинамического сопротивления трубопровода

$$R = 6,45 \alpha L / d^5_{т}$$

α - коэффициент аэродинамического сопротивления трубопровода;

Таблица 21- Характеристики труб

Диаметр трубы, м	Металлические		Типа М		Текстовинитовые	
	$\alpha_{тр} * 10^3$	R ₁₀₀	$\alpha_{тр} * 10^3$	R ₁₀₀	$\alpha_{тр} * 10^3$	R ₁₀₀
0.3	3.7	990.0	4.8	1284.0	1.8	481.0
0.4	3.6	228.0	4.8	305.0	1.7	108.0
0.5	3.5	72.8	4.8	100.0	1.6	33.0
0.6	3.0	25.0	4.8	40.1	1.5	12.5
0.7	3.0	11.6	4.7	28.2	1.3	5.0
0.8	2.9	5.8	4.7	9.3	1.3	2.5
0.9	2.7	3.0	4.6	5.1	1.2	1.3
1.0	2.5	1.6	4.6	3.0	1.2	0.8

d_m - диаметр трубопровода, м

Аэродинамическое сопротивление 1 м трубопровода при соответствующем диаметре определяется из справочных данных.

Депрессия трубопровода (напор вентилятора)

- определение скорости движения воздуха по трубопроводу

$$v_T = Q_3 / \pi r_T^2$$

r_m - радиус трубопровода

Статическое давление

$$H_c = R Q_p^2 \text{ (Па)}$$

Местные потери напора

$$H_M = 0,2 H_c \text{ (Па)}$$

Динамическое давление

$$H_d = v_T^2 \gamma / 2$$

$\gamma = 1,2 \text{ кг/м}^3$ - плотность воздуха

Давление вентилятора

$$H_B = H_c + H_M + H_d$$

7. Подбор вентилятора

Вентилятор подбирается исходя из значений $Q_в$ и $H_в$

В пояснительной записке строится диаграмма работы выбранного вентилятора (Приложение 9).

На диаграмме необходимо отразить:

- по вертикали полное давление $H_в$
- по горизонтали, подача воздуха $Q_в$

В пояснительной записке необходимо привести техническую характеристику выбранного вентилятора.

На отдельном листе пояснительной (Приложение) записки вычерчивается схема вентиляции забоя.

На этой схеме необходимо отобразить:

- место расположения вентилятора;
- расстояние от трубопровода до груди забоя;
 - направление свежей струи,
- направление исходящей струи воздуха

ВЫБОР СПОСОБА УБОРКИ ПОРОДЫ И РАСЧЕТ ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТИ УБОРОЧНОГО ОБОРУДОВАНИЯ

На основании технических данных выбирается породопогрузочная машина.

1. Расчет сменной эксплуатационной производительности погрузочной машины.

Расчет сменной эксплуатационной производительности погрузочной машины в плотной массе при уборке породы в одиночные вагоны и состав можно определить по формуле:

$$Q_s = \frac{T - t_{nz} - t_m}{R_{om} K_p (R_{kp} / Q_m + t_e + 2L / 60V_e K_3 v n_e)} \quad (м^3 / мин)$$

где

T - продолжительность смены, мин;

$t_{nz} = 20$ мин - время на подготовительно-заключительные операции;

$t_m = 10$ мин - личное время рабочего;

$R_{om} = 1,05$ - коэффициент отдыха;

$K_p = 1,5$ - коэффициент разрыхления горной массы;

$R_{kp} = 1,3$ - коэффициент, учитывающий кусковатость породы и ее свойства;

Q_m - технологическая производительность машины, $м^3/мин$;

L - расстояние до обменного пункта вагонеток, м;

V_e - объем вагонетки, $м^3$;

$K_3 = 0,9$ - коэффициент заполнения вагонетки;

$v = 0,6$ м/с - средняя скорость откатки вагонетки или состава с учетом маневров, перецепки вагонеток;

$n_e = 1$ - число вагонеток в составе, находящихся под погрузкой;

$t_e = 1,5$ - удельные затраты времени на вспомогательные операции, не связанные с обменом вагонеток.

Расчет сменной эксплуатационной производительности ПДМ:

$$Q_{экс} = (60 * T_{см} * K_{п} / T_{ц}) * G * K_{з.к.}, \quad м^3 / см$$

где $T_{см}$ – продолжительность смены – 7 час,

$K_{п}$ – коэффициент экстенсивного использования – 0,7-0,8,

$T_{ц}$ – продолжительность полного рабочего цикла:

G – емкость ковша, $м^3$

$K_{з.к}$ – коэффициент заполнения ковша, 0,8-0,9.

$$T_{ц} = t_3 + t_{рх} + t_{хх} + t_m + t_p, \quad сек$$

где t_3 - время заполнения ковша, с:

зависит от многих факторов и колеблется от 15 до 180 с и даже больше, когда возникает необходимость “подсаживать” руду ковшом

t_p - время разгрузки ковша, с,

Продолжительность разгрузки ковша зависит при наличии рудоспуска (10-30сек);

t_m - время маневрирования, с:

Время маневрирования зависит от технологической схемы работы ПДМ при челночной схеме (10 - 20 с), при иных, когда машине приходится выполнять несколько маневров (30 – 80 с);

$t_{рх}$ – время рабочего хода, с:

$$t_{рх} = 3,6 * L_p / V_p;$$

$t_{хх}$ - время холостого хода с:

$$t_{хх} = 3,6 * L_x / V_x,$$

где

V_p и V_x – скорости ПДМ при рабочем ходе и холостом,

L_p – расстояние к месту разгрузки (м),

L_x - расстояние к месту погрузки (м).

Для расчета $T_{ц}$ приму среднее время исходя из собственного такта. Расстояние от забоя к месту погрузки тоже приму среднее. На типичном рабочем месте (колеблется от 50 до 150 м).

Скорость движения ПДМ на типичном рабочем месте, то есть дорога спланирована рудной

мелочью и щебнем при рабочем ходу $V_p - 3-11$ км/ч, при холостом ходе $V_x - 8-12$ км/ч.

2. Схема уборки породы

На отдельном листе, вкладываемом в пояснительную записку, вычерчивается схема уборки породы (прил. 6)

Продолжительность погрузки породы.

$$T_{уб} = V_{отп} / (Q_з/6) \quad (\text{мин})$$

где

$$V_{отп} = l_{ук} S_ч$$

где

$V_{отп}$ - объем отбитой породы за один цикл (м^3)

ОРГАНИЗАЦИЯ РАБОТ И СОСТАВЛЕНИЕ ЦИКЛОГРАММЫ ПРОХОДКИ

1. Организация работ. Расписание всего цикла.

При составлении графика необходимо учитывать последовательность операций. Описать каждую операцию, последовательность и необходимое количество людей для её выполнения.

2. Определение трудоёмкости и затрат времени

Продолжительность заряжания патронированного ВВ:

$$T_3 = \frac{Nt_3}{\varphi_3 n_3} + t_{пз}, \text{ мин}$$

где N - число шпуров, шт;

t_3 - время на зарядание одного шпура, мин. 2.5 - 3);

φ_3 - коэффициент одновременности работ на зарядании (0.7 - 0.8);

n_3 - число рабочих на зарядании;

$t_{пз}$ - подготовительно-заключительные работы (15 - 20 мин.).

Число помощников взрывника: 1 - число шпуров до 30 или $S_{пр} < 10 \text{ м}^2$;

2 - число шпуров 30 - 60 или $S_{пр} = 11 - 20 \text{ м}^2$;

3 - число шпуров > 60 или $S_{пр} > 20 \text{ м}^2$;

Продолжительность заряжания гранулированного ВВ:

$$: t_{зар.} = L_{зар.} / 10 N_{вр}, \text{ см}$$

где $L_{зар.}$ - суммарная длина заряжаемых шпуров, м;

$N_{вр}$ - норма времени на зарядание шпуров 10 м пневмозарядчиками:

Таблица 22- Марки зарядчиков при высоте забоя до 4 м

Марка зарядчика	Нормы	Шпуры		Штанговые шпуры	
		Угол наклона шпура, град			
		до +.30	свыше +30	до +30	свыше +30
ВАХШ-5	Времени	0,375	0,338	0,324	0,387
пзж	Времени	0,300	0,344	0,266	0,314
ПЗЛ (25)	Времени	0,314	0,360	0,234	0,332
ЗП-2	Времени	0,33	0,378	0,306	0,354
ЗП-5	Времени	0,312	0,36	0,282	0,328

Таблица 23 Марки зарядчиков при высоте забоя свыше 4 м

Марка зарядчика	Нормы	Шпуры		Штанговые шпуры	
		Угол наклона грзд.			
		до +.30	свыше +30	до +30	свыше +30
ВАХШ-5	Времени	0,632	0,720	0,536	0,636
ПЗЖ	Времени	0,594	0,678	0,513	0,597
ПЗЛ (25)	Времени	0,621	0,702	0,546	0,630
ЗП-2	Времени	0,645	0,735	0,585	0,669
ЗП-5	Времени	0,618	0,699	0,540	0,627

Таблица 24- Техническая характеристика пневмозарядчиков

	AQ	AR	AS	AT	AU	AV	AW	AX	AY
1		ЗП2	ЗП5	ЗП12	ЗП25	ВАХШ 5	УЗДМ 1	УЛЬБА15 0	УЛЬБА40 0
2	Диаметр скважины	56	80	105	150	105	150	200	190

3	Длина скважины	25	35	40	40	30	50		
4	Длина транспорта	30	70	100	150	60	80	350	350

Таблица 25- Длительность подготовительно-заключительных операций

	AQ	AR	AS	AT
1	Длина скважины	Тип	Тпз,мин	$L_{скв.у}$
2	10	Вахш	63	165
3	10	Зп	70	165
4	20	Вахш,Зп	68	600
5	>20	Уздм	73	1000

Таблица 26- Нормы времени на зарядание скважин, звено-мин/10м

	AQ	AR	AS	AT	AU	AV	AW	AX
1	Дскв,мм	Дскв,мм	Вахш 5			ЗП12		
2			0-35	36-90	0-(-90)	0-35	36-90	0-(-90)
3	51-60	55,00	4,91	5,94	4,26	4,82	5,85	4,17
4	61-70	65,00	5,29	6,32	4,64	5,20	6,23	4,55
5	71-80	75,00	5,82	6,85	5,30	5,70	6,73	5,05
6	81-95	88,00	6,36	7,39	5,71	6,18	7,21	5,53
7	96-110	103,00	7,24	8,27	6,59	6,96	7,99	6,31
8	111-130	120,00	8,47	9,50	7,82	8,12	9,15	7,47
9	131-150	140,00	10,17	11,20	9,52	9,68	10,71	9,03

Крепление

Продолжительность набрызгбетонирования

$$t_{\text{н}} = V_{\text{а}} * \dot{I}_{\text{адаао}}, \text{смен}$$

$H_{\text{ербет}}$ - норма крепления набрызг бетоном составляет согласно ЕНВР:

- 0,0069 звено*смен на 1 м² при использовании машины Spraymec.

- 0,0074 звено*смен на 1 м². при использовании машины БМ-80

Продолжительность крепления анкерами

$$t_{\text{нн}} = L_{\text{а}} * H_{\text{ак}}$$

$H_{\text{ак}}$ - норма времени возведения анкерной крепи при использовании для установки анкерной крепи машины Kabolt и длине шпура равной 3,4 м составляет 0,329 ч/м, при длине шпура равной 6,5 м составляет 0,263 ч/м.

При бурении анкеров буровой установкой и установкой анкеров вручную. Время складывается из продолжительности бурения шпуров под анкера и установкой штанг при этом время на установку штанг уточняется по (11).

3. Построение циклограммы проходки

При составлении циклограммы необходимо рассмотреть затраты времени на следующие операции

и порядок их выполнения:

- отбор проб воздуха;
- обезопасивание забоя;
- осмотр оборудования;
- бурение шпуров в забое;
 - отгон оборудования;
 - доставка ВМ;
- зарядание, взрывание;
 - проветривание;
 - уборка породы;
 - орошение забоя;
- неучтенные работы;
- крепление выработки;
- наращивание вентиляционного трубопровода.

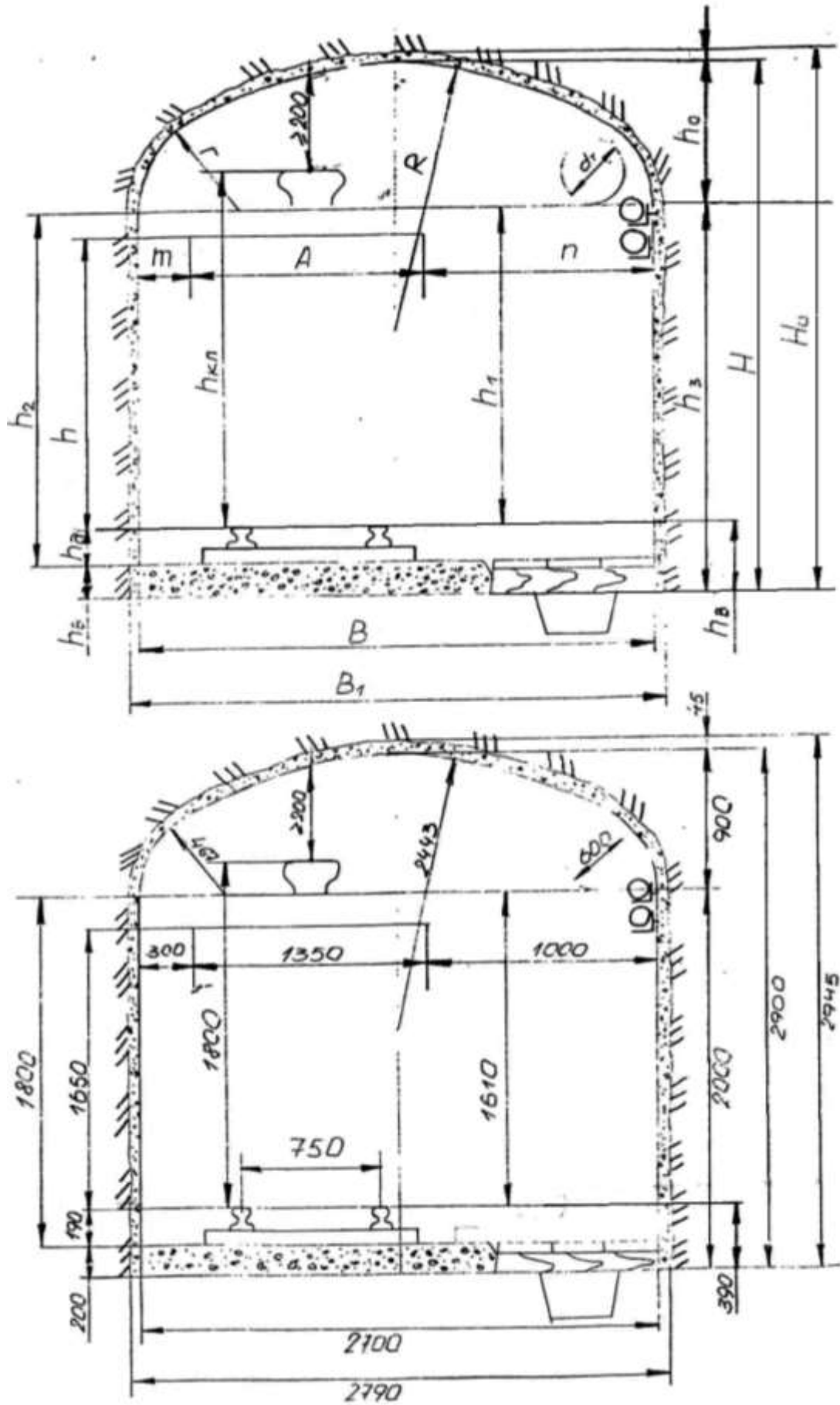
Циклическая организация работ предусматривает выполнение процессов проходческого цикла в определенной последовательности на заданную величину подвигания забоя за определенный промежуток времени.

На основе расчетных данных о продолжительности отдельных процессов и цикла в целом, а также сведениях о трудозатратах на выполнение отдельных процессов составляется график организации работ и схема размещения оборудования и рабочих по процессам цикла с таким расчетом, чтобы в каждый момент времени был занят весь состав бригады.

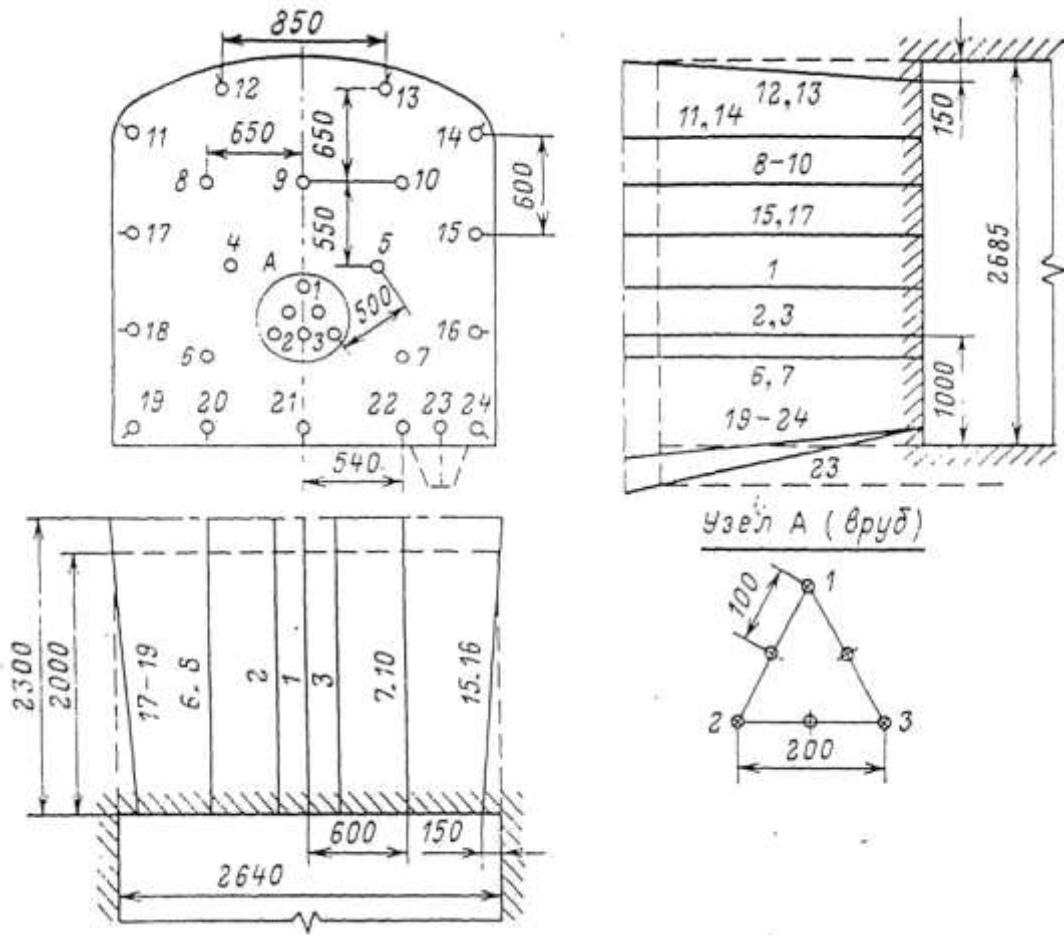
При составлении циклограммы необходимо рассмотреть организацию работ в забое и количество людей, необходимое для выполнения каждой из перечисленных операций.

При описании организации работ требуется указать распределение людей по сменам, распределение видов работ по времени.

Приложение 1



Приложение 3



Приложение 4

Таблица №20

Технико-экономические показатели буровзрывных работ

Категория шахты (рудника)	не опасная по газу и пыли
Площадь сечения выработки, м ²	6,5
Коэффициент крепости пород (по Протодяконову)	14
Число бурильных установок 2УБШ-222П с бурильными машинами ПК-60	1
Диаметр коронки ККП-40, мм	40
Число шпуров на цикл	28
в том числе заряжаемых	24
Глубина шпура, м	2,3
Длина шпуров на цикл, м	62,6
Коэффициент использования шпура	0,87
Расход ВВ на цикл, кг	44,3
Расход электродетонаторов:	
за цикл	24
на 1 м выработки	12
Тип электродетонаторов	ЭД-8П и ЭДКЗ-ПМ-15
Подвигание забоя за цикл, м	2
Выход породы за цикл (в массиве), м ³	13
Число взрывных приборов ПИВ-100 М	1

Схема проветривания откаточного
порта нагнетательным способом.

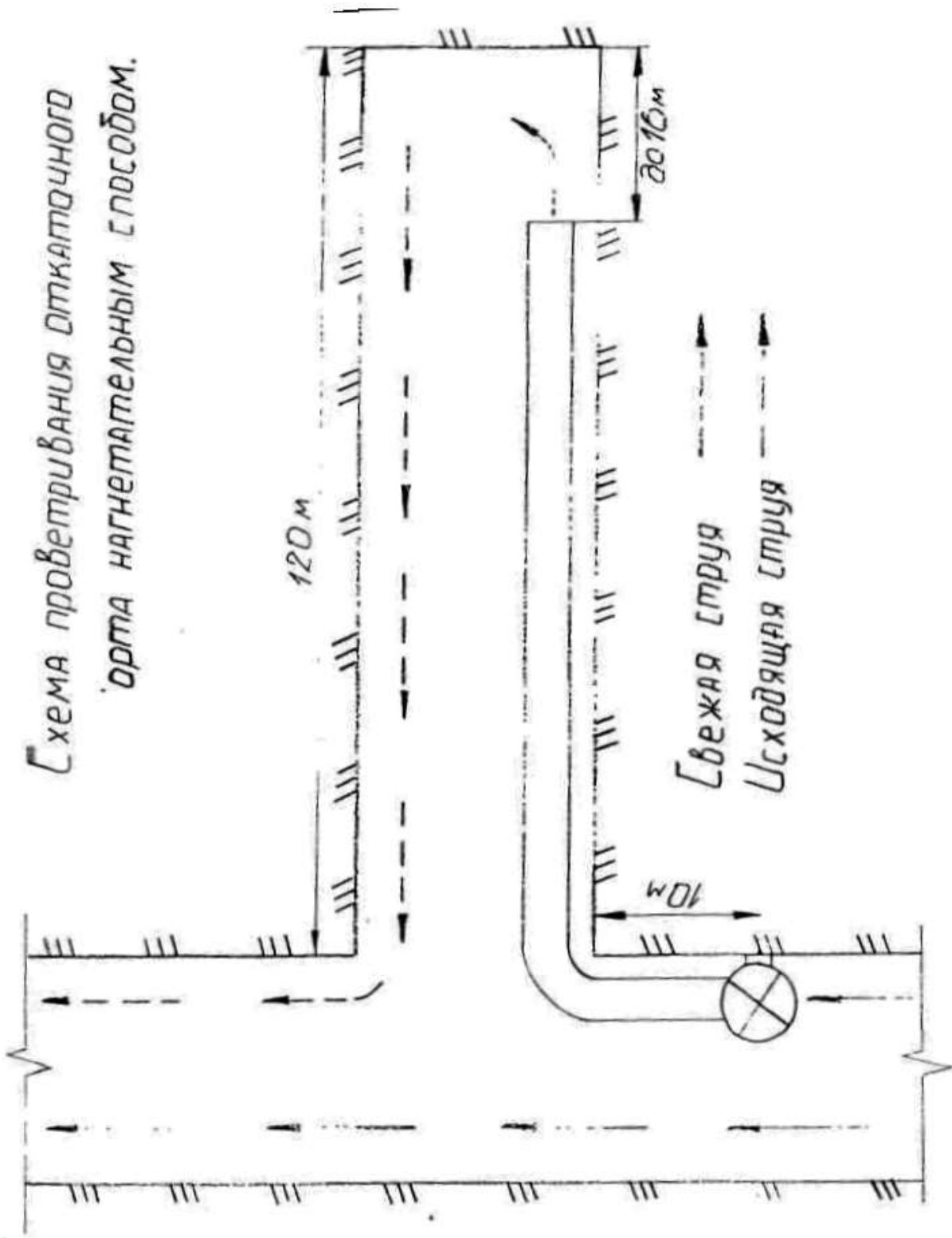
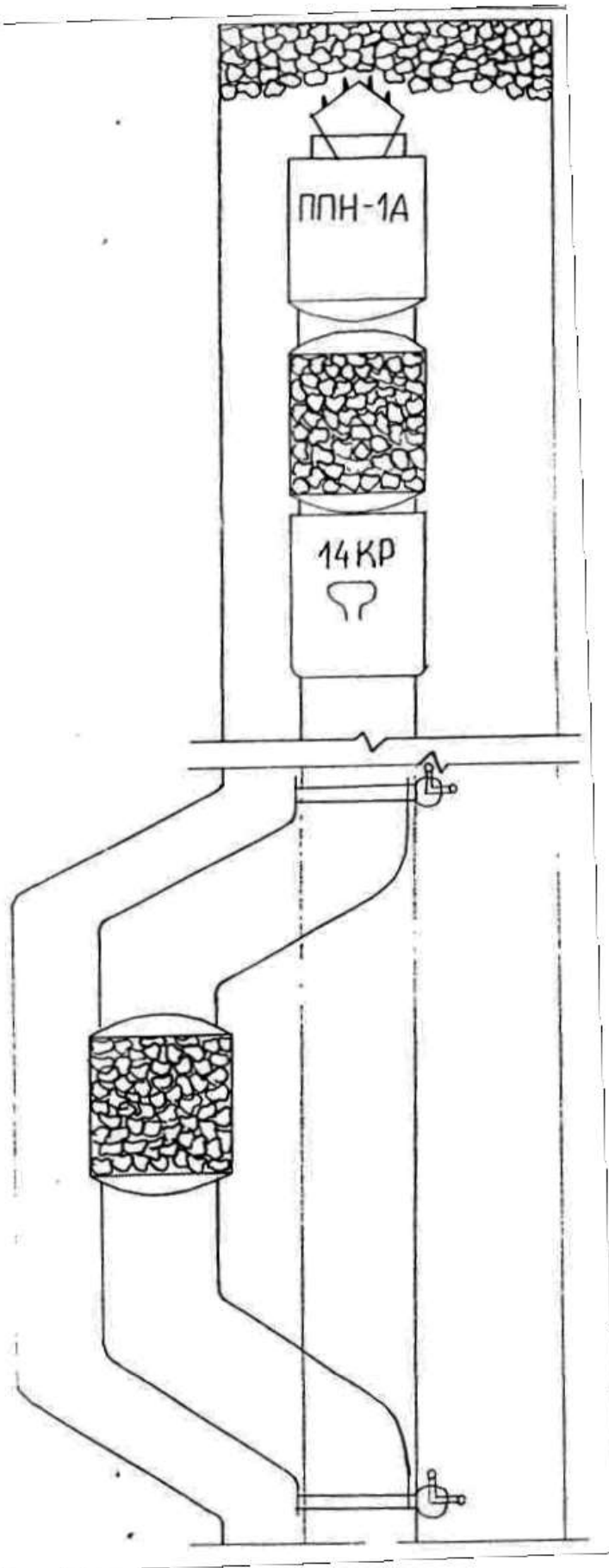
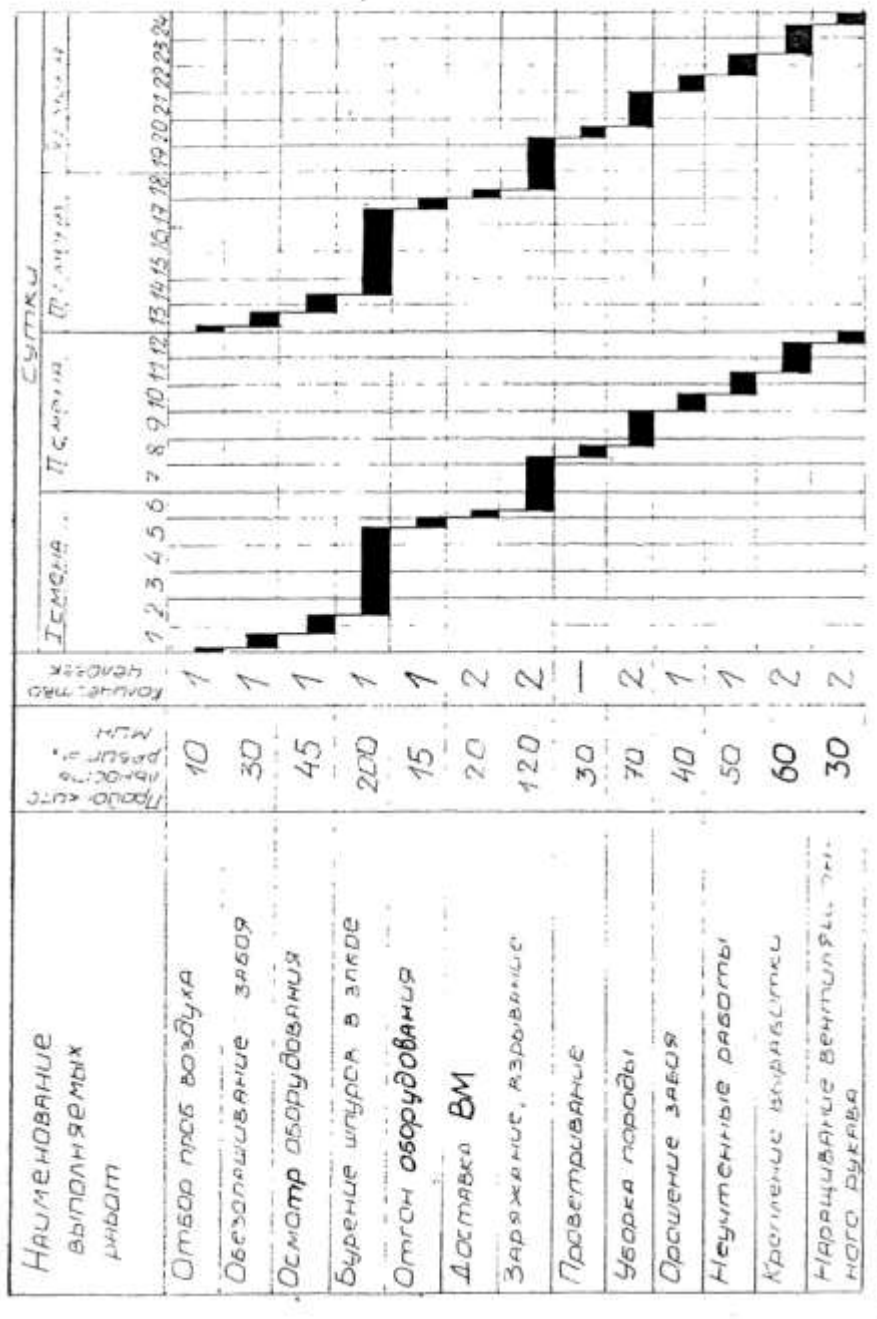


Схема уборки паробды



Циклограмма проходки



Приложения 8

Материал и диаметр трубопровода d , м		Длина трубопровода L_{mp} , м									
		100	200	300	400	500	600	700	800	900	1000
Прорезиненные типа М		1,08	1,14	1,19	1,25	1,3	1,5	1,39	1,43	1,47	1,51
Фанерные	$d = 0.3$	1.08	1.36	1.56	1.67	2.01	2.25	-	-	-	-
	$d = 0.4$	1.05	1.21	1.32	1.44	1.56	1.69	1.82	1.96	2.1	2.25
	$d = 0.5$	1.04	1.15	1.17	1.26	1.39	1.48	1.56	1.66	1.76	1.85
	$d = 0.6$	1.03	1.08	1.13	1.17	1.30	1.37	1.44	1.51	1.58	1.65
	$d = 0.7$	1.02	1.05	1.00	1.08	1.20	1.26	1.35	1.43	1.45	1.47
	$d = 0.8$	1.01	1.02	0.96	1.00	1.14	1.15	1.28	1.35	1.33	1.38
Металлические	$d = 0.3$	1.15	1.35	1.65	1.95	2.40	-	-	-	-	-
	$d = 0.4$	1.05	1.25	1.45	1.65	1.90	2.40	-	-	-	-
	$d = 0.5$	1.04	1.10	1.30	1.40	1.60	1.80	2.0	2.30	-	-
	$d = 0.6$	1.03	1.05	1.10	1.20	1.40	1.60	1.80	2.0	2,20	-
	$d = 0.7$	1.00	1.04	1.09	1.09	1.25	1.45	1.70	1.88		
	$d = 0.8$	1.00	1.03	1.08	1.08	1.1	1.32	1.62	1.80		
	$d = 0.9$	1.00	1.02	1.07	1.07	1.08	1.25	1.55	1.73		
	$d = 1.0$	1.00	1.01	1.06	1.06	1.07	1.19	1.48	1.65		
	$d = 1.1$	1.00	1.00	1.04	1.03	1.06	1.13	1.43	1.60		
$d = 1.2$	1.00	1.00	1.03	1.02	1.03	1.09	1.38	1.55			
Текстонитовые	$d = 0.5$	1.019	1.045	1.091	1.143	1.157	1.23	1.33	-	-	-
	$d = 0.6$	1.014	1.036	1.071	1.112	1.130	1.18	1.261	1.33	-	-
	$d = 0.7$	1.010	1.028	1.053	1.080	1.108	1.145	1.188	1.237	1,128	-
	$d = 0.8$	1.008	1.022	1.040	1.057	1.090	1.126	1.153	1.195	1,229	1,251
	$d = 0.9$	1.006	1.018	1.031	1.042	1.080	1.112	1.115	1.168		
	$d = 1.0$	1.005	1.015	1.024	1.031	1.071	1.10	1.09	1.45		
	$d = 1.1$	1.004	1.012	1.018	1.021	1.065	1.09	1.07	1.13		
	$d = 1.2$	1.003	1.010	1.013	1.013	1.058	1.08	1.05	1.12		

Значение коэффициента утечек ρ_{mp} для различных труб

* - Для труб с $L_{mp} < 100$ м величину коэффициента утечки можно рассчитывать по

формуле
$$\rho = \frac{(\rho_{100} - 1)L_{mp}}{100} + 1$$

Приложение 9

Параметры шахтных вагонеток

Марка вагонетки	Ёмкость кузова, м ³	Ширина колеи, мм	Ширина, мм	Высота, мм	Длина, мм	Масса, кг
УВГ-0,7	0,7	600	850	1220	1250	488
УВГ-1,2	1,2	600; 750	1000	1300	1850	780
УВГ-1,3	1,3	600	880	1300	2000	610
УВГ-2,2	2,2	600; 750	1200	1300	2950	1518
УВГ-2,5	2,5	900	1240	1300	2975	1153
УВГ-4,0	4,0	900	1320	1600	3850	3860
УВГ-4,5	4,5	750; 900	1350	1550	3950	3850
УВГ-9,0	9,0	750; 900	1350	1550	7850	9000
УВГ-9,5	9,5	750; 900	1800	1600	7300	9350

Параметры рудничных электровозов

Марка	Ширина колеи, мм	Ширина, мм	Высота, мм	Длина, мм
ЗКР-600	600	960	1400	2590
4КР	600	1000	1515	3120
	750; 900	1300	1515	3120
10КР2	600	1048	1500	4500
	750; 900	1348	1500	4500
14КР 2А	750; 900	1340	1550	4900
АК-2У	600	900	1180	2015
4,5АРП-2М	650; 750	1000	1350	3300
13АРП-1	900	1380	1515	5600

Приложение 10.

Техническая характеристика ленточных конвейеров

Показатели	Тип конвейера			
	2ЛУ-120В	1ЛУ-120	1Л1000А	КЛ-600
Производительность, т/ч	1500	1200	850	600
Скорость ленты, м/с	3,15	2,5	2	2,6
Ширина ленты, м	1,2	1,2	1	1
Установленная мощность двигателей, кВт	4 x 250	2 x 250	435	150
Максимальная длина, м	2600	2300	800	600
Габариты конвейера, м:				
ширина	1,63	1,7	1,57	1,3
высота	1,087	1,18	0,99	1,1
Масса, т	280	185	280	68
Стоимость (в ценах 1980г.), тыс. руб.	175	120	150	н.д.

Параметры самоходной техники

Марка	Ширина, мм	Высота, мм	Длина, мм
Автосамосвал TORO-40D	3036	2687	10036
ПДМ TORO-400D	2550	1770	10199
Буровая установка Axera D06-240	1750	2350	11590
Буровая установка SOLO Г1020РА/Ф	2240	3100	9950
Универсальная машина обслуживания Normet RBO	2000	2320	5260

Заключение

В этом разделе кратко формулируются:

- основные, технические и организационные решения, принятые в дипломном проекте;
- выводы о соответствии техники, технологии и организации производства на действующем руднике современным требованиям;
- практические рекомендации по совершенствованию техники, технологии и организации производства, по улучшению условий труда на руднике;
- мероприятия, заслуживающие внедрения на руднике.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

Основная литература:

1. Правила безопасности при ведении горных работ и переработке твёрдых полезных ископаемых : Федеральные нормы и правила в области промышленной безопасности : утв. Приказом Ростехнадзора от 11.12.2013 № 599. - Екатеринбург : Урал Юр Издат, 2015. - 210с.

2. Правила безопасности при взрывных работах : Федеральные нормы и правила в области промышленной безопасности : утв. Приказом Ростехнадзора от 16.12.2013 № 6059. - Екатеринбург : Урал Юр Издат, 2015. - 280с
Правила представления декларации промышленной безопасности опасных производственных объектов (В редакции постановлений Правительства Российской Федерации от 04.02.2011 г. N 48; от 21.06.2013 г. N 526)

3. Боровков, Ю.А. Основы горного дела : учебник для спо / Ю.А. Боровков, В.П. Дробаденко, Д.Н. Ребриков. - М. : Академия, 2012. - 426 с., ил. - (Среднее профессиональное образование; Профессиональный модуль: Ведение технологических процессов горных и взрывных работ).

4. Гуреева, М.А. Экономика нефтяной и газовой промышленности: учебник для СПО. М.А. Гуреева. - М.: Академия, 2011.

5. Гомола, А.И. Экономика для профессий и специальностей социально-экономического профиля : учебник для НПО и СПО / А.И. Гомола, В.Е. Кириллов, П.А. Жанин. - 3-е изд. - М. : Академия, 2012. - 336 с. - (Начальное и среднее профессиональное образование.

6. Экономика предприятия (в схемах, таблицах, расчётах) : учебное пособие для вузов / В.К. Складенко, В.М. Прудников, Н.Б. Акуленко и др.; под ред. В.К. Складенко, В.М. Прудникова. - М. : ИНФРА-М, 2012. - 255 с.

7. Боровков Ю.А. и др. Технология добычи полезных ископаемых подземным способом : электронный образовательный ресурс приложение к учебнику "Технология добычи полезных ископаемых подземным способом". - М. : Академия, 2013. - (Начальное профессиональное образование : Профессиональный модуль для профессии 130405 "Подземная разработка месторождений полезных ископаемых").- CD-диск. – Сетевая версия на 20 учебных мест.

8. Боровков Ю.А. и др Основы горного дела : Электронный образовательный ресурс : приложение к учебнику "Основы горного дела".- М. : Академия, 2013. - (Среднее профессиональное образование; Профессиональный модуль: Ведение технологических процессов горных и взрывных работ). - CD-диск. – Сетевая версия на 20 учебных мест.

6. Квагинидзе В.С. Монтаж, демонтаж, ремонт, опробование и техническое обслуживание механической части машин, узлов и механизмов распределительных устройств : учебник /

В.С. Квагинидзе. - М. : Академия, 2012. - 361 с., ил. - (Начальное профессиональное образование; Профессиональный модуль).

7. Кологривко, А.А. Маркшейдерское дело. Подземные горные работы : учеб. Пособие для вузов (гриф МО РФ) / А.А. Кологривко. – М. : ИНФРА-М, 2012. – (Высшее образование).

8. Монтаж, демонтаж, ремонт, опробование и техническое обслуживание механической части машин, узлов и механизмов распределительных устройств : электронный образовательный ресурс. - М. : Академия, 2013. - (Начальное профессиональное образование : Профессиональный модуль для профессии "Ремонтник горного оборудования"). - CD-диск. – Сетевая версия на 20 учебных мест.

Дополнительная литература

1. Агошков М.И., Разработка рудных и нерудных месторождений : учебник для техникумов (гриф МО РФ) / М.И. Агошков, С.С. Борисов, В.А. Боярский. – 3-е изд., перераб. и доп. – М. : Недра, 1983.

2. Гребенюк В.А., «Справочник по горному делу», - М.: «Недра», 1983

3. Гуцин В.И. «Задачник по взрывным работам», - М.: «Недра», 1999

4. Картозия Б.Л., Федунец Б.И., «Шахтное и подземное строительство», - Издательство академии горных наук, Москва 2001

5. Панин И.М., Задачник по подземной разработке рудных месторождений : учеб. пособие (гриф МО РФ) / И.М. Панин, И.А. Ковалев, И.А.. – 2-е изд., перераб. и доп. – М. : Недра,

6. «Справочник по рудничной вентиляции», - М.: «Недра», 2007

7. Ткачев В.А., Проведение и крепление горных выработок : учеб. пособие для СПО (гриф МО РФ) / В.А. Ткачев, Е.В. Кочетов. – Волгоград: ИН-ФОЛИО, 2009.

8. Шехурдин В.К., Горное дело : учебник для СПО (гриф МО РФ) В.К. Шехурдин, В.И. Несмотряев, П.И. Федоренко. - М. : Недра, 1987. + [Электронный ресурс: pdf; 11,4 МБ] // С: \ Библиотека \ Электронные учебники \ Техника

9. Шехурдин В.К., Задачник по горным работам, проведению и креплению горных выработок : учеб. пособие (гриф МО РФ) / В.К. Шехурдин. - М.: Недра, 1985. + [Электронный ресурс: pdf; 18,3 МБ] // С: \ Библиотека \ Электронные учебники \ Техника. + CD - диск.

10. Иванов К.И., Ципкис А.М. Бурение шпуров и скважин самоходными шахтными установками - М.: «Недра», 2007

11. Шешко Е.Е., Горно-транспортные машины и оборудование для открытых работ : учеб. пособие для вузов (гриф МО РФ) Е.Е. Шешко. – 3-е изд., перераб. и доп. – М.: Изд-во МГГУ, 2003.

Интернетресурсы:

12. Специализированный информационно-экономический ресурс Экономика и бизнес <http://www.businessbasis.ru/>

13. Экономический сайт. Справочник экономиста <http://www.catback.ru/>

14. Экономический информационный сайт стратегическое управление и планирование <http://www.stplan.ru/>

Перечень рекомендуемых тем специальных частей дипломных проектов

Подземный способ разработки:

1. Обоснование способа вскрытия рудничного поля или нового горизонта.
2. Выбор рациональной схемы разработки на основе детального технико-экономического сравнения двух - трёх систем или их вариантов.
3. Определение параметров погрузки и доставки руды, организация массового выпуска руды из обрушенных блоков.
4. Определение размеров целиков различного назначения и способов их отработки.
5. Обоснование параметров и организация буровзрывных работ при очистной выемке.
6. Выбор способа управления горным давлением; прогнозирование и предупреждение опасных проявлений горного давления.
7. Проектирование вентилиации рудника (участка, блока).
8. Подготовка и проведение массового взрыва.
9. Подготовка участка (блока) к очистной выемке.
10. Выбор схемы подготовительных выработок.
11. Технология проведения вертикального (наклонного) ствола.
12. Технология проведения околоствольного двора.
13. Технология проведения выработок в сложных горно-геологических условиях (спецспособы: тампонаж, водопонижение, замораживание и т.д.).
14. Конструкция и технология возведения крепи закруглений, сопряжений и пересечений горных выработок.

15. Проведение выработок большого поперечного сечения (камера подземного дробления, тоннель, камера центрального водоотлива, загрузочная камеры скипового ствола и т.д.)
16. Технология рассечки сопряжения околоствольного двора.

Открытый способ разработки:

1. Выбор способа вскрытия месторождения (участка).
2. Выбор системы разработки месторождения (участка).
3. Механизация взрывных работ на земной поверхности.
4. Обоснование параметров и организация буровзрывных работ при очистной выемке.
5. Подготовка участка (блока) к очистной выемке.
6. Расчет карьерного автотранспорта и организация его работы.
7. Организация отвалообразования при автомобильном транспорте.
8. Технология и организация выемочно-погрузочных работ.
9. Обоснование параметров и организация буровзрывных работ на вскрыше.
10. Технология и организация проведения капитальной траншеи при транспортном способе.
11. Комбинированный способ вскрытия месторождения (участка).

Продолжительность подготовительно-нарезных работ до первой отбойки в блоке
 Максимальное количество проходческих забоев на блоке составит:

Выработки	№заб. шт	Т,мес.	Время выполнения работ, мес																									
			1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17	18	19	20	21	22	23	24	25	26
Откаточные орты и штреки	2	13,7	—————																									
РС,ПВ,ВВ,ХВ	2	50,0	—————																									
Камерные выработки	2	4,3							—————																			
Горизонтальные горные выработки (БДО,БДШ, ВТО, ВТШ, ВТО, ВТШ, заезды, ходки и т.д.)	4	47,2	—————																									
Автоуклоны	1	0,84	—————																									

проходка выработок на горизонте откатки (проходка камерных выработок) – 2 шт;
 проходка вертикальных выработок – 2 шт;
 проходка выработок на подэтажах – 2 шт;
 проходка автоуклонов – 1 шт.

Минимальная продолжительность подготовительно-нарезных работ до первой отбойки составит 26 мес ≈ 2,2 года.

Примерное содержание специального раздела при открытом способе разработки месторождения

2. Специальный раздел

2.1. Краткая горногеологическая характеристика проектируемого участка месторождения.

Элементы залегания рудного тела на участке. Физико-механические свойства руды и вмещающих пород, содержание полезного компонента в руде и вмещающих породах. Тектонические нарушения, обводненность, газоносность и другие характерные особенности участка.

2.2. Общая организация работ

Количество рабочих дней в году, рабочая неделя. Число рабочих смен в сутки. Продолжительность рабочих смен и распределение в течении суток. Обоснование принятой организации труда. Зависимость организации работ от климатических условий и других факторов.

2.3. Годовая производительность карьера (участка).

Определение годовой производительности карьера или участка по различным факторам. Годовая производительность по полезному ископаемому и горной массе. Срок существования карьера или участка.

2.4. Вскрытие месторождения.

Обоснование применения открытых работ. Определение предельного коэффициента вскрыши и установление предельной глубины открытых работ.

Выбор элементов открытых работ: высоты уступа, ширины берм, угла откоса уступа и т.д. Выбор способа вскрытия месторождения. Обоснование и описание принятого способа вскрытия.

Проведение капитальных траншей. Выбор оборудования. Формы и размеры траншей. Организация проходческих работ. Время вскрытия горизонта.

2.5. Система разработки.

Выбор системы разработки. Обоснование и описание выбранной системы разработки. Основные элементы системы разработки. Ширина рабочей площадки, ширина выемочных заходок, размеры блока. Возможные комбинации систем разработки.

2.6. Подготовительные работы.

Подготовительные работы на горизонте. Размеры, количество и направление разрезных траншей. Проходка разрезных траншей. Выбор оборудования. Организация работ при проходке разрезных траншей. Время проходки разрезных траншей, время подготовки горизонта в пределах участка.

Вскрышные работы. Производство буро-взрывных и выемочно-погрузочных работ на вскрыше. Выбор оборудования, его производительность. Организация труда.

2.7. Буро-взрывные работы.

Выбор способа ведения буро-взрывных работ. Выбор бурового оборудования и способа ведения взрывных работ. Выбор СВ и ВВ. Производство буро-взрывных работ. Сетка скважин, их глубина и диаметр. Расчет зарядов ВВ. Выход негабарита и вторичное дробление. Организация работ. Техничко-экономические показатели буро-взрывных работ и определение себестоимости 1 пог. м скважины (шпура).

2.8. Выемочно-погрузочные работы.

Выбор способа погрузки и погрузочных машин. Определение парка погрузочных машин.

Производство выемочно-погрузочных работ. Размеры блока, ширина развала, ширина заходки. Размещение всех видов оборудования на рабочей площадке. Определение себестоимости погрузки 1 м³ горной массы (руды и породы).

2.9. Карьерный транспорт.

Выбор типа карьерного транспорта.

Железнодорожный транспорт.

Выбор типа локомотивов по роду тяги. Ширина колеи, руководящий уклон, емкость и тип вагонов, размеры закруглений. Продольный и поперечный профиль пути. Схема путей. Передвижка путей. Путепередвигатели. Способ перемещения мачт контактного провода.

Автотранспорт и тракторная тяга.

Тип дорог, продольный и поперечный профиль. Расположение путей. Определение парка машин.

Конвейерный транспорт.

Типы конвейеров, расположение их. Перегрузочные бункеры и дозаторы.

Другие виды транспорта.

Диспетчеризация, сигнализация и блокировка на транспорте. Организация работы карьерного транспорта. Техничко-экономические показатели работы транспорта и определение себестоимости перевозки на 1 тонно-километр.

2.10. Отвальное хозяйство.

Выбор типа отвала. Место расположения. Выбор типа механизации отвальных работ и расчетная высота отвального уступа. Необходимая площадь под отвал. Производительность отвалообразователей, потребный парк. Схемы развития отвальных работ. Организация отвальных работ. Себестоимость транспортировки 1 м³ горной массы в отвал.

Примечание: содержание разделов «Вскрытие месторождения», «Система разработки», «Подготовительные работы», «Очистные работы», «Карьерный транспорт» и «Отвальное хозяйство» описываются по данным рудника или кратко обосновываются, если они не являются темой спецчасти дипломного проекта.