

## Аннотация

Дипломная работа посвящена выбору и обоснованию параметров вариантов систем разработки для условий Асачинского золоторудного месторождения.

В работе описываются горнотехнические и горно-геологические условия разработки рудной жилы № 25.

Произведён выбор конкурентоспособных систем разработки. Представлены обзоры практик ведения горных работ. Предложено два конкурентоспособных варианта системы разработки. Для этих вариантов был произведен расчет себестоимости и прибыли с 1 т руды. По итогу расчеты прибыли были составлены зависимости прибыли от мощности при различных содержаниях полезного компонента в руде и вмещающих породах. На основе прибыли определены оптимальные условия применения системы с магазинированием руды и последующей сухой закладкой и системы с отдельной выемкой и закладкой.

Рассчитана вентиляция рудника, приведены решения по безопасности и экологичности работы.

Дипломная работа состоит из пояснительной записки объёмом 95 страниц текста, таблиц – 45, иллюстраций – 42, формул – 47, литературных источников – 17 и графической части на 8 листах формата А1.

					СФУ ИГДГиГ ДР -21.05.04.02-101065	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		3

## ОГЛАВЛЕНИЕ

ВВЕДЕНИЕ.....	5
1. АНАЛИЗ ИСХОДНЫХ ДАННЫХ. ....	6
1.1. Горно-геологические условия месторождения.....	6
1.1.1. Краткие сведения о районе месторождения .....	6
1.1.2. Стратиграфия .....	7
1.1.3. Краткая структурная-тектоническая характеристика.....	9
1.1.4. Морфология рудных тел .....	11
1.1.5. Гидрогеологические условия.....	12
1.2. Горно-технические условия месторождения .....	13
1.3. Инфраструктура района месторождения.....	14
2. КОНСТРУКТИВНО-ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ ИЗЫСКАНИЯ ПРИ ВЫБОРЕ СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ. ....	15
2.1. Выбор системы разработки.....	15
2.2. Анализ отечественной и зарубежной практики.....	16
3. КОНСТРУИРОВАНИЕ ВАРИАНТОВ СИСТЕМ РАЗРАБОТКИ. ....	36
3.1. Обоснование параметров управления горным давлением .....	36
3.2. Обоснование параметров отбойки .....	37
3.3. Обоснование параметров доставки .....	38
3.4. Нормирование потерь и разубоживания руды.....	39
3.5. Подготовка и нарезка выемочной единицы .....	40
3.6. Организация работ .....	47
4. ЭКОНОМИЧНОСТЬ И БЕЗОПАСНОСТЬ. ....	52
4.1. Вентиляция .....	52
4.2. Себестоимость по системе разработки.....	60
4.3. Прибыль по системе разработки .....	68
4.4. Безопасность жизнедеятельности. ....	79
4.4.1. Общие положения.....	79
4.4.2. Промышленная безопасность производства.....	81
4.4.3. Охрана труда и окружающей среды .....	85
4.4.4. Рекультивация земель.....	92
Заключение .....	93
Список использованной литературы.....	94

## ВВЕДЕНИЕ

Дипломная работа является квалификационным трудом, подводящим студента к самостоятельной инженерной деятельности. Он охватывает основные разделы реального проекта, разрабатываемого для горнодобывающего предприятия.

Дипломная работа выполняется под руководством преподавателя и включает в себя анализ природных, технологических и экономических факторов, критическую оценку технических решений, принятых при проектировании, строительстве и эксплуатации месторождений полезных ископаемых, определяет цели и задачи совершенствования горного производства, повышение качества продукции и т.п.

Базой для разработки проекта являются:

– теоретические и практические знания студента в области горного дела;

– общеобразовательных и гуманитарных наук;

– материалы по курсовому проектированию.

В данной работе необходимо сделать выбор эффективного варианта применения систем разработки с магазинированием с последующей закладкой или раздельной выемки и закладкой вмещающими породами, при разных мощностях рудного тела.

Исходными данными для работы являются параметры залегания рудного тела, условное содержание полезного компонента в балансовой руде.

В результате работы необходимо рассмотреть геологические особенности месторождения (на примере реально действующего рудника), выбрать конкурентоспособные системы разработки и их параметры, произвести расчет вентиляции рудника, рассмотреть вопросы безопасности и жизнедеятельности работающих.

					СФУ ИГДГиГ ДР -21.05.04.02-101065	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		5

## 1. АНАЛИЗ ИСХОДНЫХ ДАННЫХ.

### 1.1. Горно-геологические условия месторождения.

#### 1.1.1. Краткие сведения о районе месторождения

Асачинское месторождение, в сравнении с другими золоторудными объектами Камчатки, характеризуется наиболее благоприятными горно-геологическими условиями. Месторождение находится на удалении от крупных рек, на водоразделе Асача (5 км) – Мутная (10 км), в эрозионно-тектонической кальдере, представляющей собой холмистое низкогорье с абсолютными отметками 150-400 м. Слабо наклонное днище кальдеры осложнено пологими рудоконцентрирующими купольными морфоструктурами высотой до 150 м.

Асачинское золоторудное месторождение [13] расположено в юго-восточной части полуострова Камчатка, в бассейне рек Асача и Мутная, в 30 км к западу от побережья Тихого океана и 100 км южнее г.Петропавловска-Камчатского. В административном отношении месторождение расположено в Елизовском районе Камчатской области.

Рельеф района месторождения, представляющий собой расчлененное низкогорье с абсолютными отметками 100-700 м, характеризуется выположенными формами водоразделов с относительными превышениями над долинами 50-450 м, пологими, реже крутыми (до 300) склонами и широкими разработанными долинами. Обнаженность района месторождения очень плохая, склоны полностью залесены и покрыты чехлом элювиально-делювиальных отложений мощностью 0,5-10 м. Коренные выходы и элювиальные развалы встречаются лишь в бортах наиболее глубоко врезанных распадков.

Климат района Асачинского месторождения морской с мягкой снежной зимой и сравнительно коротким прохладным летом. Господствуют ветры северо-восточного и юго-западного направлений, несущие с Тихого океана большое количество влаги. Первые заморозки и снегопады начинаются в сентябре.

Территория месторождения согласно схеме сейсмического районирования А.С.Федотова входит в 8-балльную сейсмическую зону.

Схема района расположения Асачинского месторождения представлена на рис. 1.1.

					СФУ ИГДГиГ ДР -21.05.04.02-101065	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		6

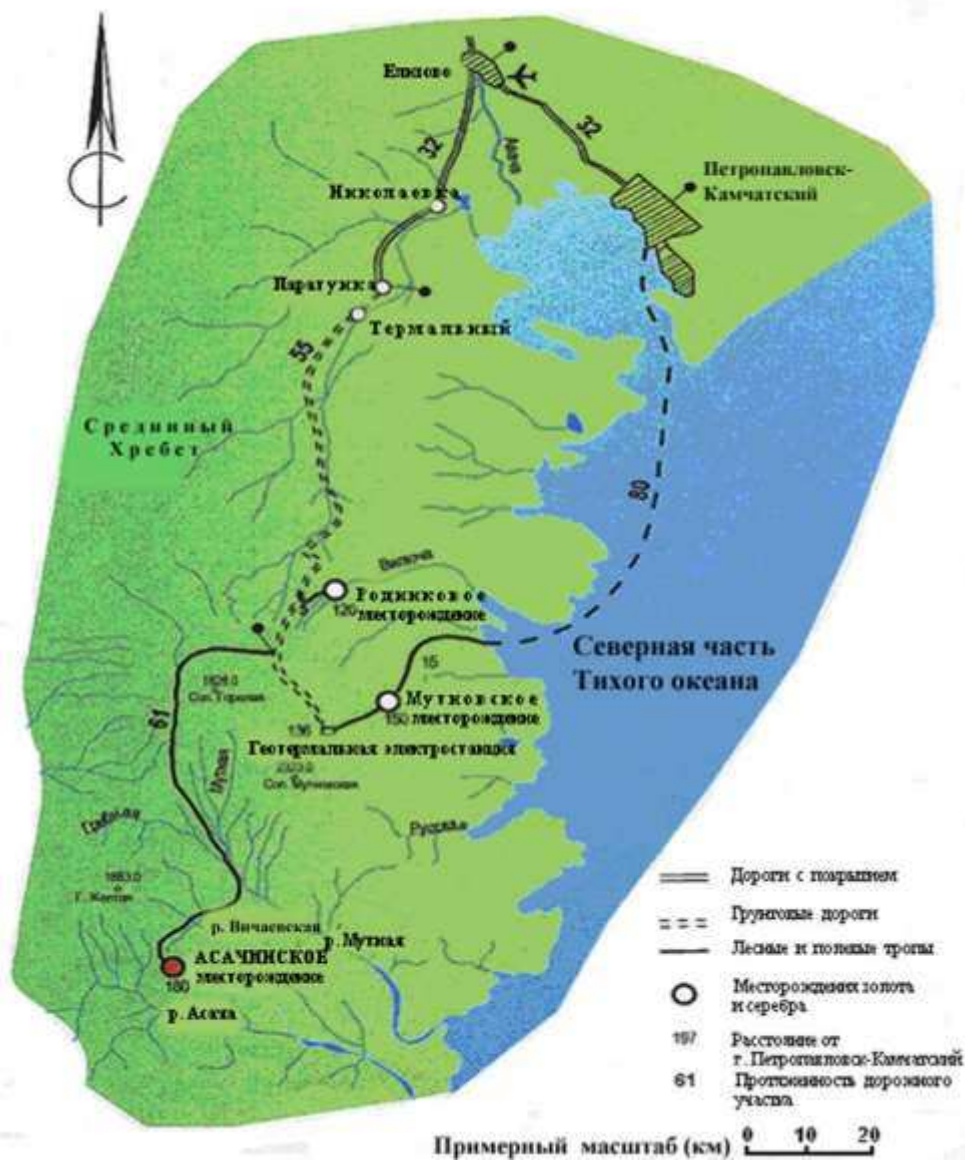


Рисунок 1.1 – Схема района расположения Асачинского месторождения

### 1.1.2. Стратиграфия

Гидротермальному изменению с различной степенью интенсивности подвержены все породы в пределах Асачинского месторождения. Среди гидротермально измененных образований выделяются дорудные пропилиты, имеющие региональный характер распространения, околотрещинные прерудные метосоматиты (аргиллизиты), околорудно-измененные, а также пострудно-измененные породы.

*Пропилиты* относятся к эпидот-альбит-хлоритовому минеральному типу. Наибольшей проработке подвержены породы брекчиевой текстуры. Степень изменения пород составляет от нескольких процентов до 80 %. Даже в наиболее измененных разностях часто сохраняются реликтовые структуры первичных пород. Особенностью всех пропилитизированных пород центральной, наиболее проработанной части месторождения, является практически постоянное присутствие адуляра. Вертикальная зональность в

пропилитах выражена нечетко. С удалением от центральной части месторождения интенсивность пропилитизации пород падает.

*Околотрещинные метасоматиты* распространены локально. Они являются наложенными на пропилитизированные породы и приурочены к зонам дробления и трещиноватости. По формационной принадлежности околотрещинные метасоматиты относятся к аргиллизитам. В некоторых случаях происходит почти полное замещение пропилитовых минералов глинистыми, но даже при этом сохраняется реликтовая структура породы.

Завершает предрудную стадию штокверковое окварцевание, развитое вдоль зон трещиноватости и дробления, в основном в центральной части месторождения. Выполнены прожилки темно-серым, почти черным материалом с криптозернистой структурой.

К *синрудным образованиям* относятся маломощные зонки околожилных изменений преимущественно кварц- адулярового состава. Мощность околожилных метасоматитов составляет 0,5-10 см. Степень изменения пород достигает 80-100 %. К экзоконтактам жил приурочено интенсивное тонкое адуляр-кварцевое прожилкование, ослабевающее в одном- трех метрах от контакта.

*Пострудные изменения* связаны с возникновением тектонических зон дробления мощностью от первых сантиметров до 0,5-3,0 м. Тектонические зонки выполнены желтовато- белой глинистой массой. Основная доля в этих образованиях принадлежит гидрослюде, кварцу.

Таким образом, рудные тела расположены в полях развития эпидот-альбит-хлоритовых пропилитов и связаны с околотрещинными метасоматитами. На флангах, в зонах аргиллизитов, в значительном количестве содержатся карбонат, цеолит.

В результате обобщения работ предшественников установлены следующие закономерности в размещении оруденения на Асачинском месторождении:

На флангах тектономагматических куполов развиты периклиналильные системы дацитовых силлов, вмещающие согласные с ними полого склоняющиеся рудные столбы. Вертикальная рудная зональность отсутствует. Отношение Au/Ag составляет 1/0,5 (Восточная группа жил).

Туфы кальдерного комплекса в силу своих физико-механических свойств неблагоприятны для образования крупных рудовмещающих трещинных структур и вмещают маломощные слабо золотоносные кварцевые жилы с невыдержанным по простиранию оруденением. Жилы быстро выклиниваются и по вертикали при переходе из субвулканических андезидацитов в туфы кальдерного комплекса в кровле либо подошве соответствующего лакколита.

Андезиты и их туфы, слагающие постройку палеовулкана, находятся либо выше уровня локализации оруденения, либо экранируют его.

По наблюдениям некоторых исследователей на месторождении, учитывая близповерхностный рост рудоконцентрирующих купольных

					СФУ ИГДГиГ ДР -21.05.04.02-101065	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		8

структур с одновременной их деструкцией (разваливанием), имеют место предрудные сейсмо-гравитационные (сейсмотектонические) оползни, сложенные бескорневыми пластинами. Мощность их колеблется от 10 до 80 м. Они являются экранирующими закрытыми для рудоотложения системами.

За исключением кварцевых, адуляр-кварцевых жил и зон прожилкования на месторождении не выявлено других золотосодержащих тел и пород. Надрудные аргиллизиты характеризуются слабой золотоносностью (до 1 г/т) над золоторудными жилами.

Пропилитизация является площадной, значительно опережает по времени оруденение. На ее фоне окolorудные изменения не проявлены. Золоторудные жилы месторождения сложены молочно-белым реже серым, желтоватым фарфоровидным кварцем, массивным в центре и полосчатым в приконтактных частях. Полосчатость обусловлена чередованием белых и светло-серых полосок мощностью около 3 мм. Вдоль контактов отмечаются обычно вытянутые пустоты, заполненные мелкокристаллическим кварцем, налетами зеленого хлорита и черных гидроокислов марганца, отмечаются охристые налеты лимонита. Главными жильными минералами являются кварц (до 90-95 %) и адуляр (иногда до 30-40 %). Среди второстепенных минералов преобладают гидрослюды (1-5 %), монтмориллонит и каолинит (в сумме менее 2 %).

### 1.1.3. Краткая структурная-тектоническая характеристика

Жила 25 была вскрыта и изучена 11-тью скважинами колонкового бурения в 4-х разведочных профилях – в пределах 300 метров по простиранию и 300 метров на глубину от дневной поверхности. Жила имеет сложную морфологию (пережимы на флангах, раздувы в центральной части, расщепление с глубиной), изменчива по простиранию (от северо-западного до субмеридионального) и по падению (от 70° до субвертикального). Основная часть жилы находится в слепом залегании на глубинах от 20 и более метров от поверхности. Сверху жила перекрывается чехлом четвертичных водноледниковых и делювиальных отложений мощностью до 15-20 м. Рудное тело с промышленными содержаниями металла зафиксировано в 7 скважинах. Содержания золота – от 6 г/т до 93 г/т, составляя в среднем по выделенному блоку около 30 г/т. Горизонтальная мощность рудного тела варьирует от 0,5 м до 1,75 м, в среднем составляет 1,3 м. Состав жилы типичен для Асачинского рудного поля. Жильный материал преимущественно кварцевый, содержание сульфидов, по визуальной оценке, до 1-3 %. Структура жилы тонко-мелкозернистая, текстура массивная, коломорно-полосчатая, брекчиевидная, иногда с ксенолитами вмещающих гонных пород.

Основными тектоническими элементами, определяющими структуру района, являются нижеописанные региональные линейные структуры. Южно-Камчатская система рудоконтролирующих сбросов (рис. 1.2)

					СФУ ИГДГиГ ДР -21.05.04.02-101065	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		9



представлена разломами субмеридионального и северо-восточного простирания.

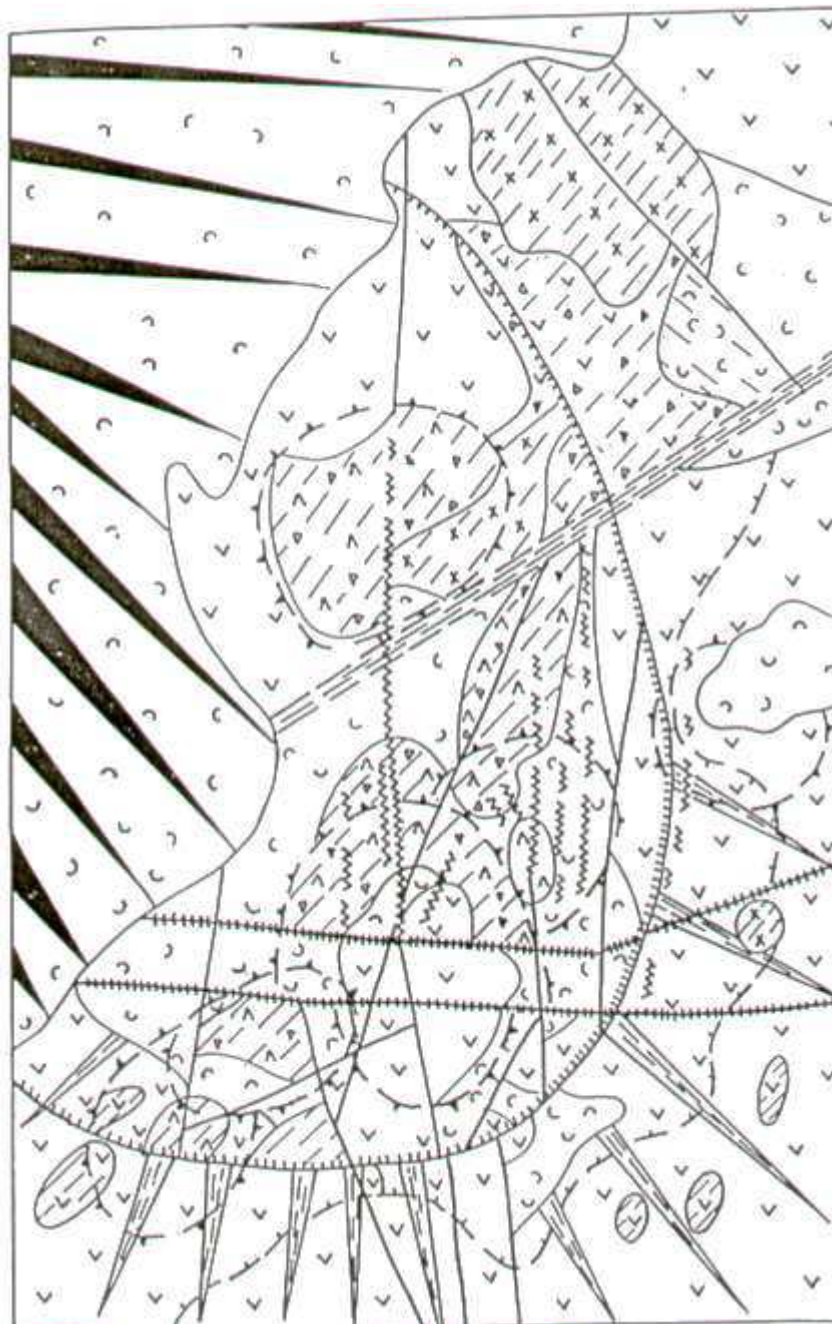


Рисунок 1.2 – Тектоническая схема Асачинского месторождения.  
Масштаб 1:50000

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата

СФУ ИГДГиГ ДР -21.05.04.02-101065

Лист

10



## УСЛОВНЫЕ ОБОЗНАЧЕНИЯ



Условные обозначения к рис. 1.2

### 1.1.4. Морфология рудных тел

Для рудоносных жил характерны прожилковые, вкрапленные, колломорфные, колломорфно-полосчатые, метаколлоидные, брекчиевые текстуры. Наиболее богатые участки рудных тел чаще выделяются в интервалах с контрастными ритмично-полосчатыми текстурами. На глубоких горизонтах жилы с полосчатыми и колломорфными текстурами характеризуются высокими содержаниями серебра и незначительными - золота.

Допродуктивная стадия формирования руд представлена пирит-адуляр кварцевым минеральным комплексом, которым сложены предрудные штокверковые зоны прожилкования. Минеральный состав этих прожилков следующий: кварц – 30-60 %, адуляр 20-40 %, пирит 10-15 %, лейкоксен – до 8 %, глинистый агрегат до 5 %. Цвет прожилков от темно-серого до черного в зависимости от концентрации в них тонкорассеянного пирита.

					СФУ ИГДГиГ ДР -21.05.04.02-101065	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		11

Продуктивная стадия представлена двумя минеральными комплексами золото-адуляр-гидрослюдисто-кварцевым (слабо распространенным) и золото-науманнит-полибазит-адуляр-кварцевым (основным).

Первый минеральный комплекс выделяется преимущественно в Восточной группе жил. Главными рудными минералами являются золото и пирит. Характерно преобладание содержания золота над серебром (2:1).

Вторым минеральным комплексом сложены практически все продуктивные жилы месторождения. Выделяются две минеральные ассоциации: золото-адуляр-кварцевая (до 25-30 %), тяготеющая к зальбандам жильных тел и сложенная мелкозернистым, до метаколоидного, фарфоровидным, слабо полосчатым, молочно-белым кварцем и золото-науманнит-полибазитовая (70-75 %), сложенная светло-серым тонко-полосчатым кварцем. Отмечаются обширные участки плохо раскристаллизованного адуляр-кварцевого материала с тонкой пропиткой черного и бурого пелитоморфного вещества. Отдельные колломорфные полосы сложены агрегатами лучистого халцедона. Рудные минералы, как правило, образуют тонкую вкрапленность в адуляр-кварцевых полосах и реже приурочены к чисто кварцевым прослойкам. Данная ассоциация характеризуется наиболее сложным составом: здесь отмечен весь набор рудных минералов, характерных для месторождения в целом.

Послепродуктивная стадия минералообразования, представленная двумя минеральными ассоциациями: пирит-кварцевой и карбонат-кварцевой, проявлена очень слабо. Отмечаются секущие прожилки мощностью до 5 см, сложенные шестоватым и гребенчатым кварцем с полупрозрачным кальцитом.

В пределах Асачинского рудного поля выявлено 40 золотосодержащих жил, жильных зон и зон кварцевого прожилкования.

По результатам детальной разведки в пределах Восточной группы жил выделялось несколько жил (5, 28, 25 и др) перспективных на наличие оруденения. Работами 2012 г. было подтверждено наличие кондиционного оруденения лишь на участке жилы 25.

Восточная группа жил представлена единственным рудным телом - жилой 25.

### 1.1.5. Гидрогеологические условия

Главными водотоками района месторождения являются ручьи Семейный и Левый Асачинский, принадлежащие бассейну р. Асача; руч. Ольховый и р. Вичаевская, относящиеся к бассейну р. Мутной. Ручей Семейный длиной 11 км является левым притоком реки Асача и протекает непосредственно через площадь месторождения. Он характеризуется асимметричной долиной, вдоль правого борта которой отмечается пойменная терраса шириной до 500 м. Ширина русла ручья составляет 5-10 м, глубина-

					СФУ ИГДГиГ ДР -21.05.04.02-101065	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		12

0,3-0,5 м (в паводок - 1,2-1,5 м). Крутизна левого борта ручья в прижимах достигает 20-250 и постепенно выполаживается до 10-150. Река Вичаевская, правый приток реки Мутной, имеет асимметричную долину с пойменной террасой вдоль левого борта и крутым правым бортом (10-300). Ширина реки изменяется от 5 до 30 м, глубина составляет 0,3-0,7 м (в паводок 1,0-1,8 м). Питание главных водотоков осуществляется, в основном, за счет грунтовых вод из водноледниковых отложений.

Воды водотоков бассейнов р.Асача и р.Мутной, а также воды питающего их водоносного горизонта водноледниковых отложений, пригодны для питьевого водоснабжения, количество их вполне достаточно для хозяйственных и технических нужд.

## 1.2. Горно-технические условия месторождения

Рудные тела, представляют собой выдержанные по простиранию и падению субгоризонтальный лентообразный пучок сближенных кварцевых жил, либо стволовую жилу с промышленным оруденением, Золоторудные жилы распространяются на глубину до 300 м от поверхности. Особенностью месторождения является его закрытость – чехол элювиально-делювиальных отложений составляет 5-6 м, а водноледниковых колеблется от 10 до 100 м

Физическое состояние пород месторождения разнообразное: от прочных, монолитных до сильнотрещиноватых, легко разбиваемых при ударе, в местах сочленения с пострудными тектоническими нарушениями, выраженными зонами дробления и лимонитизации. Устойчивость кварцевых жил в воздушно-сухом состоянии варьирует в широких пределах от 390 до 2011 кгс/см<sup>2</sup>, преобладают показатели прочности 1200-1500 кгс/см<sup>2</sup>. В водонасыщенном состоянии прочность кварцевых жил уменьшается на величину, колеблющуюся от 70 до 860 кгс/см<sup>2</sup>, составляя в среднем 450-460 кгс/см<sup>2</sup>. Коэффициент крепости кварцевых жил по шкале М.М. Протодяконова изменяется от 4,97 до 42,0, составляя в среднем 23. Самой низкой прочностью характеризуются зоны дробления с обломками кварца и измененных вмещающих пород. Коэффициент крепости зон дробления составляет 4,55-5,78. Морозостойкость жильной породы зависит от степени выветрелости. Все “свежие” разности выдерживают больше 25 циклов замораживания, водостойкие. Удельный вес кварца изменяется от 2,57 до 2,72 г/см<sup>3</sup>, в среднем составляя 2,61 г/см<sup>3</sup>. Объемный вес кварца по всем отобраным пробам в штольне и скважинах (149 определений) изменяется от 2,27 до 3,06, в среднем составляя 2,48 г/см<sup>3</sup>. Объемный вес скелета кварца по рудным телам, применяемый для подсчета запасов, составляет 2,48 г/см<sup>3</sup>. Пористость общая – 4,92 %, водопоглощение пород изменяется от 0.56 % до 2,06 %. Естественная влажность кварцевых жил варьирует от 0,3 % до 2,9 %, в среднем, 0,65 %. Руды не слеживаются и не самовозгораются, не налипающие.

					СФУ ИГДГиГ ДР -21.05.04.02-101065	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		13

### 1.3. Инфраструктура района месторождения

С географо-экономических позиций район Асачинского месторождения относится к слабо освоенным. Постоянное население отсутствует. Ближайшим населенным пунктом являются поселки Термальный (111 км) и Паратунка (113 км). Расстояние до областного центра – г. Петропавловск-Камчатский от месторождения по дороге – 161 км. В Петропавловске имеется морской порт, действующий круглогодично, судоремонтные заводы и строительные организации. В 28 км от Петропавловска расположен Елизовский аэропорт. Заготовка деловой древесины осуществляется в поселке Атласово, расположенном в 449 км от Петропавловска.

Вблизи Асачинского месторождения расположено Родниковое золоторудное и Мутновское золото-серебряное месторождение. В 30 км к северу от Асачинского месторождения находится Северо-Мутновское месторождение парогидротерм, на базе которого ЗАО «Геотерм» ведет строительство ГеоТЭС и в декабре 2001 г. запустило первую очередь мощностью 50 МВт. В 45 км к северо-западу находится строящийся каскад ГЭС на р. Толмачевой проектной мощностью 42 МВт. В 80 км к северо-западу проходит трасса газопровода Западная Камчатка-Петропавловск-Камчатский. В районе Мутновского месторождения парогидротерм, а также вдоль дороги на месторождение, выявлены строительные вулканические шлаки, пемзы, перлиты и другие строительные материалы. В верховьях реки Паратунки и вблизи поселка Паратунка разведаны месторождения песчано-гравийной смеси, глины и кирпичных суглинков.

					СФУ ИГДГиГ ДР -21.05.04.02-101065	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		14

## 2. КОНСТРУКТИВНО-ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ ИЗЫСКАНИЯ ПРИ ВЫБОРЕ СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ.

### 2.1. Выбор системы разработки

Выбор систем разработки осуществлен методом анализа факторов, результаты сведены в табл. 2.1.

Таблица 2.1 – Результаты анализа выбора системы подземной разработки

Показатель	Характеристика	Классы систем по ПТЭ					
		1	2	3	4	5	6
Мощность, м	1	+	+	+	+	+	+
Угол падения, град.	75	+	+	+	–	+	+
Устойчивость руд	уст.	+	+	+	–	+	+
Устойчивость пород	уст.	+	+	+	–	+	+
Возможность обрушения	нет ограничения	+	+	+	+	+	+
Слеживаемость	нет	+	+	+	+	+	+
Ценность	ценные	+	+	+	+	+	+
Глубина залегания, м	30	+	+	+	+	+	+
Число несоответствий		0	0	0	3	0	0

Исходя из табл. 2.1 для разработки данного месторождения, подходит 3 класса (5 подклассов) систем разработки в вариантах исполнения:

- Потолкоуступная система разработки;
- Система подэтажных штреков;
- Система с магазинированием руды блоками;
- Система горизонтальных слоев с закладкой;
- Система разработки наклонными слоями с закладкой.

## 2.2. Анализ отечественной и зарубежной практики

### 2.2.1. Потолкоуступная система разработки

**2.2.1.1.** Потолкоуступные системы с открытым очистным пространством [14] применяют при разработке крутопадающих жильных и пластовых месторождений мощностью 0,5-3 м.

Так как эти системы рассчитаны в основном на доставку руды под действием силы тяжести, их применяют при крутом падении.

Вмещающие породы и руда должны быть устойчивы, так как в противном случае необходимо усиливать крепь и усложнять ее конструкцию. Такая система становится ближе к классу систем с креплением очистного пространства. Граница между системами этих двух классов устанавливается условно. К первым принято относить системы, где применяется простая распорная крепь, а ко вторым – системы со сложной усиленной крепью.

Поскольку затраты на мелкошпуровую отбойку и на крепление значительны, системы нецелесообразно применять для разработки бедных руд. Склонность руды к слеживанию, включение в ней пустых пород, а также характер контактов существенного значения не имеют.

Характерная особенность потолкоуступных систем состоит в уступной форме забоев, расположенных над работающими, которые находятся на настиле, уложенном на распорную крепь.

Если отбойка ведется горизонтальными шпурами (рис. 2.1, а), то уступы делают короткими (длиной 2-4 м); при отбойке восходящими шпурами наиболее удобны уступы длиной 10-12 м (рис. 2.1, б). Длинные уступы более распространены – они обеспечивают широкий фронт работ для высокопроизводительного бурения телескопными перфораторами. Высота уступов 1,8-2,2 м.

На рис. 2.1, в показан вариант потолкоуступной системы с отбойкой восходящими шпурами.

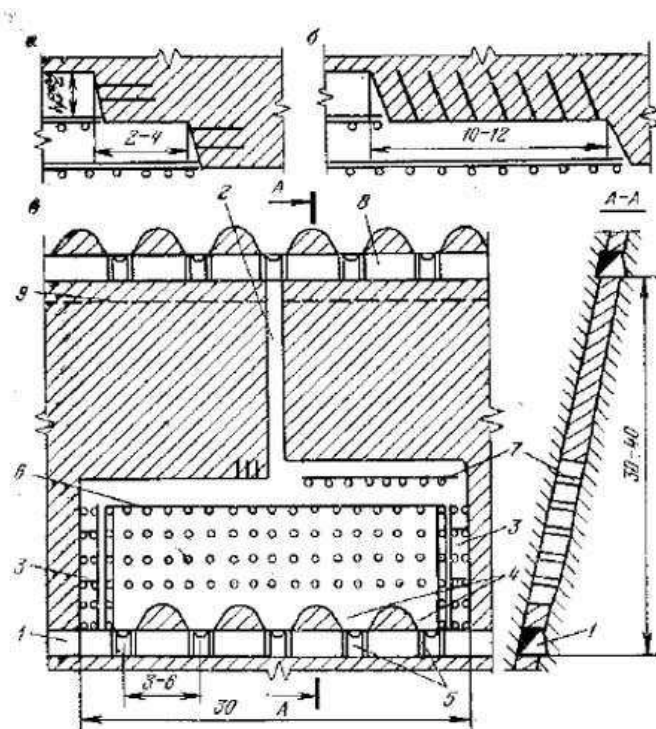


Рисунок 2.1 – Короткие (а) и длинные (б) уступы.  
Потолкоуступная система разработки (в).

Подготовительные работы заключаются в проведении откаточного штрека 1 и проходке восстающих. В рассматриваемом варианте восстающий 2 проходят в центре блока, а на флангах по мере выемки руды сооружают материально-ходовые восстающие 3.

Высота этажа от 30 до 60 м и принимается в зависимости от крепости вмещающих пород, мощности жилы и угла падения. Устойчивые бока, небольшая мощность и крутое падение позволяют принимать наибольшую высоту этажа. С увеличением высоты этажа усложняются условия доставки крепи, передвижения рабочих, проходки восстающих и поддержания выработанного пространства.

Над откаточными штреками оставляют надштрековые целики высотой 2-2,5 м или устанавливают распорную крепь.

В надштрековых целиках через 3-6 м проходят рудоспуски, верхняя часть которых расширяется в воронки 4.

Длину блока принимают в пределах 30-80 м. Восстающий крепят распорками, разделяя его на два отделения: ходовое, оборудованное лестницами, и материальное – для доставки крепи.

Очистные работы ведут одновременно в нескольких блоках, расположенных рядом. Начинают их с проведения подсечного штрека на высоту 1,8-2 м над целиком. Горизонтальные шпуров бурят ручными перфораторами, отбитую руду через рудоспуски выпускают на почву откаточного штрека и затем убирают погрузочными машинами. После этого в рудоспусках устанавливают люки 5.

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата
------	------	----------	---------	------



При разделении блока на два уступа улучшается организация очистных работ, передвижение рабочих становится более безопасным. Наличие восстающего в центре блока упрощает доставку материалов с верхнего горизонта.

Глубина восходящих шпуров обычно равна высоте уступа. Бурят их с временных полков 6, укладываемых на распорную крепь 7. Распорная крепь служит опорой для настила и предохраняет вмещающие породы от местных вывалов.

Расстояние между распорками равно высоте уступа, между распорками в ряду – 1,6-1,8 м. В случае необходимости в местах нарушения боковых пород устанавливают дополнительные распорки.

Перед взрывом пастил с распорок убирают и руда под действием силы тяжести перемещается между распорками до выпускного люка.

Для проветривания очистных забоев свежий воздух подается через фланговые восстающие. Отработанный воздух через центральный восстающий поступает на вентиляционный штрек 8 и затем к вентиляционному стволу.

Во время отбойки руды распорная крепь ломается или выбивается. На ее восстановление затрачивается дополнительный труд в сложных и опасных условиях. Поэтому иногда руду доставляют по рудоспускам, сооружаемым путем обшивки досками соседних вертикальных рядов распорной крепи.

Для сохранения верхнего вентиляционного штрека оставляют подштрековый целик 9 толщиной 2,5-3 м, отработываемый позднее.

Оценка системы. Непрерывное обновление кровли и возможность ее своевременной оборки снижают опасность от обрушения руды.

Обнаженные бока очистного пространства находятся ниже рабочего места, и поэтому отдельные обрушения крупных кусков породы безопасны. Однако возможность падения рабочих в очистное пространство с настила, особенно после нарушения его взрывами, создает опасность работ и снижает производительность труда забойных рабочих. Небезопасна и работа крепильщиков при восстановлении нарушенной взрывами распорной крепи.

По данным практики, производительность труда забойного рабочего составляет в среднем 1-2 м<sup>3</sup>/смену, расход крепежного леса – 0,06-0,12 м<sup>3</sup> на 1 м<sup>3</sup> очистного пространства.

Небольшие потери руды, возможность выемки ответвлений жилы, а также гибкость системы, позволяющая при необходимости изменять технологию и конструктивные элементы, являются достоинствами системы разработки.

Вместе с тем отмеченные выше недостатки приводят к замене ее системой с магазинированием руды.

На руднике «Приморский» успешно прошел испытания вариант с панельной потолкоуступной выемкой с помощью механизированного комплекса, передвигающегося по монорельсу; применяли на золотом руднике Крипл-Крик (Колорадо, США).

**2.2.1.2.** Распорная крепь при этой системе служит в основном для сооружения рабочих полков у очистных забоев.

Маломощные (до 2 м) рудные тела можно отрабатывать без оставления междублоковых целиков. В этом случае между блоками устанавливается усиленная распорная крепь.

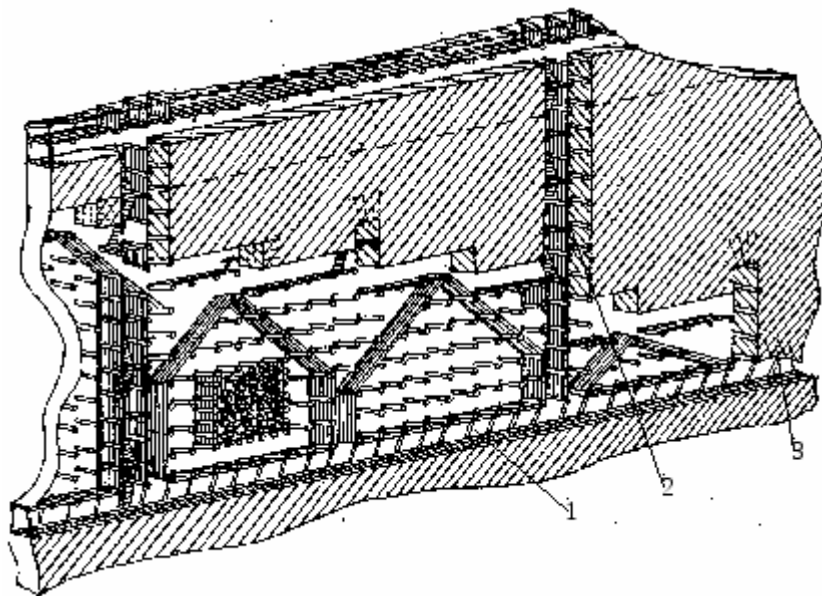


Рисунок 2.2 – Потолкоуступная система разработки: ГПВ [8]: 1 – откаточный штрек; 2 – блоковый восстающий; НВ: 3 – прирезка в кровле

Подготовка и отработка блоков может вестись с оставлением и без оставления надштрекового целика. В первом случае в надштрековом целике проходятся рудовыпускные выработки, оборудованные люками. Во втором случае над штреком устанавливается усиленная крепь с устройством люков.

При отработке блока и необходимости сохранения вышележащего штрека оставляется потолочина, которая отрабатывается при погашении верхнего горизонта.

Для возможности осмотра и оборки кровли высота уступа не должна превышать 3 м.

При отработке ценных руд рекомендуется под каждым уступом перед взрывом укладывать плотный настил (горизонтальный или наклонный в зависимости от необходимости сортировки руды и способа доставки ее до рудоспуска). Отбитая руда доставляется по решатакам и рудоспускам, обшитым досками.

Руды невысокой ценности разрешается доставлять самотеком в очистном пространстве.

При сортировке отбитой руды в забое пустая порода размещается в выработанном пространстве.

### 2.2.1.3.

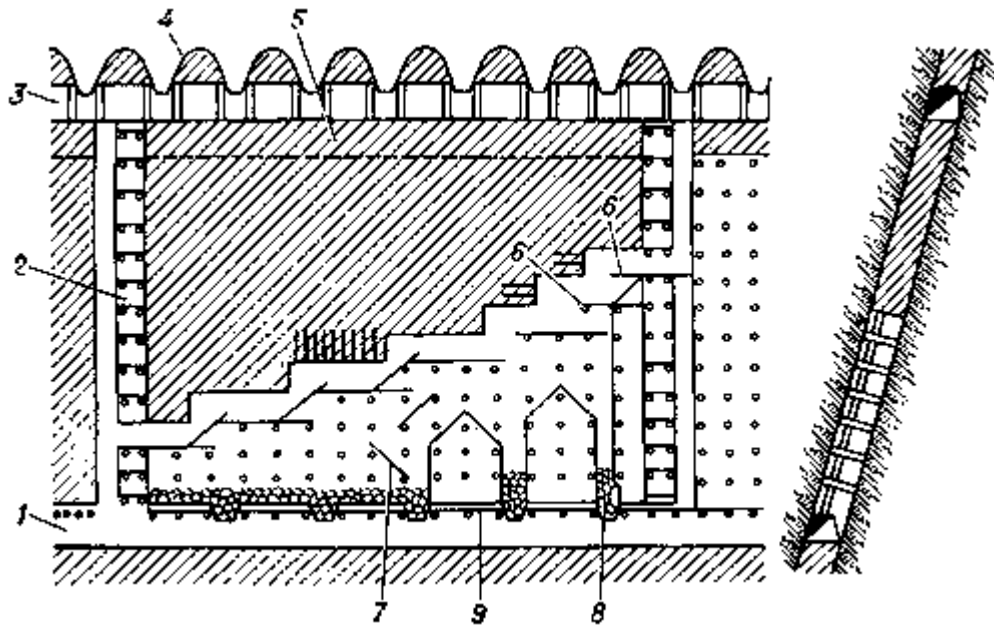


Рисунок 2.3 – Система разработки с открытым очистным пространством (вариант с потолкоуступной выемкой): 1– откаточный штрек; 2 – блоковые восстающие; 5 – потолочина; 6 – полки; 7 – наклонные настилы решетки; 8 – рудоспуски; 9 – настил над откаточным штреком

### 2.2.1.4.

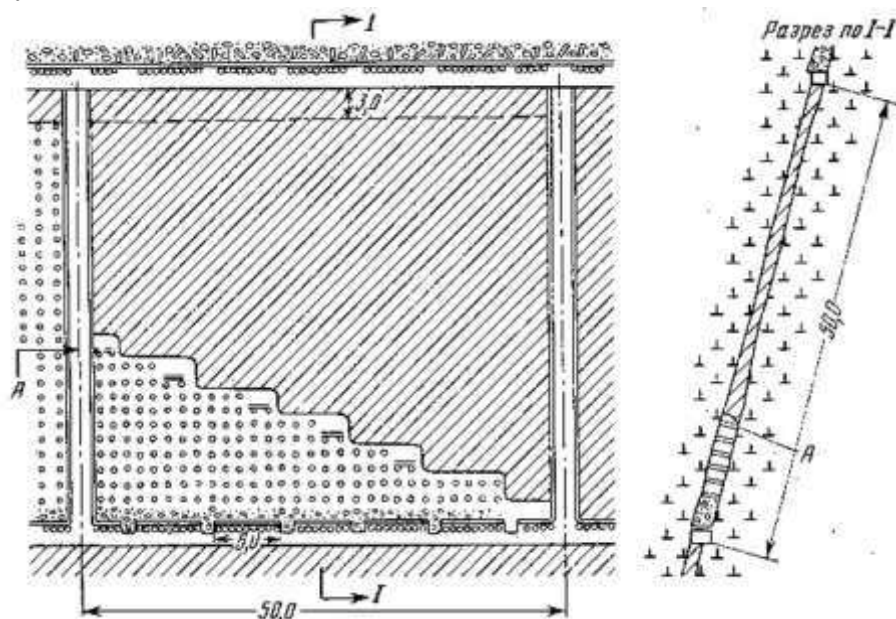


Рисунок 2.4 – Потолкоуступная система разработки [3] (продольная вертикальная проекция и разрез). А – опоры и настил для рабочих при отбойке руды

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата

## 2.2.2. Система подэтажных штреков

**2.2.2.1.** В первоначальный период освоения самоходной техники блок разделялся на камерные запасы и временные рудные целики (рис. 2.5). Ширина камер в зависимости от устойчивости вмещающих пород – 40-60 м, междукамерных целиков – 8-15 м и потолочины – 6-10 м.

Подготовительно-нарезные работы включали проходку в основании блока полевого доставочного штрека, из которого через 8-12 м нарезались погрузочные заезды в камеру. В зависимости от мощности рудного тела и его изменчивости, через 12-20 м по восстанию проходились подэтажные штреки, которые сбивались ортами с вентиляционным восстающим.

Его проходили из выработок этажного горизонта (ниши глубиной 1,5-2,0 м). В показанной на рис. 2.5 технологической схеме, доставка СО на подэтажи для их проходки выполнялась через восстающий, выкрепленный с тремя отделениями. Одно из них служило ходовым и вентиляционным, другое – материальное для доставки оборудования и материалов и третье – для перепуска рудной массы из проходческих забоев.

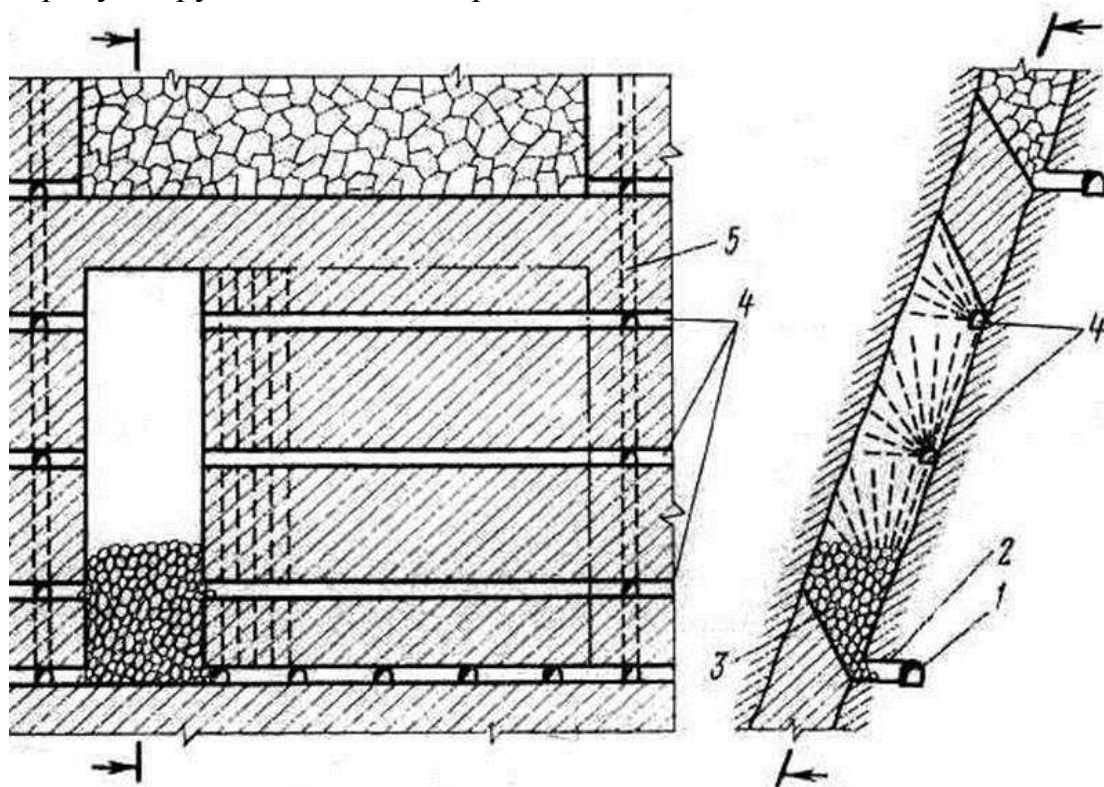


Рисунок 2.5 – Система разработки подэтажными штреками с выемкой по простиранию [1]: *a* – в блоке, подготовленным восстающим; *b* – в блоке, подготовленным наклонным съездом.

1 – откаточный штрек; 2 – ниши для погрузки руды на нижнем подэтаже; 3 – выпускные траншеи; 4 – подэтажные штреки; 5 – восстающий.

На современном этапе при комплексном использовании самоходных горных машин на группу блоков приходится полевой участковый наклонный съезд с выходом на подэтажи через сбойки. Трасса его обычно бывает зигзагообразной. Угол наклона от 6-8° до 12°.

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата

СФУ ИГДГиГ ДР -21.05.04.02-101065

Лист

21

Очистные работы начинаются с разделки отрезной щели, которую образуют на фланге или в центре камеры. Отбойка подэтажей ведется обычно веерами взрывных скважин параллельным фронтом или с отставанием нижних подэтажей относительно верхних. Выпуск и доставка руды ПДМ осуществляется из погрузочных заездов по площадной схеме или при проходке рудного штрека в основании камеры – по площадно-торцовой схеме.

По мере отработки камерных запасов производится отбойка массовым взрывом междукамерных и потолочных целиков. Выпуск руды ведется под обрушенными породами.

Модернизированный вариант этой системы разработки применялся на Фестивальном месторождении, разрабатываемым рудником «Молодежный»; на руднике Бакал (Россия – Урал); на руднике Эвока (Ирландия).

**2.2.2.2.** Система подэтажных штреков (ортов) [8] применяется для отработки крутопадающих рудных тел любой мощности, а также мощных рудных тел с любым углом падения, при устойчивых и весьма устойчивых рудах и породах (рис. 2.6).

Размеры камер определяются в зависимости от устойчивости вмещающих пород и руд. Камеры могут располагаться по простиранию, вкрест простирания и по восстанию. Высота камер принимается в зависимости от применяемого оборудования, морфологии рудного тела.

Камерные запасы должны составлять не менее 35% запасов блока.

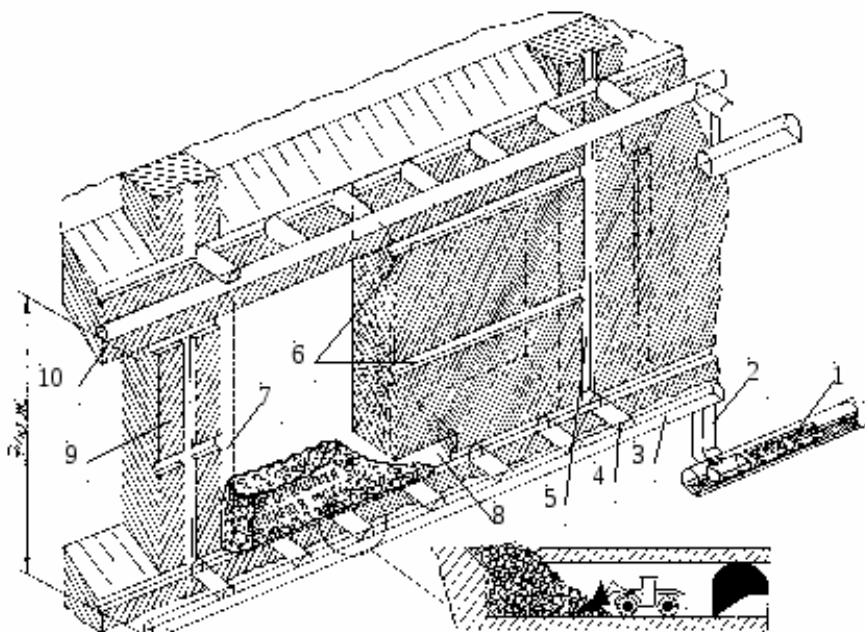


Рисунок 2.6 – Система разработки подэтажных штреков: ГПВ:

- 1 – откаточный штрек; 2 – рудоспуск; 3 – доставочный штрек; 4 – заезды;
- 5 – блоковый восстающий; 6 – буровые штреки; 7 – траншейный штрек;
- 8 – отрезной восстающий; траншея; Целики: 9 – междукамерный;
- 10 – междуэтажный

Очистные работы в камерах следует развивать таким образом, чтобы подвигание подэтажей было в одной вертикальной плоскости или с опережением верхних подэтажей по отношению к нижним. Потолкоуступное расположение подэтажей разрешается при отбойке весьма устойчивых руд нисходящими глубокими скважинами в рудных телах малой мощности, максимальная величина опережения уступов не должна превышать 6 м. Допускается последовательная или одновременная отбойка на подэтажах.

Работа по отбойке руды из открытых заходок должна производиться с применением предохранительных поясов, в трещиноватых и неустойчивых рудах запрещается вести отбойку из открытых заходок. Ширина заходок в подэтажах при устойчивых рудах должна быть не менее 2 м, и высота не менее 2,5 м. Высота закрытых заходок допускается до 3 м.

При отбойке руды из подэтажных выработок запрещается взрывание вееров скважин из этих выработок на камеру при отсутствии предварительно пробуренных трех вееров скважин.

Запрещается пребывание людей в открытой камере.

**2.2.2.3.** На руднике им. А. Матросова объединения «Северовостокзолото» при отработке маломощных крутопадающих рудных зон, залегающих в недостаточно устойчивых сильнотрещиновых глинистых сланцах, применяют вариант системы подэтажными штреками с частичным магазинированием руды (рис. 2.7).

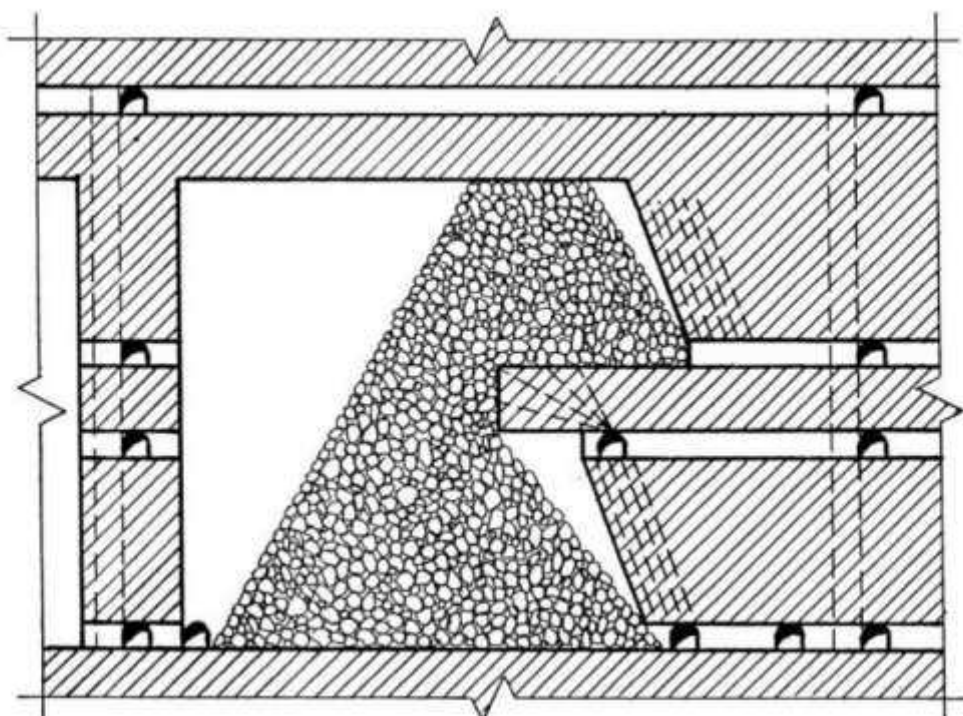


Рисунок 2.7 – Система подэтажных штреков с частичным магазинированием [11] руды на руднике им. А.Матросова

Отбойку ведут из подэтажных выработок скважинами малого диаметра – 55 мм. Часть отбитой (25÷30 %) на подэтажах руды выдают торцовым

скреперованием в рудоспуски, остальная руда магазинируется в выработанном пространстве и служит временной закладкой.

### 2.2.3. Система с магазинированием руды блоками

**2.2.3.1.** Система с магазинированием руды [1] занимает ведущее место при отработке маломощных жильных месторождений крутого падения. Мощность рудных тел – от весьма тонких до средней мощности. Устойчивость руд и вмещающих пород, желательна, высокая; хотя имеются в практике примеры средней и даже ниже средней устойчивости. Ценность полезного ископаемого – от ценного до малоценного.

Особенность этой геотехнологии состоит в заполнении выработанного пространства отбитой рудой (временным аккумулярованием). Часть ее извлекают в результате разрыхления (до 30 %) перед отбойкой нового слоя, создавая между поверхностью магазина и нетронутым рудным массивом свободное пространство высотой около 2 м.

Отработка рудных тел ведется блоками в восходящем порядке. Высота блока, равная высоте этажа, принимается с учетом изменчивости мощности жилы и может составлять 40-60 м. Длина его обычно принимается 50-60 м, при высокой устойчивости вмещающих пород до 100-120 м.

Подготовительно-нарезные работы заключаются в проходке транспортного штрека, восстающих на флангах блока и нарезки горизонта выпуска руды. Транспортный штрек и восстающие проводятся обычно по рудному телу (рис. 2.8).

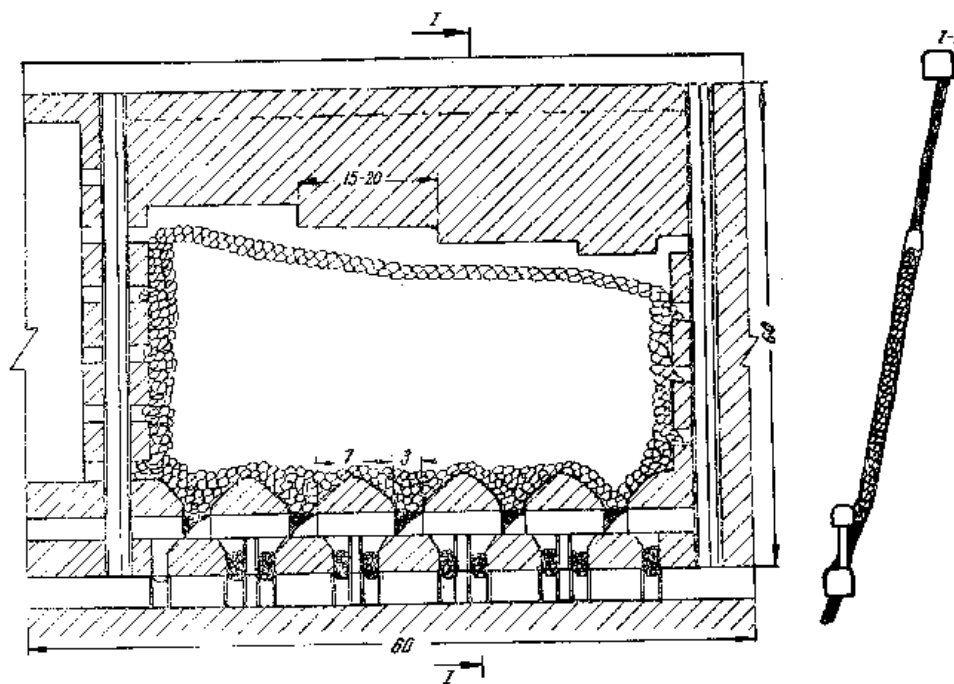


Рисунок 2.8 Система с магазинированием руды блоками

Основание блока подготавливается по целиковой (рис. 2.8). В этом случае в транспортном штреке шпурами отбивают слой руды высотой до 2,0-

					СФУ ИГДГиГ ДР -21.05.04.02-101065	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		24



2,5 м, устанавливают неполные дверные оклады с зазорами 1,5-2,0 м. В зазорах монтируются металлические полки-люки, служащие для выпуска и погрузки руды в вагоны. На некоторых рудниках в качестве люковых устройств используются малогабаритные легкие в сборке виброленты-питатели. В днище блока шпуровой отбойкой формируются воронки и дучки с оставлением целиков треугольной формы через 3-7 м.

Достоинство – высокая производительность труда. Недостаток – возможны потери в междублоковых и междуэтажных целиках. Пути совершенствования – внедрение современного оборудования, применение искусственных целиков из твердеющей закладки.

Очистные работы в блоке ведутся циклично. Цикл начинают с оборки забоя от заколов, разравнивания поверхности магазина. Далее производят бурение шпуров, их зарядание и взрывание, выпуск излишков отбитой руды и после проветривания забоя цикл повторяется. При недостаточно устойчивых вмещающих породах на ряде рудников в состав работ входит также установка стоечной распорной или анкерной крепи. По завершению отбойки в проектных контурах блока осуществляют генеральный выпуск руды.

Для сохранения вентиляционного верхнего штрека, поддержания выработанного пространства в блоке оставляются потолочные и междублоковые целики у восстающих. На некоторых рудниках оставляются дополнительно внутриблочные целики. Высота потолочного целика определяется в зависимости от мощности и устойчивости рудного тела. В практике ее часто принимают равной 1,0-1,5 мощности залежи.

Применяется на рудниках Хрустальнинского комбината (Россия – Приморский край); на руднике «Давенда» (Россия – Забайкальский край); на руднике «Бодас» (Швеция); на руднике «Хениканджа» (Россия – Магаданская область).

**2.2.3.2.** Систему с магазинированием руды блоками (рис. 2.9) [8] применяют для обработки крутопадающих рудных тел мощностью до 5 м, при устойчивых рудах, в средней и выше устойчивости породах.

Ширина очистного пространства должна быть не менее 1 м.

При обработке тонких и маломощных рудных тел разрешается выемка блоками без оставления целиков.

При обработке рудных тел, залегающих в трещиноватых и склонных к вывалам вмещающих породах, блок по длине разбивается восстающими на короткие участки, каждый из которых отрабатывается самостоятельно сплошным забоем по восстанию. опережение выемки в смежных участках должно быть в пределах 4-6 м.

При обработке маломощных рудных тел при средней устойчивости руды и устойчивых вмещающих породах выемка блока производится послойно с отбойкой руды шпурами или скважинами, пробуренными из восстающих. Расстояние между восстающими определяется принятой длиной скважин (шпуров). Восстающие следует сохранять на весь срок отработки блока для сообщения с очистными забоями и ведения буровзрывных работ.

					СФУ ИГДГиГ ДР -21.05.04.02-101065	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		25

При отработке тонких рудных тел рекомендуется производить сортировку отбитой руды или отдельную выемку. Для выдачи породы в замагазинированной руде выкрепляются восстающие.

Между замагазинированной рудой и массивом по всей длине блока должен быть обеспечен свободный проход людей. Максимальное расстояние от поверхности замагазинированной руды до массива определяется применяемым оборудованием, средствами контроля очистного пространства и параметрами БВР. Бурение шпуров должно осуществляться с трапов длиной не менее 3,5 м.

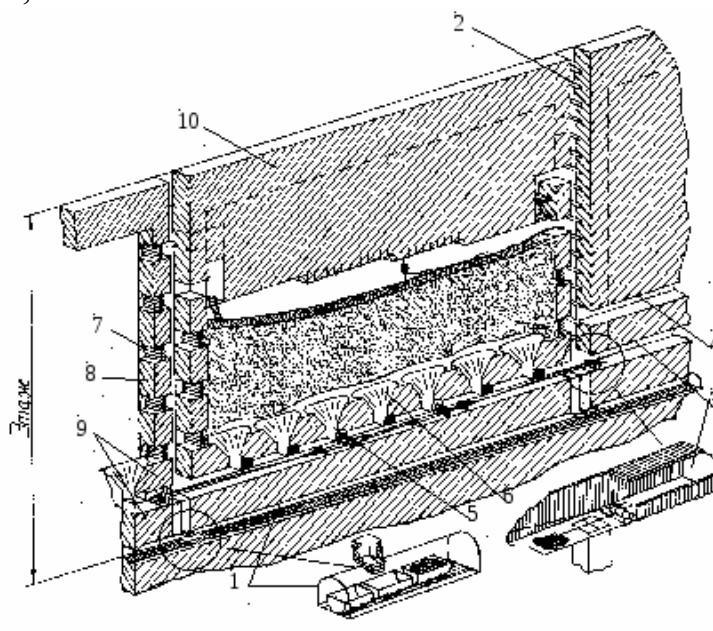


Рисунок 2.9 – Система разработки с магазином руды блоками:  
 ГПВ: 1 – откаточный штрек; 2 – блоковый восстающий; НВ: 3 – скреперный штрек; 4 – разрезной штрек; 5 – дучки; 6 – воронки; 7 – сбойки; Целики: 8 – междукамерный; 9 – надштрековый; 10 – подштрековый

При обойке руды из магазина выпускать ее следует в количестве, обеспечивающим требуемое свободное пространство. При образовании в процессе выпуска руды завесаний работы приостанавливаются до их ликвидации.

Окончательный выпуск руды осуществляется равномерно после полной ее отбойки. При этом должен быть установлен контроль за полнотой выпуска руды. Наблюдение осуществляется из выработок (сбоек), пройденных в целиках и соединяющих блоковые восстающие с очистным пространством, или из других выработок.

Запрещается входить в очистное пространство в период окончательного выпуска руды.

### 2.2.3.3.

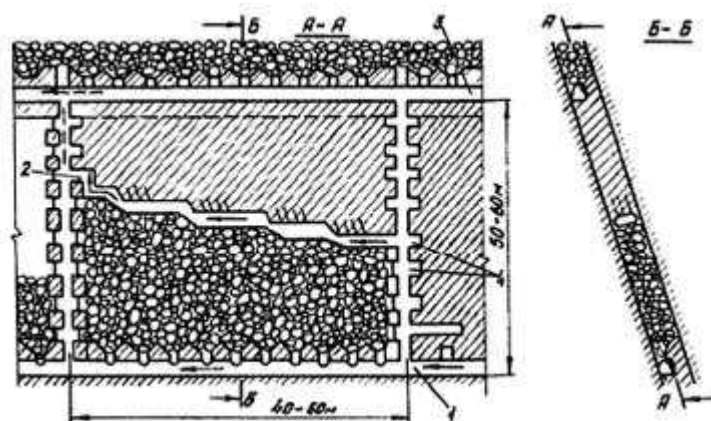


Рисунок 2.10 – Система разработки с magazинированием руды в блоке и шпуровой отбойкой [2]: 1 и 3 – откаточный и вентиляционный штреки; 2 – восстающий; 4 – ходки

### 2.2.3.4.

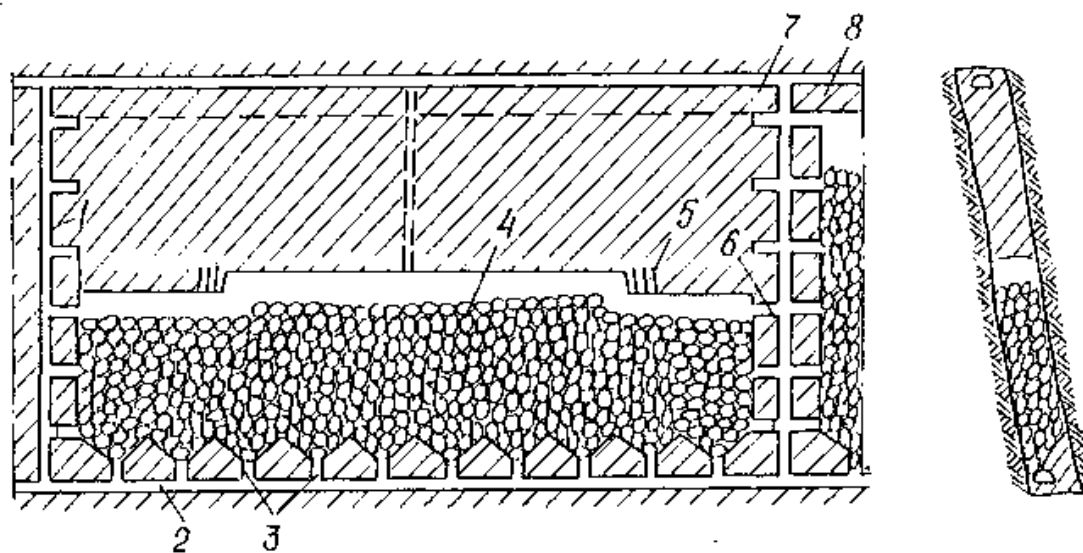


Рисунок 2.11 – Система разработки с magazинированием руды:  
1 – восстающий; 2 – откаточный штрек; 3 – рудоспуски; 4 – замагазинированная руда; 5 – восстающие шпурсы; б – ходки между камерой и восстающим; 7 – вентиляционный штрек; 8 – подштрековый целик

2.2.3.5. На руднике Экарпьер, разрабатывающем брекчированные крутопадающие жилы мощностью 1-2 м при достаточно устойчивых

вмещающих породах, применяют один из вариантов системы с магазинированием руды (рис. 2.12).

Особенностью варианта является отсутствие рудовыпускных дучек в надштрековом целике и способ полного выпуска руды из магазина.

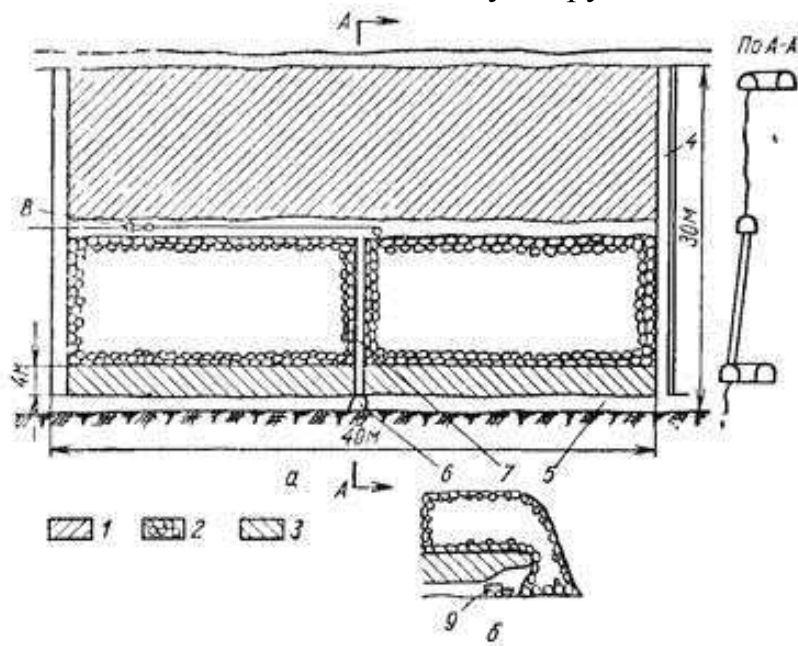


Рисунок 2.12 – Система разработки с магазинированием руды [15] на руднике Экарпьер: *а* – очистные работы в блоке, *б* – схема выпуска замагазинированной руды и отработки надштрекового целика; 1 – рудный массив; 2 – замагазинированная руда, 3 – надштрековый целик, 4 – блоковый восстающий, 5 – рудный штрек, 6 – орт-заезд, 7 – рудоспуск, 8 – скрепер, 9 – ПДМ.

Блок готовят рудным штреком и двумя фланговыми блоковыми восстающими, располагаемыми на расстоянии от 30 до 40 м. На горизонте заранее проводят полевой откаточный штрек в лежачем боку жилы. Запасы руды в блоке отработывают с оставлением временного надштрекового целика высотой 4 м. Горизонт подсечки по центру блока соединяют с рудным штреком коротким рудоспуском. К рудоспуску из полевого штрека проходят орт-заезд.

Руду отбивают горизонтальными слоями (сплошным забоем) высотой 1,8-2,0 м. Избыток (30-40 %) отбитой руды и встречающиеся включения пустых пород выдают отдельно через центральный рудоспуск, который наращивают по мере отработки блока. Для доставки горной массы используют скреперную лебедку.

Полный выпуск руды из магазина ведут на почву рудного штрека, в отступающем порядке подрабатывая временный надштрековый целик. С почвы штрека руду грузят ковшовыми машинами в вагонетки, из которых формируют составы на полевом откаточном штреке.

На руднике Фане-ля-Сань рудоносные жилы мощностью от 1,5 до 4 м с крутым падением отрабатывают системой с магазинированием руды, хотя руда и вмещающие породы недостаточно устойчивы.

#### 2.2.4. Система горизонтальных слоев с закладкой

**2.2.4.1.** Система разработки с закладкой очистного пространства (рис. 2.13) [6] в едином цикле с отбойкой и доставкой. Подготовка блоковая. Откаточная выработка – рудный штрек. Отбойка шпуровая, доставка скреперная по рабочему очистному пространству в виде слоя. Выемка восходящими горизонтальными слоями. Закладка дискретная, сухая, сыпучая. В качестве закладочного материала может быть порода от проходки выработок или из специально приготовленного материала. Для исключения потерь в закладке используют настилы из различного материала. Достоинство – низкие потери руды и металла. Недостаток – высокая трудоемкость процессов очистной выемки. Область применения крутопадающие маломощные и средней мощности рудные тела. Руда ценная и более устойчивая. Направления совершенствования на базе внедрения более производительного оборудования и применения дешевой закладки.

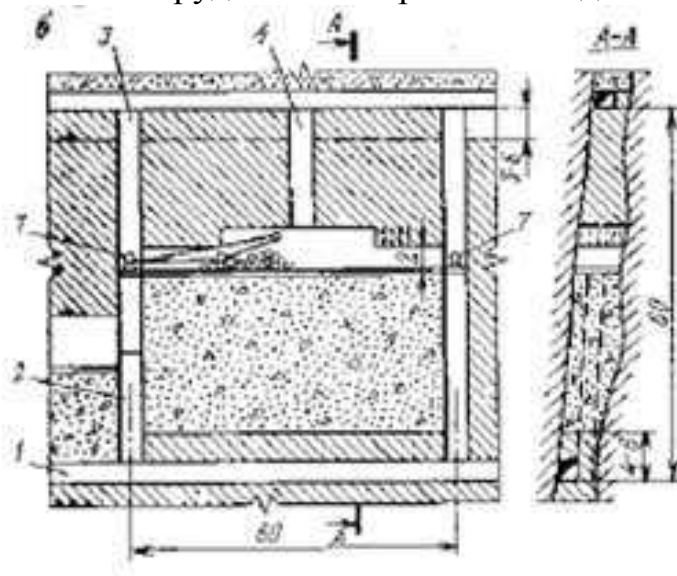


Рисунок 2.13 – Система горизонтальных слоев с закладкой.

1 – откаточный штрек; 2 – блоковый восстающий; 3 – вентиляционный восстающий; 4 – закладочный восстающий; 7 – скреперная установка.

Применяется этот вариант системы разработки горизонтальными слоями с закладкой, на Пышминском руднике (Россия-Урал) при разработке крутопадающих жил небольшой мощности; на свинцово-цинковом руднике «Монтевеккио» (Италия).

**2.2.4.2.** В представленном варианте системы разработки горизонтальными слоями подготовка блока заключается в проведении

откаточного и вентиляционного штреков, а также блоковых восстающих, по которым осуществляются спуск закладочного материала и отвод исходящей струи воздуха. Восстающие оборудованы ходовым отделением. По мере отбойки руды, осуществляемой в восходящем порядке, в середине блока в закладываемом пространстве выкрепляют рудоспуски с ходовым отделением, по которому поступает свежая струя воздуха.

Отбойка руды осуществляется слоями толщиной 2-3 м. Шпуры бурят вертикально или горизонтально ручными, телескопными или колонковыми перфораторами. Для предотвращения смешивания руды с закладочным материалом перед отбойкой на поверхность закладки укладывают настил из конвейерной ленты, металлических листов или набрызгбетона толщиной 10-15 см. Доставка отбитой руды к рудоспуску производится скрепером. После уборки руды разбирают настил (за исключением набрызгбетона), наращивают рудоспуски и приступают к закладочным работам. Сухой сыпучий материал, поступающий по закладочному отделению восстающего, размещают в слое с помощью того же оборудования, которое используется для доставки руды. Закладка служит для поддержания боков очистного пространства, а поверхность ее является платформой для размещения оборудования и рабочих. При применении литой твердеющей закладки выемка слоев может осуществляться в нисходящем порядке.

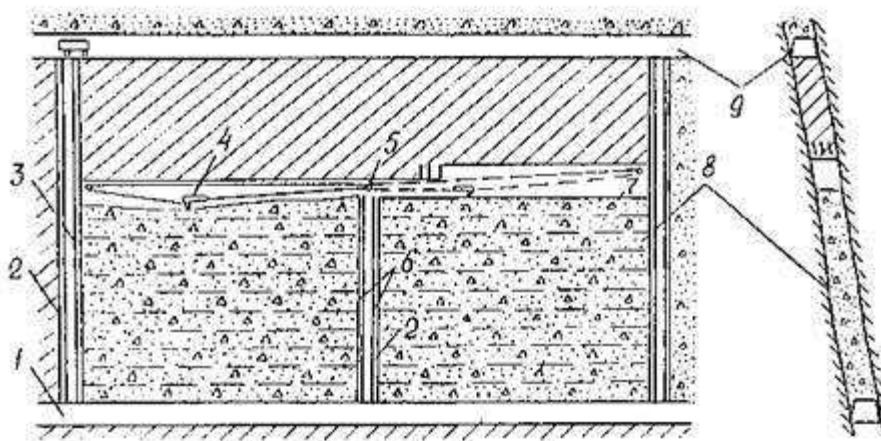


Рисунок 2.14 – Система разработки горизонтальными слоями с закладкой [2]:  
 1 – откаточный штрек; 2 – ходовое отделение восстающего; 3 – закладочное отделение; 4 – скрепер; 5 – скреперная лебедка; 6 – рудоспускное отделение восстающего; 7 – настил; 8 – закладочный массив; 9 – вентиляционный штрек

Системы разработки с закладкой являются более трудоемкими по сравнению с системами предыдущих классов, но обеспечивают минимальные потери и разубоживание руды, а также сохранность поверхности, особенно при ведении работ с твердеющей закладкой.

Наряду с традиционной технологией добычи руд, основанной на разрушении рудного массива различными способами, применяют скважинную технологию, к которой относятся растворение солей, выплавка

серы, выжигание серы под землей до сернистого газа, подземная гидродобыча и выщелачивание металлов.

**2.2.4.3.** Сущность системы состоит в том, что рудную залежь, подготовленную этажным способом, разделяют на отдельные выемочные блоки, запасы руды в которых отрабатывают горизонтальными слоями снизу-вверх со шпуровой отбойкой, а выработанное пространство заполняют сухой закладкой (рис. 2.15).

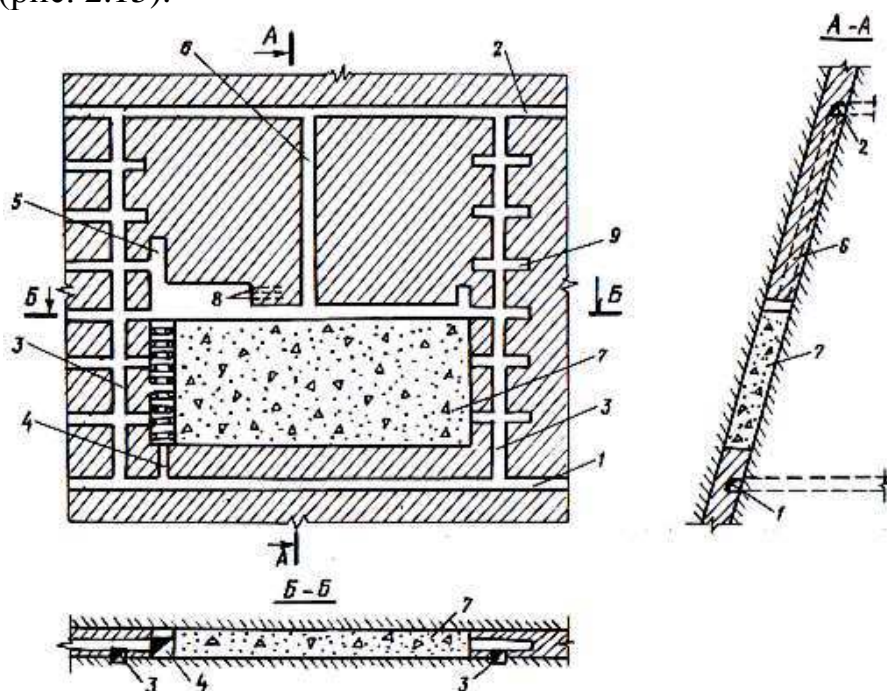


Рисунок 2.15 – Система разработки горизонтальными слоями с сухой закладкой [16]: 1 – откаточный штрек; 2 – вентиляционный штрек; 3 – материально-ходовой восстающий; 4 – наращиваемый рудоспуск; 5 – отрезной восстающий; 6 – закладочный восстающий; 7 – сухая закладка; 8 – горизонтальные шпур; 9 – ходки

Условия применения. Система применяется при отработке крутопадающих маломощных рудных залежей.

Параметры. Рудную залежь разбивают на блоки с высотой этажа 50-60 м и длиной 50-60 м. Ширина блока зависит от мощности рудной залежи, ширину междукammerного целика принимают равной 5-10 м.

Подготовительно-нарезные работы. Подготовка блока включает проведение откаточного и вентиляционного штреков, материально-ходового и закладочного восстающих. Нарезка состоит в проходке подсечного штрека и отрезного восстающего.



Очистная выемка. Выемку руды в блоке ведут горизонтальными слоями высотой 2,0-2,5 м. Отбойку производят как вертикальными, так и горизонтальными шпурами. Отбитую руду до блокового рудоспуска доставляют скреперными лебедками. После отработки каждого слоя выработанное пространство заполняют сухой закладкой, подаваемой из закладочного восстающего. Во избежание потерь рудной мелочи поверхность закладки накрывают прочным деревянным или металлическим настилом. Применение таких настилов позволяет устранить проникновение рудной мелочи в закладку, улучшить проветривание блока. По мере выемки слоев периодически наращивают рудоспуски, закрепляя их деревом, бетоном, стальными трубами большого диаметра (500-1200 мм) или бетонными кольцами.

Технико-экономические показатели: потери руды 2-3 %; разубоживание руды 2-3 %; производительность труда забойного рабочего 12-15 т/смену; расход подготовительно-нарезных выработок составляет 10-12 м на 1000 т руды; удельный расход ВВ на отбойку 0,600-0,700 кг/т; расход лесоматериалов на 1 м<sup>3</sup> руды 0,05-0,06 м<sup>3</sup>.

Достоинства: высокая степень извлечения и незначительное разубоживание; пожарная безопасность; возможность отдельной добычи руды по сортам и отсортровки пустой породы в забоях; благоприятные условия проветривания; поддержание боков и сохранение поверхности от обрушения.

Недостатки: невысокая производительность труда забойного рабочего; высокая стоимость добычи из-за расходов на закладку и сложность цикла операций при очистных работах; необходимость содержания плотного настила для устранения потерь рудной мелочи в закладочном материале.

## 2.2.5. Система разработки наклонными слоями с закладкой

**2.2.5.1.** Система применяется при разработке ценных и устойчивых руд с углом падения не менее 60-70° и правильных контурах залежи. Мощность залежи может быть любой, а боковые породы малоустойчивыми. Сочетание этих условий встречается относительно редко, а работы по устройству настила на наклонной поверхности менее удобны, чем на горизонтальной. Поэтому преимущества наклонного расположения слоев все более теряют свое значение по мере совершенствования механизации работ при выемке горизонтальными слоями с закладкой.

Закладка выработок сухим сыпучим материалом в зависимости от способа его доставки подразделяется на самотечную, механическую и пневматическую.

Самотечный способ закладки на рудниках применяют при камерно-целиковом порядке выемки. Камеры 1-ой очереди закладываются твердеющими смесями, 2-ой очереди – сухой породой (отвальными породами предприятия).

Подача породы в камеру осуществляется через восстающий. Доставка ее к восстающему производится по вентиляционному штреку в вагонах или ПДМ. Оставленное не заполненное пространство под кровлей камеры дозакладывается, например, сыпучим материалом гидравлическим способом.

Под механической закладкой понимается заполнение выработанного пространства породой с доставкой ее скреперами, конвейерами, ПДМ и машинами метательного действия. В качестве закладочного материала служат те же отходы обогащения и породы от проходки полевых выработок. При раздельной выемке весьма тонких жил для закладки используются отбитые вмещающие породы. Планировка их осуществляется скреперной лебедкой.

Для доставки и размещения сыпучей породы в отработанном пространстве нередко используется ПДМ. При отработке залежей горизонтальными слоями с закладкой, ПДМ работает по челноковой схеме от фланга к флангу слоя, укладывает породу и планирует ее.

Формирование закладочного массива с использованием ПДМ возможно при сплошной камерной выемке небольших отдельных залежей. Для примера на рис. 2.16 показана принципиальная схема одного из вариантов, применяемого на руднике «Локербай» (Канада).

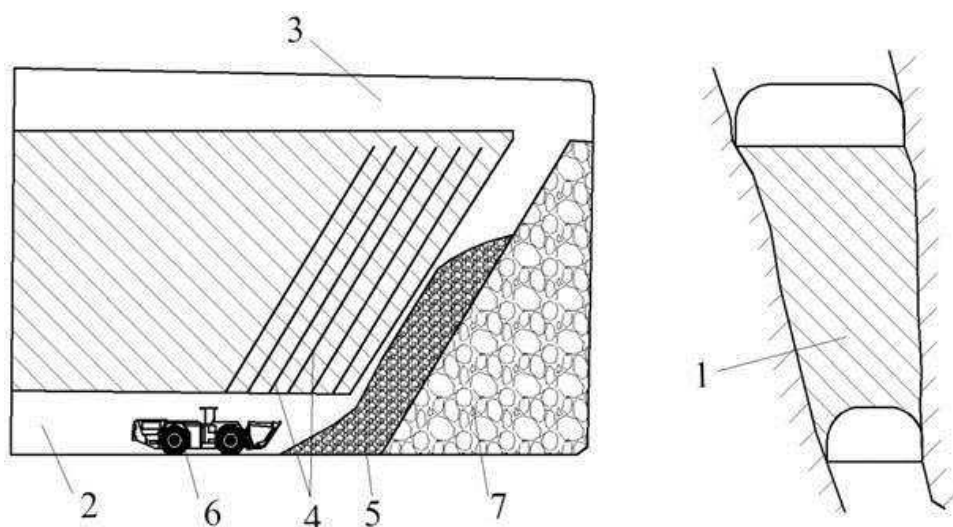


Рисунок 2.16 – Система разработки наклонными слоями с закладкой [1] на руднике «Локербай» (Канада).

1 – рудное тело; 2 – нижний горизонт; 3 – верхняя подсечка; 4 – скважины; 5 – отбитая руда; 6 – погрузочно-доставочная машина; 7 – породная закладка.

Применялась эта система на рудниках Солигорском и Верхнекамском (Россия).

**2.2.5.2.** Система разработки наклонными слоями с закладкой [17] или, сокращенно, наклонные слои с закладкой это — система разработки с искусственным поддержанием очистного пространства, при которой выемку руды ведут наклонными слоями, начиная с нижнего слоя; каждый отработанный слой закладывают, рудная масса и закладочный материал

перемещают в очистном пространстве преимущественно самотеком по поверхности закладки.

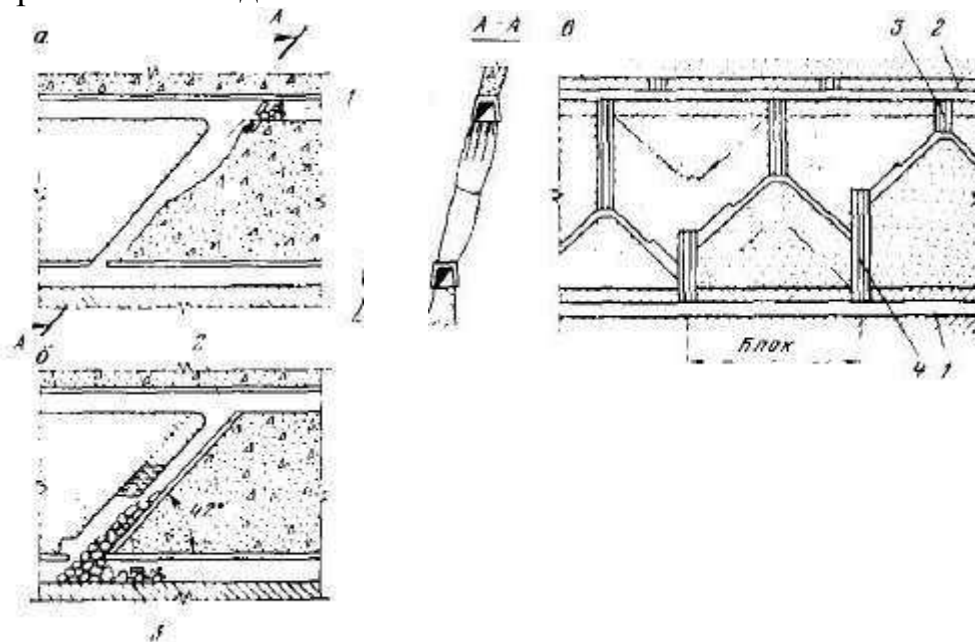


Рисунок 2.17 – Системы разработки наклонными слоями с закладкой: *а* – вариант со сплошной выемкой с самоходным оборудованием, стадия закладки; *б* – то же, стадия доставки руды (1 – самоходный вагон; 2 – настил; 3 – ПДМ); *в* – вариант с выемкой блоками, разрез по простиранию, проекция на вертикальную плоскость (1, 2 – откаточный вентиляционный штреки; 3 – блоковый восстающий для спуска закладки; 4 – рудоспускной восстающий)

Необходимые условия: 1) устойчивая руда; 2) малоустойчивые боковые породы (при устойчивых лучше применить камерную систему или систему с отбойкой из магазинов); 3) мощность залежи любая; 4) угол падения не менее 60-70° и правильные контуры залежи, чтобы обеспечить по всей площади слоя необходимый угол (истинный) наклона; 5) ценная руда. Сочетание всех этих условий встречается редко.

Выемка обычно сплошная, забой продвигают по длине этажа (участка), восстающий в этаже требуется только один (разрезной); отбойка шпуровая; руду, скатывающуюся по откосу, погружают и отвозят самоходным оборудованием; закладку доставляют до откоса самоходным оборудованием по вентиляционному горизонту.

При переносном оборудовании применяют выемку блоками, закладку подают на откос из восстающего (рис. 2.17). В блоке вынимают сначала треугольники и основания, затем – наклонные слои постоянной длины (основная стадия), после чего погашают треугольную потолочину.

Преимущества наклонных слоев снижаются по мере совершенствования механизации работ при горизонтальных слоях. Выемка наклонными слоями имеет жесткие условия применения, работы по устройству настила на наклонной поверхности менее удобны, твердеющая и гидравлическая закладка неприменимы.

Эта система применяется очень редко, главным образом при отсутствии благоприятных условия для гидравлической и монолитной закладки.

Вывод: наиболее применимы система с магазинированием и с отдельной выемкой и закладкой с использованием ПДМ., т.к. на руднике применяется самоходная техника. Необходимость закладки выработанного пространства обусловлена необходимостью предотвращения обрушения поверхности для снижения водопритоков в выработки.

					СФУ ИГДГиГ ДР -21.05.04.02-101065	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		35

### 3. КОНСТРУИРОВАНИЕ ВАРИАНТОВ СИСТЕМ РАЗРАБОТКИ.

#### 3.1. Обоснование параметров управления горным давлением

Закладка выработанного пространства является одним из распространенных способов управления горным давлением. Под закладкой понимают процесс заполнения выработанного пространства, образующегося в результате выемки полезного ископаемого, закладочным материалом с целью управления горным давлением, уменьшения потерь руды и металла в недрах, предотвращения возникновения эндогенных пожаров при разработке сернистых руд, оседания поверхности и улучшения проветривания.

При системе с магазинированием применяется сухая закладка, а при раздельной выемке, закладка осуществляется вмещающими породами.

Материалы для закладки выработанного пространства представляют собой горные породы, специально добываемые для этой цели (песок, галька, дробленые скальные породы), или отходы производства, например, пустую породу, получаемую в руднике при разработке месторождения, шлаки металлургического производства, хвосты обогатительных фабрик.

Глины, суглинки и супеси применяют в качестве добавок к другим материалам.

					СФУ ИГДГиГ ДР -21.05.04.02-101065	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		36

### 3.2. Обоснование параметров отбойки

Исходя из системы разработки и мощности рудного тела принимается шпуровая отбойка.

Наиболее распространенным вариантом отбойки в данной системе разработки является отбойка с параллельным расположением шпуров с восходящим порядком.

В качестве бурового оборудования принимается ручной пневматический телескопный перфоратор ПТ-48. Бурение шпуров производится из очистного слоя.

Расчет параметров шпуровой отбойки и определение общего количества отбиваемой рудной массы приведены в таблице 3.1.

Таблица 3.1 – Расчет шпуровой отбойки

Параметры	Усл. обозн.	Величина
Коэффициент крепости	$f$	23
Плотность руды, т/м <sup>3</sup>	$g$	2,48
Ширина (высота) забоя, м	$b$	0,5
Эталонный удельный заряд ВВ, кг/м <sup>3</sup>	$q_э$	1,0
Тип ВВ	Гранулит М	
Коэффициент работоспособности ВВ	$e$	0,84
Расположение шпуров	шпуры перпендикулярно плоскости отбойки	
Коэффициент расположения зарядов	$k_1$	1,5
Коэффициент плотности заряжения	$k_2$	1
Диаметр шпура, мм	$d$	42
Коэффициент диаметра шпура	$k_3$	1
Удельный заряд ВВ, кг/м <sup>3</sup>	$q = q_э \cdot e \cdot k_1 \cdot k_2 \cdot k_3$	1,26
Плотность ВВ, кг/м <sup>3</sup>	$\rho_{ВВ}$	1000
Коэффициент заполнения шпура	$K_{ис}$	0,9
Коэффициент сближения шпуров	$m$	1
Линия наименьшего сопротивления, м	$W = 0,91 \cdot d \cdot \sqrt{\rho_{ВВ} \cdot K_{ис} / m \cdot q}$	1,0
Расстояние между шпурами в ряду, м	$a = W \cdot m$	1
Длина шпура, м	$l_{ш}$	2
Количество шпуров в ряду	$n$	3
Количество взрываемых рядов шпуров	$N$	25
Суммарная длина шпуров в забое, м	$L_{ш}$	150
Площадь забоя, м <sup>2</sup>	$S$	12,5
Коэффициент использования шпура	$k_{ш}$	1
Количество отбиваемой рудной массы, т	$D = S \cdot l_{ш} \cdot k_{ш} \cdot g$	62
Общий расход ВВ на взрыв, кг	$S = D \cdot q$	32
Удельный расход бурения, м/м <sup>3</sup>	$q_б = L_{ш} / D$	2,4
Выход руды с 1 м шпура, т/м	$\lambda = 1 / q_б$	0,4

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата
------	------	----------	---------	------

### 3.3. Обоснование параметров доставки

В качестве доставочного оборудования принимается наиболее технологичный вид – самоходное оборудование.

Обоснование типоразмера погрузочно-доставочной машины и необходимого количества приведено в таблице 3.2.

Таблица 3.2 – Расчёт доставки с использованием ПДМ

Наименование показателя	Единица измерения	Формула	Значение
Годовая производственная мощность	т		49300
Количество рабочих суток в году	шт		360
Количество смен в сутки	шт		2
$V_k$ – вместимость ковша	м <sup>3</sup>		2
$K_{н.к}$ – коэффициент наполнения ковша			0,9
$\rho$ – плотность руды	т/м <sup>3</sup>		2,48
$t_{ц}$ – продолжительность цикла, мин	мин	$t_{ц} = t_{н} + t_{разг} + K_d \cdot (t_r + t_{п})$	2,74
$t_{н}$ – продолжительность наполнения ковша	мин	$t_{н} = (41 \div 46) \cdot K_{н.г} / 60$	0,77
$K_{н.г}$ – коэффициент учит. выход негабаритов			1
$t_{разг}$ – время разгрузки ковша	мин	$t_{разг} = 31 \cdot K_m / 60$	0,62
$K_m$ – коэф. учитывающий маневры при разгрузке			1,2
$K_d$ – коэф. неравномерности движения			1,5
$t_r$ – время движения машины с грузом	мин	$t_r = 0,06 \cdot L_d / V_r$	0,60
$L_d$ – длина доставки, м	м		100
$V_r$ – средняя скорость движения машины с грузом	км/ч		10
$t_{п}$ – время движения порожней машины	мин	$t_{п} = 0,06 \cdot L_d / V_{п}$	0,30
$V_{п}$ – средняя скорость движения порожней машины	км/ч		20
$K_p$ – коэффициент разрыхления			1,5
$Q_{т.д}$ – техническая производ	т/ч		65,2
$K_r$ – коэф использования грузоподъемности машины			0,9
$T_{см}$ – продолжительность смены	ч		10
$T_{п.з}$ – продолжительность подготовительно-заключительных операций	ч		2,5
$Q_d$ – эксплуатационная производительность	т/смену		440,4
Масса одного ковша	т		3,3
Количество ковшей в смену	шт/смену		133
Потребная суточная производительность	т/сут		136,9
Потребная сменная производительность	т/смену		68,5
Потребное количество ПДМ в одновременной работе	шт		≈ 1

Принимаем ПДМ Atlas Copco ST-2D в количестве – 1.

### 3.4. Нормирование потерь и разубоживания руды

Потери и разубоживания составляют:

*При магазинировании:*

Коэффициент изменения качества рассчитывается по формуле:

$$k_k = \frac{I_3}{D_6}, \quad (1)$$

где  $I_3$  – извлекаемые запасы, т;  $D_6$  – добытая рудная масса, т.

Данные сведены в табл. 3.3.

Таблица 3.3 – Расчет коэффициента изменения качества при разных мощностях [изъяты данные таблицы]

Мощность, м	Извлекаемые запасы, т	Добытая рудная масса, т	Коэффициент изменения качества, $k_k$	Коэффициент извлечения из недр, $k_n$

*При отдельной выемке:*

Данные сведены в табл. 3.4.

Коэффициент изменения качества для очистного слоя равен  $k_k = 0,9$  при любых мощностях.

Таблица 3.4 – Расчет коэффициента изменения качества при разных мощностях [изъяты данные таблицы]

Мощность, м	Извлекаемые запасы, т	Добытая рудная масса, т	Коэффициент изменения качества, $k_k$	Коэффициент извлечения из недр, $k_n$

Формула определения ширины отбиваемой породы:

$$m_{п} = \frac{m_p}{(K_p - 1)}, \quad (2)$$

где  $m_p$  – мощность рудного тела, м;  $K_p$  – коэффициент разрыхления породы,  $K_p = 1,4$ .

Таблица 3.5 – Расчет определения ширины отбиваемой породы [изъяты данные таблицы]

Мощность рудного тела, м						
Ширина прихвата породы, м						



### 3.5. Подготовка и нарезка выемочной единицы

Рудные тела подготавливаются откаточными штреками, проводимыми в лежачем боку на расстоянии 10 м от рудных тел. Этаж, разбивается на выемочные блоки длиной 50 м вентиляционно-ходовыми восстающими и высотой 50 м.

*Система разработки с магазинированием с последующей сухой закладкой (рис. 3.1).*

Подготовка осуществляется проходкой ортов-заездов с транспортного штрека до рудного тела. Далее нарезают подсечной слой по рудному телу, которым сбивают между собой орты-заезды и параллельно ведут проходку вентиляционно-ходового восстающего (ВХВ) с ее последующим закреплением.

Для того, чтобы осуществлялась проветривание, с другой стороны в закрепленной ранее ВХВ выпиливают одну стенку восстающего. Расстояние между ортами-заездами 7 м. На почву подсечного слоя укладываются бревна поперек очистного пространства, для того, чтобы можно было отработать без оставления потолочины, чтобы сыпучая закладка не высыпалась в нижележащий блок при отработке потолочины, и чтобы можно было использовать орты для заполнения выработанного пространства пустой породой.

Очистную выемку ведут потолкоуступным сплошным забоем по всей длине блока. С днища блока после основного выпуска руды ведутся буровые работы ручными телескопическими перфораторами типа ПТ-48 восходящими шпурами длиной 2 м с замагазинированной руды. Руду после отбойки частично выпускают по ортам, с ортов-заездов отгружают отбитую руду с помощью ПДМ.

Далее после отработки блока, в блок засыпают сухую закладку с вышележащего горизонта с помощью ПДМ, с ортов-заездов.

					СФУ ИГДГиГ ДР -21.05.04.02-101065	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		40

Рисунок 3.1.1 – Система разработки с magazинированием с последующей сухой закладкой (извлечение отбитой руды с подсечного слоя)  
[изъят рисунок]

Извлечение отбитой руды в гребнях между ортами производится при помощи скреперования на всю длину блока (рис. 3.1.1)

					СФУ ИГДГиГ ДР -21.05.04.02-101065	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		41

*Система разработки с отдельной выемкой и закладкой вмещающими породами (рис. 3.2).*

Подготовка осуществляется проходкой ортов-заездов с транспортного штрека до рудного тела. Расстояние между ортами-заездами 25 м. Далее нарезают подсечной слой по рудному телу, которым сбивают между собой орты-заезды. Параллельно ведут проходку вентиляционно-ходового восстающего и сооружают рудоспуск у центрального ортов-заездов с ее последующим закреплением по мере ее очистной выемки.

Для того, чтобы осуществлялась проветривание, с другой стороны в закрепленной ранее ВХВ выпиливают одну стенку восстающего.

Блок разбивают на 2 полублока и настил перетаскивается из одного полублока в другой, что отбойка руды и породы чередовалась по полублокам. С помощью скреперной лебедки ЛС17-2СМА руду по настилу скреперуют до рудоспуска. Рудоспуски оборудуют деревянным креплением. С настила ведутся буровые работы ручными телескопическими перфораторами типа ПТ-48 восходящими шпурами длиной 1,5 м с настила. Сперва отбивается руда на настил, а затем вмещающая порода, чтобы она послужила как закладка, как и основная рабочая площадка. Подрывают породу после уборки настила. Настил перетаскивается с одного полублока в другой полублок с помощью скрепера. Для сокращения затрат труда в качестве настила применяют старую конвейерную ленту.

Руду по настилу скреперуют до рудоспуска. С рудоспуска порода попадает на орт, а с орта-заезда с помощью ПДМ руду отгружают в автосамосвалы.

					СФУ ИГДГиГ ДР -21.05.04.02-101065	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		42

Система разработки с магазинированием с последующей закладкой

Рисунок 3.1 – Система разработки [изъят рисунок]

Изм.	
Лист	
№ докум.	
Подпись	
Дата	

СФУ ИГД ИГ ДР-21.05.04.02-101065

Лист  
4.3

Таблица 3.6 – Баланс руды и рудной массы. Система с магазинированием руды блоками с последующей закладкой [изъяты данные таблицы]

Виды горных работ	Количество	Сечение, м <sup>2</sup>		Длина, м		Объем, м <sup>3</sup>		Плотность, т/м <sup>3</sup>	Балансовые запасы, т	К-нт извлечения из недр	Извлекаемые запасы, т	К-нт изменения качества	Добытая рудная масса, т
		по руде	общий	по руде	общий	по руде	общий						
ГПР													
1. Орты-заезды													
Итого ГПР													
Нарезные работы													
2. Вентиляционно-ходовой восстающий													
Итого НР													
Собственно, очистные работы													
Очистной слой													
Всего по блоку													

$$\text{Удельный объем подготовительных работ } q_{\text{ГПР}} = \frac{\sum V_{\text{ГПР}}}{\sum B} = \frac{384 \cdot 1000}{3208} = 119 \text{ м}^3/1000\text{т};$$

$$\text{Удельный объем нарезных работ } q_{\text{НР}} = \frac{\sum V_{\text{НР}}}{\sum B} = \frac{293,3 \cdot 1000}{3208} = 91,4 \text{ м}^3/1000\text{т}.$$

$$\text{Коэффициент изменения качества для очистного слоя } k_k = \frac{S_p}{S_{\text{общ}}} = \frac{1}{1,6} = 0,63.$$

Система разработки с отдельной выемкой и закладкой вмещающими породами

Рисунок 3.4 – Система разработки [изъят рисунок]

Изм.	
Лист	
№ док-м	
Подпись	
Дата	

СФУ ИГД ИГ ДР-21.05.04.02-101065

Таблица 3.7 – Баланс руды и рудной массы. Система с отдельной выемкой и закладкой вмещающими породами [изъяты данные таблицы]

Виды горных работ	Количество	Сечение, м <sup>2</sup>		Длина, м		Объем, м <sup>3</sup>		Плотность, т/м <sup>3</sup>	Балансовые запасы, т	К-нт извлечения из недр	Извлекаемые запасы, т	К-нт изменения качества	Добытая рудная масса, т
		по руде	общий	по руде	общий	по руде	общий						
ГПР													
1. Орты-заезды													
Итого ГПР													
Нарезные работы													
2. Вентиляционно-ходовой восстающий													
Итого НР													
Собственно, очистные работы													
Очистной слой													
Всего по блоку													

$$\text{Удельный объем подготовительных работ } q_{\text{ГПР}} = \frac{\sum V_{\text{ГПР}}}{\sum B} = \frac{128 \cdot 1000}{3208} = 39,9 \text{ м}^3/1000\text{т};$$

$$\text{Удельный объем нарезных работ } q_{\text{НР}} = \frac{\sum V_{\text{НР}}}{\sum B} = \frac{293,3 \cdot 1000}{3208} = 91,4 \text{ м}^3/1000\text{т}.$$

$$\text{Коэффициент изменения качества для очистного слоя } k_k = 0,9.$$

### 3.6. Организация работ

*Система с магазинированием руды блоками с последующей закладкой*

Объем работ [8] на бурении определяем исходя из удельного расхода бурения  $q_{\text{бур}}$  равного  $2,4 \text{ м/м}^3$  (рассчитываем на ЭВМ, либо принимаем на основе экспертных оценок с учетом разметки шпуров в очистном забое) и объема отбиваемого массива за цикл.

Количество одновременно отбиваемого массива определяется таким образом, чтобы увязать время смены с выполняемыми объемами работ в цикле очистной выемки. Задача решается итерациями на ЭВМ. В результате проверки нескольких вариантов останавливаемся на объеме отбиваемого массива за один цикл  $V_{\text{ц}}$  равным  $19 \text{ м}^3$ .

Тогда, объем бурения шпуров переносными перфораторами ПТ-48 за цикл будет равен

$$Q_{\text{бур}} = q_{\text{бур}} \cdot V_{\text{ц}} = 2,4 \cdot 19 = 45,6 \text{ м.} \quad (3)$$

Объем доставки рудной массы при выемке запасов слоя объемом  $83,3 \text{ м}^3$  с учетом ее средней плотности составит

$$Q_{\text{дп}} = \frac{V_{\text{ц}} \cdot g_{\text{р}} \cdot \left(\frac{K_{\text{н}}}{K_{\text{к}}}\right)}{g_{\text{р.м.}}} = \frac{19 \cdot 2,48 \cdot \left(\frac{0,97}{0,63}\right)}{2,48} = 29,3 \text{ м}^3, \quad (4)$$

где  $g_{\text{р}} = 2,48$  – плотность руды,  $\text{т/м}^3$ ;  $0,97$  и  $0,63$  –  $K_{\text{н}}$  и  $K_{\text{к}}$  по собственно очистным работам соответственно;  $g_{\text{р.м.}} = 2,48$  – плотность рудной массы,  $\text{т/м}^3$ .

Плотность рудной массы определена как средневзвешенная величина

$$g_{\text{р.м.}} = \frac{(D_{\text{сор}} - B_{\text{и.сор}}) \cdot g_{\text{п}} + B_{\text{и.сор}} \cdot g_{\text{р}}}{D_{\text{сор}}} = \frac{(4697 - 2959) \cdot 2,48 + 2959 \cdot 2,48}{4697} = 2,48 \text{ т/м}^3, \quad (5)$$

где  $D_{\text{сор}}$  – добыто рудной массы из собственно очистных работ, т;  $B_{\text{и.сор}}$  – извлекаемые запасы, т.

Количество рудной массы в целике, добываемой за цикл составит

$$M_{\text{дп}} = V_{\text{ц}} \cdot g_{\text{р.м.}} \cdot \left(\frac{K_{\text{н}}}{K_{\text{к}}}\right) = 19 \cdot 2,48 \cdot \left(\frac{0,97}{0,63}\right) = 73 \text{ т.} \quad (6)$$

Количество циклов очистной выемки  $N_{\text{цикл}}$  определяется отношением количества добытой рудной массы из собственно очистных работ  $D_{\text{сор}}$  (табл. 2) к количеству рудной массы, добываемой за цикл  $M_{\text{дп}}$ .

$$N_{\text{цикл}} = \frac{D_{\text{сор}}}{M_{\text{дп}}} = \frac{4697}{73} = 64 \text{ циклов.} \quad (7)$$

Объем работ на ручное зарядание и электро-огневое взрывание определяется исходя из длины шпуров и составляет  $Q_{\text{зв}} = 114 \text{ м}$ .

В расчете цикла не учитываются работы по креплению очистного пространства и переносу погрузочного полка, т.к. они выполняются эпизодически, параллельно очистной выемке и отдельной бригадой крепильщиков. Результаты расчета представлены в таблице 3.8 и на рис. 3.2.



Таблица 3.8 – Расчет продолжительности цикла очистной выемки [изъяты данные таблицы]

Процесс	Объем работ	Норма времени, чел. ч	Трудозатраты, чел. ч	Кол-во людей (машин)	Продолжительность процесса, час
Подготовительные операции					
Доставка, погрузка					
Бурение					
Заряжание, взрывание					
Итого					



Рисунок 3.2 – Циклограмма собственно очистных работ

Скорость погашения запасов выемочной единицы

$$Q_{\text{бл}} = N_{\text{рд}} \cdot D_{\text{ц}} \cdot N_{\text{ц}} = 28 \cdot 47,1 \cdot 0,75 = 989,5 \text{ т/мес}, \quad (8)$$

где  $N_{\text{рд}}$  – количество рабочих дней в месяц;  $D_{\text{ц}} = V_{\text{ц}} \cdot g_{\text{р}} = 19 \cdot 2,48 = 47,1 \text{ т}$  – количество добытой руды в цикле из очистных выработок, т;  $N_{\text{ц}} = 3/4$  – количество циклов в сутки.

Продолжительность собственно очистной выемки

$$t_{\text{о.в}} = \frac{B_{\text{оч}}}{Q_{\text{бл}}} = \frac{3208}{989,5} = 3,2 \text{ мес.}, \quad (9)$$

где  $B_{\text{оч}}$  – балансовые запасы выемочного участка, для очистных работ, т.

График подготовки, нарезки и отработки выемочной единицы.

Выработка	$L (V), \text{ м (м}^3\text{)}$	$\nu, \text{ м (м}^3\text{)/мес}$	$t, \text{ мес}$	Месяцы			
				1	2	3	4
ГПВ							
Орты-заезды	10	60	0,17	■			
НВ							
Вентиляционно-ходовой восстающий	47,3	40	1,2	■	■		
Очистная выемка	–	–	–	■	■	■	■

Рисунок 3.3 – График организации работ в выемочной единице

Месячная производительность выемочной единицы

$$P_{\text{б}} = \frac{D_{\text{сор}} + D_{\text{нар}}}{t_{\text{о.в}}} = \frac{4697 + 718}{3,2} = 1692,2 \text{ т/мес.}, \quad (10)$$

где  $D_{\text{нар}}$  – количество рудной массы, получаемой из нарезных выработок, т.

Производительность труда забойного рабочего

$$P_{\text{з.р}} = \frac{T_{\text{см}} + M_{\text{дп}}}{\sum Z_{\text{т}}} = \frac{10 + 104}{14,8} = 483,8 \text{ т/чел. см.}, \quad (11)$$

где  $T_{\text{см}}$  – продолжительность смены, час;  $\sum Z_{\text{т}}$  – суммарные трудозатраты на цикл очистной выемки, чел. час.

Трудозатраты на проведение выработок

$$Z_{\Pi} = N_{ЗВ} \cdot t \cdot N_{СМ} \cdot N_{рД} = 1 \cdot 3 \cdot 2 \cdot 28 = 168 \text{ чел. см.}, \quad (12)$$

где  $N_{ЗВ}$  – количество рабочих в звене, чел.;  $t$  – продолжительность проведения выработок, мес.;  $N_{СМ}$  – количество смен в сутки.

Производительность труда по системе разработки

$$P_c = \frac{D_6}{(Z_{\Pi} + N_{цикл} \cdot \sum Z_T)} = \frac{5415}{(168 + 64 \cdot 14,8)} = 982 \text{ т/чел. см.} \quad (13)$$

Количество выемочных единиц в очистной выемке, при  $A_r = 49,3$  тыс. т составит

$$N_6 = \frac{A_r}{(P_6 \cdot 12)} = \frac{49300}{(1692,2 \cdot 12)} \approx 2 \text{ блок.} \quad (14)$$

Количество выемочных единиц в одновременной подготовке

$$N_{\Pi} = \frac{N_6 \cdot t_{\Pi}}{t_{о.в}} = \frac{2 \cdot 0,17}{3,2} \approx 1 \text{ блок,} \quad (15)$$

где  $t_{\Pi}$  – продолжительность подготовки блока, мес.

Во время отработки 2 выемочных единиц должны последовательно подготавливаться новых 1.

*Система с раздельной выемкой и закладкой вмещающими породами*

Объем работ на бурении определяем исходя из удельного расхода бурения  $q_{бур}$  равного  $2,4 \text{ м}^3$  (рассчитываем на ЭВМ, либо принимаем на основе экспертных оценок с учетом разметки шпуров в очистном забое) и объема отбиваемого массива за цикл.

Количество одновременно отбиваемого массива определяется таким образом, чтобы увязать время смены с выполняемыми объемами работ в цикле очистной выемки. Задача решается итерациями на ЭВМ. В результате проверки нескольких вариантов останавливаемся на объеме отбиваемого массива за один цикл  $V_{ц}$  равным  $13 \text{ м}^3$ .

Тогда, объем бурения шпуров переносными перфораторами ПТ-48 за цикл будет равен

$$Q_{бур} = q_{бур} \cdot V_{ц} = 2,4 \cdot 13 = 30,6 \text{ м.} \quad (16)$$

Объем доставки рудной массы при выемке запасов слоя объемом  $83,3 \text{ м}^3$  с учетом ее средней плотности составит

$$Q_{дп} = \frac{V_{ц} \cdot g_p \cdot \left(\frac{K_H}{K_K}\right)}{g_{р.м.}} = \frac{13 \cdot 2,48 \cdot \left(\frac{0,97}{0,9}\right)}{2,48} = 13,8 \text{ м}^3, \quad (17)$$

где  $g_p = 2,48$  – плотность руды,  $\text{т/м}^3$ ;  $0,97$  и  $0,9$  –  $K_H$  и  $K_K$  по собственно очистным работам соответственно;  $g_{р.м.} = 2,48$  – плотность рудной массы,  $\text{т/м}^3$ .

Плотность рудной массы определена как средневзвешенная величина

$$g_{р.м.} = \frac{(D_{сор} - B_{и.сор}) \cdot g_{п} + B_{и.сор} \cdot g_p}{D_{сор}} = \frac{(3288 - 2959) \cdot 2,48 + 2959 \cdot 2,48}{3288} = 2,48 \text{ т/м}^3, \quad (18)$$

где  $D_{сор}$  – добыто рудной массы из собственно очистных работ, т;  $B_{и.сор}$  – извлекаемые запасы, т.

Количество рудной массы в целике, добываемой за цикл составит

					СФУ ИГДГиГ ДР -21.05.04.02-101065	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		49

$$M_{\text{дп}} = V_{\text{ц}} \cdot g_{\text{р.м.}} \cdot \left(\frac{K_{\text{н}}}{K_{\text{к}}}\right) = 13 \cdot 2,48 \cdot \left(\frac{0,97}{0,9}\right) = 34 \text{ т.} \quad (19)$$

Количество циклов очистной выемки  $N_{\text{цикл}}$  определяется отношением количества добытой рудной массы из собственно очистных работ  $D_{\text{сор}}$  (табл. 2) к количеству рудной массы, добываемой за цикл  $M_{\text{дп}}$ .

$$N_{\text{цикл}} = \frac{D_{\text{сор}}}{M_{\text{дп}}} = \frac{3288}{34} = 97 \text{ циклов.} \quad (20)$$

Объем работ на ручное зарядание и электро-огневое взрывание определяется исходя из длины шпуров и составляет  $Q_{\text{зв}} = 127,5 \text{ м.}$

В расчете цикла не учитываются работы по креплению очистного пространства и переносу погрузочного полка, т.к. они выполняются эпизодически, параллельно очистной выемке и отдельной бригадой крепильщиков. Результаты расчета представлены в таблице 3.9 и на рис. 3.5. Таблица 3.9 – Расчет продолжительности цикла очистной выемки [изъяты данные таблицы]

Процесс	Объем работ	Норма времени, чел. ч	Трудозатраты, чел. ч	Кол-во людей (машин)	Продолжительность процесса, час
Подготовительные операции					
Доставка, погрузка					
Планировка закладки					
Переноска настила					
Наращивание рудоспуска					
Бурение					
Зарядание, взрывание					
Итого					

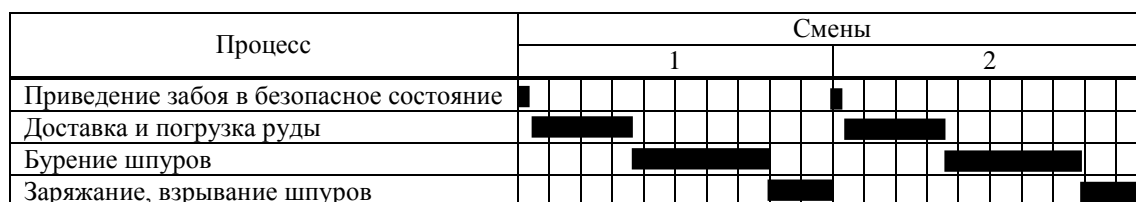


Рисунок 3.5 – Циклограмма собственно очистных работ

Скорость погашения запасов выемочной единицы

$$Q_{\text{бл}} = N_{\text{рд}} \cdot D_{\text{ц}} \cdot N_{\text{ц}} = 28 \cdot 31,6 \cdot 0,75 = 664 \text{ т/мес,} \quad (21)$$

где  $N_{\text{рд}}$  – количество рабочих дней в месяц;  $D_{\text{ц}} = V_{\text{ц}} \cdot g_{\text{р}} = 13 \cdot 2,48 = 31,6 \text{ т}$  – количество добытой руды в цикле из очистных выработок, т;  $N_{\text{ц}} = 3/4$  – количество циклов в сутки.

Продолжительность собственно очистной выемки

$$t_{\text{о.в}} = \frac{B_{\text{оч}}}{Q_{\text{бл}}} = \frac{3208}{664} = 4,8 \text{ мес.,} \quad (22)$$

где  $B_{\text{оч}}$  – балансовые запасы выемочного участка, для очистных работ, т.

График подготовки, нарезки и отработки выемочной единицы.

Выработка	L (V), м (м <sup>3</sup> )	v, м (м <sup>3</sup> )/мес	t, мес	Месяцы			
				1	2	3	4
ГПВ							
Орты-заезды	10	60	0,17	■			
НВ							
Вентиляционно-ходовой восстающий	47,3	40	1,2	■	■		
Очистная выемка	–	–	–	■	■	■	■

Рисунок 3.6 – График организации работ в выемочной единице

Месячная производительность выемочной единицы

$$P_6 = \frac{D_{\text{сop}} + D_{\text{нар}}}{t_{\text{о.в}}} = \frac{3288 + 718}{4,8} = 834,6 \text{ т/мес.}, \quad (23)$$

где  $D_{\text{нар}}$  – количество рудной массы, получаемой из нарезных выработок, т.

Производительность труда забойного рабочего

$$P_{3.p} = \frac{T_{\text{см}} + M_{\text{дп}}}{\sum Z_T} = \frac{10 + 34}{28,6} = 250,7 \text{ т/чел. см.}, \quad (24)$$

где  $T_{\text{см}}$  – продолжительность смены, час;  $\sum Z_T$  – суммарные трудозатраты на цикл очистной выемки, чел. час.

Трудозатраты на проведение выработок

$$Z_{\text{п}} = N_{\text{зв}} \cdot t \cdot N_{\text{см}} \cdot N_{\text{рд}} = 1 \cdot 3 \cdot 2 \cdot 28 = 168 \text{ чел. см.}, \quad (25)$$

где  $N_{\text{зв}}$  – количество рабочих в звене, чел.;  $t$  – продолжительность проведения выработок, мес.;  $N_{\text{см}}$  – количество смен в сутки.

Производительность труда по системе разработки

$$P_c = \frac{D_6}{(Z_{\text{п}} + N_{\text{цикл}} \cdot \sum Z_T)} = \frac{4006}{(168 + 97 \cdot 28,6)} = 2802 \text{ т/чел. см.} \quad (26)$$

Количество выемочных единиц в очистной выемке, при  $A_T = 49,3$  тыс.

т составит

$$N_6 = \frac{A_T}{(P_6 \cdot 12)} = \frac{49300}{(834,6 \cdot 12)} \approx 5 \text{ блок.} \quad (27)$$

Количество выемочных единиц в одновременной подготовке

$$N_{\text{п}} = \frac{N_6 \cdot t_{\text{п}}}{t_{\text{о.в}}} = \frac{2 \cdot 0,17}{4,8} \approx 1 \text{ блок,} \quad (28)$$

где  $t_{\text{п}}$  – продолжительность подготовки блока, мес.

Во время отработки 5 выемочных единиц должны последовательно подготавливаться новых 1.

## 4. ЭКОНОМИЧНОСТЬ И БЕЗОПАСНОСТЬ.

### 4.1. Вентиляция

Для обеспечения свежим воздухом подземных горных работ на руднике (участок Восточный) принят нагнетательный способ проветривания при помощи главной вентиляторной установки. Схема проветривания – фланговая.

Свежий воздух в рудник подается от ГВУ через ВХВ и далее по транспортному штреку поступает на горизонты рудника до гор. -250 м.

Исходящая струя с горизонтов выдается через каскад фланговых ВХВ и транспортного уклона и выбрасывается на поверхность.

Проветривание очистных забоев осуществляется за счет общешахтной депрессии, проветривание забоев ГКР, ГПР и НР осуществляется с помощью вентиляторов местного проветривания.

Количество свежего воздуха, необходимого для проветривания рудника, определяется в соответствии со следующими нормативными документами и методиками:

- временной инструкцией по расчету количества воздуха, необходимого для рудных шахт. МЦМ, Управление охраны труда и ТБ; М., 1983;

- Федеральными нормами и правилами в области промышленной безопасности «Правила безопасности при ведении горных работ и переработке твердых полезных ископаемых» (утв. Приказом Ростехнадзора от 11.12.2013 г. №599);

- нормами технологического проектирования горнодобывающих предприятий с подземным способом разработки. ВНТП 13-2-93, Гипроруда, СПб., 1993.

Расчеты необходимого количества воздуха производятся по следующим факторам:

- по наибольшему числу людей, занятых одновременно на подземных работах;

- по газам, образующимся при производстве взрывных работ;

- по вредным компонентам выхлопных газов, выделяющихся при применении оборудования с двигателями внутреннего сгорания;

- по минимальной скорости движения воздуха.

При этом к учету принимается наибольшее количество воздуха, полученное при расчете по вышеуказанным факторам. Возможность пропуска расчетного количества воздуха по выработкам проверяется по допустимым скоростям движения воздуха в выработках.

Согласно «Временной инструкции по расчету количества воздуха, необходимого для проветривания рудных шахт», ВНТП 13-2-93 (п. 4.21.7.) а также п. 155 ФНиП потребное количество воздуха для проветривания рудника определяется по принципу от частного к общему: производится расчет количества воздуха для отдельных забоев с последующим его

					СФУ ИГДГиГ ДР -21.05.04.02-101065	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		52

суммированием по выемочным блокам, горизонтам и руднику в целом, с учетом утечек и неравномерности распределения.

Расчет воздуха для двух систем разработок:

1) Система разработки с магазинированием руды с последующей закладкой;

2) Система разработки с отдельной выемкой и закладкой вмещающими породами.

По наибольшему числу людей, занятых одновременно на подземных работах

Расчет производится по формуле:

$$Q_3 = 6 \cdot N, \text{ м}^3/\text{мин}, \quad (29)$$

где  $N$  – наибольшее число людей, одновременно работающих в очистной выработке; чел.

Результаты расчета приведены в табл. 4.1.

Таблица 4.1 – Результаты расчета по наибольшему числу людей участок Восточный [изъяты данные таблицы]

Описание параметра	Единица измерения	Типы выработок	
		1	2
Наибольшее число людей, занятых одновременно в максимальную смену	чел.		
Количество воздуха на число людей, занятых одновременно в максимальную смену (по ФНиП)	м <sup>3</sup> /мин		
Потребное количество воздуха	м <sup>3</sup> /с		

Определение расхода воздуха для проветривания очистных забоев.

Расход воздуха по пылевому фактору:

$$Q_{\text{оч}} = 60 \cdot V_{\text{min}} \cdot S, \text{ м}^3/\text{мин}, \quad (30)$$

$$1) Q_{\text{оч}} = 60 \cdot 0,35 \cdot 1,6 = 33,6, \text{ м}^3/\text{мин},$$

$$2) Q_{\text{оч}} = 60 \cdot 0,21 \cdot 3,5 = 45, \text{ м}^3/\text{мин},$$

где  $S$  – площадь поперечного сечения очистной выработки, м<sup>2</sup>;  $V_{\text{min}}$  – минимальная скорость движения воздуха, м/с

$$V_{\text{min}} = 0,1 \cdot \frac{P}{S}, \text{ м/с}, \quad (31)$$

$$V_{\text{min}} = 0,1 \cdot \frac{5,6}{1,6} = 0,35, \text{ м/с},$$

$$V_{\text{min}} = 0,1 \cdot \frac{7,5}{3,5} = 0,21, \text{ м/с},$$

где  $P$  – периметр выработки, м.

По фактору разжижения вредных компонентов выхлопных газов, выделяющихся при работе машин с двигателями внутреннего сгорания

В соответствии с п.154 и п.335 ФНиП ПБ количество свежего воздуха, подаваемого в выработки, где работают машины с ДВС, должно обеспечить содержание кислорода в воздухе не менее 20 % (по объему). Концентрация вредных продуктов, с учетом выхлопа машин в рудничной зоне, не должна превышать величин, указанных в настоящих Правилах.

Воздух в действующих подземных выработках не должен содержать ядовитых газов (паров) больше предельно допустимой концентрации, приведенных в табл. 4.2.

					СФУ ИГДГиГ ДР -21.05.04.02-101065	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		53

Таблица 4.2 – Предельно допустимое содержание ядовитых газов (паров) в воздухе рабочей зоны [изъяты данные таблицы]

Наименование ядовитых газов (паров)	Формула	Предельно допустимая концентрация газа в действующих выработках шахт	
		% по объему	мг/м <sup>3</sup>
Оксись углерода (оксид углерода)	CO		
Оксиды азота (оксиды азота) в пересчете на NO <sub>2</sub>	NO <sub>2</sub>		
Сернистый газ (диоксид серы, сернистый ангидрид)	SO <sub>2</sub>		
Сероводород	H <sub>2</sub> S		
Акролеин	C <sub>3</sub> H <sub>4</sub> O		
Формальдегид	CH <sub>2</sub> O		

Расход воздуха по выделению газов ДВС

$$Q_{\text{оч}} = q \cdot k_{\text{н}} \cdot \Sigma M, \text{ м}^3/\text{мин}, \quad (32)$$

$$1) Q_{\text{оч}} = 6,8 \cdot 1 \cdot 63 = 428, \text{ м}^3/\text{мин},$$

$$2) Q_{\text{оч}} = 6,8 \cdot 1 \cdot 63 = 428, \text{ м}^3/\text{мин},$$

где  $q$  – норма подачи свежего воздуха на 1 кВт мощности, м<sup>3</sup>/мин;  $k_{\text{н}}$  – коэффициент неравномерности работы машин;  $\Sigma M$  – суммарная мощность машин, работающих в блоке одновременно, кВт.

Расход воздуха по газам ВВ в слоевых системах разработки

$$Q_{\text{оч}} = \frac{5}{t} \cdot \sqrt{A \cdot v \cdot V_{3.0}}, \text{ м}^3/\text{мин}, \quad (33)$$

$$1) Q_{\text{оч}} = \frac{5}{30} \cdot \sqrt{32 \cdot 100 \cdot 393} = 185, \text{ м}^3/\text{мин},$$

$$2) Q_{\text{оч}} = \frac{5}{30} \cdot \sqrt{83 \cdot 100 \cdot 1651} = 616, \text{ м}^3/\text{мин},$$

где  $t$  – время на проветривание, мин;  $A$  – масса одновременно взрывающегося ВВ, кг;  $v$  – удельное образование ядовитых газов ВВ в пересчете на условную окись азота, л/кг;  $V_{3.0}$  – объем зоны отброса газов ВВ при взрывании, м<sup>3</sup>

$$V_{3.0} = \frac{k_{\text{у.в}} \cdot A \cdot v_{\text{а}}^2 \cdot p_{\text{ВВ}}}{l_{\text{ш}} \cdot s \cdot k_{\text{р}}}, \text{ м}^3, \quad (34)$$

$$1) V_{3.0} = \frac{0,12 \cdot 32 \cdot 0,7^2 \cdot 1000}{2 \cdot 1,6 \cdot 1,5} = 393, \text{ м}^3,$$

$$2) V_{3.0} = \frac{0,12 \cdot 83 \cdot 0,7^2 \cdot 1000}{1,5 \cdot 1,6 \cdot 1,5} = 1651, \text{ м}^3,$$

где  $p_{\text{ВВ}}$  – плотность ВВ в зарядах, кг/м<sup>3</sup>;  $l_{\text{ш}}$  – длина шнура или толщина отбываемого слоя, м;  $k_{\text{р}}$  – коэффициент разрыхления руды;  $k_{\text{у.в}}$  – коэффициент ударной вязкости

$$k_{\text{у.в}} = \mu \cdot c \cdot A \cdot v_{\text{а}}, \quad (35)$$

$$1) k_{\text{у.в}} = 16,8 \cdot 10^{-6} \cdot 330 \cdot 32 \cdot 0,7 = 0,12,$$

$$2) k_{\text{у.в}} = 16,8 \cdot 10^{-6} \cdot 330 \cdot 83 \cdot 0,7 = 0,32,$$

где  $\mu$  – динамическая вязкость воздуха, Па·с;  $c$  – скорость звука, м/с;  $v_{\text{а}}$  – удельное образование всех газов ВВ (0,35-1), м<sup>3</sup>/кг.

Таблица 4.3 – Определение расхода воздуха для проветривания очистных забоев [изъяты данные таблицы]

Факторы	На забой, м <sup>3</sup> /мин		Кол-во забоев		Общий расход, м <sup>3</sup> /мин	
	1	2	1	2	1	2
Расход воздуха по пылевому фактору						
Расход воздуха по газам ДВС						
Расход воздуха по газам ВВ:						
- в слоевых системах разработки						
Принимаемый расход воздуха по очистным работам						

Таблица 4.4 – Проверка сечения выработок по максимальной допустимой скорости движения воздуха [изъяты данные таблицы]

Факторы	Ед. изм.	1	2
Минимальная площадь сечения очистной выработки, м <sup>2</sup>	$S_{min}$		
Максимально допустимый расход воздуха, м <sup>3</sup> /мин	$Q_{max}$		

Определение расхода воздуха для проветривания нарезных и подготовительных забоев

Расход воздуха по пылевому фактору

$$Q_{оч} = 60 \cdot V_{min} \cdot S, \text{ м}^3/\text{мин}, \quad (36)$$

$$1) Q_{оч} = 60 \cdot 0,15 \cdot 6,4 = 57,6, \text{ м}^3/\text{мин},$$

$$2) Q_{оч} = 60 \cdot 0,15 \cdot 6,4 = 57,6, \text{ м}^3/\text{мин},$$

где  $S$  – площадь поперечного сечения очистной выработки, м<sup>2</sup>;  $V_{min}$  – минимальная скорость движения воздуха, м/с.

Способ проветривания – нагнетательный. Высота выработки – 2,73 м, ширина выработки – 2,5 м.

Расход воздуха по выделению газов ДВС будет таким же, как и при расчете расхода воздуха по пылевому фактору.

Расход воздуха по газам ВВ при нагнетательном проветривании

$$Q_{В} = \frac{2,3}{k_T \cdot t} \cdot (A \cdot V \cdot S^2 \cdot L_{3,0})^{1/3}, \text{ м}^3/\text{мин}, \quad (37)$$

$$1) Q_{В} = \frac{2,3}{0,7 \cdot 30} \cdot (32 \cdot 100 \cdot 1,6^2 \cdot 716)^{1/3} = 20, \text{ м}^3/\text{мин},$$

$$2) Q_{В} = \frac{2,3}{0,7 \cdot 30} \cdot (83 \cdot 100 \cdot 3,5^2 \cdot 1375)^{1/3} = 57, \text{ м}^3/\text{мин},$$

где  $k_T$  – коэффициент турбулентной диффузии свободной струи;  $L_{3,0}$  – длина зоны отброса газов ВВ при взрывании, м

$$L_{3,0} = \frac{k_{у.в} \cdot A \cdot V_a^2 \cdot p_{ВВ}}{l_{ш} \cdot S^2 \cdot k_p}, \text{ м}, \quad (38)$$

$$1) L_{3,0} = \frac{0,17 \cdot 32 \cdot 1^2 \cdot 1000}{2 \cdot 1,6^2 \cdot 1,5} = 716, \text{ м},$$

$$2) L_{3,0} = \frac{0,46 \cdot 83 \cdot 1^2 \cdot 1000}{1,5 \cdot 3,5^2 \cdot 1,5} = 1375, \text{ м},$$

где  $k_{у.в}$  – коэффициент ударной вязкости;

$$k_{у.в} = \mu \cdot c \cdot A \cdot V_a, \quad (39)$$

$$1) k_{у.в} = 16,8 \cdot 10^{-6} \cdot 330 \cdot 32 \cdot 1 = 0,17,$$

$$2) k_{у.в} = 16,8 \cdot 10^{-6} \cdot 330 \cdot 83 \cdot 1 = 0,46,$$



Таблица 4.5 – Определение расхода воздуха для проветривания нарезных и подготовительных забоев [изъяты данные таблицы]

Факторы	На забой, м <sup>3</sup> /мин		Кол-во забоев		Общий расход, м <sup>3</sup> /мин	
	1	2	1	2	1	2
Расход воздуха по пылевому фактору						
Расход воздуха по газам ДВС						
Расход воздуха по газам ВВ:						
- при нагнетательном проветривании						
Принимаемый расход воздуха по очистным работам						

Таблица 4.6 – Расчет расхода воздуха шахты [изъяты данные таблицы]

Факторы	Ед. изм.	Формула	1	2
Расход воздуха для проветривания очистных забоев	$Q_{оч.уч}$			
Расход воздуха для проветривания подготовительно-нарезных забоев	$Q_{п.уч}$			
Расход воздуха для проветривания технологических камер	$Q_{т.к}$			
Расход воздуха для проветривания транспортных выработок	$Q_{тр}$			
Расход воздуха для проветривания поддерживаемых выработок	$Q_{п.в}$			
Количество рабочих горизонтов	$n$			
Коэффициент учитывающий утечки воздуха в пределах выемочного участка	$k_{в.у}$			
Коэффициент учитывающий утечки воздуха на квершлагах	$k_k$			
Коэффициент учитывающий неравномерность распределения воздуха по горизонтам	$k_n$			
Суммарный расход воздуха, м <sup>3</sup> /мин	$\Sigma Q$	$\Sigma Q = n \cdot ((k_{в.у} \cdot Q_{оч.уч}) + Q_{п.уч} + Q_{п.в} + Q_{тр}) \cdot k_k$		

### Количество воздуха, необходимое для проветривания рудника

В табл. 4.7 представлены значения количества воздуха по максимальному расходу, необходимого для проветривания рудника.

Таблица 4.7 – Количества воздуха, необходимого для проветривания рудника. Участок Восточный [изъяты данные таблицы]

Условное обозначение	Описание параметра	Единица измерения	Значение
$k_n$	Коэффициент, учитывающий неравномерность распределения воздуха		
$Q_{в.бл}$	Сумма количеств воздуха, необходимых для проветривания выемочных блоков	м <sup>3</sup> /с	
$Q_{п.в}$	Суммарная потребность воздуха для обособленного проветривания транспортных выработок	м <sup>3</sup> /с	
$Q_k$	Суммарная потребность воздуха для обособленного проветривания камер	м <sup>3</sup> /с	
$Q_{ш}$	Общее количество воздуха для проветривания рудника	м <sup>3</sup> /с	

## Расчет производительности установки главного проветривания шахты

Дебит вентилятора рассчитывается по формуле:

$$Q_B = k_B \cdot Q_{ш}, \text{ м}^3/\text{мин}, \quad (40)$$

где  $k_B$  – коэффициент, учитывающий внешние утечки воздуха; можно принимать равным 1,20 при установке вентиляторов на скиповых стволах; 1,15 – на клетевых стволах и штольнях; 1,10 – на стволах и штольнях, не используемых для подъема и откатки; 1,05 – на вентиляционных шурфах и восстающих.

Действующие вентиляторные установки должны иметь резерв производительности не менее 10 %, а при выборе новых вентиляторов резерв производительности должен составлять не менее 20 %.

Результаты расчета производительности вентилятора ГВУ представлены в табл. 4.8.

Таблица 4.8 – Расчет производительности вентилятора ГВУ. Участок Восточный [изъяты данные таблицы]

Условное обозначение	Описание параметра	Единица измерения	Значение
$k_B$	Коэффициент, учитывающий внешние утечки воздуха		
$Q_{ш}$	Общее количество воздуха подаваемого ГВУ в рудник		
	Резерв производительности нового вентилятора		
$Q_{ш}$	Производительность вентилятора ГВУ		

Таблица 4.9 – Расчет депрессии рудника для наиболее протяженного маршрута в период максимального развития горных работ [изъяты данные таблицы]

Номера участков направления	Наименование выработок	Аэродинамические параметры выработок				$R_{гр}, \text{Па} \cdot \text{с}^2 / \text{м}^6$	Расход воздуха, $\text{м}^3 / \text{с}$		Депрессия выработки направления, Па	Скорость воздуха, м/с
		$\alpha, \text{Па} \cdot \text{с}^2 / \text{м}^2$	L, м	S, $\text{м}^2$	P, м		в начале участка	в конце участка		
0	Калориферная									
1-2	Вентиляционно-ходовой восстающий									
2-3	Орт									
3-4	Транспортный штрек									
4-5	Транспортный уклон									
4-6	Транспортный штрек									
6-7	Орт									
7-8	Вентиляционно-ходовой восстающий									
Коэффициент, учитывающий потери в общешахтных выработках (1,1-1,5)										
Итого										

## Расчет депрессии рудника

Аэродинамическое сопротивление вентиляционной сети на данный период отработки

$$R_{шт} = \frac{h_{шт}}{Q_{шт}^2} = \frac{3,8}{33,4^2} = 0,003. \quad (41)$$

Эквивалентное отверстие, (А, м<sup>2</sup>):

$$A = \frac{0,38 \cdot Q_{шт}}{\sqrt{h_{шт}}} = \frac{0,38 \cdot 33,4}{\sqrt{503}} = 0,6 \text{ м}^2. \quad (42)$$

Рисунок 4.1 – Аэродинамическая характеристика вентиляторов.

Рабочая точка  $Q_{шт} = 33,4 \text{ м}^3/\text{с}$ ,  $h_{шт} = 503 \text{ Па}$ . [изъят рисунок]

Таким образом, согласно рабочей характеристики вентиляторов (рис. 4.1), для обеспечения рудника свежим воздухом в количестве  $33,4 \text{ м}^3/\text{с}$ , при депрессии  $503 \text{ Па}$  возможно применение вентилятора главного проветривания типа ВО-14А.

## 4.2. Себестоимость по системе разработки

Расчет прямых затрат [8] по системе разработки с магазинированием руды блоками с последующей закладкой.

Таблица 4.10 – Статья «Вспомогательные материалы» [изъяты данные таблицы]

Наименование	Норма расхода, ед./м <sup>3</sup>	Объем работ	Суммарный расход	Цена руб/ед.	Сумма расходов, руб
Материал расходуется на 1 м <sup>3</sup> балансовых запасов, погашаемых собственно очистными работами					
Взрывчатое вещество					
Электродетонатор					
Электрические провода (100 м на цикл)					
Материал расходуется на 1 м шпура					
Сталь буровая					
Коронки					
Материал расходуется на 1 м <sup>2</sup> обнаженного массива (крепиться 5 % от обнажения, составляющего 5000 м <sup>2</sup> )					
Лес					
Итого					
Прочие неучтенные, 10 %					
Всего					

Расход детонаторов определен при известном удельном объеме бурения (2,3 м/м<sup>3</sup>) и длине шпура 2 м. Тогда расход детонаторов  $2,4/2 = 1,15$  шт/м<sup>3</sup>.

<sup>2</sup> Величина расхода определена как отношение длины проводов к объему запасов, отбиваемых за цикл (27 м<sup>3</sup>) и равна  $100/27=3,7$  м/м<sup>3</sup>.

<sup>3</sup> Расход коронок и буровой стали принят по Нормам технологического проектирования (исходя из крепости руды и диаметра шпура).

<sup>4</sup> Расход анкеров и леса определяется в паспорте крепления.

Таблица 4.11 – Статья «Энергия на технологические цели» [изъяты данные таблицы]

Наименование, потребители	Норма расхода, ед./час	Время выполнения работ, час	Суммарный расход	Цена, руб/ед.	Сумма расходов, руб
Сжатый воздух					
Итого					
Прочие неучтенные, 5 %					
Всего					

Таблица 3.7 – Статья «Топливо на технологические цели» [изъяты данные таблицы]

Наименование, потребители	Норма расхода, ед./час	Время выполнения работ, час	Суммарный расход	Цена, руб/ед.	Сумма расходов, руб
Сжатый воздух					
Итого					
Прочие неучтенные, 5 %					
Всего					

Таблица 4.12 – Статья «Основная заработная плата» [изъяты данные таблицы]

Процесс	Норма времени, чел. ч	Объем работ	Трудоемкость, чел. час	Тарифная ставка, руб/час (согласно разряда)	Зар. плата по тарифным ставкам, руб
Доставка, погрузка					
Бурение					
Заряжание, взрывание					
Итого					
Прочие неучтенные, 5 %					
Всего					
Сдельный приработок, 10 %					
Доплата за работу ночью, 20 %					
Премия, 30 %					
Итого с доплатами					
Районный коэффициент, 1,6					
Северный коэффициент, 1,6					
Всего по Основной заработной плате с коэффициентами $Q_{зп}$					

Дополнительная заработная плата определена для условий продолжительности отпуска  $T_{отп} = 54$  дня, количества невыходов по болезни  $T_{рн} = 10$ , 7 дневной рабочей неделе на руднике, что означает  $T_{в} = 104$  выходных дня в год.

Эффективный фонд рабочего времени в таком случае составляет  
 $T_э = 365 - T_{отп} - T_{рн} - T_{в} = 365 - 54 - 10 - 104 = 197$  дней. (43)

Коэффициент дополнительной заработной платы равен  
 $d = \frac{T_{отп}}{T_э} = \frac{54}{197} = 0,274$ . (44)

Дополнительная заработная плата составляет  
 $D_{зп} = Q_{зп} \cdot d = 1030068,5 \cdot 0,274 = 282353,8$  руб. (45)

Таблица 4.13 – Статья «Амортизация оборудования» [изъяты данные таблицы]

Оборудование	Годовая норма амортизационных отчислений, %	Время работы оборудования в блоке, лет	Норма отчислений на выемочную единицу, %	Стоимость оборудования, руб	Сумма расходов, руб
Итого					
Прочие неучтенные, 5 %					
Всего					

Таблица 4.14 – Статья «Затраты на выработки» [изъяты данные таблицы]

Выработки	Объем, м <sup>3</sup>	Стоимость, руб/м <sup>3</sup>	Сумма расходов, руб
ГПР			
Итого ГПР			
НР			
Вентиляционно-ходовой восстающий			
Итого НР			

Аналогично были посчитаны себестоимость для всех вариантов и данные сведены в таблицы 4.15-4.20.

					СФУ ИГДГиГ ДР -21.05.04.02-101065	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		62

Таблица 4.15 – Статья «Калькуляция прямых затрат по системе разработки» при мощности 0,5 м [изъяты данные таблицы]

Статья затрат	Всего, руб	%
1. Вспомогательные материалы		
2. Энергия на технологические цели		
3. Топливо на технологические цели		
4. Основная заработная плата ( $Q_{зп}$ )		
5. Дополнительная заработная плата ( $D_{зп}$ )		
6. Единый социальный налог 36,5 % от $Q_{зп} + D_{зп}$		
7. Амортизационные отчисления		
Итого по собственно очистным работам		
Затраты на нарезные выработки		
Затраты на горно-подготовительные выработки		
Всего затрат на блок		
Себестоимость по системе разработки (Франко-Люк)		

Таблица 4.16 – Статья «Калькуляция прямых затрат по системе разработки» при мощности 0,3 м [изъяты данные таблицы]

Статья затрат	Всего, руб	%
1. Вспомогательные материалы		
2. Энергия на технологические цели		
3. Топливо на технологические цели		
4. Основная заработная плата ( $Q_{зп}$ )		
5. Дополнительная заработная плата ( $D_{зп}$ )		
6. Единый социальный налог 36,5 % от $Q_{зп} + D_{зп}$		
7. Амортизационные отчисления		
Итого по собственно очистным работам		
Затраты на нарезные выработки		
Затраты на горно-подготовительные выработки		
Всего затрат на блок		
Себестоимость по системе разработки (Франко-		

Люк)

Таблица 4.17 – Статья «Калькуляция прямых затрат по системе разработки» при мощности 0,4 м [изъяты данные таблицы]

Статья затрат	Всего, руб	%
1. Вспомогательные материалы		
2. Энергия на технологические цели		
3. Топливо на технологические цели		
4. Основная заработная плата ( $Q_{зп}$ )		
5. Дополнительная заработная плата ( $D_{зп}$ )		
6. Единый социальный налог 36,5 % от $Q_{зп} + D_{зп}$		
7. Амортизационные отчисления		
Итого по собственно очистным работам		
Затраты на нарезные выработки		
Затраты на горно-подготовительные выработки		
Всего затрат на блок		
Себестоимость по системе разработки (Франко-Люк)		

Таблица 4.18 – Статья «Калькуляция прямых затрат по системе разработки» при мощности 0,6 м [изъяты данные таблицы]

Статья затрат	Всего, руб	%
1. Вспомогательные материалы		
2. Энергия на технологические цели		
3. Топливо на технологические цели		
4. Основная заработная плата ( $Q_{зп}$ )		
5. Дополнительная заработная плата ( $D_{зп}$ )		
6. Единый социальный налог 36,5 % от $Q_{зп} + D_{зп}$		
7. Амортизационные отчисления		
Итого по собственно очистным работам		
Затраты на нарезные выработки		
Затраты на горно-подготовительные выработки		
Всего затрат на блок		



Себестоимость по системе разработки (Франко-Люк)

--

Изм.	
Лист	
№ докум.	
Подпись	
Дата	

СФУ ИГД ИГ ДР-21.05.04.02-101065

Лист

63

Таблица 4.19 – Статья «Калькуляция прямых затрат по системе разработки» при мощности 0,7 м [изъяты данные таблицы]

Статья затрат	Всего	%
1. Вспомогательные материалы		
2. Энергия на технологические цели		
3. Топливо на технологические цели		
4. Основная заработная плата ( $Q_{зп}$ )		
5. Дополнительная заработная плата ( $D_{зп}$ )		
6. Единый социальный налог 36,5 % от $Q_{зп} + D_{зп}$		
7. Амортизационные отчисления		
Итого по собственно очистным работам		
Затраты на нарезные выработки		
Затраты на горно-подготовительные выработки		
Всего затрат на блок		
Себестоимость по системе разработки (Франко-Люк)		

Таблица 4.20 – Статья «Калькуляция прямых затрат по системе разработки» при мощности 0,8 м [изъяты данные таблицы]

Статья затрат	Всего	%
1. Вспомогательные материалы		
2. Энергия на технологические цели		
3. Топливо на технологические цели		
4. Основная заработная плата ( $Q_{зп}$ )		
5. Дополнительная заработная плата ( $D_{зп}$ )		
6. Единый социальный налог 36,5 % от $Q_{зп} + D_{зп}$		
7. Амортизационные отчисления		
Итого по собственно очистным работам		
Затраты на нарезные выработки		
Затраты на горно-подготовительные выработки		
Всего затрат на блок		
Себестоимость по системе разработки (Франко-Люк)		

Расчет прямых затрат по системе разработки с отдельной выемкой и закладкой вмещающими породами.

Таблица 4.21 – Статья «Вспомогательные материалы» [изъяты данные таблицы]

Наименование	Норма расхода, ед./м <sup>3</sup>	Объем работ	Суммарный расход	Цена руб/ед.	Сумма расходов, руб
Материал расходуется на 1 м <sup>3</sup> балансовых запасов, погашаемых собственно очистными работами					
Взрывчатое вещество					
Электродетонатор					
Электрические провода (100 м на цикл)					
Материал расходуется на 1 м шпура					
Сталь буровая					
Коронки					
Материал расходуется на 1 м <sup>3</sup> рудной массы					
Трос					
Блочки					
Скребок					
Материал расходуется на 1 м <sup>2</sup> обнаженного массива (крепиться 5 % от обнажения, составляющего 5000 м <sup>2</sup> )					
Лес					
Итого					
Прочие неучтенные, 10 %					
Всего					

Расход детонаторов определен при известном удельном объеме бурения (2,3 м/м<sup>3</sup>) и длине шпура 2 м. Тогда расход детонаторов  $2,4/2 = 1,15$  шт/м<sup>3</sup>.

<sup>2</sup> Величина расхода определена как отношение длины проводов к объему запасов, отбиваемых за цикл (27 м<sup>3</sup>) и равна  $100/27=3,7$  м/м<sup>3</sup>.

<sup>3</sup> Расход коронок и буровой стали принят по Нормам технологического проектирования (исходя из крепости руды и диаметра шпура).

<sup>4</sup> Расход анкеров и леса определяется в паспорте крепления.

Таблица 4.22 – Статья «Энергия на технологические цели» [изъяты данные таблицы]

Наименование, потребители	Норма расхода, ед./час	Время выполнения работ, час	Суммарный расход	Цена, руб/ед.	Сумма расходов, руб
Сжатый воздух					
Электроэнергия					
Итого					
Прочие неучтенные, 5 %					
Всего					

Таблица 4.23 – Статья «Топливо на технологические цели» [изъяты данные таблицы]

Наименование, потребители	Норма расхода, ед./час	Время выполнения работ, час	Суммарный расход	Цена, руб/ед.	Сумма расходов, руб
Сжатый воздух					
Итого					
Прочие неучтенные, 5 %					

Всего	
-------	--

Таблица 4.24 – Статья «Основная заработная плата» [изъяты данные таблицы]

Процесс	Норма времени, чел. ч	Объем работ	Трудоемкость, чел. час	Тарифная ставка, руб/час (согласно разряда)	Зар. плата по тарифным ставкам, руб
Доставка, погрузка					
Бурение					
Заряжание, взрывание					
Итого					
Прочие неучтенные, 5 %					
Всего					
Сдельный приработок, 10 %					
Доплата за работу ночью, 20 %					
Премия, 30 %					
Итого с доплатами					
Районный коэффициент, 1,6					
Северный коэффициент, 1,6					
Всего по Основной заработной плате с коэффициентами $Q_{зп}$					

Дополнительная заработная плата определена для условий продолжительности отпуска  $T_{отп} = 54$  дня, количества невыходов по болезни  $T_{рн} = 10$ , 7 дневной рабочей неделе на руднике, что означает  $T_{в} = 104$  выходных дня в год.

Эффективный фонд рабочего времени в таком случае составляет

$$T_3 = 365 - T_{отп} - T_{рн} - T_{в} = 365 - 54 - 10 - 104 = 197 \text{ дней.} \quad (46)$$

Коэффициент дополнительной заработной платы равен

$$d = \frac{T_{отп}}{T_3} = \frac{54}{197} = 0,274. \quad (47)$$

Дополнительная заработная плата составляет

$$D_{зп} = Q_{зп} \cdot d = 3550310,4 \cdot 0,274 = 973181,5 \text{ руб.} \quad (48)$$

Таблица 4.25 – Статья «Амортизация оборудования» [изъяты данные таблицы]

Оборудование	Годовая норма амортизационных отчислений, %	Время работы оборудования в блоке, лет	Норма отчислений на выемочную единицу, %	Стоимость оборудования, руб	Сумма расходов, руб
Итого					
Прочие неучтенные, 5 %					
Всего					

Таблица 4.26 – Статья «Затраты на выработки» [изъяты данные таблицы]

Выработки	Объем, м <sup>3</sup>	Стоимость, руб/м <sup>3</sup>	Сумма расходов, руб
ГПР			
Орты-заезды			
Итого ГПР			
НР			
Вентиляционно-ходовой восстающий			
Итого НР			

Аналогично были посчитаны себестоимость для всех вариантов и  
данные сведены в таблицы 4.27-4.32.

					СФУ ИГДГиГ ДР -21.05.04.02-101065	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		66

Таблица 4.27 – Статья «Калькуляция прямых затрат по системе разработки» при мощности 0,5 м [изъятые данные таблицы]

Статья затрат	Всего, руб	%
1. Вспомогательные материалы		
2. Энергия на технологические цели		
3. Топливо на технологические цели		
4. Основная заработная плата ( $Q_{зп}$ )		
5. Дополнительная заработная плата ( $D_{зп}$ )		
6. Единый социальный налог 36,5 % от $Q_{зп} + D_{зп}$		
7. Амортизационные отчисления		
Итого по собственно очистным работам		
Затраты на нарезные выработки		
Затраты на горно-подготовительные выработки		
Всего затрат на блок		
Себестоимость по системе разработки (Франко-Люк)		

Таблица 4.28 – Статья «Калькуляция прямых затрат по системе разработки» при мощности 0,3 м [изъятые данные таблицы]

Статья затрат	Всего, руб	%
1. Вспомогательные материалы		
2. Энергия на технологические цели		
3. Топливо на технологические цели		
4. Основная заработная плата ( $Q_{зп}$ )		
5. Дополнительная заработная плата ( $D_{зп}$ )		
6. Единый социальный налог 36,5 % от $Q_{зп} + D_{зп}$		
7. Амортизационные отчисления		
Итого по собственно очистным работам		
Затраты на нарезные выработки		
Затраты на горно-подготовительные выработки		
Всего затрат на блок		
Себестоимость по системе разработки (Франко-		

Люк)

Таблица 4.29 – Статья «Калькуляция прямых затрат по системе разработки» при мощности 0,4 м [изъятые данные таблицы]

Статья затрат	Всего, руб	%
1. Вспомогательные материалы		
2. Энергия на технологические цели		
3. Топливо на технологические цели		
4. Основная заработная плата ( $Q_{зп}$ )		
5. Дополнительная заработная плата ( $D_{зп}$ )		
6. Единый социальный налог 36,5 % от $Q_{зп} + D_{зп}$		
7. Амортизационные отчисления		
Итого по собственно очистным работам		
Затраты на нарезные выработки		
Затраты на горно-подготовительные выработки		
Всего затрат на блок		
Себестоимость по системе разработки (Франко-Люк)		

Таблица 4.30 – Статья «Калькуляция прямых затрат по системе разработки» при мощности 0,6 м [изъятые данные таблицы]

Статья затрат	Всего, руб	%
1. Вспомогательные материалы		
2. Энергия на технологические цели		
3. Топливо на технологические цели		
4. Основная заработная плата ( $Q_{зп}$ )		
5. Дополнительная заработная плата ( $D_{зп}$ )		
6. Единый социальный налог 36,5 % от $Q_{зп} + D_{зп}$		
7. Амортизационные отчисления		
Итого по собственно очистным работам		
Затраты на нарезные выработки		
Затраты на горно-подготовительные выработки		
Всего затрат на блок		

Себестоимость по системе разработки (Франко-Люк)	2506 руб/т
--	------------

Изм.	
Лист	
№ докум.	
Подпись	
Дата	

СФУ ИГД ИГ ДР-21.05.04.02-101065

Таблица 4.31 – Статья «Калькуляция прямых затрат по системе разработки» при мощности 0,7 м [изъяты данные таблицы]

Статья затрат	Всего	%
1. Вспомогательные материалы		
2. Энергия на технологические цели		
3. Топливо на технологические цели		
4. Основная заработная плата ( $Q_{зп}$ )		
5. Дополнительная заработная плата ( $D_{зп}$ )		
6. Единый социальный налог 36,5 % от $Q_{зп} + D_{зп}$		
7. Амортизационные отчисления		
Итого по собственно очистным работам		
Затраты на нарезные выработки		
Затраты на горно-подготовительные выработки		
Всего затрат на блок		
Себестоимость по системе разработки (Франко-Люк)		

Таблица 4.32 – Статья «Калькуляция прямых затрат по системе разработки» при мощности 0,8 м [изъяты данные таблицы]

Статья затрат	Всего	%
1. Вспомогательные материалы		
2. Энергия на технологические цели		
3. Топливо на технологические цели		
4. Основная заработная плата ( $Q_{зп}$ )		
5. Дополнительная заработная плата ( $D_{зп}$ )		
6. Единый социальный налог 36,5 % от $Q_{зп} + D_{зп}$		
7. Амортизационные отчисления		
Итого по собственно очистным работам		
Затраты на нарезные выработки		
Затраты на горно-подготовительные выработки		
Всего затрат на блок		
Себестоимость по системе разработки (Франко-Люк)		



### 4.3. Прибыль по системе разработки

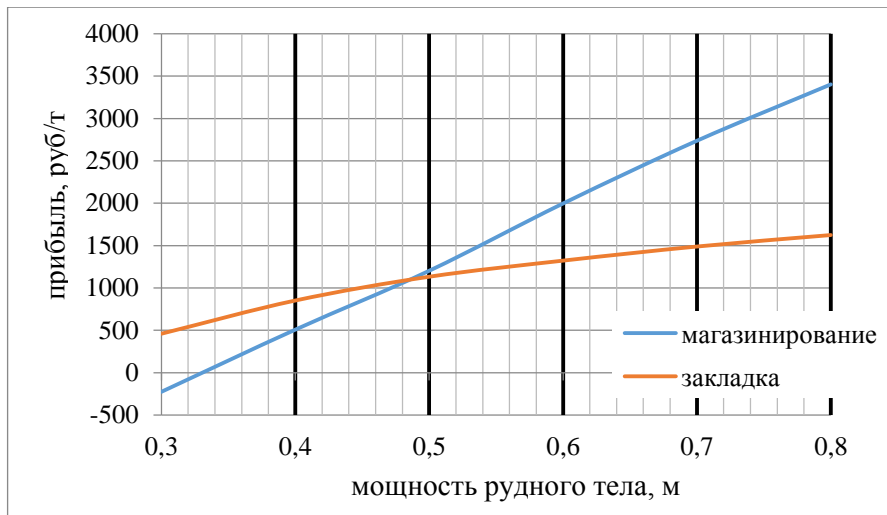
В данном разделе рассмотрена зависимость изменения прибыли от мощности рудного тела при разном содержании полезного компонента в руде и вмещающих породах, и степень эффективности систем разработки с магазинированием и отдельной выемки и закладкой для разной мощности рудных жил.

Расчет прибыли представлен в табл. 4.33 при содержании полезного компонента в руде – 7 г/т, в породе – 0 г/т. Аналогично рассчитываем при содержании полезного компонента в руде – от 7 до 60 г/т, в породе – от 0 до 2 г/т, и делаем графики зависимостей, которые представлены ниже.

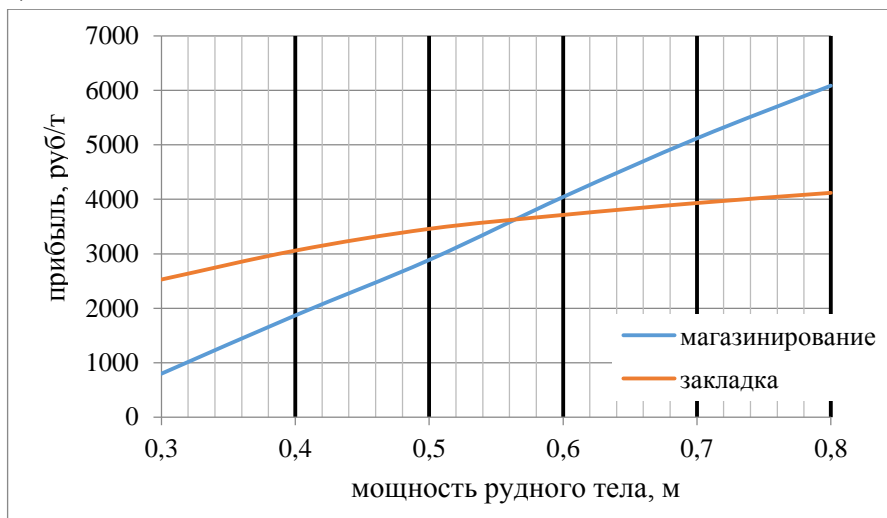
					СФУ ИГДГиГ ДР -21.05.04.02-101065	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		68



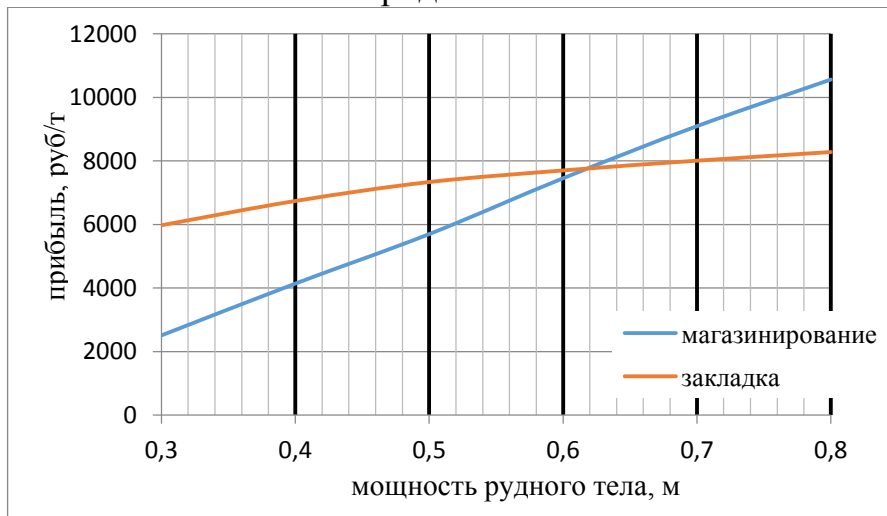
Зависимость прибыли от мощности при содержании ПК в руде – 7 г/т, в породе – 0 г/т



Зависимость прибыли от мощности при содержании ПК в руде – 10 г/т, в породе – 0 г/т

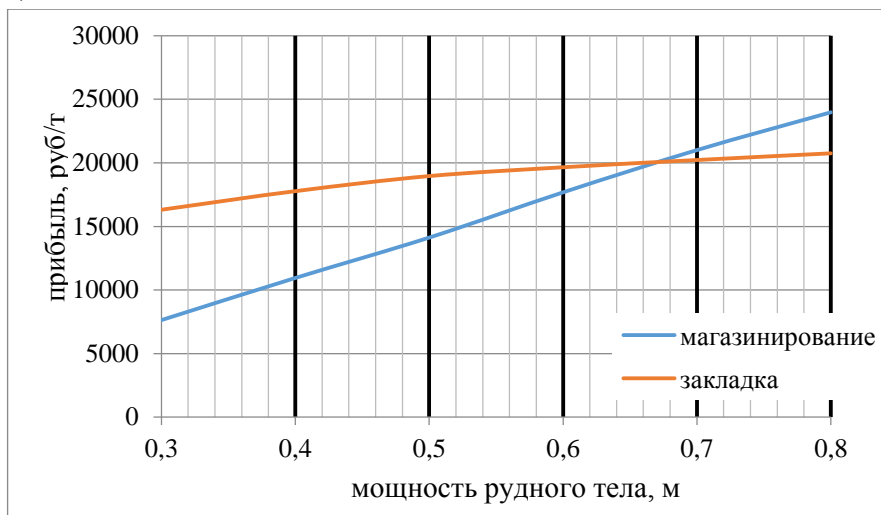


Зависимость прибыли от мощности при содержании ПК в руде – 15 г/т, в породе – 0 г/т

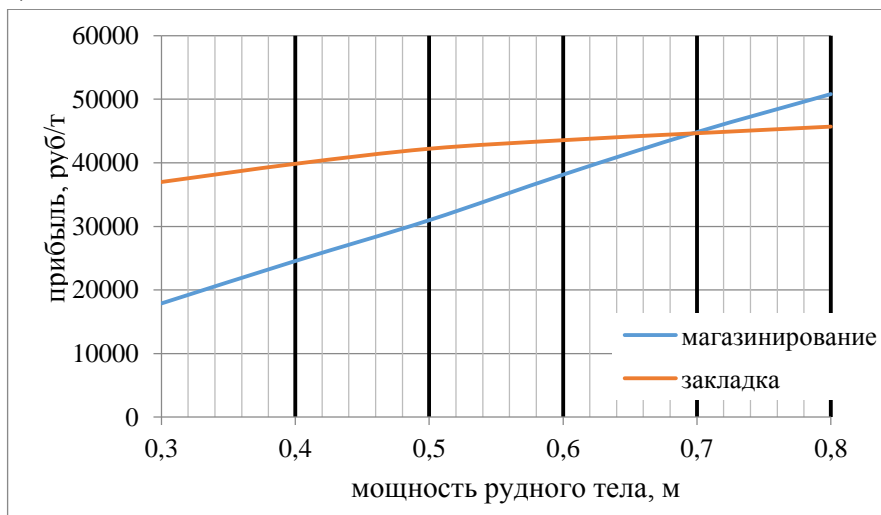


Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата
------	------	----------	---------	------

Зависимость прибыли от мощности при содержании ПК в руде – 30 г/т, в породе – 0 г/т



Зависимость прибыли от мощности при содержании ПК в руде – 60 г/т, в породе – 0 г/т



Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата

Исходя из графиков зависимости прибыли от мощности при разных содержаниях ПК в руде и в породе можно сделать выводы:

- При содержании ПК в руде – 7 г/т, в породе – 0 г/т целесообразнее применить систему с закладкой до 0,48 м, а при большей мощности применить систему с магазинированием.

- При содержании ПК в руде – 10 г/т, в породе – 0 г/т целесообразнее применить систему с закладкой до 0,56 м, а при большей мощности применить систему с магазинированием.

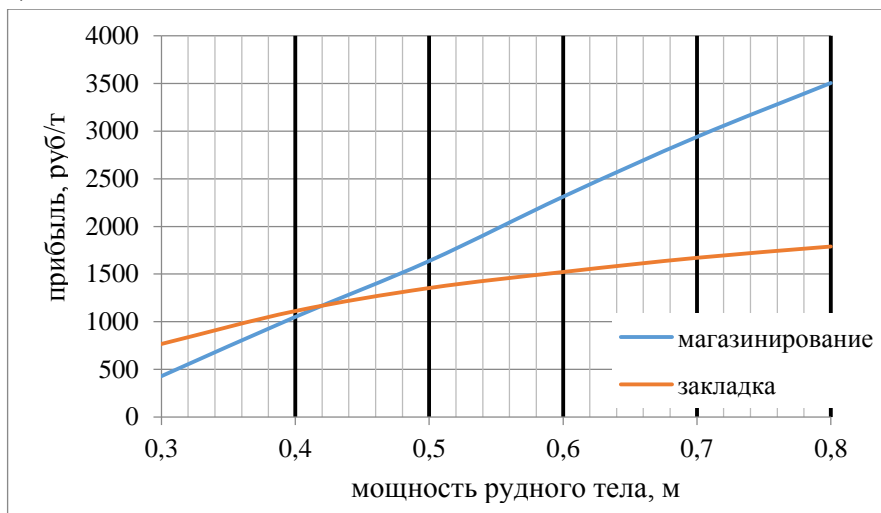
- При содержании ПК в руде – 15 г/т, в породе – 0 г/т целесообразнее применить систему с закладкой до 0,62 м, а при большей мощности применить систему с магазинированием.

- При содержании ПК в руде – 30 г/т, в породе – 0 г/т целесообразнее применить систему с закладкой до 0,66 м, а при большей мощности применить систему с магазинированием.

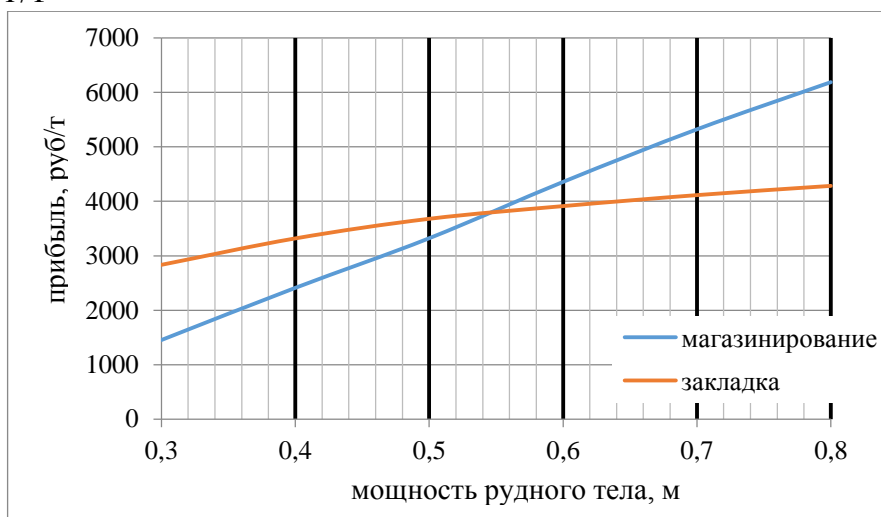
- При содержании ПК в руде – 60 г/т, в породе – 0 г/т целесообразнее применить систему с закладкой до 0,7 м, а при большей мощности применить систему с магазинированием.

					СФУ ИГДГиГ ДР -21.05.04.02-101065	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		72

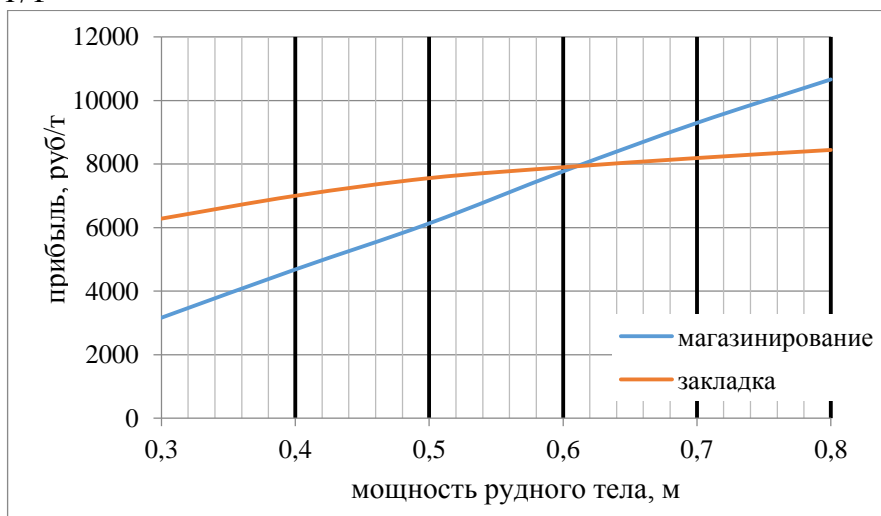
Зависимость прибыли от мощности при содержании ПК в руде – 7 г/т, в породе – 1 г/т



Зависимость прибыли от мощности при содержании ПК в руде – 10 г/т, в породе – 1 г/т

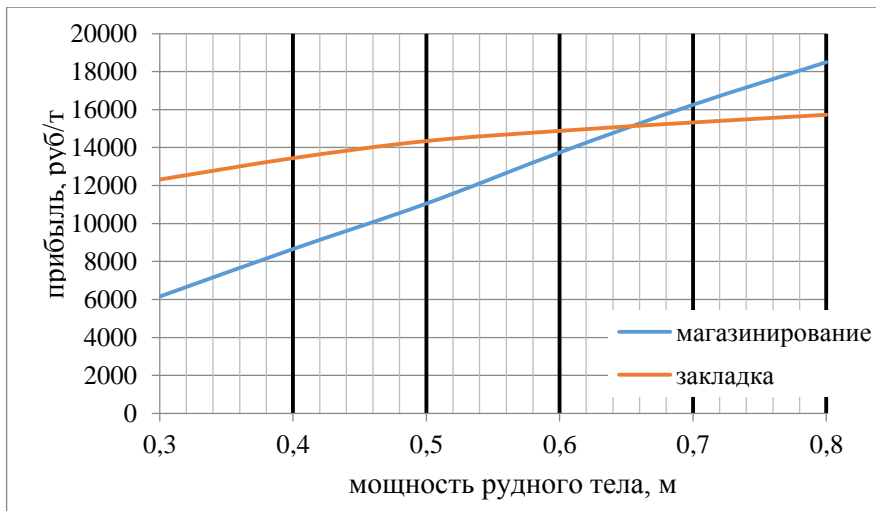


Зависимость прибыли от мощности при содержании ПК в руде – 15 г/т, в породе – 1 г/т

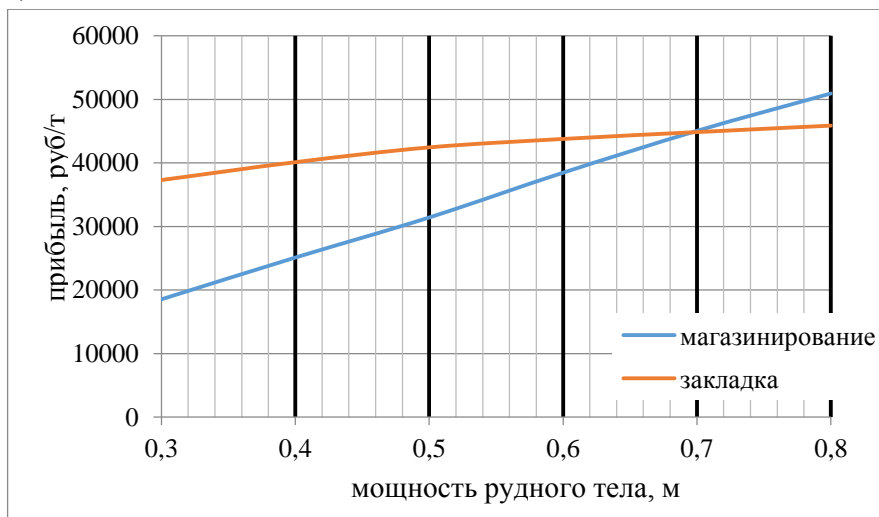


Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата

Зависимость прибыли от мощности при содержании ПК в руде – 23,76 г/т, в породе – 1 г/т



Зависимость прибыли от мощности при содержании ПК в руде – 60 г/т, в породе – 1 г/т



Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата

- При содержании ПК в руде – 7 г/т, в породе – 1 г/т целесообразнее применить систему с закладкой до 0,42 м, а при большей мощности применить систему с магазинированием.

- При содержании ПК в руде – 10 г/т, в породе – 1 г/т целесообразнее применить систему с закладкой до 0,55 м, а при большей мощности применить систему с магазинированием.

- При содержании ПК в руде – 15 г/т, в породе – 1 г/т целесообразнее применить систему с закладкой до 0,61 м, а при большей мощности применить систему с магазинированием.

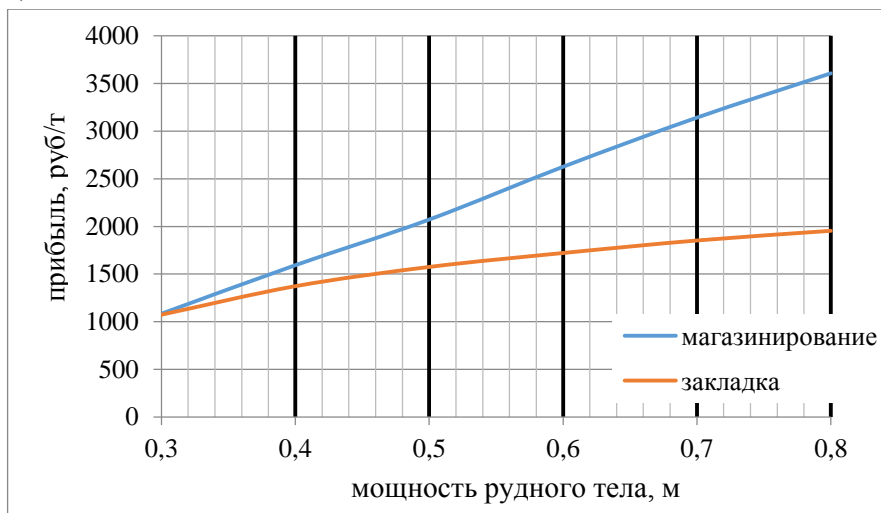
- При содержании ПК в руде – 23,76 г/т, в породе – 1 г/т целесообразнее применить систему с закладкой до 0,65 м, а при большей мощности применить систему с магазинированием.

- При содержании ПК в руде – 60 г/т, в породе – 1 г/т целесообразнее применить систему с закладкой до 0,7 м, а при большей мощности применить систему с магазинированием.

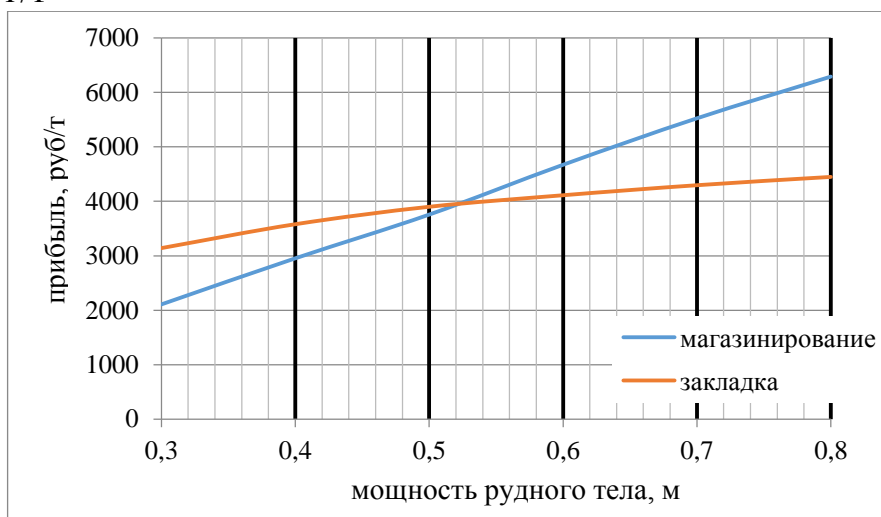
					СФУ ИГДГиГ ДР -21.05.04.02-101065	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		75



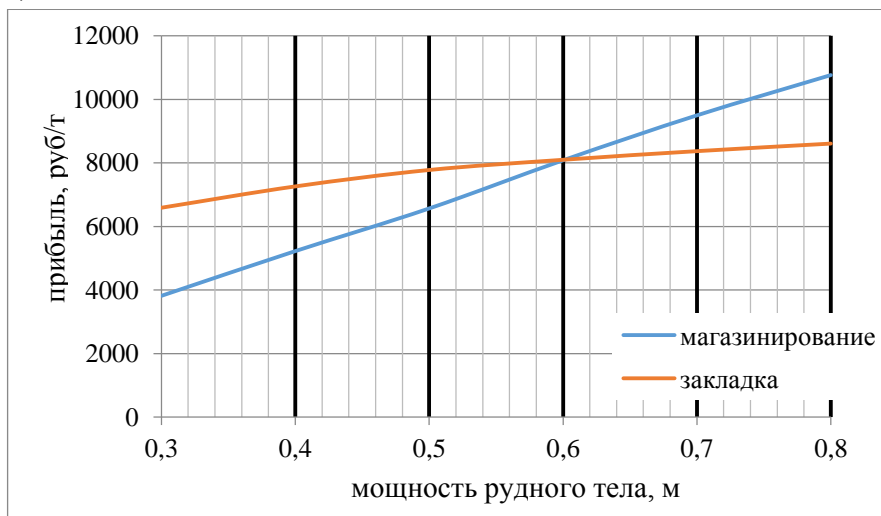
Зависимость прибыли от мощности при содержании ПК в руде – 7 г/т, в породе – 2 г/т



Зависимость прибыли от мощности при содержании ПК в руде – 10 г/т, в породе – 2 г/т

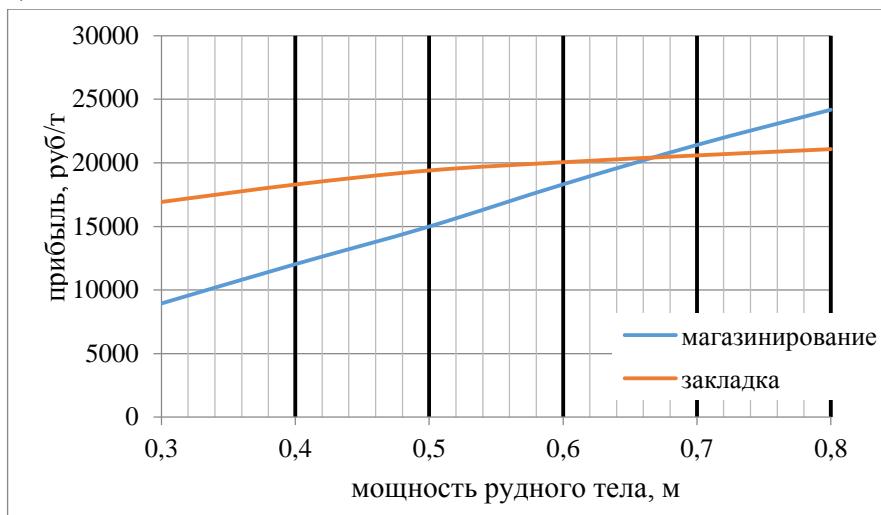


Зависимость прибыли от мощности при содержании ПК в руде – 15 г/т, в породе – 2 г/т

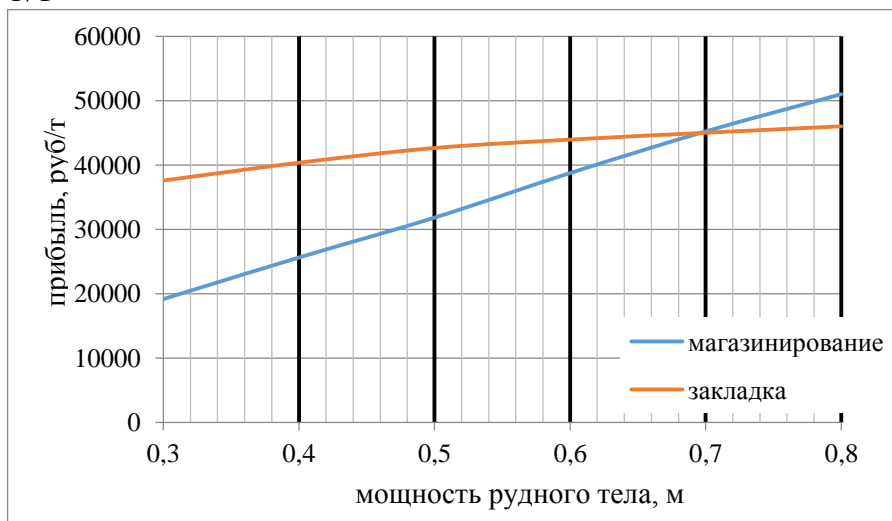


Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата
------	------	----------	---------	------

Зависимость прибыли от мощности при содержании ПК в руде – 30 г/т, в породе – 2 г/т



Зависимость прибыли от мощности при содержании ПК в руде – 60 г/т, в породе – 2 г/т



Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата

- При содержании ПК в руде – 7 г/т, в породе – 2 г/т целесообразнее применить систему с магазинированием без ограничения по мощности.

- При содержании ПК в руде – 10 г/т, в породе – 2 г/т целесообразнее применить систему с закладкой до 0,52 м, а при большей мощности применить систему с магазинированием.

- При содержании ПК в руде – 15 г/т, в породе – 2 г/т целесообразнее применить систему с закладкой до 0,6 м, а при большей мощности применить систему с магазинированием.

- При содержании ПК в руде – 30 г/т, в породе – 2 г/т целесообразнее применить систему с закладкой до 0,66 м, а при большей мощности применить систему с магазинированием, далее система с магазинированием.

- При содержании ПК в руде – 60 г/т, в породе – 2 г/т целесообразнее применить систему с закладкой до 0,69 м, а при большей мощности применить систему с магазинированием.

					СФУ ИГДГиГ ДР -21.05.04.02-101065	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		78

## 4.4. Безопасность жизнедеятельности.

### 4.4.1. Общие положения

В качестве общих мероприятий предусматривается [13]:

– все рабочие и служащие, поступающие на рудник, подлежат предварительному (при поступлении на работу) медицинскому осмотру (обследованию) для признания годными к выполнению работ в порядке, установленном Минздравом России;

– работающие непосредственно на подземных работах должны проходить периодически медицинское освидетельствование не реже одного раза в год;

– к самостоятельной работе в подразделениях рудника допускаются работники, прошедшие профессиональное обучение для работы по профессии, усвоившие безопасные приемы работы, обученные пользованию самоспасателями и первичными средствами пожаротушения, знающие сигналы аварийного оповещения, правила поведения при авариях и т.д.

Техника безопасности, как часть охраны труда, должна включать организационные мероприятия и технические средства, предупреждающие несчастные случаи из-за воздействия на работающих вредных и опасных факторов: шума, вибрации, ядовитых газов, удушья, обрушения кусков горной массы, воздействия движущихся транспортных средств, машин и механизмов, электрического тока, взрывов газа и пыли, от взрывных работ, пожаров и других аварий.

Основные средства и меры защиты от опасных факторов: эффективная вентиляция (вентиляторы главного проветривания должны работать непрерывно, в т.ч. в выходные и праздничные дни), регулирование температуры рудничного воздуха, крепление выработок, высокая надёжность горной техники, приспособления и устройства, обеспечивающие её надёжную эксплуатацию, ограждения выработок, система электрической защиты, использование касок, спецодежды, спецобуви, защитных очков, самоспасателей, регулярный контроль вредных и опасных факторов окружающей среды, организация горноспасательной службы и контроль выполнения перечисленных выше организационных мероприятий.

Оздоровление условий труда на руднике достигается внедрением системы санитарно-технических средств и гигиенических мероприятий, включающих средства и меры по борьбе с вредными газами, пылью, пониженной (повышенной) температурой воздуха, шумом, вибрациями; обеспечением достаточной освещённости горных выработок и помещений, применением средств индивидуальной защиты от пыли, шума, вибрации, наличием санитарно-бытовых помещений и др.

Оздоровление условий труда осуществляется на основе соблюдения норм предельно допустимых содержаний и уровней вредных факторов и отражается в следующих проектных решениях:

– для снижения воздействия вибрации при ручном бурении

					СФУ ИГДГиГ ДР -21.05.04.02-101065	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		79

обязательным является применение виброгасящих кареток, виброгасящих рукавиц и сапог, виброгасящих полков и других средств виброзащиты;

– комплекс пылеподавления – установка туманообразователей в местах пылеобразования, бурение с промывкой, полив бортов и почвы транспортных выработок;

– трудящиеся обеспечиваются спецодеждой, флягой для питьевой воды, средствами индивидуальной защиты (СИЗ), индивидуальными медицинскими пакетами;

– оповещение подземных рабочих об аварии осуществляется посредством системы аварийного оповещения, системы оповещения аварийной громкоговорящей связи, полным отключением электроэнергии в подземных выработках, телефонной связью;

– бытовое обслуживание трудящихся осуществляется в административно-бытовом комбинате (АБК) рудника;

– создание благоприятных климатических условий в горных выработках, отвечающих требованиям ЕПБ, достигается путем подогрева воздуха в калориферной установке и регулированием скорости вентиляционных струй; температура воздуха в выработках должна составлять 2-26°C, скорость струй - в соответствии с требованиями ЕПБ;

– перед проведением взрывных работ должны проводиться профилактические мероприятия по пылеподавлению в соответствии СП 3905-85, п. 2.2.3.3, 2.2.3.8;

– в местах разгрузки руды и местах скреперования для пылеподавления должны устанавливаться оросители;

– периодичность и степень увлажнения транспортных выработок в действующих участках рудника устанавливается предприятием по согласованию с органами санитарно-эпидемиологической службы.

Непосредственный контроль за безопасным производством работ возлагается на сменный горный надзор. Общее руководство возлагается на руководящий состав ИТР рудника.

Лабораторно-производственный контроль за основными производственными вредностями должен осуществляться техническими службами рудника. Надзор за организацией и проведением производственного контроля осуществляет санитарно-эпидемиологическая служба РФ (согласно СП 1.1.1058-01).

Бытовое обслуживание и питание трудящихся осуществляется в АБК.

					СФУ ИГДГиГ ДР -21.05.04.02-101065	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		80

#### 4.4.2. Промышленная безопасность производства

Движущиеся части оборудования, представляющие собой источник опасности для людей, должны быть ограждены, за исключением частей, ограждение которых невозможно из-за их функционального назначения.

Перед началом работы или движения машины (механизма) машинист обязан убедиться в безопасности членов бригады и находящихся поблизости лиц.

Предпусковой предупредительный сигнал должен быть звуковым, его продолжительность должна составлять не менее 6 с, и он должен быть слышен по всей опасной зоне.

Таблица сигналов вывешивается на работающем механизме или вблизи него. Каждый неправильно поданный или непонятый сигнал должен восприниматься как сигнал "Стоп".

В выработках и в местах их пересечения должны быть указатели направления к выходам на поверхность и расстояния до них. Указатели должны быть покрыты светоотражающими материалами или освещены

Очистная выемка может начинаться только после проведения всех мероприятий, предусмотренных проектом и всех необходимых мер по обеспечению безопасности. Эти меры должны соблюдаться в течение всего времени ведения очистных работ.

Возобновление работ после ликвидации последствий аварии допускается с письменного разрешения главного инженера шахты по согласованию с территориальным органом Госгортехнадзора России.

При одновременном ведении очистных работ на смежных этажах забои верхнего этажа должны опережать забои нижнего этажа на безопасное расстояние, определенное проектом.

*При системах с магазинированием с последующей закладкой [12]:*

– запрещается находиться рабочим в камере магазина во время выпуска руды, производить бурение, дробление до оборки кровли и боков;

– расстояние между кровлей и отбитой рудой не должно превышать 2,5 м;

– участки кровли и боков камеры, сложенные неустойчивыми породами, должны закрепляться в соответствии с паспортом крепления или проектом, утвержденным главным инженером шахты;

– после отбойки руды на всю высоту магазина входы в него должны быть закрыты;

– при отработке смежных блоков без оставления целиков между ними линия забоя в одном из них должна опережать линию забоя в другом блоке, а величина опережения устанавливается проектом.

При разработке руд, склонных к самовозгоранию должны быть предусмотрены специальные мероприятия, исключаящие опасность возникновения подземных эндогенных пожаров.

*При системах с отдельной выемкой и закладкой вмещающими породами:*

– при восходящей выемке слоев нормативная прочность закладки в почве очистной выработки должна обеспечивать безопасное передвижение по ней применяемого оборудования (скрепера).

Требования по проветриванию подземных горных выработок:

Содержание кислорода в воздухе выработок, в которых находятся или могут находиться люди, должно составлять не менее 20 % (по объему). Содержание углекислого газа в рудничном воздухе не должно превышать на рабочих местах 0,5 %, в выработках с общей исходящей струей шахты – 0,75 %, а при проведении и восстановлении выработок по завалу – 1 %. Суммарное содержание горючих газов метана и водорода в выработках не должно превышать 0,5 % по объему (10 % – нижней концентрации предела взрываемости, далее по тексту – НКПР).

Рудник должен иметь искусственную вентиляцию. Проветривание подземных горных выработок только за счет естественной тяги не допускается.

Вентиляция шахты должна быть организована так, чтобы пласты, горизонты, панели, блоки и камеры проветривались обособленно за счет общешахтной депрессии или вентиляторными установками, допущенными для этих целей.

Иной порядок организации проветривания рабочих зон может быть установлен по согласованию с Госгортехнадзором России или его территориальными органами.

Все выработки должны проветриваться активной струей воздуха, за исключением тупиков длиной до 10 м, проветриваемых за счет диффузии.

Доставка взрывчатых материалов от склада на места работ на земной поверхности (в пределах земельного отвода) должна проводиться по установленным руководителем организации (руководителем взрывных работ) маршрутам. Она может осуществляться проинструктированными рабочими под наблюдением взрывников или сопровождающих лиц.

Взрывчатые вещества и средства инициирования необходимо доставлять и перевозить к местам производства взрывных работ отдельно в сумках, кассетах, заводской упаковке и т. п. Средства инициирования или боевики с детонаторами могут переноситься (кроме погрузочно-разгрузочных операций) только взрывниками, при этом они должны помещаться в сумки с жесткими ячейками (кассеты, ящики), покрытыми внутри мягким материалом.

При совместной доставке средств инициирования и взрывчатых веществ взрывник может переносить не более 12 кг взрывчатых материалов. Масса боевиков, переносимых взрывником, не должна превышать 10 кг.

При переноске в сумках взрывчатых веществ без средств инициирования норма может быть увеличена до 24 кг.

					СФУ ИГДГиГ ДР -21.05.04.02-101065	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		82

При переноске взрывчатых веществ в заводской упаковке их количество должно быть в пределах действующих норм переноски тяжестей.

При доставке взрывчатых материалов со склада на склад одной организации или непосредственно к местам работ по разрешению руководителя (технического руководителя) организации (шахты, рудника, карьера и т. п.), ведущей взрывные работы, совместное транспортирование взрывчатых веществ, средств инициирования и прострел очно-взрывной аппаратуры допускается только при соблюдении следующих условий:

- загрузки транспортного средства не более 2 т его грузоподъемности;
- размещения средств инициирования в передней части транспортного средства в специальных плотно закрывающихся ящиках с внутренними мягкими прокладками со всех сторон;
- разделения упаковок с взрывчатыми веществами и ящиков со средствами инициирования способами, исключающими передачу детонации от последних;
- размещения порохов группы СИ перфораторных зарядов в заводской упаковке или в специальных ящиках и не ближе 0,5 м от других взрывчатых материалов;
- закрепления ящиков и другой тары с взрывчатыми материалами, исключающего удары и трение их друг о друга.

Автомобили, используемые для транспортирования взрывчатых материалов, должны отвечать требованиям Правил перевозки опасных грузов автомобильным транспортом, утвержденных приказом Министра транспорта Российской Федерации от 8.08.95 № 73\*.

Доставка к местам работ взрывников и подносчиков вместе с выданными им взрывчатыми материалами допускается только в автомобилях, предназначенных для этой цели.

Транспортирование взрывчатых материалов по подземным выработкам должно осуществляться со скоростью не более 5 м/с. Машинист обязан включать в работу и останавливать подъемную машину, лебедку, электровоз и т. п. плавно, без толчков.

При инициировании неэлектрических систем инициирования электродетонаторами и капсюлями-детонаторами последние должны располагаться кумулятивной выемкой в сторону распространения взрывного импульса.

При взрывании этими системами подход взрывника к месту взрыва разрешается не ранее чем через 5 мин. Если взрыва не произошло, то не ранее чем через 15 мин.

Дистанционное взрывание (радиовзрывание) разрешается осуществлять при наличии технической документации и соответствующего оборудования (радиостанции с командным блоком и исполнительными блоками с радиоприемниками), допущенного к применению Госгортехнадзором России.

					СФУ ИГДГиГ ДР -21.05.04.02-101065	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		83



Командный блок с радиопередатчиком должен устанавливаться за пределами опасной зоны.

Исполнительный блок с радиоприемником устанавливается в местах, имеющих удобный подъезд, и размещается от места взрыва на расстоянии, исключающем его разрушение крупными кусками горной массы от взрыва.

При проведении массового взрыва подавать радиоимпульс на взрыв допускается только по команде его руководителя, который должен убедиться в готовности к взрыву исполнительных блоков и выводе всех людей за пределы опасной зоны.

При подключении электродетонаторов к зажимам исполнительного блока взрывник должен убедиться, что исполнительный блок заблокирован. Затем электродетонаторы подсоединяются к взрывной сети.

Предупреждение и тушение рудничных пожаров:

Запрещается прием в эксплуатацию новых шахт, горизонтов, участков, блоков, в которых в полном объеме не выполнены противопожарные мероприятия.

Ответственность за состояние пожарной безопасности шахт, технологических зданий и сооружений надшахтного комплекса несет начальник шахты.

Устья штолен должны сооружаться из негоряемого материала.

Негоряемыми материалами должны быть закреплены:

Запрещается курить в шахте, надшахтных зданиях, электромашинных камерах, электроподстанциях электровозных депо.

Запрещается располагать склады и отвалы с любыми горючими, самовозгорающимися материалами или породами ближе 100 м от надшахтных зданий и сооружений.

Для хранения противопожарных материалов, оборудования и приспособлений должны быть организованы:

а) склады, расположенные не далее 100 м от устьев штолен и автотранспортных уклонов, связанных с последними, постоянно свободными от подвижного состава, рельсовыми путями или автодорогами;

б) подземные склады на каждом действующем горизонте.

Каждый склад должен быть укомплектован необходимыми материалами и средствами пожаротушения в соответствии с проектом. Материалы, израсходованные со складов на ликвидацию аварий, должны быть пополнены в течение суток.

Все склады должны иметь металлические двери, закрытые на замок. Ключи должны храниться у главного инженера и диспетчера шахты.

В шахтах, имеющих очаги пожара, при нарушении установленного вентиляционного режима все люди должны быть немедленно выведены на поверхность.

Пожарный участок должен изолироваться негоряемыми, воздухонепроницаемыми противопожарными перемычками с перекрываемыми отверстиями для замеров температуры, спуска воды и

отбора проб воздуха для анализа на CO, CO<sub>2</sub>, SO<sub>2</sub>, O<sub>2</sub>, горючие углеводороды и проб воды для анализа на содержание серной кислоты.

Работы по ликвидации пожаров на свежей струе могут производиться рабочими шахты, имеющими изолирующие самоспасатели, при непосредственном наблюдении лиц надзора и отделения горноспасателей.

Работы в загазированной атмосфере могут производиться только горноспасателями или членами добровольных горноспасательных команд.

Очаги пожара и все перемычки, отделяющие пожарный участок, так же, как и перемычки, отделяющие выработанное пространство, должны иметь порядковый номер и быть нанесены на планы горных работ.

Осмотр перемычек, отделяющих пожарный участок от эксплуатационных выработок, должен производиться ежедневно, а в особых случаях (при резком изменении содержания газов) - не реже одного раза в смену.

#### 4.4.3. Охрана труда и окружающей среды

На каждой шахте должно быть не менее двух главных выходов на земную поверхность, приспособленных для передвижения по ним людей. Если этими выходами служат вертикальные стволы, то каждый из них оборудуется механическим подъемом. В одном из стволов механический подъем должен быть клетьевым и служить для регулярного спуска и подъема людей. В другом стволе подъем может быть чисто грузовым с использованием его для подъема смены только в случае аварии в шахте и невозможности использования ствола людского подъема.

На случай невозможности использования одного ствола и одновременно нарушения работы подъема в другом стволе, каждый из стволов оборудуется ходовым лестничным отделением.

Из каждого очистного забоя также необходимо иметь не менее двух выходов.

Все работающие на подземных работах рабочие и лица технического надзора должны быть обеспечены индивидуальными средствами защиты установленного образца, соответствующими их профессии и установленным нормам и обязаны ими пользоваться.

На шахтах должны вести точный учет всех работников, спустившихся в шахту и выехавших из нее. Каждый работник, после выезда из шахты обязан немедленно сдать светильник в ламповую, а в ламповых с самообслуживанием поставить аккумуляторный светильник на зарядное устройство.

Если через 2 часа после окончания смены окажется, что светильники возвращены не всеми спускавшимися в шахту, то старший по смене сотрудник ламповой обязан немедленно сообщить об этом ответственному дежурному и руководству шахты.

Все рабочие, поступающие на шахту, а также переводимые с работы по одной профессии на другую, должны пройти предварительное обучение по

					СФУ ИГДГиГ ДР -21.05.04.02-101065	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		85

технике безопасности, а направляемые на подземные работы, кроме того, должны быть обучены пользованию самоспасателями и первичными средствами пожаротушения.

Всех вновь принятых рабочих до начала работы знакомят с расположением основных выработок и с запасными выходами на поверхность. Повторное ознакомление должно проводиться не реже одного раза в 3 месяца или при изменении выходов.

Для ориентации при передвижении в шахте на всех разветвлениях выработок должны быть прикреплены доски со стрелками, указывающими направление выхода на поверхность.

Телефонная связь является основным техническим средством управления производственными процессами и важным средством обеспечения безопасности работ. Она дает возможность принять своевременно меры по выводу людей из шахты и по ликвидации аварий.

Телефонные аппараты устанавливаются на всех эксплуатационных участках, основных пунктах откатки, электромашинных камерах, подстанциях, складах ВМ, у ствола.

Важным техническим фактором оперативного руководства горными работами помимо телефонной связи является рудничная сигнализация.

Помимо сигнализации, предназначенной для обеспечения бесперебойной и безаварийной работы машин и механизмов, установлены сигналы, предупреждающие людей об опасности. Такими сигналами служат:

- сигналы о пуске машин и механизмов;
- сигналы на подземном транспорте, предшествующие началу движения подвижного состава;
- сигналы об аварии, подаваемые в случае возникновения опасности, угрожающей людям.

Для шахт установлены единые указательные, предупреждающие и запрещающие знаки.

Возможные причины несчастных случаев при проведении выработок:

- обрушение и падение кусков с кровли и стенок;
- повреждение механизмами и инструментом;
- нарушение правил безопасности при взрывных работах;
- отравление продуктами взрыва;
- отсутствие защитных средств и надлежащего освещения;
- захламленность выработок.

Для предупреждения обрушений и связанных с ними несчастных случаев предусматриваются следующие мероприятия:

- размеры выработок выбирают с учетом физико-механических свойств пород;
- выработкам придают более устойчивую форму;
- производят тщательную оборку нависших и полуотслоившихся кусков;
- выработки поддерживают различными видами крепи.

До прихода рабочих выработка должна быть проветрена, а отсутствие газа в ней должно быть проверено прибором.

Устранение отслоений и нависших кусков производят длинным разборным ломиком из безопасного места.

Причины несчастных случаев в восстающих выработках: обрушение кровли и стенок забоя, падение людей в выработку, падение инструмента и кусков породы, отравление газами.

Буровзрывные работы и крепление должно производиться в соответствии с паспортом.

Разрешается только электрический или электроогневой способы взрывания из безопасного места. Допуск людей в забой разрешается после взятия проб воздуха.

Работы производят с прочного полка, перекрытие которого находится на трех расстрелах, а ниже устраивают предохранительный полук.

Для большей безопасности проходка восстающих, не требующих крепления и не предназначенные для передвижения по ним людей, рекомендуется методом взрывания скважин.

На подземных работах более 50 % несчастных случаев происходит при очистной выемке. Причины их: падение кусков руды, повреждение механизмами, падение в выработки, повреждение ручным инструментом, отравление продуктами взрыва.

Выработки горизонта выпуска и доставки должны иметь необходимое сечение для передвижения людей, хорошо освещены. Места выпуска, дробления и погрузки руды оборудуют оросителями. При работе скреперной лебедки запрещается находиться в зоне действия скрепера и троса, переходить через трос направлять его в головные и отклоняющие блочки.

Зависания в дучках, рудоспусках ликвидируются из безопасного места взрывом заряда, установленного на длинном шесте.

При вторичном дроблении работу в забое останавливают, людей выводят в безопасные места, а на границах опасных зон выставляют посты. Людей на место работы допускают после проветривания и осмотра выработок и подачи сигнала «отбой».

Причины несчастных случаев при взрывных работах:

- оставление отказов и неправильная их ликвидация,
- разбуривание «стаканов»;
- отсутствие постов охраны, сигналов, и пребывание рабочих в

опасной зоне, применение огневого способа взрывания в восстающих, зажигание более 16 концов трубок, допуск к взрывным работам необученных лиц, небрежное отношение с |ВМ.

К производству взрывных работ допускаются лица не моложе 20 лет, имеющие образование 10 классов, стаж подземной работы не менее двух лет, сдавшие экзамены и имеющие «Единую книжку взрывника».

					СФУ ИГДГиГ ДР -21.05.04.02-101065	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		87

Взрывные работы производятся в соответствии с паспортом буровзрывных работ. Перед началом ведения взрывных работ устанавливается граница опасной зоны и охрана ее. При взрывах применяют звуковые сигналы, хорошо слышимые с границ опасной зоны:

- первый сигнал – предупреждающий;
- второй – боевой;
- третий – отбой.

Огнепроводный шпур разрешается зажигать тлеющим фитилем, отрезком шнура или специальным приспособлением. Зажигание спичкой разрешается только при взрывании одиночного заряда. При зажигании пяти и более трубок для учета времени применяется контрольная трубка короче зажигательной не менее чем на 60 см. Она зажигается первой.

При огневом способе разрешают одновременное зажигание не более 16 трубок, а при использовании зажигательных патрончиков не более 6 на забой.

Огневое взрывание применяют при проходке горизонтальных и наклонных (с углом до 30°) выработок, вторичном дроблении, ликвидации зависаний.

Электроогневое взрывание применяют в наклонных и вертикальных забоях.

Отказавшие заряды ликвидирует взрывник взрыванием заряда в шпуре, пробуренном на расстоянии не ближе 30 см от отказавшего.

Ликвидацию отказавших скважинных зарядов производят повторным их взрыванием, если отказ вызван неисправностью сети, или взрыванием заряда новой скважины, пробуренной на расстоянии не менее 3 м от отказавшей.

### **Мероприятия по уменьшению выбросов в атмосферу**

Мероприятия по охране атмосферного воздуха направлены на уменьшение загрязнения воздушного бассейна выбросами работающих машин и механизмов над территорией проведения строительных работ и прилегающей зоны.

Мероприятия по охране атмосферного воздуха от загрязнения выбросами вредных веществ являются в основном организационными, контролирующими топливный цикл и направленными на сокращение расхода топлива и снижение объема выбросов загрязняющих веществ.

Для снижения объемов выбросов загрязняющих веществ и улучшения их рассеивания предусматривается комплекс технологических и специальных воздухоохраных мероприятий.

На неорганизованных источниках происходит орошение поверхностей водой, что сокращает выделение пыли на 60 %.

На организованных источниках выброса промплощадки предусмотрены следующие мероприятия по снижению выбросов:

					СФУ ИГДГиГ ДР -21.05.04.02-101065	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		88

– в гравитационно-измельчительном комплексе происходит очистка от пыли руды при помощи Циклона ЦОК-5К. Эффективность очистки составляет 94%;

– в плавильном отделении предусмотрен скруббер с коэффициентом очистки 96 %, Циклон ЦОК-7 с коэффициентом очистки – 80 %;

– в пробирной лаборатории устанавливается Циклон СИОТ-М с эффективностью очистки 85 %, рукавные фильтры с очисткой – 95 %;

– в дробильном комплексе устанавливается циклона СИОТ-М с эффективностью очистки 94 %.

Чистка воздуха от паров гидроцианида, щелочи производится в скрубберах типа СНАН-Ц-0.74. Скруббер «СНАН-Ц» работает в режиме рециркуляции орошающего раствора (5-10 % раствор NaOH). При достижении pH = 9 – раствор меняется. Отработанный раствор используется в технологическом процессе. Коэффициент очистки по данным завода-изготовителя – 95 %.

Очистка воздуха от пыли гипохлорита кальция, хлора, железа сульфата производится в волокнистых фильтрах ФВГ-М-0.37. Очистка воздуха происходит за счет улавливания вредных веществ фильтрующей перегородкой из синтетического иглопробивного материала. Фильтрующая перегородка периодически промывается водой. Коэффициент очистки по данным завода-изготовителя – 95 %.

Для отходящих газов принята система «мокрой газоочистки» с улавливанием взгонов в скруббере. Эффективность очистки от мышьяка составляет 99,8 %, от серы 70 %, от пыли 96 %.

### **Мероприятия по снижению воздействий на водные объекты**

Охрана природных вод осуществляется посредством выполнения комплекса организационных, инженерно-технических и других мероприятий под постоянным контролем состояния и качества вод.

В основу разработки и реализации мероприятий по охране природных вод закладываются три принципа:

– сохранение ресурсов и предотвращение нарушения состояния и качества вод;

– при неизбежности нарушения – рациональное их использование;

– в процессе и после использования – восстановление качества и состояния, восполнение запасов.

В соответствии с этими принципами комплекс водоохраных мероприятий подразделяется на две группы.

К первой группе относятся мероприятия предохранительного характера, направленные на сохранение запасов, режимов и качества поверхностных и подземных вод. Ко второй группе относятся мероприятия восстановительного характера, включающие рациональное использование, очистку и возврат вод в поверхностные водотоки, подземные горизонты.

К предохранительным мероприятиям, предусмотренным при эксплуатации предприятия, относятся:

1. Размещение объектов предприятия за пределами водоохраных зон водных источников. В пределах водоохранной зоны и прибрежной полосы запрещается вырубка растительности, размещение отвалов грунта, складирование отходов.

2. Отвод поверхностного стока. Организация отвода поверхностного стока за пределы хвостохранилища ЗИФ осуществляется нагорной канавой. Организация отвода поверхностного стока направлена на достижение нескольких целей:

- для предотвращения загрязнения водотоков и чистого поверхностного стока, поступающего с нагорной стороны производственных площадок;

- для защиты сооружений от затопления и переполнения.

3. Внедрение технически обоснованных норм водопотребления.

4. Максимально возможное сокращение потребления свежей воды на производственные нужды за счет:

- использования технологических растворов во внутреннем технологическом водообороте ЗИФ и цеха цианирования;

- использование производственных сточных вод от мытья полов в технологическом процессе.

5. Противофильтрационные мероприятия.

6. Исключение попадания горюче-смазочных материалов на почву и в водные объекты за счет:

- устройства стационарного пункта для заправки автотранспорта, оборудованного поддоном нефтесборника от переливов;

- систематического контроля транспортной и вспомогательной техники, исключающего случайные утечки ГСМ из топливной системы машин и емкостей;

- организованного сбора и утилизации отработанных масел, обтирочного материала.

7. Организованное складирование и утилизация отходов производства.

К мероприятиям восстановительного характера, предусмотренным при эксплуатации предприятия, относятся следующие:

8. Организация работы золотоизвлекательной фабрики в режиме замкнутого оборота технологических растворов.

9. Применение эффективных методов обезвреживания хвостов, обеспечивающих снижение содержания токсичных компонентов до уровня, соответствующего нормативным требованиям.

10. Организация производственного контроля технологических процессов цианирования и обезвреживания.

11. Организация текущего мониторинга поверхностных и подземных вод. Мониторинг проводится в соответствии с программами, согласованными органами охраны природы.

					СФУ ИГДГиГ ДР -21.05.04.02-101065	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		90

12. Своевременное проведение рекультивации нарушенных земель, что позволяет предотвратить развитие эрозионных процессов и ухудшение качества поверхностных вод.

Реализация предохранительных и восстановительных мероприятий позволит существенно снизить негативное воздействие на водный бассейн и обеспечить его защиту от загрязнения и истощения.

### **Мероприятия по охране земельных ресурсов (почв)**

Охрана почв многоплановая задача, в которой выделяется несколько уровней.

Постоянный контроль соблюдения установленных проектом границ полосы отвода земель обеспечат сохранение почвенно-растительного покрова на прилегающих к объектам территориях.

Мероприятиями по охране земель от отрицательного воздействия при эксплуатации являются:

- сохранение мохово-растительного слоя почв на участках, где он не был ранее нарушен геологоразведочными и добычными работами;
- устройство покрытий на всех автодорогах, площадках и проездах;
- полив автодорог и проездов в периоды с положительной температурой воздуха;
- контроль загрязнения почвы токсичными веществами и нефтепродуктами.

В настоящее время освоение месторождения ведется подземным способом отработки, не нарушая поверхностного плодородного слоя земельного отвода, поэтому проводится только техническая рекультивация в процессе горных работ.

Рекультивация объектов размещения отходов будет производиться по окончании срока их эксплуатации по мере накопления запланированного количества отходов.

					СФУ ИГДГиГ ДР -21.05.04.02-101065	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		91



#### 4.4.4. Рекультивация земель

Законодательные требования Российской Федерации в области рекультивации земель, в основном, определяются рамками «Основных положений о рекультивации земель, снятии, сохранении и рациональном использовании плодородного слоя почвы» и требованиями ГОСТ 17.5.1, 17.5.3 «Охрана природы. Земли».

Анализ природно-климатических условий позволяет принять в соответствии с ГОСТ 17.5.1.02-85 «Охрана природы. Земли. Классификация нарушенных земель для рекультивации», санитарно-гигиеническое направление рекультивации.

При выполнении всех нормативных требований мероприятия по рекультивации должны быть экономичными, технически приемлемыми и практически реализуемыми.

Восстанавливаемые земли должны служить устранению вредного воздействия нарушенных земель на окружающую среду, к чему, прежде всего, относится устранение нарушений очагов эрозионных процессов.

Гидротехнические сооружения рекультивируются по окончании проектного срока их работы.

По окончании эксплуатации хвостохранилища будут заполнено хвостами. Ограждающая дамба будет срезана до поверхности хвостов, грунт дамбы перемещен вглубь хвостохранилища. По верху хвостов будет выполнена отсыпка из грунта, вынутаго из ложа при строительстве хвостохранилища. Поверхность отсыпанных отвалов планируется с уплотнением до заполнения 0,02 для стока атмосферных осадков. Во избежание пыления по поверхность отсыпанных отвалов покрывается слоем промывной гали толщиной 0,3 м из отвалов гидравлической отработки.

Рекультивация нарушенных земель горными работами будет произведена по окончании производственной деятельности предприятия, будет проведен демонтаж оборудования и всех блочных строений. Нарушенные площади будут закрыты суглинком толщиной 0,5 м и плодородным слоем толщиной не менее 0,3 м.

Работы, связанные с рекультивацией, выполняются горно-транспортным оборудованием, используемым в период строительства и эксплуатации объектов Асачинского рудника.

Учитывая среднюю удельную нормативную стоимость технической рекультивации нарушенных земель (~150 тыс. руб./Га), полные затраты на землепользование и восстановление земель составят порядка 12,5 млн. руб. (среднегодовые затраты – 1800 тыс. руб.).

					СФУ ИГДГиГ ДР -21.05.04.02-101065	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		92

## Заключение

В дипломной работе был произведен выбор конкурентоспособных систем разработки. На основании параметров рудного тела (мощность, угол падения, глубина залегания, глубина распространения, длина по простиранию, коэффициент крепости и плотность руды), окончательно выбраны 2 оптимальные системы разработки с восходящим порядком выемки слоев, такие системы, как система с магазинированием руды с последующей сухой закладкой и система с отдельной выемкой руды и закладкой вмещающими породами.

Приведен обзор отечественной и зарубежной практики применения систем разработки. В результате обзора практики мы видим, что при разработке крутопадающих маломощных жильных месторождений преимущественно применяют системы с магазинированием и закладкой. Также рассчитаны основные параметры выбранных систем разработки, такие параметры, как управление горным давлением, отбойка, доставка, потери и разубоживание, подготовка и нарезка блока, и организация работ.

Для этих систем разработки произведены: подготовка и нарезка блока, организация очистных работ, рассчитаны себестоимости и прибыли, результат которого представлен на демонстрационном листе.

Произведен расчет вентиляции рудника. В результате выбраны схема, способ проветривания рудника, была рассчитана депрессия рудника и выбран вентилятор главного проветривания.

Рассчитана себестоимость по системам разработки, проведен анализ эффективности применения системы разработки с магазинированием руды с последующей закладкой, и отдельной выемки, и вмещающих пород, при различных содержаниях полезных компонентов в руде, в породе. На основе прибыли определены оптимальные условия применения системы с магазинированием руды и последующей сухой закладкой и системы с отдельной выемкой и закладкой.

На основании выполненной работы делаем вывод, что при определенных содержаниях полезных компонентов в руде и в породе, целесообразнее применить систему с закладкой или систему с магазинированием, которые представлены в графиках зависимостей прибыли от мощности на демонстрационном листе.

В данной работе рассмотрены вопросы безопасности жизнедеятельности, охраны труда, окружающей среды и мероприятия по охране атмосферного воздуха, природных вод и земельных ресурсов, характерные для горнодобывающих предприятий.

					СФУ ИГДГиГ ДР -21.05.04.02-101065	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		93

## Список использованной литературы

1. Агошков М.И., Малахов Г.М. Подземная разработка рудных месторождений. – М., Недра, 1966. – 664 с.;
2. Агошков М.И., С.С. Борисов, В.А. Боярский. Разработка рудных и нерудных месторождений. – М.: Недра, 1983. – 233 с.;
3. Альбов М.Н., Быбочкин А.М. Учебник «Рудничная геология». Москва, изд-во Недра, 1973. – 429 с.;
4. Ахпашев Б.А., А.И. Голованов, Е.Г. Малиновский; Технология подземной разработки месторождений: Учебно–методическое пособие для студентов специальности 130404 очного и заочного обучения / ФГАОУ ВПО СФУ. – Красноярск, 2010. – 64 с.;
5. Каплунов Р.П. Подземная разработка рудных месторождений за рубежом / Р.П. Каплунов. – М.: Недра, 1964. – 196 с.;
6. Иванцов В.М. Альбом систем подземной разработки рудных месторождений с конструктивно-технологической характеристикой, 2006.;
7. Именитов В.Р. Процессы подземных горных работ при разработке рудных месторождений / В.Р. Именитов. – Учебное пособие для вузов, 3-е изд., перераб. и доп. – М.: Недра, 1984. – 504 с.;
8. Малофеев Д.Е., Ахпашев Б.А. Технология очистной выемки руд: Метод. указания к лабораторным работам для студентов специальности 130404; ГОУ ВПО ГУЦМиЗ. – Красноярск, 2004. – 64 с.;
10. Загиров Н.Х., Ковалев В.К. Расчет кондиций рудоминеральной сырье: Учеб. пособие / КИЦМ. – Красноярск, 1989. – 67 с.;
11. Цаболова М. М. Технологии разработки маломощных крутопадающих жил в условиях высокого горного давления и тектонической нарушенности;
12. Правила безопасности при ведении горных работ и переработке твердых полезных ископаемых, от 11.12.2013 N 599;
13. Техничко-экономическое обоснование постоянных разведочных кондиций Асачинского золоторудного месторождения с подсчетом запасов по состоянию на 01.01.2016 г.;
14. <http://industry-portal24.ru/razrabotka-mestorozhdeniy/442-potolkoustupnye-sistemy-chast-1.html>;
15. <http://industry-portal24.ru/radioaktivnye-rudy/1589-sistemy-razrabotki-s-magazinirovaniem-rudy-ii-klass-chast-4.html>;
16. <http://poznayka.org/s18333t1.html>;
17. <http://spb-sovtrans.ru/razrabotka-rudnyh-mestorozhdeniy/700-sistema-razrabotki-naklonnymi-sloyami-s-zakladkoy.html>.

					СФУ ИГДГиГ ДР -21.05.04.02-101065	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		94

18. Ахпашев Б.А., Голованов А.И., Малиновский Е.Г., Технология подземной разработки месторождений: Метод. указания к лабораторным работам для студентов, Красноярск Сибирский федеральный университет, 2011. – 68 с.;

19. Баранов А.О. Расчет параметров технологических процессов подземной добычи руд «Недра», 1985. – 224 с.;

20. Берлович В.В., Черевко Н.В., Нормы технологического проектирования горнодобывающих предприятий с подземным способом разработки / ВНТП-13-2-93 – СПГ: Гипроруда, 1993. – 234 с.;

21. Бурчаков А.С., Малкин А.С., Еремеев В.М. и др. Проектирование предприятий с подземным способом добычи полезных ископаемых: Справочник. – М.: Недра, 1991. – 399 с.;

22. Горбунов В.И., Осинцев В.А., Проектирование вентиляции рудных шахт. Магнитогорск 2006. – 135 с.;

23. «Правила безопасности при ведение горных работ и переработки твердых полезных ископаемых», Ростехнадзор, 2013.;

24. Покровский Н.М., Технология строительства подземных сооружений и шахт. Издательство «Недра» 1982. – 295 с.;

25. Сатаров В.Н. Основы проектирования вентиляции подземных рудников В.Н. Сатаров. – Красноярск, ГАЦМиЗ, 1996. – 152 с.;

26. Скорняков Ю.Г. Подземная добыча руд комплексами самоходных машин. – М.: Недра, 1986. – 204 с.;

27. Чепеленко Н.Н., Иофин С.Н. Правила технической эксплуатации рудников, приисков и шахт разрабатывающих месторождений цветных, редких и драгоценных металлов. – М. Недра 1980. – 109 с.;

28. Шестаков В.А. Проектирование горных предприятий. МГГУ 1995. – 507 с.

					СФУ ИГДГиГ ДР -21.05.04.02-101065	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		95



Продолжение титульного листа ВКР по теме Изыскание эффективной технологии разработки рудного тела «Бумеранг» жилы 25 Асачинского золоторудного месторождения

Консультанты по  
разделам:

Горная часть

  
подпись, дата


руководитель ВКР  
инициалы, фамилия

Вентиляция

  
подпись, дата

Е.С.Майоров  
инициалы, фамилия

Охрана труда

  
подпись, дата

А.В.Галайко  
инициалы, фамилия

Безопасность и экологичность

  
подпись, дата

А.В.Галайко  
инициалы, фамилия

Организация производства и экономика

  
подпись, дата

руководитель ВКР  
инициалы, фамилия