

Оглавление

Введение.....	6
1. Исходные положения для проектирования.....	7
1.1 Общие сведения о проектируемом руднике	7
1.2 Краткая геологическая характеристика месторождения.....	8
1.2.1 Стратиграфия.....	8
1.2.2 Магматизм	10
1.2.3 Тектоника.....	10
1.2.4 Морфология рудного тела	11
1.2.5 Разведанность месторождения.....	16
1.2.6 Краткая гидрогеологическая и газовая характеристика месторождения.....	19
1.2.7 Краткие сведения о запасах.....	20
1.3 Современное состояние горных работ.....	22
2. Горная часть.....	23
2.1 Годовая производительность и срок существования рудника.....	23
2.2 Выбор способа разработки месторождения.....	25
2.2.1 Обоснование основных параметров вскрытия.....	25
2.2.2 Анализ отечественной и зарубежной практики.....	25
2.2.3 Выбор и обоснование рационального варианта вскрытия и подготовки	31
2.2.4 Характеристика принятых вариантов вскрытия.....	36
2.2.5 Распределение капитальных вложений по годам строительства и эксплуатации рудника.....	40
2.2.6 Определение эксплуатационных затрат.....	46
2.2.7 Сравнение конкурирующих вариантов вскрытия месторождения.....	49
2.3 Проведение выработок.....	52
2.3.1 проведение наклонной выработки.....	52
2.3.2 проведение вертикальной выработки.....	77
2.4 Выбор системы разработки.....	101
2.4.1 Анализ систем применяемых на рудниках-аналогах.....	101
2.4.2 Отбор конкурентоспособных вариантов.....	107
2.4.3 Выбор системы разработки.....	108
2.5 Специальная часть.....	112
2.5.1 Обоснование параметров систем.....	112
2.5.2 Выбор технологического оборудования.....	115
2.5.3 Требования, предъявляемые к закладочной смеси.....	117
2.5.3 Обоснование схемы подготовки блока.....	120
2.5.4 Составление баланса промышленных запасов.....	125

					СФУ ИГДГиг ДП -21.05.04.02-121101076	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		5

2.5.5	Расчёт системы разработки.....	127
2.5.6	Выбор системы разработки по критерию прибыли с 1т погашаемых запасов.....	142
3.	ЭЛЕКТРОМЕХАНИЧЕСКАЯ ЧАСТЬ.....	143
3.1	Рудничный транспорт.....	143
3.1.1	Расчет погрузочно-доставочной машины.....	143
3.1.2	Расчет рудничных автосамосвалов.....	144
3.2	Подъем.....	146
3.3	Водоотлив.....	149
3.4	Компрессорное хозяйство.....	153
3.5	Электроснабжение.....	158
4.	Вентиляция.....	164
4.1	Выбор способа вентиляции рудника.....	164
4.2	Выбор схемы проветривания рудника.....	165
4.3	Расчёт воздуха, для проветривания выработок рудника.....	166
4.4	Проверка сечения выработок по допустимым скоростям движения воздуха.....	168
4.5	Расчет депрессии рудника.....	170
4.6	Выбор вентиляторов главного проветривания.....	171
5.	Генеральный план.....	173
6.	Охрана труда и промышленная безопасность.....	175
6.1	Общие положения.....	175
6.2	Влияние производства на окружающую среду.....	181
6.3	Безопасность ведения работ при камерной системе разработки с последующей закладкой.....	183
7.	Организация производства и экономики.....	187
7.1	Проектирование режима работы предприятия и организации производства.....	187
7.2	Планируемый объёмов производства и реализации.....	188
7.3	Планирование капитальных вложений в строительство рудника.....	189
7.4	Планирование численности и фонда заработной платы.....	192
7.5	Планирование себестоимости продукции.....	196
7.6	Планирование финансовых показателей.....	198
	Заключение.....	202
	Список литературы.....	203

1. Исходные положения для проектирования

1.1 Общие сведения о проектируемом руднике

Месторождение Айхал расположено в приполярной зоне северо-восточной части Средне-Сибирского плоскогорья в бассейне верхнего течения реки Марха на территории Мирнинского района республики Саха (Якутия).

В районе месторождения развит пологоувалистый рельеф траппового плато с абс. отм. 400-500 м. и относительными превышениями 100-250 м. Речная сеть района относится к бассейнам рек Оленек и Вилюй. Наиболее крупным водотоком Оленекского бассейна является река Алаakit, Вилюйского - река Марха с притоками Сохсолоох (Мархинский), Сыттыкан, Далдын. Реки района мелководны, имеют неравномерный сток и высокий уровень подъема воды (до 2-3 м.) в периоды весенне-осенних паводков. Вскрытие рек происходит с 20 мая по 10 июня, ледостав - в конце сентября - первой половине октября. На водоразделах многочисленны озера глубиной 2-3 м. суффозионно-эррозионного и термо-карстового происхождения. Берега озер сильно заболочены. Питаются реки, озера и болота за счет атмосферных осадков и оттаивания вечномерзлых пород.

Климат района резко континентальный с продолжительным зимним периодом и коротким умеренно теплым, иногда жарким летом. Количество выпадающих осадков достигает 350-400 мм. Абс. максимум температур (+35С) наблюдается в июле абс. минимум в январе (-65С). Среднегодовая температура воздуха (-11С). Снежный покров в районе держится в течение 7 месяцев с октября по апрель, толщина его на водораздельных участках достигает 0.7-1 м., в естественных понижениях рельефа и под уступами траппового плато - до 2-3 м. Безморозный период составляет 38-48 дней.

Район месторождения находится в зоне развития вечномерзлых пород. Глубина сезонной оттайки варьирует от 0.2 до 3м. Нулевая изотерма проходит на глубине около 700 м. (-200 м абс.). Почвенный слой равен 0.1-0.2 м. Он перекрывает илистойдиные отложения мощностью до 2 м. Растительный покров характеризуется развитием редкостойной тайги в основном из даурской лиственницы.

					СФУ ИГДГиг ДП -21.05.04.02-121101076	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		7

1.2 Краткая геологическая характеристика месторождения

1.2.1 Стратиграфия

В пределах участка проектируемых работ вмещающие породы представлены отложениями верхнего кембрия – среднего ордовика. Ниже приводится их характеристика (снизу вверх), согласно принятой стратификации Изарова В.Т., (1995г)

Ордовикская система (O)

Нижний отдел (O₁)

Олдондинская свита (O_{1a1})

Мощность свиты 265м. Породы свиты согласно залегают на отложениях моркокинской свиты верхнего кембрия и представлены голубовато-серыми, серыми и темно-серыми доломитами с прослоями голубовато-серых мергелей, песчаников и плоскогалечных внутриформационных конгломератов с карбонатной и глинистой мелкой галькой. Породы средней крепости и крепкие. Для средней части разреза свиты характерно огипсование пород преимущественно в виде тонких прослоев мощностью до 0.7-1 см, либо мелких гнезд размером до 0.5-1.5см. Прослой белого кристаллического гипса мощностью 1.5 м отмечен в средней части разреза олдондинской свиты в скважине 8в в интервале 281-283м (абс.отм. +232 +234м).

Нижний - средний отдел

Сытыканская свита (O_{2st})

Свита представлена песчанистыми известняками, песчаниками, прослоями мергелей, известнаковистыми доломитами. Мощность свиты до 20м.

Сохсолохская свита (O_{1-2shs})

Мощность свиты 60-80м. Породы свиты залегают на отложениях олдондинской свиты.

Свита представлена светло-серыми, желтоватыми доломитами, песчанистыми доломитами с прослоями глинистых известняков. Для отложений свиты характерно присутствие в породах вкрапленности глауконита.

Кольхаская Свита (O_{2-3kl})

Породы и свиты залегают на отложениях сохсолоохской свиты. Свиты представлены доломитовыми мергелями, аргиллитами и красно-бурыми, голубовато-зелёными глинистыми известняками. Мощность свиты 20-45м.

Силурийская система (S)

Нижний отдел

					СФУ ИГДГиг ДП -21.05.04.02-121101076	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		8

Ландоверийский ярус (S_1ln)

Породы яруса с размывом залегают на отложениях кылахской свиты. Ярус представлен известняками, известняково-доломитовыми мергелями с прослойками аргилитов. Мощность яруса до 190М.

Каменноугольная система (C)

Средний отдел (C_2)

Конекская свита (C_2^2kn)

Породы свиты с размывом залегают на отложениях ландоверийского яруса.

Свита представлена песчаниками, алевролитами, углистыми алевролитами, банальными конгломератами. Мощность свиты 25-40м.

Верхний-средний отделы нерасчленённые (C_{3-2})

Айхальская свита

Нижняя подсвита (C_{2-3ah_1})

Породы свиты залегают на отложениях конекской свиты. Свита представлена песчаниками, алевролитами, углистыми алевролитами, конгломератами.

Мощность свиты до 60м.

Верхняя подсвита (C_3ah_2)

Свита представлена песчаниками, алевролитами, углистыми алевролитами, угли, линзами конгломератов. Мощность подсвиты до 70м.

Пермская система (P)

Нижний отдел (C_1)

Ахтарандинская свита (P_1aht)

Породы свиты с разрывом залегают на отложениях верхней айхальской подсвиты. Свита представлена песчаниками с линзовидными прослоями алевролитов, конгломератов и гравелитов. Мощность свиты до 70м.

Нерасчлененные верхняя-пермская – триасовая система ($P_2- T_1al$)

Алакитская свита ($P_2- T_1al$)

Породы свиты залегают на отложениях ахтарандинской свиты. Свита представлена туфами, туфобрекчиями, туффитами, туфопесчаниками. Мощность свиты до 150М.

Четвертичная система (Q)

Современные отложения (Q_{IV})

Представлены аллювиальными и современными песками, суглинками и тд.

Мощность до 20м.

					СФУ ИГДГиг ДП -21.05.04.02-121101076	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		9

1.2.2 Магматизм

Согласно работам Салихова Р.Ф и др. (1998), магматические породы, развитые в районе работ, относятся к двум различным комплексам: щелочно-ультраосновному (кимберлитовому) и основному (трапповому).

Кимберлитовый комплекс (σD_3-C_1)

Месторождение «Айхал» находится в пределах Алакит-Мархинского кимберлитового поля Далдыно-Алакитского алмазоносного района. Помимо трубки «Айхал» в районе на настоящий момент выявлено еще 54 кимберлитовые трубки. Для всего поля характерно кустовое и линейно-цепочечное расположение трубок. Наиболее типичной формой горизонтального сечения трубок является округлая, эллипсовидная, реже – неправильная, удлинённая. Размеры трубок варьируют в широких пределах – от десятков до сотен метров.

Минеральный состав кимберлитов постоянен, изменяются только количественные соотношения минералов. Главными породообразующими минералами являются оливин и флогопит. Акцессорные минералы – пикроильменит, пироп, хромшпинелиды.

Возраст кимберлитового магматизма определяется интервалом поздний девон – ранний карбон.

Трапповый комплекс ($v\beta P_2-T_1$)

Породы этого комплекса в районе месторождения развиты почти повсеместно. Они образуют пологосекущие пластообразные интрузивные тела. Породы комплекса представлены оливиновыми долеритами, габбро-долеритами, долеритовыми порфиритами, базальтами и туффитами.

Мощность интрузий колеблется в широких пределах – от 0.5-5 до 200-250м. Возраст пород траппового комплекса определяется как позднепалеозойский – раннемезозойский.

1.2.3 Тектоника [1]

В региональном плане трубка Айхал расположена в зоне сочленения северо-восточного борта Тунгусской синеклизы с юго-западным крылом Анабарской антиклизы.

Породы, участвующие в геологическом строении района трубки «Айхал», подразделяют на два структурных этажа: архейский кристаллический фундамент и платформенный чехол.

Глубина залегания кристаллического фундамента определена по результатам проходки параметрической скважины 706, вскрывшей кровлю фундамента на глубине 3092м. Фундамент характеризуется блоковым строением с амплитудами относительных вертикальных перемещений блоков до 500м и более.

					СФУ ИГДГиг ДП -21.05.04.02-121101076	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		10

По данным геофизических исследований в фундаменте картируются глубинные разломы субмеридиональной ориентировки с почти вертикальным падением. Время заложения этой системы разломов – позднеархейское-раннепротерозойское. Другая система глубинных разломов (рифейская) образована субширотными нарушениями фундамента сдвигового и сбросо-сдвигового характера с горизонтальной амплитудой смещения от 1 до 4км.

В платформенном чехле принято выделять два структурных яруса: венд-нижнепалеозойский и верхне-палеозойский-нижнемезозойский.

Кимберлитовые тела залегают в породах нижнего структурного яруса.

Залегание пород платформенного чехла горизонтальное, как с поверхности, так и на глубину. По данным геофизических исследований в нижнем структурном ярусе выявлены разрывные нарушения северо-восточного и северо-западного простирания. Их протяженность составляет 10 км и более. Все нарушения носят сбросовый характер и имеют амплитуду смещения 20-25м. В геологическом отношении они представляют собой зоны повышенной трещиноватости и дробления шириной 1-2км. Кроме того, на контактах с кимберлитовым телом (на расстоянии 4-5м) отмечается повышенная разноориентированная трещиноватость вмещающих пород, а также частое нарушение корреляции разреза по скважинам.

В верхнем структурном ярусе фиксируются многочисленные разрывные нарушения, связанные с трапповым магматизмом. (Изаров В.Т., 1995г.)

1.2.4 Морфология рудного тела

Рудное тело трубки «Айхал» отвечает диатреме с каналами трещинного типа. В структурном отношении трубка приурочена к рудовмещающей тектонической зоне северо-восточного простирания, оперяющей субмеридиональный глубинный разлом вдоль современной долины реки Сохсолоох. Проведенными работами установлено, что породы нижнего палеозоя вдоль рудовмещающей зоны северо-восточного простирания, в пределах которой расположена трубка «Айхал», характеризуются повышенной степенью трещиноватости по сравнению с фоновой. Это подтверждается также данными разведочных работ, которыми установлено, что основными структурными элементами, предопределившими положение трубчатого тела, являются зоны интенсивной трещиноватости и брекчирования вмещающих пород. Зоны повышенной трещиноватости вмещающих пород появляются обычно за 4-5м до контакта с рудным телом и сопровождаются многочисленными зеркалами скольжения (скв. 8в, 29 и др.).

					СФУ ИГДГиг ДП -21.05.04.02-121101076	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		11

Тектонические зоны брекчирования карбонатных пород, нередко инъецированные кимберлитовыми дайками, вскрываются многочисленными скважинами в околорудном пространстве на различных расстояниях от рудного тела, в т. ч. и непосредственно вдоль его экзоконтактов. Одна из таких зон вскрыта в южной части северо-восточного рудного тела разведочными скважинами 7а, 8б, 8 (р. л. X) и 10, 11, 12 (р. л. XII). Мощность этой тектонической зоны между абс.отм.+195 - +150м по р. л. X достигает 60-70м, по р. л. XII – 30м; расстояние ее от юго-западного фланга северо-восточного рудного тела на горизонтах +170 и +150м составляет, соответственно, 25 и 35м. На флангах по простиранию мощность зоны брекчирования уменьшается до выклинивания. Эта зона сложена тектонической карбонатной брекчией, представленной мелко и среднеобломочным материалом карбонатных пород (доломиты, глинистые доломиты, реже доломитовые конгломераты), сцементированных глинистокарбонатным (скважина 8б) и разнозернистым карбонатным (скв.7а) цементом. Порода трещиноватая, участками кавернозная, в разной степени сульфидизированная и кальцитизированная, с прослойками и прожилками гипса.

К описанной тектонической зоне пространственно приурочены дайки кимберлитов, вскрытые разведочными скважинами 7, 9, 12, 3к на разных глубинах. Простирание даек северо-восточное 75, близкое к простиранию рудного тела. Иногда вдоль даек кимберлитов во вмещающих породах наблюдаются зоны брекчирования мощностью до 1м (скв.7). Расстояние даек от южного контакта северо-восточного рудного тела составляет на горизонтах +150, +170 и +195м около 20-25м.

Другая субвертикальная тектоническая зона дробления вмещающих пород приурочена к юго-западному флангу северо-восточного рудного тела. Она вскрыта скважиной 29 в 13м от северного борта рудного тела между абс.отм.+115 и +130м. Тектоническая зона сопровождается крутопадающей дайкой кимберлита мощностью 1.5-2м. Выше по разрезу между отм.+150 и +195м расстояние зоны брекчирования от северного контакта рудного тела предположительно составит 7-13м. Тектоническая зона сложена карбонатной брекчией и представлена обломками известковистых и глинистых доломитов, интенсивно трещиноватых и, нередко, с зеркалами скольжения. Блок вмещающих пород, расположенный между зоной брекчирования и рудным телом, также сложен интенсивно трещиноватыми породами с нарушенным первичным их залеганием.

Между северо-восточным и юго-западным рудными телами предполагается наличие зоны дезинтегрированных карбонатных пород,

					СФУ ИГДГиг ДП -21.05.04.02-121101076	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		12

которые могут влиять на их устойчивость при подземной отработке. При подземных горных работах на контактах рудного тела с вмещающими породами (кольцевой штрек, спиральные съезды, орты и др.) следует предусмотреть усиление их крепления.

Трубка «Айхал» представляет собой крутопадающее сплюснуто-трубчатое тело северо-восточного простирания – 63° и имеет протяженность на поверхности по длинной оси 510м при ширине 50-120м, в среднем 82.5м.

На уровне современного эрозионного среза имело неправильную дайкообразную форму с пропорциями осей в плане 1: 6.4.

Трубка на отм.+374 м трубка разделяется массивом карбонатных пород на 2 рудных тела: юго-западное и северо-восточное. Мощность перемычки карбонатных пород возрастает от 22м на абс.отм.+225 до 105м на абс. отм. - 400м. В верхней части до абс.отм. 0 отделяющие рудные тела карбонатные породы дезинтегрированы, ниже породы залегают горизонтально.

Северо-восточное рудное тело имеет сложную дайкообразную форму. На юго-западном фланге между гор.+330 и +150м оно расширяется, на северо-восточном – сужается. Северо-западный борт тела - субвертикальный. Ниже гор. +150 и +100м рудное тело постепенно сужается, на отм.–10м оно разделяется на 2 рудных столба: западный и восточный.

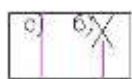
Морфологические элементы трубки «Айхал» приведены в таблице 1.1.

Таблица 1.1- Морфологические элементы трубки «Айхал» (по данным Изарова В.Т., 1995г.) [1] [изъяты данные таблицы]

Абс.отм. м	Юго-западное тело		Северо-восточное тело, рудные столбы:			
	Площадь, м ²	Размеры по осям, м	Западный		Восточный	
			Площадь, м ²	Размеры по осям, м	Площадь, м ²	Размеры по осям, м
+205						
+180						
+150						
+125						
+100						
+65						
+35						
0						
-35						
-65						
-100						

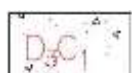
Продольный разрез кимберлитовой трубки «Айхал» представлен на рис 1.1. по данным Серова В.П., Мишенина С.Г., (1998г.) [2]

Рисунок 1.1- Продольный разрез кимберлитовой трубки «Айхал» [изъято]
Условные обозначения к рисунку 1.1



а) на разрезах II-XII - линия продольного разреза

б) на продольном разрезе - линии и номера разрезов II-XII



Кимберлиты и кимберлитовые брекчии



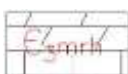
Породы сохсолохской свиты нижнего и среднего отделов ордовикской системы



Породы олдондинской свиты нижнего отдела ордовикской системы



Породы моркокинской свиты верхнего отдела кембрийской системы



Породы мархинской свиты верхнего отдела кембрийской системы

Примечания: На разрезы II-XII спроектированы части стволов разведочных скважин, попавших в полосу 25 м в каждую сторону от линий разрезов; на продольный разрез спроектированы все пройденные скважины.

Поперечные разрезы по линиям 7-8 кимберлитовой трубки «Айхал», представлен на рисунке 1.2-1.3 согласно данным Серова В.П., Мишенина С.Г., (1998г.)

Рисунок 1.2-Поперечный разрез по линии 7 кимберлитовой трубки «Айхал»
[изъято]

Рисунок 1.3-Поперечные разрез по линии 8 кимберлитовой трубки «Айхал»
[изъято]

Условные обозначения см.Рис.1.1.

1.2.5 Разведанность месторождения

Трубка «Айхал» открыта в 1960 г. В 1960-61г. произведена детальная разведка ее верхних горизонтов шурфами и скважинами колонкового бурения, по результатам которой запасы месторождения были утверждены ГКЗ СССР по промышленным категориям А+В+С1+С2 (протокол №3627 от 22.03.62). Запасы категории А разведаны до абс.отм.+490м, категории В - до абс.отм.+400м, по категории С1 для северо-восточного рудного тела - до абс.отм.+100м, для юго-западного - до абс.отм. 200м. Месторождение эксплуатируется открытым способом с 1961 года.

В 1991-96г. Амакинской экспедицией АК "Алроса" проведена предварительная разведка глубоких горизонтов трубки Айхал в интервале абс. отм. +230 – (-400) м. Верхняя граница подсчета разведанных запасов совпадает с предельной отметкой отработки месторождения открытым способом (+230м), нижняя - с конечной глубиной подземной отработки месторождения (-400м). Разведка проводилась системой наклонно-направлен-ных многозабойных колонковых скважин (31скв.), проходившихся из вмещающих пород в рудное тело. По результатам этих работ в 1998 году был защищен отчет с подсчетом запасов (протокол ГКЗ №497 от 20.11.98).

					СФУ ИГДГиг ДП -21.05.04.02-121101076	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		15

неполным использованием геологической информации, полученной в процессе разведочных и эксплуатационных работ; морфология и размеры рудных тел из-за неравномерной плотности разведочной сети не поддаются уверенной геометризации на опорных горизонтах и разрезах, особенно, на флангах рудных тел;

2) недостаточное число рудных пересечений также препятствует уверенной оценке качества руд месторождения;

3) недостаточное внимание в отчете уделено алмазности экзоконтактов тела кимберлитов, что не позволило убедительно обосновать принципы оконтуривания рудных тел;

4) выполненными геологоразведочными работами на месторождении не создана равномерная сеть скважин, что препятствует достоверному подсчету запасов месторождения.

Протоколом ГКЗ № 48-к от 24.12.97 компании было рекомендовано "уточнить гидрогеологические, геокриологические и геотемпературные условия глубоких горизонтов трубки Айхал по данным бурения и опробования контрольно-стволовых скважин". Данная рекомендация выполнена не была.

1.2.6 Краткая гидрогеологическая и газовая характеристика месторождения

Район месторождения «Айхал» принадлежит к Тунгусскому криоартезианскому бассейну. На территории района развиты многолетнемерзлые породы, входящие в криолитозону общей мощностью до 720м. Наиболее низкие температуры этой толщи отмечаются в приповерхностной части (-4.2⁰С), нулевая изотерма проходит на глубине около 700м (-200м).

Мощность многолетнемерзлых пород (ММП) составляет 340-450м (абс. отм.+100 - +180м). ММП служат кровлей верхнекембрийского водоносного комплекса.

В районе месторождения выделяются 3 типа подземных вод: над, меж и подмерзлотные. Надмерзлотные воды не оказывают практического влияния на обводненность месторождения.

Водоносные комплексы в районе вскрыты картировочными гидрогеологическими скважинами 1г, 2г, 21, 23, 24, 27, 100к и структурной нефтегазопроисковой скв.706. При проведении предварительной разведки глубоких горизонтов трубки Айхал в 1991-95г. гидрогеологических исследований в скважинах и изучение газоносности пород не производилось. Межмерзлотные подземные воды приурочены к нижнеордовикскому водоносному комплексу. В его разрезе выделяются 2-3 водоносных

					СФУ ИГДГиг ДП -21.05.04.02-121101076	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		17

коллектора в трещиноватых известняках и песчанистых доломитах, разделенных практически непроницаемыми пачками мергелей и глинистых доломитов олонской свиты.

Коллекторы залегают на глубине 260-380м (гор. +260 +150м), имеют мощность 0.6-4м (скв. 21,23), притоки по данным опытных работ в скважины до 2.4-4.8м³/сутки, а водопроницаемость 0.08-0.1м/сутки. Характеристика водоносных коллекторов по данным Изарова В.Т.,(1995г) [1] по скв. 21, пройденной в 450м на северо-запад от трубки Айхал, приведена в табл. 1.3.

Таблица 1.3-Характеристика коллекторов нижеордовского (O₁) водоносного комплекса. [изъяты данные таблицы]

	Интервал залегания		Нэфф.,м	Кп общ.%
	глубина	абс. отм.		
1				
2				
3				

1.2.7 Краткие сведения о запасах

Подсчет запасов глубоких горизонтов выполнен методом горизонтальных сечений с высотой подсчетных блоков 100 и 130м для запасов категории С₁ и высотой 200м - для запасов категории С₂. Сечения, ограничивающие подсчетные блоки, построены на абс. отм. +230, +100, 0, -200 и -400м. При этом запасы категории С₁ на флангах месторождения подсчитаны до абс. отм. 0м, в центральной его части - до абс.отм.-200м, ниже до отм.-400м запасы классифицированы по категории С₂. При подсчете запасов определения их балансовой принадлежности не проводилось.

На этих материалах институтом "Якутнипроалмаз" в 1996г. было составлено ТЭО постоянных кондиций на отработку глубоких горизонтов месторождения подземным способом, которое утверждено ГКЗ Российской Федерации (протокол № 48-к от 24.12.97). Согласно этим кондициям балансовые запасы категорий С₁+С₂ для подземной отработки трубки Айхал утверждены до гор.-100м. Запасы, расположенные ниже до абс. отм. -400м, признаны забалансовыми. Верхней границей подземной отработки месторождения принят гор.+230м.

Отработка месторождения открытым способом завершена в конце 1997 года на глубине 320м. Отметки дна карьера на юго-западном участке составили +235м, на северо-восточном - +195м абс. При этом часть балансовых запасов руды осталась в северо-восточном борту карьера.

Настоящим проектом предусматривается подземная отработка балансовых запасов подкарьерного целика обоих рудных тел трубки Айхал, заключенных между отм. +205 и –100м (юго-западное рудное тело) и +125 и –100м (северо-восточное рудное тело).

Кондиции. При подсчете запасов глубоких горизонтов трубки Айхал использованы кондиции для условий подземной отработки, утвержденные ГКЗ 24.12.97 протоколом № 48-к в следующем составе: подсчет запасов ведется в геологических границах кимберлитовых рудных тел; верхняя границей подсчета балансовых запасов, предназначенных для подземной отработки, является гор.+230м, нижней – гор.–100м;

В числе балансовых запасов выделяются балансы группы "а" и "б":

Запасы группы "а" – извлечение этих запасов на момент оценки экономически эффективно;

Запасы группы "б" – извлечение этих запасов на момент оценки не обеспечивает экономически приемлемую эффективность из-за низких технико-экономических показателей, но освоение которых становится экономически целесообразным при предоставлении недропользователю налоговых льгот в соответствии с законом РФ "О недрах";

Минимальное промышленное содержание алмазов класса +0.5мм в блоках балансовых запасов группы "а" (выделенных в интервале гор. +230 и – 0м) – [изъято] кар/т, в блоках запасов группы "б", выделенных в интервале гор. 0 и -100м, – [изъято] кар/т.

Геологические балансовые запасы, для подземных работ, приведены в табл.1.4. согласно данным Серова В.П. 1998г.

Таблица 1.4-Геологические балансовые запасы [изъяты данные таблицы]

Горизонт, м	Юго-Западное рудное тело, т.	Северо-Восточное рудное тело, т.	Всего по руднику, т.
1	2	3	4
+230 - +205			
+205 - +200			
+200 - +180			
+180 - +150			
Итого выше +150			
+150 - +137.5			
+137.5 - +125			
+125 - +116.5			
+116.5 - +112.5			
+112.5 - +100			
Итого +150 - +100			
+100 - +50			

+50 - 0			
Итого 0 - +100			
0 – (-100)			
Всего +230 -(-100)			
в т. ч. без ОПР			

1.3 Современное состояние горных работ

С 1961 месторождение обрабатывается открытым способом. Отработка карьера "Айхал" завершена на глубине 320м с отметками дна на юго-западном участке +235, на северо-восточном +205м в1997 году.

Далее встал вопрос об отработке подкарьерных запасов подземным способом.

2. Горная часть

2.1 Годовая производительность и срок существования рудника

Годовая производительность рассчитывается исходя из горно-геологических условий и по экономически целесообразному сроку существования рудника. Фабрика №8, построенная для отработки запасов открытым способом является одной из крупнейших в Якутии, она может переработать 2,5 млн. т. руды в год. Годовая производительность рудника не должна превышать производственную мощность фабрики. И так, с учётом этого условия, рассчитаем годовую производительность рудника по экономически целесообразному сроку существования рудника.

Условный геологический разрез месторождения, после завершения открытого способа разработки, представлен на рис.2.1.

Рисунок 2.1-Условный геологический разрез по месторождению
[изъято]

Дальнейшие расчеты представленные в проектной работе выполнены по методике «Технология подземной разработки месторождений».[4]

Для начала рассчитаем балансовые запасы для Юго-Западного и Северо-Восточного рудного тела.

$$B = m \cdot L_{\text{пр}} \cdot (H_p - H_3) \cdot \gamma / \sin \alpha \quad (2.1.1)$$

Где: B – балансовые запасы руды в месторождении, тыс. т.; m – нормальная мощность рудного тела, м ; $L_{\text{пр}}$ – длина рудного тела по простиранию, км ; H_p – глубина распространения рудного тела (от поверхности до нижней границы), м.; H_3 – глубина залегания рудного тела (от поверхности до верхней границы), м; γ – объемная плотность руды, т/м³; α – угол падения рудного тела .

Для северо-восточного рудного тела балансовые запасы составят:

Для западного рудного столба:

$$B_1 = [\text{изъято}] \text{ млн.т.}$$

(Согласно табл 1.1 из геологической части)

Для восточного рудного столба:

$$B_2 = [\text{изъято}] \text{ млн.т.}$$

(Согласно табл 1.1. из геологической части)

Для юго-западного рудного тела балансовые запасы составят:

					СФУ ИГДГиг ДП -21.05.04.02-121101076	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		21

$$B_3 = [\text{изъято}] \text{ млн.т.}$$

(Согласно табл 1.1. из геологической части)

Общие балансовые запасы.

$$B = B_1 + B_2 + B_3 = [\text{изъято}] \text{ млн.т.}$$

Определим годовую производительность рудника (A_r), по экономически целесообразному сроку существования рудника, а так же по горным возможностям:

1. По экономически целесообразному сроку существования рудника:

Определяем годовую производительность исходя из оптимального соотношения расчётного (T_p) и минимального (T_m) срока существования рудника.

Расчетный срок службы рудника определяем по формуле:

$$T_p = \frac{B}{A_r}, \text{ лет} \quad (2.1.2)$$

Расчетный срок службы должен быть равен или больше минимально допустимого срока службы T_m (не более чем на 10 %), устанавливаемого в зависимости от годовой производительности по таблице:

Если рудник входит в состав горно-обогатительного комбината, то T_m следует увеличить на 20-30%.

Исходя из вышеперечисленных условий, составляем таблицу 2.1.

Таблица 2.1-Определение годовой производительности по экономически целесообразному сроку существования рудника [изъяты данные таблицы]

A_r , тыс.т			
T_p , лет			
T_m , лет			

Из расчетов видно, что оптимальная $A_r.э. = [\text{изъято}]$ тыс.т./год, так как выполняется условие $T_p > T_m$

2. Определяем годовую производительность рудника по горным возможностям:

$$A_r = V \cdot K_1 \cdot K_2 \cdot K_3 \cdot K_4 \cdot S \cdot \gamma \cdot K_n / K_k \quad (2.1.3)$$

Где: V — среднее годовое понижение очистной выемки по всей рудной площади, м; K_1-4 — поправочные коэффициенты, учитывающие, соответственно, угол падения, мощность, систему разработки и число этажей в одновременной отработке; K_n и K_k - показатели извлечения, доли ед.; S — горизонтальная площадь рудных тел, тыс.м² (Согласно таблице 1.1. из геологической части $S = 14026$ тыс. м²).

$$A_r = [\text{изъято}] \text{ тыс.т./год}$$

Окончательно принимаем $A \cdot g =$ [изъято] тыс.т/год. Срок существования предприятия в этом случае составит 19,5 лет.

2.2 Выбор способа разработки месторождения

2.2.1 Обоснование основных параметров вскрытия

Количество шахтных полей определится следующим образом:

$$n = \frac{Ag(\text{по горным возможностям})}{Ag(\text{по сроку существования})} = [\text{изъято}] = 1,1.$$

Таким образом, количество шахтных полей принимается равным единице.

Высота этажа зависит от системы разработки, а также от геологических условий залегания. В нашем случае для системы горизонтальные слои с закладкой (пункт.2.5.) рекомендуется принять высоту этажа равной 100 м.

2.2.2 Анализ отечественной и зарубежной практики

Прежде чем приступить к рассмотрению конкурентоспособных вариантов, проведем анализ вскрытия аналогичных месторождений.

1) Вскрытие под карьерных запасов трубки «Мир» [5]

Схема вскрытия месторождения «Мир» представлена на Рис.2.2.

Запасы руды, подлежащие отработке подземным способом, расположены между нижней границей разведанных запасов (абс. отм. -900м) и дном карьера (абс. отм. -190м). Одним из основных факторов, определяющим высоту этажа, является устойчивость вертикальных горных выработок (рудоспусков и восстающих) в течение большого срока их службы. На действующем руднике «Интернациональный» высота этажа составляет 90м и имеющийся опыт эксплуатации восстающих не дает оснований для увеличения высоты этажа. Исходя из этого и в соответствии с ранее выполненными проектными проработками высота этажа на руднике "Мир" принимается равной 100м.

Рисунок 2.2-Вскрытие под карьерных запасов трубка «Мир»

Учитывая значительную глубину залегания и вертикальное падение рудного тела, наличие мощного водоносного горизонта, а также выбранный способ консервации карьера, наиболее целесообразным является способ вскрытия месторождения вертикальными стволами, проходимыми с поверхности. Этот способ вскрытия месторождения рекомендуется всеми ранее выполненными научно-исследовательскими и проектными работами.

					СФУ ИГДГиг ДП -21.05.04.02-121101076	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		23

Во всех ранее выполненных проектных работах] вскрытие месторождения предусматривалось произвести тремя центрально-расположенными стволами, что значительно упрощает организацию работ при углубке стволов и вскрытии нижних горизонтов, но вместе с тем, существенно удорожает стоимость строительства и увеличивает его сроки. С учетом этого протоколом технического совещания от 12-17 января 2000г., утвержденного Генеральным директором АК «АЛРОСА», было принято решение об отказе от последующей углубки стволов и сокращения их числа до 2. Указанные решения подтверждены также и Заданием на проектирование.

Исходя из вышеизложенного, данным проектом вскрытие запасов месторождения предусматривается произвести двумя вертикальными стволами: клетьевым и скиповым, диаметром в свету 8м каждый.

В проектной работе на основании технико-экономических расчетов по обоснованию различных вариантов глубины I шага вскрытия, был рекомендован вариант, при котором I шаг вскрытия предусматривал проходку 3 вертикальных стволов с поверхности до отм.-490м. Как было отмечено выше, в процессе строительства рудника может возникнуть ситуация, когда не удастся в полной мере осуществить поддержание карьера в сухом состоянии. В этом случае отработку придется вести с оставлением временного рудного целика, что в свою очередь делает необходимым увеличение первоначального шага вскрытия до гор.-615м. Следует учитывать, что эта дополнительная проходка стволов будет вестись обычным способом (без замораживания пород) и увеличение сроков строительства составит всего лишь 4-6 месяцев. Кроме того, необходимо отметить, что проходка стволов до гор.-615м обеспечивает вскрытие более 70% всех разведанных запасов месторождения с горизонтальными площадями рудного тела, обеспечивающими расчетную годовую производительность рудника. Ниже этой отметки происходит резкое уменьшение рудных площадей. Исходя из этого, рекомендуется первый шаг вскрытия месторождения осуществить проходкой вертикальных стволов (скипового и клетёвого) с поверхности до гор. - 615м. При предлагаемом I шаге вскрытия первоначально будут вскрыты запасы 4 рабочих горизонтов (-310м, -410м, -510м и -615м), что позволяет обеспечить работу рудника с проектной производительностью 1 млн. т в год в течение около 35 лет. Учитывая, что запасы руды в каждом этаже составляют 7-8млн.т, в одновременной работе будет находиться один этаж, в котором верхний горизонт будет являться вентиляционным, а нижний – откаточным.

Краткая характеристика вертикальных стволов приведена в таблице 2.2
Таблица 2.2- Характеристика стволов рудника

					СФУ ИГДГиг ДП -21.05.04.02-121101076	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		24

Наименование показателя	Ед. изм.	Клетевой ствол	Скиповой ствол
Диаметр в свету	м	8.0	8.0
Сечение в свету	м ²	50.25	50.25
Глубина общая	м	1049.5	1035.8
В т.ч. - зумпфа	м	12.5	-
Высотные отметки:			
- устья ствола	м	+346.5	+345.0
- горизонтов (сопряжений)	м	-210, -310, -410, -510, -615, -690	-210, -310, -410, -510, -615, -690
- зумпфа	м	-702.5	-

Продолжение таблицы 2.2 см. на следующей странице

Продолжение таблицы 2.2

Функция ствола		Подача свежего воздуха, спуск-подъем людей, материалов	Выдача отработанного воздуха, подъем руды и пустой породы
Оборудование стволов		грузовая и людская клеть размером в плане 4500х1500 мм	два скипа емкостью 7м ³ каждый, грузовая клеть размером в плане 4500х1500 мм
Армирование ствола		Жесткая, металлическая (растрелы-двугавр №36, проводники - рельсы Р-50)	Жесткая, металлическая (растрелы-двугавр №36, проводники-коробчатые и рельсы Р-50)

2) Месторождение «Удачное» [6]

Месторождение «Удачное» ниже дна существующего карьера (глубиной 525 м) представляет собой два конусообразных рудных тела (трубки) эллипсообразной формы Западное и Восточное. Проектная производственная мощность – 4 млн.т/год, при годовом понижении горных работ – 14,8 м/год.

Вскрытие подкарьерных запасов (I очередь в отм.-290/580м).

Первая очередь вскрытия трубки "Удачная" осуществляется с поверхности тремя вертикальными стволами круглого сечения, расположенными на единой промплощадке:

					СФУ ИГДГиг ДП -21.05.04.02-121101076	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		25

-скиповым стволом глубиной 1046 м (СС) диаметром 9м, оборудованным: двумя парами уравновешенных скипов (СМ-15-188-2.0.22000) грузоподъемностью по 30т.

-клетевым стволом глубиной 959 м (КС) диаметром в свету 8м, оборудованным: спецклетью с размером в плане (7100x2800) грузоподъемностью 20 т, с противовесом и многоканатным подъемом; клетью (51НВ2,0А) грузоподъемностью 1,1т с одноконцевым подъемом; вентиляционно-вспомогательным стволом глубиной 1069 м (ВВС) диаметром 8м, оборудованным: клетью (31НВ4,5А) грузоподъемностью 13,5т с противовесом и многоканатным подъемом; клетью (31НВ4,5А) грузоподъемностью 3т с одноконцевым подъемом;

Запасы рудных тел Западное и Восточное трубки "Удачная" вскрываются от стволов КС и ВВС на горизонтах -380, -480 и -580м четырьмя квершлагами сечением в свету по 23,5м². Транспортные квершлаг предусматриваются для локомотивной откатки рудной массы от участковых рудоспусков до разгрузочных камер капитальных рудоспусков в районе скипового ствола. Высота этажа при вскрытии всех рудных тел составляет 100 м. Схема вскрытия подземного рудника "Удачный" приведена на рис.2.3.

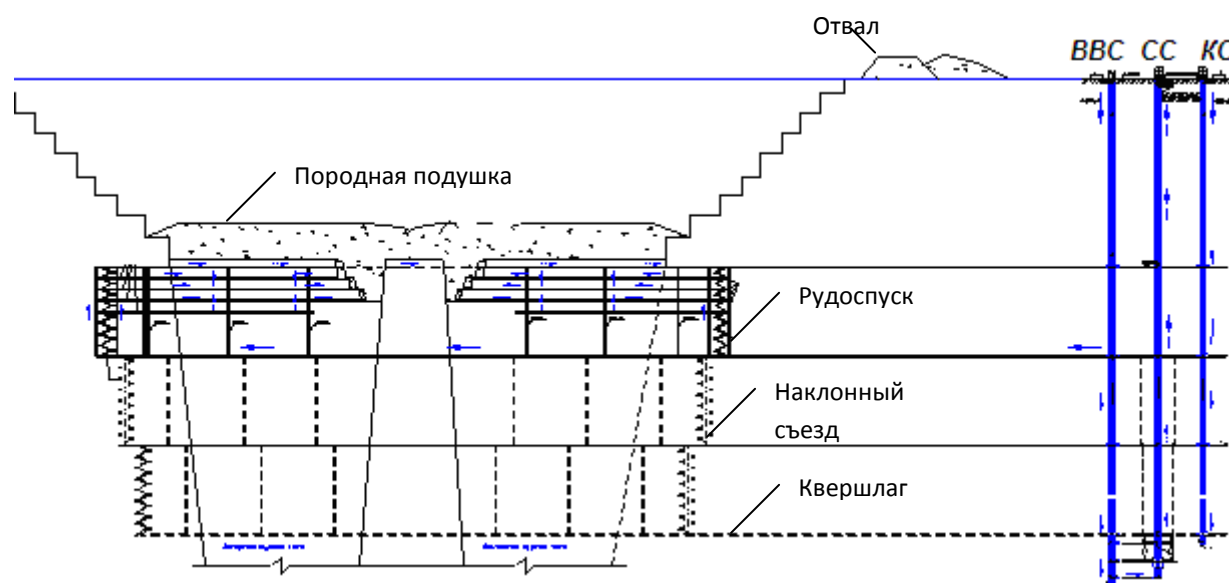


Рисунок 2.3-Схема вскрытия месторождения «Удачное»

3) Рудник «Таймырский» [7]

Является самым мощным подземным предприятием Норильского НГМК. Рудник обрабатывает центральную часть Октябрьского месторождения медно-никелевых руд на больших глубинах и включает в себя две рудные залежи: Хараелахскую (Х-I (0)) и северную (С-2). Залежь представлена в виде плитообразного тела длиной 1,8 км и шириной 0,75-0,9

					СФУ ИГДГиг ДП -21.05.04.02-121101076	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		26

км погружаются в восточном/северо-восточном направлении с глубины 1000 до 1750 м. Мощность залежи изменяется от 1,0 до 44,1 м и составляет в среднем 20 м. Вторая Северная залежь имеет сложную конфигурацию длиной 2,15 км. Ширина ее колеблется от 0,3 до 1,0 км. Средняя мощность 6-7 м, максимальная – 22,3 м. Глубина залегания – 1200 – 1400 м. Угол падения залежи верхних блоков (запасы гор. –1050 и –1100 м) составляет 14-22°, нижних блоков (до гор. –1400 м) – 8-12°. Выше богатых руд залегают вкрапленные руды. Мощность вкрапленных руд достигает 40 м.

Месторождение вскрыто 6 вертикальными стволами.

Клетевой ствол № 3 (КС-3) и скиповой ствол № 3 (СС-3) расположены на основной промплощадке рудника рядом с основной промплощадкой рудника "Октябрьский". Вспомогательные стволы породозакладочный (ПЗС) и воздухоподающий (ВПС) стволы расположены на вспомогательной промплощадке, находящейся в непосредственной близости от рудной залежи. Вентиляционные стволы № 5 и № 6 (ВС-5 и ВС-6) размещаются на северном фланге месторождения. В стадии строительства находится еще один вентиляционный ствол № 7 (ВС-7), который будет обеспечивать вентиляцию нижних горизонтов. Все промплощадки спланированы и имеют подъездные автомобильные дороги.

Схема вскрытия Таймырского рудника приведена на Рис.2.4.

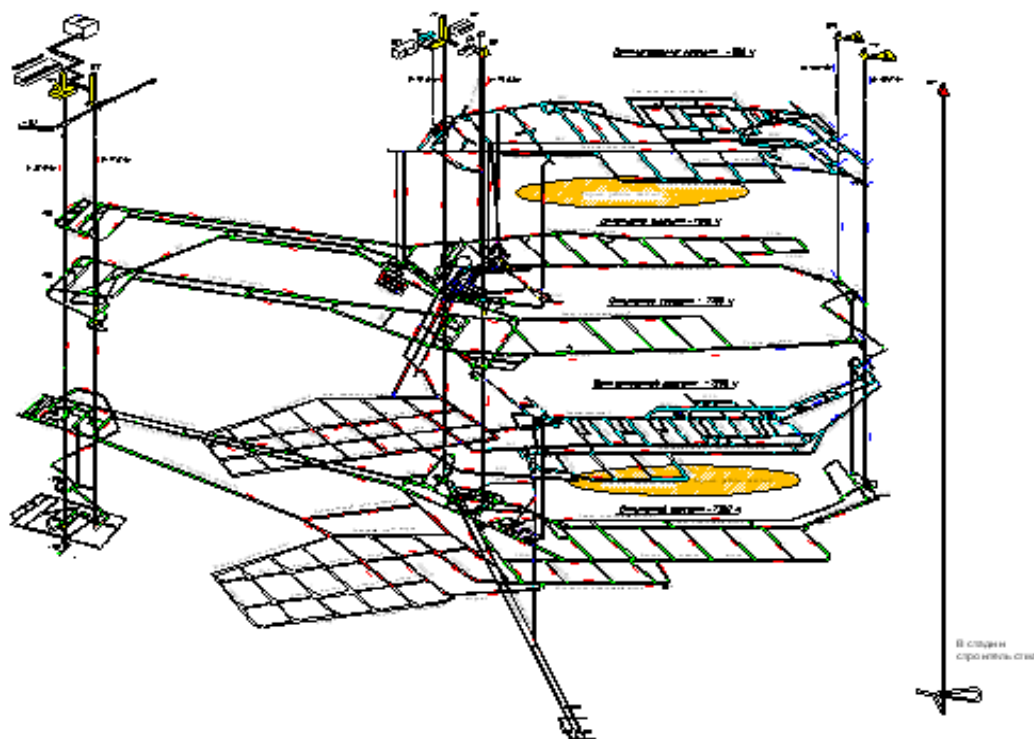


Рисунок 2.4-Схема вскрытия Таймырского рудника

4) Рудник «Хамаслахти» (Финляндия) [8]

					СФУ ИГДГиг ДП -21.05.04.02-121101076	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		27

Примером максимального использования карьера при проведении вентиляционных, транспортных, рудоперепускных подземных выработок служит рудник Хамаслахти (рис. 2.5).

Основной вскрывающей выработкой является транспортный съезд, пройденный из борта карьера. Для проветривания используются вентиляционные восстающие, пройденные с поверхности. Для уменьшения объемов вскрыши доработка карьерных запасов производится без проведения транспортных автодорог, руды из карьера перепускают на откаточный горизонт подземного рудника, с которого автосамосвалами она выдается на поверхность.

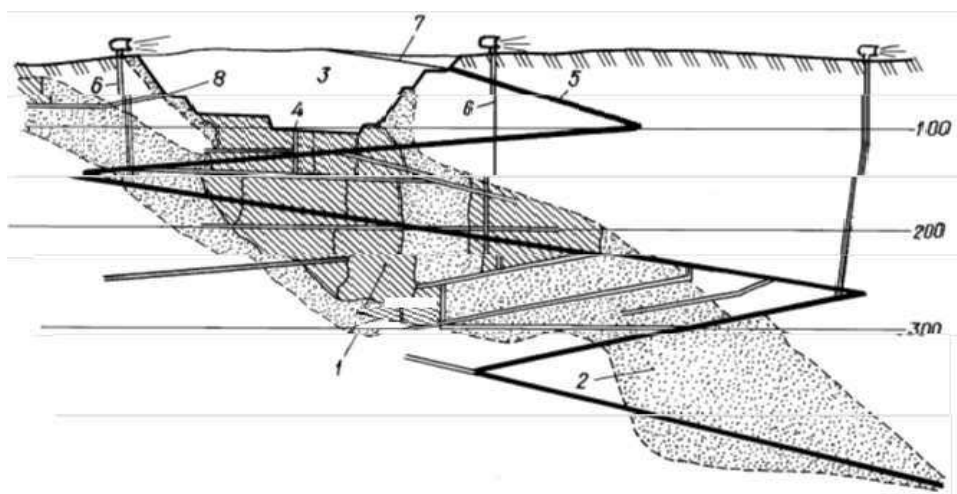


Рисунок 2.5-Вскрытие рудника Хамаслахти:

1 – рудное тело, отрабатываемое открытым и подземным способом; 2 – отработанные подземным способом участки МПИ с закладкой выработанного пространства; 3 – действующий карьер; 4 – рудоспуск для руды из карьера; 5 – спиральный съезд с борта карьера; 6 – вентиляционные восстающие; 7 – карьерный съезд; 8 – штольня для подземных работ в нерабочем борту карьера.

2.2.3 Выбор и обоснование рационального варианта вскрытия и подготовки

Правильный выбор способа вскрытия месторождения имеет большое значение, так как им определяется, на длительный отрезок времени, размер необходимых капитальных вложений, общая технология производственных процессов, уровень механизации.

Выбор схемы вскрытия зависит от целого ряда геологических, горнотехнических и экономических факторов: формы и размеров рудного тела, его мощности и угла падения, глубина залегания рудного тела, рельефа поверхности, производственной мощности рудника и срока его службы, ценности руды и примененной техники. Учёт влияния перечисленных факторов должен производиться комплексно.

При выборе способа вскрытия и подготовки рудника принятые технические решения должны обеспечить:

- высокую концентрацию горных работ с наибольшими реально достижимыми в данных горно-геологических условиях нагрузками;
- обеспечение своевременной подготовки запасов;
- минимальный необходимый объем проводимых и поддерживаемых выработок;
- бесступенчатый транспорт грузов и прямоточное,
- эффективное проветривание при полном соблюдении правил и охраны труда;
- надежную и устойчивую работу рудника в течении 10-15 лет с минимальными объемами капитальных работ, выполняемых в этот период.

Проанализировав аналогичные месторождения (П.2.2.2.), рассмотрим возможные варианты вскрытия месторождения, и сравним их достоинства и недостатки.

1 Вариант. Вскрытие под карьерных запасов грузовым и вспомогательным наклонными стволами, пройденными с одной пром. площадки.

Рисунок 2.6-Вскрытие под карьерных запасов наклонными стволами.
[изъято]

Достоинства:

- Меньшая длина квершлаггов;

Недостатки:

- Плохие условия проветривания
- менее производительный по сравнению с вертикальными стволами

2 Вариант. Вскрытие под карьерных запасов месторождения, двумя вертикальными стволами, на всю глубину месторождения.

					СФУ ИГДГиг ДП -21.05.04.02-121101076	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		29

Рисунок 2.7-Вскрытие под карьерных запасов месторождения, двумя вертикальными стволами. [изъято]

Достоинства:

- Широкая область применения;
- Отсутствие перегрузки руды;
- Неограниченность применения по глубине (до 2200 м);
- Высокая производительность.

Недостатки:

- Большая длина квершлагов;
- Большой объем камерных выработок.

3 Вариант. Комбинированное вскрытие наклонными стволами и вертикальным стволом.

Рисунок 2.8-Вскрытие под карьерных запасов месторождения, двумя вертикальными стволами [изъято]

Достоинства:

- Меньшая длина квершлагов;
- хорошие условия проветривания;
- Высокая производительность.

Недостатки:

- Наличие пунктов перегрузки руды.

4 Вариант. Вскрытие под карьерных запасов месторождение автомобильным съездом, пройденным из бортов карьера.

Рисунок 2.9-Вскрытие под карьерных запасов месторождения, автомобильным съездом, пройденным из бортов карьера. [изъято]

Достоинства:

- Широкая область применения;
- Отсутствие пунктов перегрузки;
- Высокая производительность.

Недостатки:

- Плохие условия проветривания;

					СФУ ИГДГиг ДП -21.05.04.02-121101076	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		30

- Большой объем ГКР;
- Необходимость постоянного поддерживания бортов карьера.

Выполнив сравнение конкурирующих вариантов, можем сделать вывод, что вариант 1(вскрытие наклонными стволами) и вариант 4(вскрытие автомобильным съездом) обладают наименьшим количеством достоинств, а так же существенными недостатками. Дальнейшее рассмотрение этих вариантов производиться не будет.

Большим количеством достоинств и наименьшим количеством недостатков обладает вариант 2(двумя вертикальными стволами) и вариант 3 (Комбинированное вскрытие наклонными стволами и вертикальным стволом).

Рассмотрим принятые способы вскрытия подробнее

1. Вскрытие подкарьерных запасов месторождения, двумя вертикальными стволами, на всю глубину месторождения (Рис 2.10).

Рисунок 2.10-Вскрытие месторождения, двумя вертикальными стволами. [изъято]

2. Комбинированное вскрытие наклонными стволами и вертикальным стволом (Рисунок 2.11).

Рисунок 2.11-Комбинированное вскрытие наклонными стволами и вертикальным стволом. [изъято]

2.2.4 Характеристика принятых вариантов вскрытия

Выполним структурную классификацию способов вскрытия. Табл. 2.3.

Таблица 2.3. структурная классификация способов вскрытия

Структурный признак	Варианты исполнения
1. Тип схемы вскрытия по кол-ву главных вскрывающих выработок	1.простая схема
	2.комбинированная схема
2. Тип главное вскрывающей выработки	1.ствол вертикальный
	2.ствол наклонный
3. Положение главной вскрывающей выработки в плоскости простираения месторождения	1.центральное
	2.фланговое
3.1. Расположение главных и вспомогательных вскрывающих выработок	1.на одной пром. площадке
	2. на разных пром. площадках

4. Положение главной вскрывающей выработки относительно месторождения	Т.к. 90град. Не учитывается
5. Организация транспортных потоков	1.концентрация транспорта на определенном горизонте
	2. концентрация транспорта на определенном горизонте
6. Ступенчатость вскрытия	1.одноступенчатое
	2.многоступенчатое
7. Этапность вскрытия	1.одноэтапное
	2.многоэтапное
8. Тип подъема	1.скиповой
	2. скиповой
9. Тип околоствольного двора	1.петлевой
	2.петлевой

Площади поперечного сечения главных вскрывающих выработок, таких как концентрационный квершлаг и штрек, определяет экспертно по годовой производственной мощности рудника, а затем, при необходимости, корректируем по габаритам применяемого оборудования.

Площадь скипового рудовыдачного ствола S_B можно определить по формуле:

$$S_B = 23,4 + 3,6 \cdot A_r = [\text{изъято}] = 25 \text{ м}^2, \quad (2.2.1)$$

Сечение скипового ствола подбирают исходя из типовых сечений стволов шахт, т. е. $S_B = 28,7 \text{ м}^2$.

Диаметр примерно равен 6 м.

А сечения вспомогательных стволов будет равно $S_{\text{всп}} = 28,7 \text{ м}^2$ (\varnothing 6 м).

Площадь скипового наклонного ствола S_H можно определить по формуле:

$$S_H = 9,3 + 0,98 \cdot A_r = [\text{изъято}] = 9,8 \text{ м}^2. \quad (2.2.2)$$

Сечение наклонного скипового ствола подбирают исходя из типовых сечений стволов шахт, т.е. $S_B = 17 \text{ м}^2$

Сечения вспомогательных стволов, принимается равным сечению скипового ствола. т.е. $S_B = 17 \text{ м}^2$

Площадь поперечного сечения квершлагов S_K в первом приближении равна:

$$S_K = 4,2 + 5,4 \cdot A_r = [\text{изъято}] = 6,79 \text{ м}^2 \quad (2.2.3)$$

Сечение квершлагов получилось, довольно не большое, и принимается согласно практике рудников компании «Алроса», равным 18 м^2 .

Объемы околоствольных дворов можно определить из выражений:

- основного околоствольного двора V_{00} :

$$V_{00} = [\text{изъято}] = 7650. \text{ м}^3 \quad (2.2.4)$$

- вспомогательного околоствольного двора V_{0B} :

$$V_{0B} = [\text{изъято}] = 1096. \text{ м}^3 \quad (2.2.5)$$

Объемы горно-капитальных выработок 1-го варианта вскрытия приведены в таблице 2.4.

Объемы горно-капитальных выработок 2-го варианта вскрытия приведены в таблице 2.5.

Таблица 2.4-Объемы горно-капитальных выработок 1-го варианта вскрытия
[изъяты данные таблицы]

Горизонт	наименование выработок	параметры выработок				Стоимость. руб/м ³	капитальные затраты, руб
		количество	длина, м	сечение, м ²	объем, м ³		
150-100	Вертикальный скиповой ствол						
	Вертикальный вспомогательный ствол						
	ОСД ВСС (гор.150)						
	ОСД ВВС (гор.150)						
	ОСД ВСС (гор.100)						
	ОСД ВВС (гор.100)						
	Квершлаг (гор.150)						
	Квершлаг (гор.100)						
	Штрек (гор.150)						
	Штрек (гор.100)						
	Склад ППМ						
	ВХВ						
	Неучтенные выработки 5%						
100-0	ОСД ВСС (гор.0)						
	ОСД ВСС (гор.0)						
	Квершлаг (гор.0)						
	Штрек (гор.0)						
	Склад ППМ						
	Склад ВМ						
	ВХВ						
	Неучтенные выработки 5%						
0-(-100)	ОСД ВСС (гор.-100)						
	ОСД ВСС (гор.-100)						
	Квершлаг (гор.-100)						
	Штрек (гор.-100)						
	Склад ППМ						

	ВХВ						
	комплекс водоотлива						
	Неучтенные выработки 5%						

Таблица 2.5-Объемы горно-капитальных выработок 2-го варианта вскрытия
[изъяты данные таблицы]

Горизонт	наименование выработок	параметры выработок				стоимость, руб/м ³	капитальные затраты, руб
		количество	длина,м	сечение, м ²	объём, м ³		
150-100	наклонный скиповой ствол						
	Вспомогательный наклонный ствол						
	Вертикальный вспомогательный ствол						
	ОСД НСС (гор.150)						
	ОСД ВВС (гор.150)						
	ОСД НСС (гор.100)						
	ОСД ВСС (гор.100)						
	комплекс водоотлива						
	Квершлаг ВВС(гор.150)						
	Квершлаг НСС(гор.100)						
	Квершлаг ВСС(гор.100)						
	Штрек (гор.150)						
	Штрек (гор.100)						
	Склад ППМ						
	ВХВ						
неучтенные выработки 5%							
100-0	ОСД НСС (гор.0)						
	ОСД ВВС (гор.0)						
	Квершлаг НСС (гор.0)						
	Квершлаг ВВС (гор.0)						
	Штрек (гор.0)						
	Склад ППМ						
	Склад ВМ						
	ВХВ						
	неучтенные выработки 5%						
0-(-100)	ОСД НСС (гор.-100)						
	ОСД ВВС (гор.-100)						
	Квершлаг НСС(гор.- 100)						
	Квершлаг ВВС(гор.- 100)						
	Штрек (гор.-100)						
	Склад ППМ						
	ВХВ						
	неучтенные выработки 5%						

2.2.5 Распределение капитальных вложений по годам

										Лист
										34
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	СФУ ИГДГИГ ДП -21.05.04.02-121101076					

строительства и эксплуатации рудника

Главной целью календарного графика является обеспечение строительства рудника к заданным срокам, строго своевременного вскрытия запасов новых этажей взамен погашаемых горными работами и, в конечном результате, ритмичной добычи руды заданных объемов.

Сводный календарный график предусматривает рациональное движение вскрытых запасов, распределение по годам строительства объемов работ, потребности в рабочих кадрах и материально-технических ресурсах, капитальных вложений.

Календарный план выполнения всех капитальных работ 1-го варианта вскрытия показан в таблице 2.6.

Таблица 2.6-Распределение капитальных затрат по этажам при вскрытии двумя вертикальными стволами. [изъяты данные таблицы]

этап	вскрываемый этаж	Вскрываемый горизонт	запасы, млн. т			коэффициенты Кн/Кк	количество рудной массы, тыс т	капитальные затраты для вскрытия этажа, млн. руб.
			балансовые	в охранных целиках	активные			
1								
Всего:								

Срок строительства согласно рекомендации [4].

Продолжительность строительства составит 23 года.

$K_{min} = [изъято]$ млн.т./год.

Календарный график вскрытия и отработки месторождения при вскрытии двумя вертикальными стволами представлен в табл. 2.7.

Таблица 2.7-Календарный график вскрытия и отработки месторождения при вскрытии двумя вертикальными стволами. [изъяты данные таблицы]

Год строительства и эксплуатации рудника	Движение вскрытых запасов по этажам, по годам строительства и эксплуатации рудника (на начало планируемого года), млн. т			Годовая производительность рудника, млн. т	Обеспеченность рудника вскрытыми запасами, млн. т	Распределение капитальных вложений	
	Этапы вскрытия					в % от сметной стоимости	в денежном выражении, млн. руб.
	I						
	Вскрываемые этажи						
	1	2	3				
Первоначальные запасы руды на							

	этаже										
	Нормативный срок вскрытия запасов этажа, лет							xxx – сроки вскрытия запасов этажа			
	4	3	3								1
1											
2											
3											
4											
5											
6											
7											
8											
9											
10											
11											
12											
13											
14											
15											
16											
17											
18											
19											
20											
21											
22											
23											
Всего:											

Календарный план выполнения всех капитальных работ 2-го варианта вскрытия показан в таблице 2.8.

Таблица 2.8– Распределение капитальных затрат для комбинированного варианта вскрытия. [изъяты данные таблицы]

этап	вскрываемый этаж	Вскрываемый горизонт	запасы, млн. т			Коэф. Кн/Кк	количество рудной массы, тыс т	капитальные затраты, млн. руб.
			балансовые	в охранных целиках	активные			
1								
Всего:								

Срок строительства согласно рекомендации [4].

Продолжительность строительства составит 23 года.

$K_{min} = [изъято]$ млн.т./год.

Календарный график вскрытия и отработки месторождения при комбинированной схеме представлен в табл. 2.9.

Количество лет разработки месторождения 23 года.

Календарный график вскрытия составляется для определения сроков строительства рудника и вскрытия этажей. Календарный график показывает, какие выработки и в какой последовательности следует проводить для своевременного вскрытия запасов. Исходной информацией для построения календарного графика служит график отработки месторождения, из которого видно к какому году необходимо вскрывать этажи

Календарные графики, для рассматриваемых схем, представлены в таблицах 2.10-2.11.

Таблица 2.9-Календарный график вскрытия и отработки месторождения наклонными стволами, и вспомогательным вертикальным стволом. [изъяты данные таблицы]

Год строительства и эксплуатации рудника	Движение вскрытых запасов по этажам, по годам строительства и эксплуатации рудника (на начало планируемого года), млн. т			Годовая производительность рудника, млн. т	Обеспеченность рудника вскрытыми запасами, млн. т	Распределение капитальных вложений	
	Этапы вскрытия					в % от сметной стоимости	в денежном выражении, млн. руб.
	I						
	Вскрываемые этажи						
	1	2	3				
	Первоначальные запасы руды на этаже						
	1,9	3,8	3,8				
	Нормативный срок вскрытия запасов этажа, лет					xxx – сроки вскрытия запасов этажа	
	4	3	3			1	
1							
2							
3							
4							
5							
6							
7							
8							
9							
10							
11							
12							
13							
14							
15							
16							

17							
18							
19							
20							
21							
22							
23							
Всего:							

Таблица 2.10 – Календарный график вскрытия месторождения с вертикальными стволами. [изъяты данные таблицы]

Таблица 2.11– Календарный график вскрытия месторождения с вертикальными стволами. [изъяты данные таблицы]

2.2.6 Определение эксплуатационных затрат

По мере отработки месторождения происходит изменение длины откатки, высоты подъема руды, числа и длины поддерживаемых выработок, что ведет к изменению величины эксплуатационных затрат, как правило, в большую сторону. Поэтому эксплуатационные затраты следует определять за период отработки каждого этажа или группы этажей, объединяемых отдельным этапом вскрытия и отработки месторождения.

Расчеты 1-го варианта вскрытия сведены в таблицу 2.12.

Таблица 2.12– Расчет эксплуатационных затрат для схемы 1, вскрытие вертикальными стволами. [изъяты данные таблицы]

Наименование затрат	Расчет			Затраты. млн. руб
	длина, м.	время поддержания	себестоимость	
1.Поддержание выработок				
Этаж 1				
Вертикальный скиповой ствол				
Вертикальный вспом. ствол				
ОСД ВСС (гор.150)				
ОСД ВВС (гор.150)				
ОСД ВСС (гор.100)				
ОСД ВВС (гор.100)				
Квершлаг (гор.150)				
Квершлаг (гор.100)				

Штрек (гор.150)				
Штрек (гор.100)				
Склад ППМ				
Этаж 2				
ОСД ВСС (гор.0)				
ОСД ВСС (гор.0)				
Квершлаг (гор.0)				
Штрек (гор.0)				
Склад ППМ				
Склад ВМ				
Этаж 3				
ОСД ВСС (гор.-100)				
ОСД ВСС (гор.-100)				
Квершлаг (гор.-200)				
Штрек (гор.-200)				
Склад ППМ				
комплекс водоотлива				
2. Подземный транспорт руды				
3.Подъем руды				
4.Водоотлив				
Всего уточненных затрат за рассматриваемый период эксплуатации				
в т.ч. средние годовые затраты				

Расчеты 2-го варианта вскрытия приведены в таблице 2.13.

Таблица 2.13– Расчет эксплуатационных затрат для схемы 2, вскрытие наклонными стволами [изъяты данные таблицы]

Наименование затрат	Расчет			Затраты .млн. руб
	длина,м.	время поддержания	себестоимость	
1.Поддержание выработок				
Этаж 1				
наклонный скиповый ствол				
Вспомогательный наклонный ствол				

Вертикальный вспомогательный ствол				
ОСД НСС (гор.150)				
ОСД ВВС (гор.150)				
ОСД НСС (гор.100)				
ОСД ВСС (гор.100)				
комплекс водоотлива				
Квершлаг ВВС(гор.150)				
Квершлаг НСС(гор.100)				
Квершлаг ВСС(гор.100)				
Штрек (гор.150)				
Штрек (гор.100)				
Склад ППМ				
Этаж 2				
ОСД НСС (гор.0)				
ОСД ВВС (гор.0)				
Квершлаг НСС (гор.0)				
Квершлаг ВВС (гор.0)				
Штрек (гор.0)				
Склад ППМ				
Склад ВМ				
Этаж 3				
ОСД НСС (гор.-100)				
ОСД ВВС (гор.-100)				
Квершлаг НСС(гор.-100)				
Квершлаг ВВС(гор.-100)				
Штрек (гор.-100)				
Склад ППМ				
2. Подземный транспорт руды				
3.Подъем руды				
4.Водоотлив				
Всего уточненных затрат за рассматриваемый период эксплуатации				
в т.ч. средние годовые затраты				

2.2.7 Сравнение конкурирующих вариантов вскрытия месторождения

Выбор оптимального варианта вскрытия месторождения производится по критерию минимума приведенных затрат ($Z_{пр}$, руб./т).

Для начала, определим приведенные капитальные затраты по схеме 1. Приведенные капитальные затраты по схеме 1 приведены в таблице 2.14

таблица 2.14-Приведенные капитальные затраты по схеме 1. [изъяты данные таблицы]

Затраты		Kt	Δt	t	$(1+E_{np})^t$	$Kt(1+E_{np})^t$	$\Delta t(1+E_{np})^t$
Величина затрат по годам строительства и эксплуатации, млн. руб.	1						
	2						
	3						
	4						
	5						
	6						
	7						
	8						
	9						
	10						
	11						
	12						
	13						
	14						
	15						
	16						
	17						
	18						
	19						
	20						
	21						
	22						
	23						
Всего:							

Приведенные капитальные затраты по схеме 2 приведены в таблице 2.15.

таблица 2.15-Приведенные капитальные затраты по схеме 2. [изъяты данные таблицы]

Затраты	Kt	Эt	t	(1+E _{нп}) ^{-t}	Kt(1+E _{нп}) ^{-t}	Эt(1+E _{нп}) ^{-t}
Величина затрат по годам строительства и эксплуатации, млн. руб.	1					
	2					
	3					
	4					
	5					
	6					
	7					
	8					
	9					
	10					
	11					
	12					
	13					
	14					
	15					
	16					
	17					
	18					
	19					
	20					
	21					
	22					
	23					
Всего:						

Для окончательного выбора экономически выгодного варианта вскрытия, осталось сравнить по критерию минимума приведенных затрат.

$$Z_{пр} = (\text{Э} \cdot K_k / B \cdot K_n) + (E_n \cdot K / A_r) \rightarrow \text{минимум}; \quad (2.2.6)$$

где Э – сумма эксплуатационных расходов за период отработки месторождения, к которым относятся расходы на поддержание и ремонт капитальных выработок, транспортирование и подъем на поверхность добытой руды, водоотлив, проветривание др., руб.; E_н = 0,15– нормативный коэффициент эффективности капитальных вложений; K – сумма капитальных затрат, произведенных в период строительства и эксплуатации рудника, руб.

1) Для первого варианта вскрытия (Вертикальными стволами),
Z_{пр} составит:

$$Z_{\text{пр}} = [\text{изъято}] \text{ руб/т,}$$

2) Для второго варианта вскрытия (Наклонными стволами),

$Z_{\text{пр}}$ составит:

$$Z_{\text{пр}} = [\text{изъято}] \text{ руб/т.}$$

Разница между рассматриваемыми вариантами составляет примерно 10%, что делает схему 1 более экономичной. Окончательно принимаем вариант вскрытия 1, а именно, вскрытие подкарьерных запасов месторождения «Айхал» двумя вертикальными стволами на всю глубину месторождения.

					СФУ ИГДГиГ ДП -21.05.04.02-121101076	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		43

2.3.Проведение выработок

2.3.1 проведение наклонной выработки

В данном дипломном проекте в качестве наклонной горной выработки, будет рассмотрено проведение наклонного спирального съезда длиной 200м. и наклона 8° .

Буровзрывные работы[9]

Взрывные работы ведутся в соответствии с требованиями «Правил безопасности проведения горных работ и переработки твердых полезных ископаемых от 2013г» и Специальных мероприятий к правилам безопасности по ведению горных и взрывных работ на подземных рудниках "Алросса".

Для ведения взрывных работ используются взрывчатые материалы: ВВ-Аммонит №6 ЖВ, Гранулит АС-6; средства взрывания – ИСКРА-Ш.

Взрывные работы по проходке всех видов выработок производится согласно паспортам буровзрывных работ (далее по тексту БВР), составленным на основании актов опытного взрывания. Разрешается производство взрывных работ при отсутствии паспортов БВР при проведении опытных взрываний, разделке (дроблении) негабаритов, доведений выработки до проектного сечения, ликвидации "отказов, заколов". Время ведения взрывных работ для каждого забоя определяется циклограммой, которая ежемесячно утверждается главным инженером рудника.

Границы опасной зоны при ведении взрывных работ определяются схемой выставления постов охраны и оцепления опасной зоны, которая составляется ежемесячно начальниками участков и утверждается главным инженером рудника.

Взрывчатые материалы и взрывные машинки КВП-1/100М хранятся на подземных расходных складах. Для проверки целостности взрывных сетей применяются приборы ВИС-1, которые выдаются на руки каждому взрывнику.

Выбор горно-проходческого оборудования, материалов и определение сечения выработки

Руководствуясь выбранным способом проведения выработки и размером её поперечного сечения в проходке равным $S_{\text{прох}} = 18\text{м}^2$, площадь в черне $S_{\text{черн}} = 17,4\text{м}^2$, площадь в свету равной $S_{\text{св}} = 17,1\text{м}^2$. Произведем выбор оборудования, для более эффективного проведения выработки.

Дипломным проектом принимается следующее оборудование:

Буровую установку RocketBoomer 104

Погрузочно-доставочную машину ST14

					СФУ ИГДГиг ДП -21.05.04.02-121101076	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		44

Вентиляционная труба d-800

Крепления выработки – Олива-300 и ручная установка анкеров;

Проветривания выработки – вентилятор ВМ-8.

Заряжание – ручное и пневмо-зарядчик ЗП-5, патронированным ВВ (Аммонит №6 ЖВ).

ВВ. Принимаем тип ВВ Аммонит №6 ЖВ. Для обратного инициирования заряда ВВ принимаем патрон – боевик аммонит №6ЖВ массой 200 грамм.

Взрывание - В качестве инициирования ВВ используем неэлектрическую систему ИСКРА-Ш с использованием монтажного блока ДШ-18УВП. Такой способ инициирования позволяет использовать всего 2 электродетонатора.

Размеры поперечного сечения спирального съезда Приведены на рис.2.12.

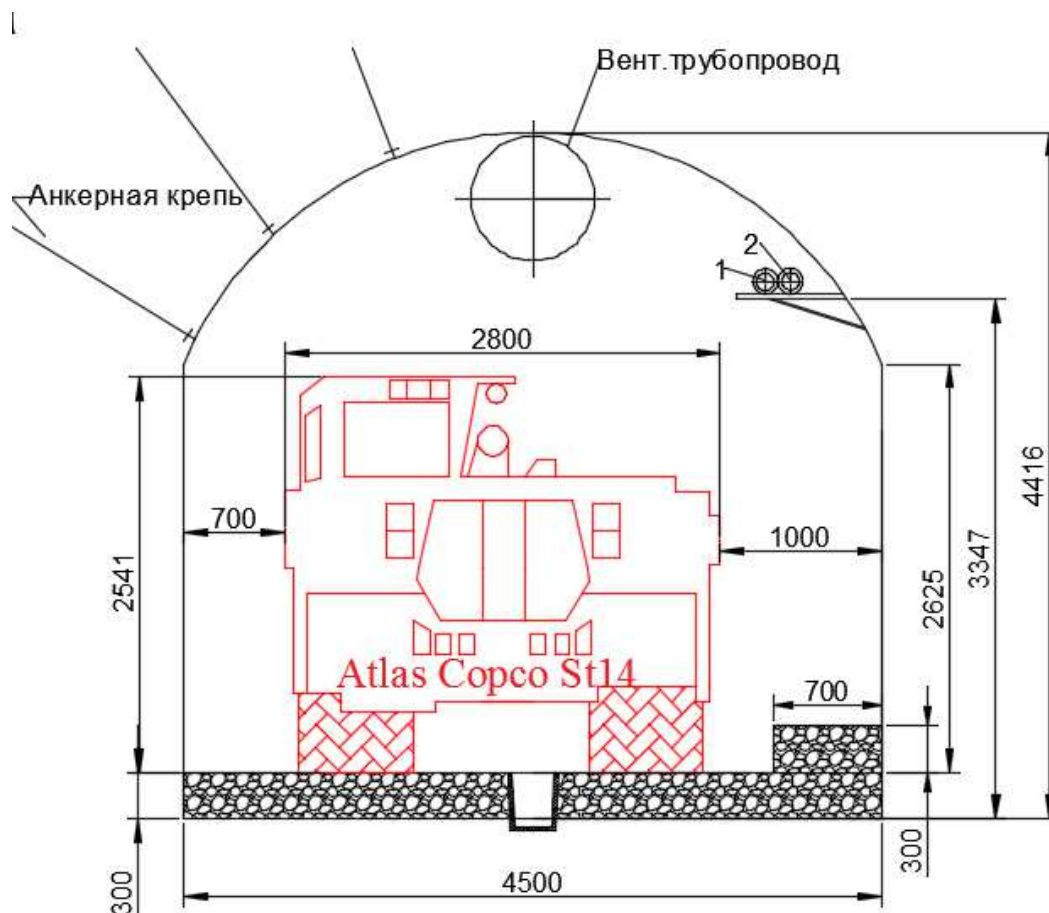


Рисунок 2.12 -Параметры горной выработки

Буровзрывные работы

Для ведения взрывных работ принимаем ВВ – Аммонит №6ЖВ, так как породы крепкие и условие работы благоприятные, обводненность выработки не значительна.

Общее число шпуров в забое, шт;

$$N = \frac{12,7q_{ВВ}S}{\Delta d_n^2 K_3} = \frac{12,7 \cdot 0,92 \cdot 18}{1 \cdot 3,6^2 \cdot 0,5} = 33, \text{ принимаем } 33 \text{ шт}, \quad (2.3.1)$$

где $q_{ВВ}$ – удельный расход ВВ обуренной породы, кг/м³;

d_n - диаметр патрона ВВ, см;

S – сечение выработки в проходке, м²;

Δ - плотность ВВ, г/см³,

K_3 – коэффициент заполнения шпуров, доли ед.

$$q_{ВВ} = 0,1ff_0Ume = 0,1 \cdot 8 \cdot 0,9 \cdot 1,6 \cdot 0,8 \cdot 1 = 0,92 \text{ кг/м}^3, \quad (2.3.2)$$

где f – коэффициент крепости угля по шкале проф. Протоdjeяконова;

f_0 – коэффициент структуры породы

U – коэффициент зажима учитывающий величину площади забоя выработки и число обнаженных плоскостей;

m – коэффициент учитывающий диаметр коронки;

e – коэффициент работоспособности ВВ, равный отношению работоспособности 62%-го динамита и работоспособности применяемого ВВ.

$$U = \frac{6,5}{\sqrt{S}} = \frac{6,5}{\sqrt{18}} = 1,5, \quad (2.3.3)$$

$$m = 32/d_k = 32/40 = 0,8, \quad (2.3.4)$$

$$e = P/P_{ВВ} = 1, \quad (2.3.5)$$

Принимаем вертикальный клиновой вруб.

Число врубовых шпуров, шт;

$$N_{BP} = (2h_k/a) + 2 = (2 \cdot 1,27/0,7) + 2 = 5,62 \text{ принимаем } 6, \quad (2.3.6)$$

где $a=0,7$ м – расстояние между парами сходящихся шпуров;

h_k – высота клинового вруба, м.

Высота вруба определяется по формуле:

$$h_k = W_{om} = 47d_3 \sqrt{\frac{\Delta}{\gamma e U_{om6}}} = 47 \cdot 0,036 \sqrt{\frac{1}{2,5 \cdot 1 \cdot 0,7}} = 1,27 \text{ м}, \quad (2.3.7)$$

Расстояние между оконтуривающими шпурами, м.

$$a_{ок} = (0,6 - 0,7)W_{om} = 0,6 \cdot 1,27 = 0,762 = 762 \text{ мм}, \quad (2.3.8)$$

Расчёт числа оконтуривающих шпуров по почве, шт

$$N_{\Pi} = \frac{B_n^{поч}}{a_{ок}} + 1 = \frac{4500}{762} + 1 = 6,9 = 7, \quad (2.3.9)$$

Фактическое расстояние между шпурами по почве

$$a_{\phi} = \frac{B_n^{поч}}{N_n - 1} = \frac{4500}{7 - 1} = 750_{мм} \quad (2.3.10)$$

Число шпуров по кровле, шт

$$N_{\kappa} = \frac{B_{\kappa}^{кров}}{a_{ок}} + 1 = \frac{4500}{762} + 1 = 7, \quad (2.3.11)$$

Фактическое расстояние между шпурами по кровле

$$a_{\phi} = \frac{B_{\kappa}^{кров}}{N_n - 1} = \frac{4500}{7 - 1} = 750_{мм}, \quad (2.3.12)$$

Расчёт числа оконтуривающих шпуров по бортам, шт

$$N_{\sigma} = \frac{B_n^{\sigma}}{a_{ок}} + 1 = \frac{2625}{762} + 1 = 4,4 = 5, \quad (2.3.13)$$

Фактическое расстояние между шпурами по бортам

$$a_{\phi}^{\sigma} = \frac{B_n^{\sigma}}{N_{\sigma} - 1} = \frac{2625}{5 - 1} = 656_{мм}, \quad (2.3.14)$$

Число вспомогательных отбойных шпуров

$$N_{вс} = N - N_{вр} - N_{ок} = 33 - 6 - 20 = 7 \text{ шт.} \quad (2.3.15)$$

Произведём проверку количества шпуров графическим методом (рисунок 2.13), а также определим точное расстояние между оконтуривающими шпурами.

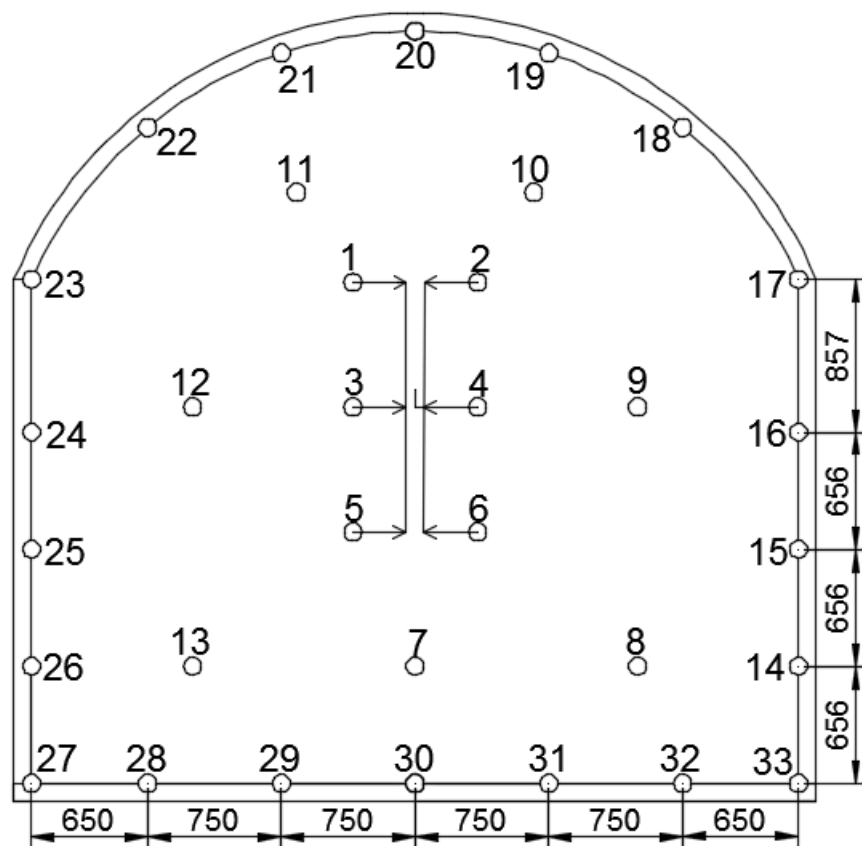


Рисунок 2.13 -Схема расположения шпуров

Необходимое количество шпуров: врубовых – 6 шпуров

вспомогательных – 7 шпуров

оконтуривающих – 20 шпуров

Общее количество шпуров: $6+7+20=33$ шпура.

Порядок взрывания шпуров: В первую очередь взрываются врубовые шпуры (1-6). Во вторую очередь на образовавшийся вруб, с интервалом замедления, взрываются вспомогательные (отбойные) шпуры (7-13). В третью очередь взрываются оконтуривающие шпуры первой очереди (14-26). Затем взрываются почвенные оконтуривающие шпуры второй очереди (27-33).

Конструкция заряда

Конструкция заряда определяется расположением патронов ВВ в шпуре, местом нахождения инициатора в заряде, длиной и типом забойки. При строительстве горных выработок применяют в основном колонковую конструкцию заряда, при которой длина заряда значительно превышает его диаметр. Для проекта выбирается обратное инициирование, так как оно способствует более эффективному использованию эффекта взрыва.

Конструкция шпуров приведена на рисунке 2.14

Конструкция зарядов

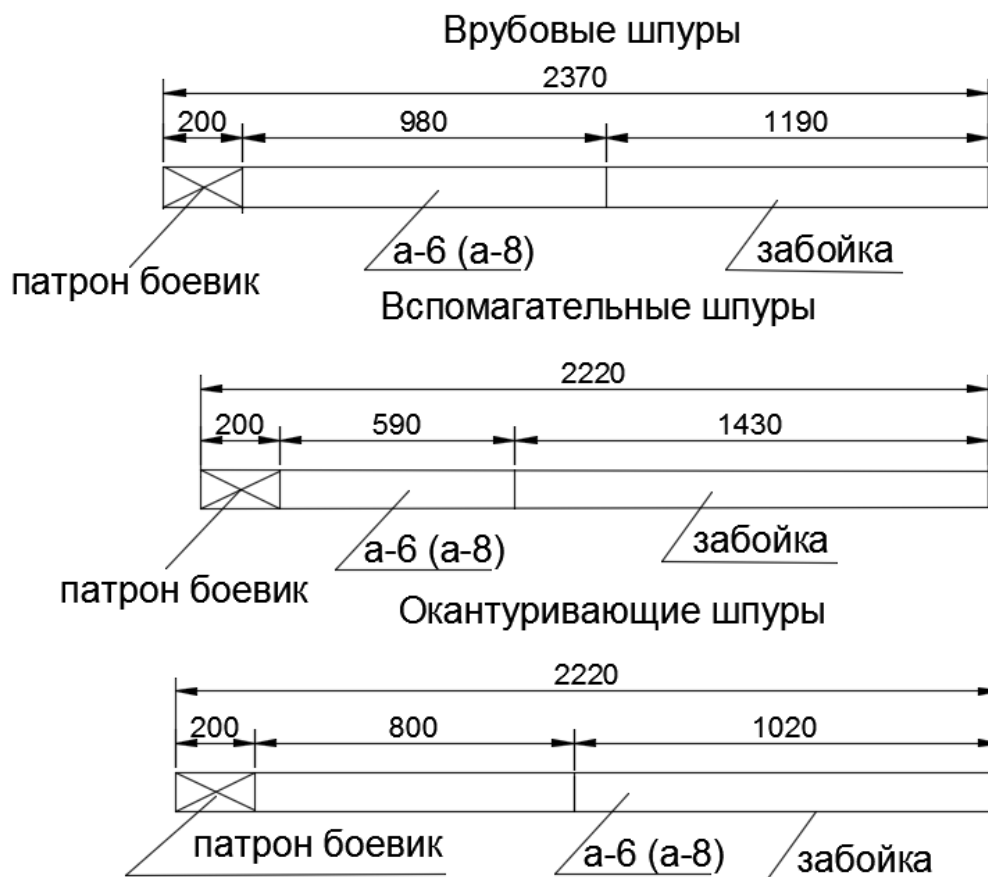


Рисунок 2.14- Конструкция заряда

Выбор и расчёт крепи

Согласно СНиП выбор крепи производится по безразмерному показателю устойчивости пород:

$$P_y = \gamma \cdot H_p / R_{сж} ; \quad (2.3.16)$$

$$P_y = 2,5 \cdot 400 / 6400 = 0,16,$$

где γ - объёмная плотность пород, кН/м^3 ; H_p - расчётная глубина расположения выработки, м; $R_{сж}$ - расчётное сопротивление пород сжатию, кПа ,

$$R_{сж} = G_{сж} \cdot K_c \cdot \xi ; \quad (2.3.17)$$

где $G_{сж}$ - предел прочности пород одноосному сжатию, кПа ; K_c - коэффициент структурного ослабления, доли ед. ($K_c = 0,8$); ξ - коэффициент длительной прочности, доли ед. ($\xi = 0,1$ для пород средней крепости).

$$R_{сж} = 80 \cdot 0,8 \cdot 0,1 = 6,4 \text{ кПа.}, \quad (2.3.18)$$

Расчёт комбинированной крепи

При определении нагрузки на крепь существенным является выбор модели взаимодействия крепи с массивом пород. Нагрузка на крепь обусловлена весом пород в объёме свода и составляет:

Согласно нашим условиям: $a = 2,5$ м.; $f = 8$; $\gamma = 2,5$ т/м³. Тогда:

$$P = \frac{4}{3} \cdot \gamma \cdot \frac{a}{f} = \frac{4}{3} \cdot 2,5 \cdot \frac{2,5^2}{8} = 2,6 \text{ МН/м.} \quad (2.3.19)$$

Принимаем длину штанги $l_{шт} = 1,8$ м. Сетку штангования $0,7 \times 0,7$ м. Рассчитаем толщину набрызг-бетонной крепи (первичной). Расчёт набрызг-бетонной крепи включает подбор состава бетонной смеси и определение толщины набрызг-бетонного покрытия. Набрызг-бетон включает: воду, цемент, песок (соотношение песок: цемент = 1 : 2). Рассчитаем толщину набрызг-бетонной (первичной) крепи по формуле:

$$\Delta = 0,35 \cdot K_1 \cdot \sqrt{\frac{P \cdot n_n}{m_\sigma \cdot R_p}}; \quad (2.3.20)$$

$$\Delta = 0,35 \cdot 0,9 \cdot \sqrt{\frac{11,9 \cdot 1,2}{1 \cdot 1350}} = 0,03 \text{ м.}$$

Принимаем толщину первичного набрызг-бетона $A = 4$ см.

Рассчитаем количество ЖБШ в ряду на один погонный метр с учётом сетки штангования. Определяем периметр выработки, на котором устанавливаются ЖБШ.

Рассчитаем количество ЖБШ в ряду.

Выполняем расчёты по формулам:

$$N_{ур} = \frac{P}{C}; \quad (2.3.21)$$

где $N_{од}$ - количество штанг в одном ряду, шт.

$$N_{ур} = \frac{9,46}{0,7} = 13,5,$$

$$N_p = \frac{L_{yx}}{C} = \frac{2}{0,7} = 2,85 \text{ шт - количество рядов штангования за цикл;}$$

$N_{кр} = N_{ур} \cdot N_p$ - количество штанг на один погонный метр;

					СФУ ИГДГиг ДП -21.05.04.02-121101076	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		50

$$N_{кр} = 13,5 \cdot 2,85 = 38,5 \text{ шт};$$

$$N_{шт} = \frac{N_{кр}}{L_{шт}} = \frac{38,5}{2} = 20 \text{ шт} - \text{количество штанг на один погонный метр}$$

выработки.

Тип и параметры временной крепи

Допустимое отставание от забоя: штанги до 0,5 м;

Набрызг-бетона до 10 м,

Принимается к проекту: глубина штанг – 1,8 м.; сетка штангования – 0,7х0,7 м,

толщина набрызг-бетона – 3 см.

Крепление штанг:

1) Удельный расход крепежных штанг при сетке штангования 0,7÷0,7 составляет 2 шт/м².,

2) площадь закрепления одной штангой при сетке штангования 0,7÷0,7 составляет 0,49 м².,

а). Цементно-песчаный раствор для штанг при длине штангования 1,8 м и при диаметре шнура 36 мм, объём раствора составляет 3,48 л. Марка цемента 400, песок ГОСТ-8736-67 крупность зёрен не более 3 мм. Состав смеси цемент песок 1:1 и 1:2 с водоцементным отношением 0,4÷ 0,45. Рациональным раствором для ЖБШ согласно проведенным в ГМОИЦ исследованиями следует считать состав цемент-песок 1:1 при водоцементном отношении разным 0,45 с добавкой для ускорения схватывания и твердости 3% от веса технического цемента CaCl₂.

Раствор цемента и песка при составе цемент-песок равным 1:1 при длине штанги 1,7 м составляет 1,7:2,4. Объёмная масса цемента 1,3 т/м³, песок 1,8 т/м³.

б) Набрызг-бетон: состав смеси цемент-песок 1:2 с водоцементным отношением 3:4, рекомендуется применение цемента марки не ниже 400 с объёмным весом 1,3 т/м³. Песок допускается при удовлетворении требований ГОСТа-8736-67(песок для строительных работ), модуль крупности должен находиться в пределах 1,6÷3,5 мм.

в) Бетон для капитального крепления выработок изготавливается на бетонном заводе п. Айхал. Доставляется автотранспортом и доставляется в шахту самоходным оборудованием. Марка бетона М200.

В песке не должно быть комков глины и суглинков. Количество илестых пылевидных частиц не должно превышать 3%. Влажность песка не

					СФУ ИГДГиг ДП -21.05.04.02-121101076	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		51

более 6%. Объёмная масса песка при влажности 6 % составляет 1,5 т/м³. Вода должна иметь водородный показатель 4 и содержать не более 1 % сульфатов от массы воды. Ускорители твердения входят в состав смеси в сухом виде или с водой. В качестве ускорителей применяются хлористый кальций, жидкое стекло, алюминат натрия, углистый калий и др. Содержание CaCl₂ 2÷5% от веса цемента.

Расход цемента, песка и других элементов раствора при набрызг-бетонировании, при толщине слоя 3-5 см на 1 м² составляет:

1) цемент – $Q_{ц}=29,6$ кг;

2) песок – $Q_{п}= 68,8$ кг;

3) CaCl₂ – $Q_{CaCl_2}=0,88$ кг;

г) расход материала на 1 пог.м. выработки:

$$N_{ЖБШ}^I = N_{кр} / L_{ух} = 38,5 / 2 = 20 \text{ шт/м}, \quad (2.3.22)$$

где $L_{ух}=2$ м - подвигаемость забоя за цикл;

$N_{кр}=20$ штанг – количество штанг.

Цемент для ЖБШ:

$$N_{ц}^I = N_{ЖБШ}^I \cdot 1,7 = 20 \cdot 1,7 = 34 \text{ кг/м}, \quad (2.3.23)$$

Песок для ЖБШ:

$$N_{п}^I = N_{ЖБШ}^I \cdot 2,4 = 20 \cdot 2,4 = 48 \text{ кг/м}, \quad (2.3.24)$$

Набрызг-бетон с толщиной слоя 3-5 см и коэффициентом отскока 1,2 тогда:

$$Q'_{ц} = P \cdot V_{ц} \cdot 1,2 = 10,5 \cdot 29,6 \cdot 1,2 = 372 \text{ кг/м}, \quad (2.3.25)$$

$$Q'_{CaCl_2} = P \cdot V_{CaCl_2} \cdot 1,2 = 10,5 \cdot 0,88 \cdot 1,2 = 10,7 \text{ кг/м}, \quad (2.3.26)$$

$$Q'_{п} = P \cdot V_{п} \cdot 1,2 = 10,5 \cdot 68,8 \cdot 1,2 = 836 \text{ кг/м}, \quad (2.3.27)$$

Возведение решётки УКК после проходки всей выработки с распоряжения главного инженера рудника.

$$Q' = Q'_{ц} + Q'_{CaCl_2} + Q'_{п} = 372 + 10,7 + 836 = 1218 \text{ кг/м}. \quad (2.3.28)$$

Определение норм выработки и производительности по процессам Производительность ПДМ AtlasCopcoSt14[10]

					СФУ ИГДГиГ ДП -21.05.04.02-121101076	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		52

Рассчитаем среднюю эксплуатационную производительность ПДМ:

$$P_{\text{э}} = \frac{3600 \cdot V_k \cdot K_3 \cdot T_{\text{см}} \cdot \gamma}{\psi \cdot T_{\text{ц}} \cdot K_{\text{ман}} + 3600 \cdot L_m \cdot \left(\frac{1}{V_{\text{гр}}} + \frac{1}{V_n} \right) \cdot K_{\text{дв}} + T_{\text{раз}}} ; \quad (2.3.29)$$

$$P_{\text{э}} = \frac{3600 \cdot 6 \cdot 0,75 \cdot 7,2 \cdot 2,5}{1,2 \cdot 50 \cdot 1,3 + 3600 \cdot 0,24 \cdot \left(\frac{1}{5} + \frac{1}{8} \right) \cdot 1,25 + 30} = 635 \text{ м/смену} = 88,2 \text{ м/ч},$$

С учётом плотности породы $\gamma = 2,5 \text{ т/м}^3$,

$$P_{\text{э}} = 88,2 / 2,5 = 35,3 \text{ м}^3/\text{ч}, \quad (2.3.30)$$

Значит норма времени погрузки составит:

$$N_{\text{п}} = 1/P_{\text{э}} = 1/35,3 = 0,028 \text{ маш. ч/м}^3, \quad (2.3.31)$$

Объём горной массы в целике, отбиваемой за цикл:

$$V_{\text{ц}} = S_{\text{ч}} \cdot l_{\text{ух}} = 18 \cdot 2 = 36 \text{ м}^3, \quad (2.3.32)$$

В разрыхленном состоянии:

$$V_{\text{раз}} = V_{\text{ц}} \cdot K_{\text{раз}} = 36 \cdot 1,3 = 42,9 \text{ м}^3. \quad (2.3.33)$$

Производительность буровой машины RocketBoomer 104

Составляет:

$$A_{\text{бур}} = 600 \text{ шп.м/смен.} = 83,3 \text{ шп.м/ч}, \quad (2.3.34)$$

Норма времени бурения составляет:

$$N_{\text{бур}} = 1/A_{\text{бур}} = 1/83,3 = 0,012 \text{ маш.ч/м}, \quad (2.3.35)$$

Объём работ по обурированию забоя составит:

$$V_{\text{бур}} = N_{\text{шп}} \cdot l_{\text{ух}}, \quad (2.3.36)$$

$$V_{\text{бур}} = 33 \cdot 2 = 66 \text{ м}.$$

Бурение под крепление ЖБШ

Бурение под крепление ЖБШ производится бурильной машиной BOOMERH 353 производительностью $A_{\text{бур}} = 600$ шп.м/смену.

Объём работ по бурению под крепления ЖБШ, шп.м.;

Рассчитаем объём работ по бурению под крепления ЖБШ, шп.м

$$V_{\text{кр}} = N_{\text{кр}} \cdot l_{\text{кр}}, \quad (2.3.37)$$

$$V_{\text{кр}} = 38 \cdot 1,8 = 68,3 \text{ шпурометра},$$

Крепление выработки штангами

Норма времени на установку одной штанги, по данным рудника составляет 0,1 час.

Объём работ составляет $N_{\text{шт}} = 38$ шт.

Нанесение набрызг-бетона установкой Олива – 300

Норма времени для покрытия 1 м^2 набрызг-бетона установкой Олива 300 составляет 0,04 часа.

					СФУ ИГДГиг ДП -21.05.04.02-121101076	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		53

Объём работ по креплению равен площади покрытия набрызг-бетона за один цикл:

$$V_{н.б.} = S_n = P \cdot l_{yx}; (2.3.38)$$

$$V_{н.б.} = 14,24 \cdot 2 = 28,4 \text{ м.}$$

Время на зарядание шпуров забоя

Норма времени на зарядание 1 м. шпура с применением зарядчика ЗП-5 составляет 0,012 часа.

Объём работы по заряданию шпуров забоя:

$$V_{зза} = N_{шпур} \cdot l_y; (2.3.39)$$

$$V_{зза} = 33 \cdot 2 = 66 \text{ шпурометров.}$$

Время вспомогательных проходческих операций

В качестве вспомогательных операций принимаются: оборка заколов – 0,5 часа; настройка вентиляции – 0,4 часа; осмотр забоя – 0,15 часа; заключительные операции – 0,25 часа; проветривание после взрывания в межсменный перерыв.

В смену, когда выполняются работы по нанесению набрызг-бетона зарядание и взрывание забоя не производится. Во время отстоя забоя выполняются рабочими дополнительно-подготовительные работы – это доставка и разгрузка ЖБШ крепления, приготовление сухой смеси для набрызг-бетона, ремонт вентиляционных труб и их наращивания, наращивания трубопроводов воды и сжатого воздуха, осмотр и ремонт технологического оборудования, дополнительные осмотры забоя на предмет ТБ. В соответствии с расчётными показателями строим суточную циклограмму и месячный график работы.

Определение комплексной нормы выработки (времени), длины уходки и длины шпуров. Построение паспорта БВР

Принимается продолжительность смены 7,2 ч., цикл составляет три смены (21,6 часа). Количество рабочих дней в году 365.

Расчёт численности рабочих:

Явочное число рабочих в смену:

$$N_{я} = (l_{см} \cdot H_K) / (T \cdot \kappa); (2.3.40)$$

$$N_{я} = (3 \cdot 4,23) / (7,2 \cdot 1,05) = 1,9 = 2 \text{ человека,}$$

Списочный состав бригады:

$$N_{сп} = N_{я} \cdot K_{сп}; (2.3.41)$$

где $K_{сп}$ – коэффициент списочного состава.

$$K_{сп} = \frac{T}{(T_{к} - t_1 - t_2 - t_3) \cdot 0,96}; (2.3.42)$$

					СФУ ИГДГиг ДП -21.05.04.02-121101076	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		54

$$K_{cn} = \frac{365}{(365 - 17 - 104 - 90) \cdot 0,96} = 2,5,$$

$$N_{cn} = N_{я} \cdot K_{cn} = 2 \cdot 2,5 = 5 \text{ человек},$$

Выполним компоновку процессов проходческих работ в табл.2.16

Таблица 2.16-Циклограмма проходческих работ [изъяты данные таблицы]

Наименование процесса	Норма времени, (чел-час/ед.; маш.-час/ед.)	Объём работ на цикл	Кол-во машин, человек	Трудозатраты по процессу, чел-час/цикл
	Установленная			
1)Бурение (RocketBoomer 104)				
2)Заряжание (ЗП-5)				
3)Монтаж взрывной сети				
4)Проветривание				
5)Погрузка ПЦМ				
6)Бурение под ЖБШ				
7)Установка ЖБШ				
8) Установка сетки				
9) Набрызг бетон				
10)Вспомогательные операции				
ИТОГО:				

Построим график выполнения работ, согласно табл.2.16

Циклограмма

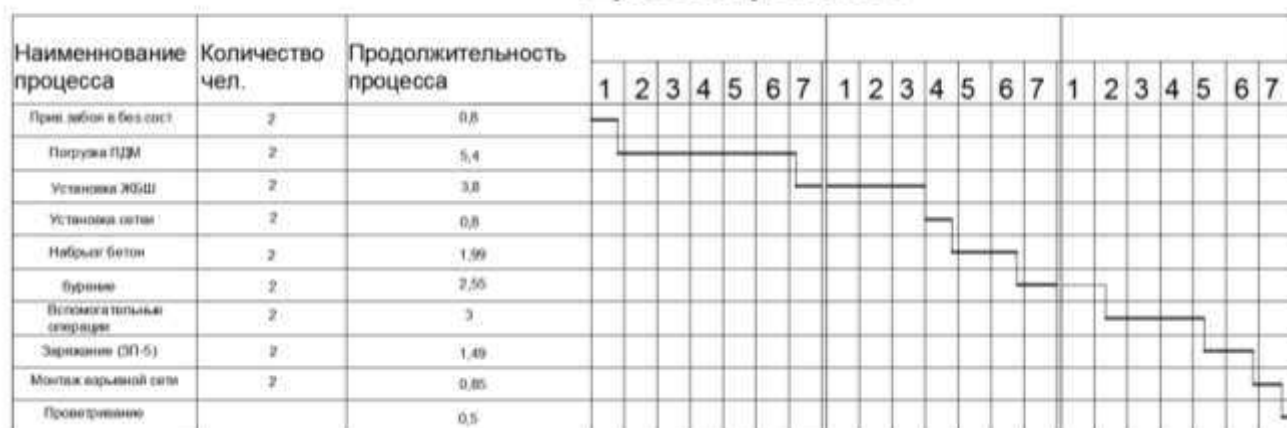


Рисунок 2.15- График выполнения работ по проходке наклонной выработки

Окончательно принимаю длину уходки равной 2 м.

Длина вспомогательных шпуров принимается с учётом КИШ:

$$l_{\text{вспом}} = l_{\text{ц}} / \eta; (2.3.43)$$

$$l_{\text{вспом}} = 2 / 0,9 = 2,22 \text{ м.}$$

Длина врубовых шпуров принимается на 10-15 см больше длины вспомогательных.

$$l_{\text{вруб}} = l_{\text{вспом}} + 0,15 = 2,22 + 0,15 = 2,37 \text{ м.} \quad (2.3.44)$$

Длина оконтуривающих шпуров принимается графически, с учётом перебура за контур выработки на глубину вспомогательных шпуров. Длина оконтуривающих шпуров принимается:

$$l_{\text{оконт.}} = 2,22 \text{ м.} \quad (2.3.45)$$

Тип вруба принимается исходя из рекомендации методического указания. Исходя из принятого бурового оборудования и горно-геологических условий проходки выработки, принимается прямой вруб.

Паспорт БВР для спирального съезда $S=18\text{м}^2$ изображен на рис. 2.32

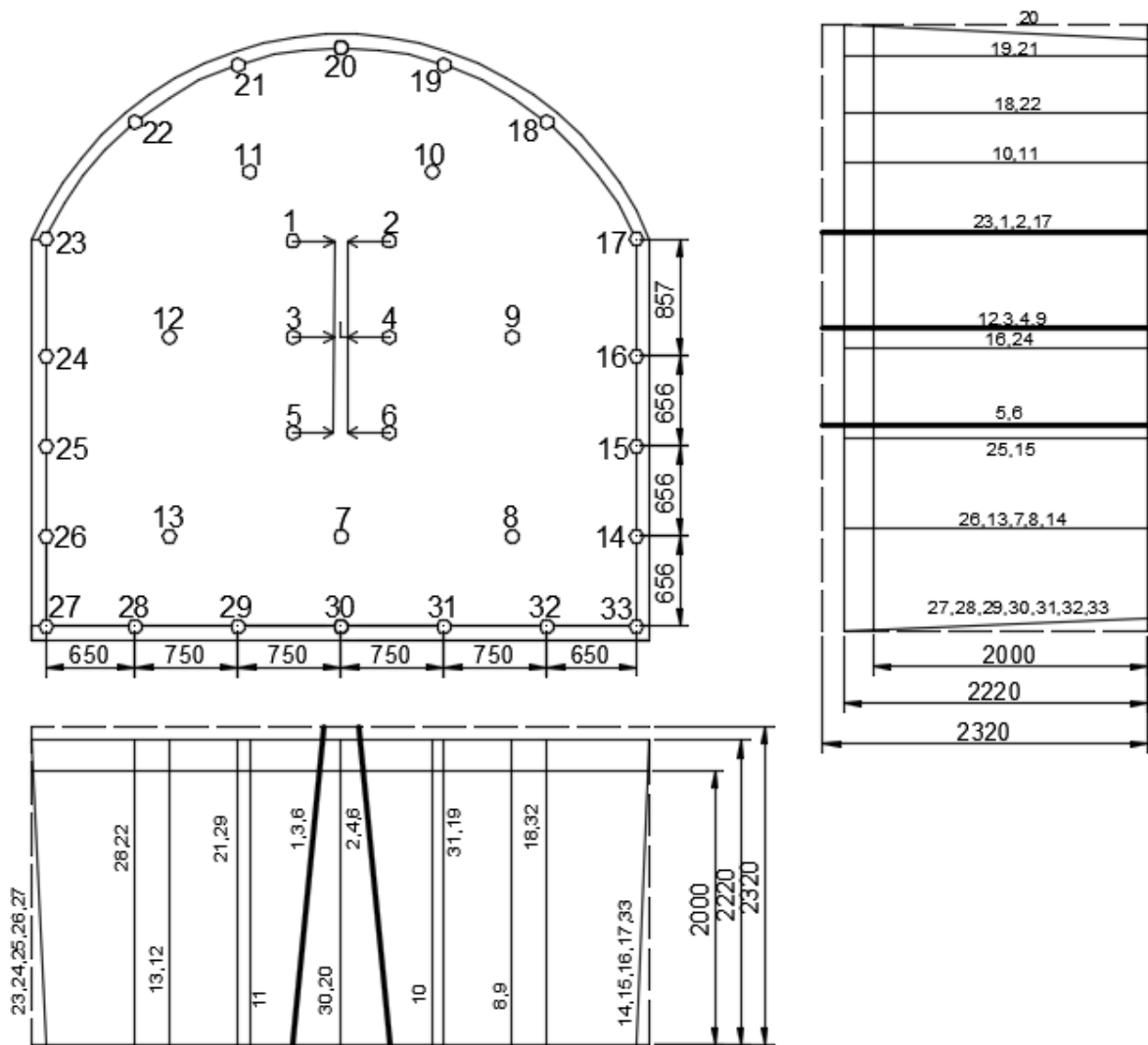


Рисунок 2.16-Паспорт БВР
Расчёт параметров БВР

Определение вместимости одного метра шпура:

$$P_{ш} = \frac{\Delta \pi d^2}{4}, \text{ кг/м}; \quad (2.3.46)$$

$$P_{ш} = \frac{1000 \cdot 3,14 \cdot 0,036^2}{4} = 1,02 \text{ кг/м},$$

Общий расход ВВ на цикл:

$$Q = q_{ВВ} \cdot S \cdot l_{ц}, \text{ кг}; \quad (2.3.47)$$

$$Q = 0,92 \cdot 18 \cdot 2 = 33,12 \text{ кг},$$

Средняя величина заряда в шпуре:

$$q_{ср} = \frac{Q}{N_{зр}}, \text{ кг}; \quad (2.3.48)$$

$$q_{ср} = \frac{33,12}{33} = 1 \text{ кг},$$

Величина заряда в отдельных шпурах уточняется с учётом их назначения и глубины. Для врубовых шпуров её принимают на 15-20% больше средней величины заряда, для вспомогательных на 15-20% меньше, а для оконтуривающих около средней величины заряда.

Для врубовых:

$$q_{BP} = 1 + \frac{20}{100} = 1,2 \text{ кг}, \quad (2.3.49)$$

Для вспомогательных:

$$q_{BC} = 1 - 1 \frac{20}{100} = 0,8 \text{ кг}, \quad (2.3.50)$$

Для оконтуривающих:

$$q_{OK} = 1 \text{ кг}. \quad (2.3.51)$$

Исходя из принятой конструкции заряда в шпуре (1 патрон-боевик, остальное – гранулит А-6) посчитаем величину длину заряда гранулированным ВВ:

$$l_{3.ГР.ВРУБ} = \frac{q_{BP} - m_{П}}{P_{ш}}; \quad (2.3.52)$$

во врубовом:

$$l_{3.ГР.ВРУБ} = \frac{1,2 - 0,2}{1,02} = 0,98 \text{ м}, \quad (2.3.53)$$

во вспомогательном:

$$l_{3.ГР.ВСПОМ} = \frac{0,8 - 0,2}{1,02} = 0,59 \text{ м}, \quad (2.3.54)$$

в оконтуривающем:

$$l_{3.ГР.ОК} = \frac{1 - 0,2}{1} = 0,8 \text{ м}, \quad (2.3.55)$$

Общая длина заряда в шпурах (вместе с патроном-боевиком):

$$\text{во врубовом: } l_{3.ВР} = l_{3.ГР.ВРУБ} + l_{П} = 0,98 + 0,2 = 1,18 \text{ м}, \quad (2.3.56)$$

$$\text{во вспомогательном: } l_{3.ВСПОМ} = l_{3.ГР.ВСПОМ} + l_{П} = 0,59 + 0,2 = 0,79 \text{ м}, \quad (2.3.57)$$

$$\text{в оконтуривающем: } l_{3.ОК} = l_{3.ГР.ОК} + l_{П} = 1 + 0,2 = 1,2 \text{ м}, \quad (2.3.58)$$

Длина забойки в шпурах:

$$\text{во врубовом: } l_{ЗАБ.ВР} = l_{ВР} - l_{3.ВРУБ} = 2,37 - 1,18 = 1,19 \text{ м}, \quad (2.3.59)$$

$$\text{во вспомогательном: } l_{ЗАБ.ВСПОМ} = l_{ВСПОМ} - l_{3.ВСПОМ} = 2,22 - 0,79 = 1,43 \text{ м}, \quad (2.3.60)$$

					СФУ ИГДГиГ ДП -21.05.04.02-121101076	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		58

$$\text{в оконтуривающем: } l_{\text{заб.ок}} = l_{\text{ок}} - l_{\text{з.ок}} = 2,22 - 1,2 = 1,02 \text{ м.} \quad (2.3.61)$$

Параметры буровзрывных работ сводим в таблицу 2.17.

Таблица 2.17- Параметры буровзрывных работ

№ шпуров	Наименование шпуров	Глубина шпура, м	Угол наклона шпуров, град.	Величина заряда в шпуре, кг	Длина заряда, м	Длина забойки, м	Очередность взрывания
1-6	Врубовые	2,37	85	1,2	0,98	1,19	1
7-13	Вспомогательные	2,22	90	0,8	0,59	1,43	2
14-26	Оконтуривающие 1	2,22	85	1	0,8	1,02	3
26-33	Оконтуривающие 2	2,22	85	1	0,8	1,02	4

Расчёт основных показателей БВР

Объём горной массы, оторванной за взрыв:

$$V = S \cdot l_{\text{ц}}, \text{ м}^3; \quad (2.3.62)$$

$$V = 18 \cdot 2 = 36 \text{ м}^3,$$

Расход шпурометров:

на цикл:

$$\Sigma L_{\text{шп}} = l_{\text{вп}} \cdot N_{\text{вп}} + l_{\text{вс}} \cdot N_{\text{вс}} + l_{\text{ок}} \cdot N_{\text{ок}}, \quad (2.3.63)$$

$$\Sigma L_{\text{шп}} = 2,37 \cdot 6 + 2,22 \cdot 7 + 2,22 \cdot 20 = 74,16 \text{ м,} \quad (2.3.64)$$

на 1 м проходки:

$$L_{\text{шпм}} = \Sigma L_{\text{шп}} / l_{\text{ц}}; \quad (2.3.65)$$

$$L_{\text{шпм}} = 74,16 / 2 = 37,08 \text{ м,}$$

на 1 м³ горной массы:

$$L_{\text{шпм}^3} = \Sigma L_{\text{шп}} / V, \quad (2.3.66)$$

$$L_{\text{шпм}} = 74,16 / 36 = 2,06 \text{ м,} \quad (2.3.67)$$

Определим расчётное значение *КИШ*:

Среднее значение длины шпура:

$$l_{\text{ср}} = \Sigma l_{\text{шп}} / N; \quad (2.3.68)$$

где $\Sigma l_{\text{шп}}$ – суммарная длина шпуров, м

N - число шпуров.

$$l_{\text{ср}} = 74,16 / 33 = 2,24 \text{ м,} \quad (2.3.69)$$

$$КИШ = \frac{l_{ц}}{l_{ср}} = \frac{2}{2,25} = 0,9.$$

Определим расход ВВ:

на 1 м проходки:

$$Q_{лпм} = Q_{\phi} / l_{ц}, \text{ кг}; \quad (2.3.70)$$

$$Q_{лпм} = 30,2 / 2 = 15,1 \text{ кг}, \quad (2.3.71)$$

на 1 м³ горной массы:

$$q_{ВВ} = Q_{\phi} / V; \quad (2.3.72)$$

$$q_{ВВ} = 30,2 / 36 = 0,84 \text{ кг/м}^3.$$

Расход средств инициирования:

ИСКРА-Ш – 33 штуки на цикл,

на 1 м проходки: $33 / 2 = 16,5$

ЭД

на цикл: 2 штуки

на 1 м проходки: $2 / 2 = 1$

Электропровода

на цикл: 150 м

на 1 м проходки: $150 / 2 = 75 \text{ м}$

Фактическая месячная скорость проходки:

$$L_{\phi} = l_{ц} \cdot n_{р.д.} \cdot n_{ц}; \quad (2.3.73)$$

где $n_{р.д.}$ – число рабочих дней в месяце;

$n_{см}$ – число смен в сутках;

$n_{ц}$ – число циклов в сутки.

$$L_{\phi} = 2 \cdot 30 \cdot 1 = 60 \text{ м/месяц}$$

Продолжительность сооружения выработки:

$$T_{пр} = \frac{A}{L_{\phi}}; \quad (2.3.74)$$

где A – заданная длина выработки, м

$$T_{пр} = \frac{200}{60} = 3,3 \text{ месяца}. \quad (2.3.75)$$

Расчёт проветривания выработки при проходке

Проветривание выработки осуществляем нагнетательным способом.

Нагнетательный способ проветривания применяется для проветривания тупиковых забоев подготовительных выработок. Нагнетание воздуха в забой производится по мягкому трубопроводу (прокладываемому по всей выработке) вентилятором местного проветривания. ВМП устанавливается на расстоянии не менее 10м от устья проветриваемой выработки на свежей струе и для исключения рециркуляции должен иметь производительность не

					СФУ ИГДГиг ДП -21.05.04.02-121101076	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		60

более чем 70% от количества поступающего к нему воздуха. Отставание мягкого трубопровода от забоя выработки допускается не более 8м. Основным достоинством нагнетательного способа проветривания является то, что свежий воздух поступает непосредственно к забою, где работают люди.

Производим расчёт необходимого количества воздуха:

Количество воздуха, необходимое в выработке

$$Q_{\text{ВВ}}^{\text{н}} = \frac{2,25 \cdot S_{\text{СВ}}}{60 \cdot t} \sqrt[3]{\frac{A \cdot L^2 \cdot b \cdot \varphi}{S_{\text{СВ}} \cdot k_{\text{У}}^2}}, \quad (2.3.76)$$

$$Q_{\text{ВВ}}^{\text{н}} = \frac{2,25 \cdot 16,36}{60 \cdot 30} \sqrt[3]{\frac{44 \cdot 200^2 \cdot 40 \cdot 0,8}{18 \cdot 1,06^2}} = 2,97 \text{ м}^3/\text{мин.},$$

где $t = 30$ мин – время проветривания забоя после взрыва;

b – объём вредных газов при взрыве 1 кг ВВ, л/кг

L – длина тупиковой выработки, м,

$\varphi = 0,8$ – коэффициент для сухих выработок,

$K_{\text{УТ}}$ – коэффициент утечек воздуха из трубопровода,

По тепловому фактору:

$$Q_{\text{М}} = 20 \cdot S_{\text{СВ}} \cdot V_{\text{min}}; \quad (2.3.77)$$

$$Q_{\text{М}} = 20 \cdot 18 \cdot 0,4 = 13,88 \text{ м}^3/\text{мин.}, \quad (2.3.78)$$

По наибольшему числу людей:

$$Q = 6 \cdot n = 6 \cdot 2 = 12 \text{ м}^3/\text{мин.}, \quad (2.3.79)$$

где n – максимальное число людей, одновременно находящихся в выработке, чел.

По выносу пыли:

$$Q = 60 \cdot V_{\text{min}} \cdot S_{\text{СВ}} = 60 \cdot 16,36 \cdot 0,4 = 392,64 \text{ м}^3/\text{мин.}; \quad (2.3.80)$$

где V_{min} – минимальная скорость движения воздуха, м/с;

$S_{\text{СВ}}$ – площадь сечения выработки в свету, м².

По разжижению выхлопов ДВС:

$$Q = q \cdot W \text{ м}^3/\text{мин.}; \quad (2.3.81)$$

где q – норма подачи воздуха на 1 кВт мощности ДВС, м³/мин ($q=6,8$);

W – суммарная мощность всех двигателей внутреннего сгорания, одновременно работающих в забое машин, кВт.

$$Q = q \cdot W = 6,8 \cdot 63 = 428 \text{ м}^3/\text{мин.}, \quad (2.3.82)$$

Производим выбор ВМП.

$$Q_{\text{В}} = Q_{\text{max}} \cdot K_{\text{У}} = 428 \cdot 1,03 = 440,84 \text{ м}^3/\text{мин.}, \quad (2.3.83)$$

Депрессия ВМП:

$$h_B = Q_B \cdot R_{TP} \cdot (0,59 / K_V + 0,41) = 440,84 \cdot 26,24 \cdot (0,59 / 1,03 + 0,41) = 11336 \text{ Па}, \quad (2.3.84)$$

где R_{TP} – аэродинамическое сопротивление трубопровода.

Подбираем вентилятор, учитывая расчётные значения дебита и депрессии. Наиболее подходящим вариантом будет вентилятор ВМЭ-8.

Количество вентиляторов ВМ-8М составляет:

по подаче воздуха: $\frac{480,84}{600} = 1$ вентилятор;

по депрессии: $\frac{11336}{3200} \geq 1$ вентилятор.

Расчёты показали, что для проветривания Спирального съезда необходимо установить два вентилятора ВМ-8.

Изобразим схематично схему проветривания.

Схема проветривания наклонной выработки приведена на рис. 2.17.

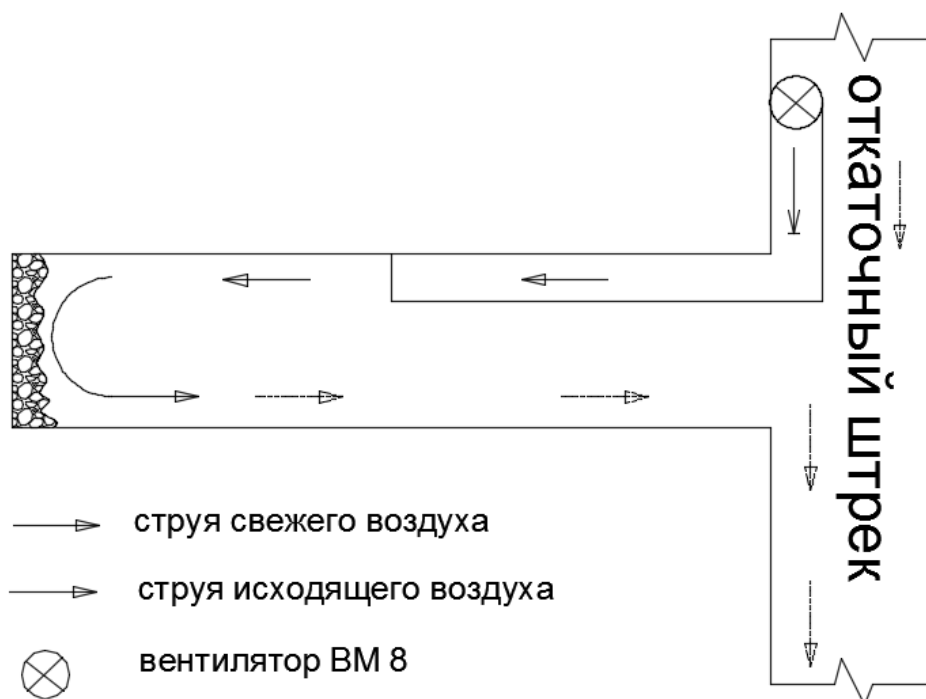


Рисунок 2.17- Схема проветривания выработки

При проведении наклонных горных выработок, сверху вниз проблемой является вода, скапливаемая у забоя, поэтому при проведении подобных выработок необходимо применение забойных насосов.

Учитывая, что водоприток составляет менее $5 \text{ м}^3/\text{сут}$, откачка воды будет осуществляться забойным насосом Н-1М.

Расчёт себестоимости 1п.м. капитальной выработки

					СФУ ИГДГиг ДП -21.05.04.02-121101076	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		62

В таблице 2.18 представлен расчёт затрат по статье «зарботная плата».

Таблица 2.18-Затраты на проходку по статье «зарботная плата»
[изъяты данные таблицы]

Процесс	Объём работ на цикл	Установленная норма времени	Трудозатраты, чел.ч/цикл	Разряд	Часовая тарифная ставка, руб.	Кол-во человек	Суммарные затраты, руб.
Бурение							
Бурение под ЖБШ							
Погрузка							
Заряжание и взрывание							
Крепление ЖБШ							
Набрызг-бетон							
Установка сетки							
Вспомогательные работы							
Итого по тарифу							
Доплата за работу в ночное время (7 %)							
Итого с ночными							
Премияльные доплаты (40 %)							
Итого с премиальными							
Районный коэффициент (1,8)							
Итого с районным коэффициентом							
Доплата за работу в условиях крайнего севера (80 %)							
Итого с доплатой							
ЕСН (27,1 %):							
С учётом ЕСН:							
Всего на 1 п.м. выработки							
Стоимость всей выработки							
Стоимость 1 м ³ , руб							761,3

В таблице 2.19 представлен расчёт затрат по статье «материалы».

					СФУ ИГДГиг ДП -21.05.04.02-121101076	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		63

Таблица 2.19-Затраты на проходку по статье «материалы» [изъяты данные таблицы]

Наименование	Единица измерения	Расход на цикл	Стоимость единицы, руб.	Сумма, руб.
1.Взрывание:				
Аммонит 6ЖВ (патроны)				
Гранулит А-6				
ИСКРА-Ш				
ЭД				
ДШ				
Электропровода				
2.Бурение				
Буровые коронки				
Буровая сталь				
3.Крепление				
ЖБШ				
Песок				
Цемент				
Сетка				
Шайба				
Клин				
Бетон				
4.Вентиляционные трубы				
5.ГСМ				
Дизельное топливо				
Масло				
Итого на цикл:				
Неучтенные материалы (10%):				
Итого с неучтенными на цикл.:				
Итого на 1 п.м.:				
Итого на 1 м ³ :				
Итого на всю выработку:				

В таблице 2.20. представлен расчёт затрат по статье «энергия».

Таблица 2.20- Затраты на проходку по статье «энергия» [изъяты данные таблицы]

Вид энергии. Процесс. Потребитель	Количество потребителей	Ед. измерения	Расход в час или мощность двигателя, л.с.	Продолжитель- ность процесса в цикле, ч	Расход энергоносителя на цикл	Стоимость единицы энергии, руб.	Сумма на цикл, руб.
1. Сжатый воздух:							
ЗП-5							
Олива – 300							
2. Электроэнергия:							
Rocket Boomer 104							
ВМ-8							
Освеще ние							
3. Технологическая вода:							
Бурение							
Итого на 1 цикл:							
Неучтенные материалы (10%):							
Итого с неучтенными на цикл.:							
Итого на п.м.							
Итого на 1 м ³ :							
Итого на всю выработку:							

В таблице 2.21 представлен расчёт затрат по статье «амортизация».

Таблица 2.21- Затраты на проходку по статье «амортизация» [изъяты данные таблицы]

Наименование оборудования	Количество единиц	Стоимость единицы, руб.	Общая сумма стоимости, руб	Годовая норма амортизации, %	Продолжитель ность проходки, лет	Суммарные затраты, руб.
Rocket Boomer 104						
2. ПДМ ST14						
3. Олива – 300						
4. ВМ-8М						
Итого на выработку:						
Итого на 1 п.м:						

Итого на 1 м ³ :	
Итого на цикл:	

Полученные значения по всем четырем статьям затрат сводятся в таблицу 2.22.

Таблица 2.22 - Общая стоимость сооружения спирального съезда
[изъяты данные таблицы]

Статьи расходов	Затраты, руб.			Удельный вес затрат, %
	На всю выработку	На 1 погонный метр выработки	На 1 м ³ выработки	
1. Заработная плата				
2. Материалы				
3. Энергия				
4. Амортизационные отчисления				
Итого затрат:				
Общешахтные услуги (45%)				
Итого прямых затрат:				
Накладные расходы (10 %)				
ВСЕГО:				

Показатели сооружения выработки

Наиболее важные технико-экономические показатели сводятся в таблицу 2.23.

Таблица 2.23-Технико-экономические показатели проведения выработки [изъяты данные таблицы]

Наименование показателя	Значение
1. Сечение выработки в свету, м ²	
2. Сечение выработки вчерне, м ²	
3. Сечение выработки в проходке, м ²	
4. Длина выработки, м	
5. Коэффициент крепости пород по шкале М.М. Протоdjаконова	
6. Общее число шпуров, шт.	
7. Подвигание забоя за цикл, м	
8. Коэффициент использования шпура, доли. ед.	
9. Продолжительность цикла, час.	
10. Число циклов в смену, шт.	
11. Число циклов в сутки, шт.	
12. Скорость подвигания забоя, м/мес.	
13 Явочная численность бригады, чел.	
14. Списочная численность бригады, чел.	
15. Стоимость проведения всей выработки, руб.	
16. Стоимость проведения 1 п. м. выработки, руб.	
17. Стоимость проведения 1 м ³ выработки, руб.	
18. Продолжительность проходки выработки, мес.	

2.3.2 проведение вертикальной выработки

В данном дипломном проекте в качестве вертикальной горной выработки, будет рассмотрено проведение лифтового восстающего глубиной 50м. Дальнейшие расчеты и сравнения произведены по методике[11].

Выбор способа проходки

Физико-механические свойства пород:

Исходные данные:

Крепость пород - 6-8;

Породы устойчивые;

Плотность - 2,6-2,7 т/м³;

Коэффициент разрыхления - 1,15;

Прочность на сжатие - 51,8 МПа;

					СФУ ИГДГиг ДП -21.05.04.02-121101076	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		67

Прочность на растяжение -5,7 МПа.

Способы проходки:

- 1) Проходка восстающего бурением, с помощью специализированных установок типа «Robbins»
- 2) Проходка восстающего с помощью подвесных клетей, проходческих щитов и механизированных комплексов типа КПВ, КПН.
- 3) Проходка восстающего взрыванием скважинных зарядов.

Выполнив анализ отечественной и зарубежной практики проходки восстающих выработок, приходим к выводу, что для наших условий наиболее предпочтителен первый способ проведения выработки, а именно проходка восстающего бурением, с помощью специализированных установок.

Данный способ является наиболее прогрессивным, простым и автоматизированным.

Определение формы и расчет размеров поперечного сечения выработки

Проанализировав аналогичные рудники алмазодобывающей компании «Алроса», можем сказать, что лифтовые восстающие, как правило, имеют прямоугольное сечение.

Принимаем для проходки лифтовой восстающей сечением 6,67м², длиной 2,9м и шириной 2,3м.

Но для начала выполним проходку выработки круглого сечения

Выбор горно-проходческого оборудования и материалов

Как сказано выше, необходимо пройти выработку прямоугольного сечения с помощью буровой установки.

Для этого используем буровую установку Robbins, фирмы AtlasCopco, которая выполняет проходку восстающего круглого сечения, а затем с помощью переносных перфораторов ПП36В2 происходит пробуривание, а затем зарядание и взрывание шпуров, для придания восстающему прямоугольного сечения.

Для погрузки и доставки отбитой породы принимается ПДМ ST14.

Описание технологии осуществления процессов проходческого цикла

До начала работ по бурению при проходке выработок установкой Robbins должны быть пройдена монтажная камера на вентиляционном горизонте, подведена воздушная и вентиляционная магистраль, налажено освещение.

					СФУ ИГДГиг ДП -21.05.04.02-121101076	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		68

Далее с нижележащего горизонта с помощью буровой машины SandvikDL320 пробуривается пилотная скважина.

Затем в нишу устанавливается буровая установка «Robbins» и на нижележащем горизонте монтируется расширитель, который осуществляет отделение породы от массива, что приводит к проведению выработки круглого сечения.

Отбитая порода под действием силы тяжести падает вниз, т.е. на нижележащую выработку, откуда её транспортируют на откаточный горизонт с помощью ПДМ.

Схема расположения буровой установки и принцип работы показан на рисунке 2.18.

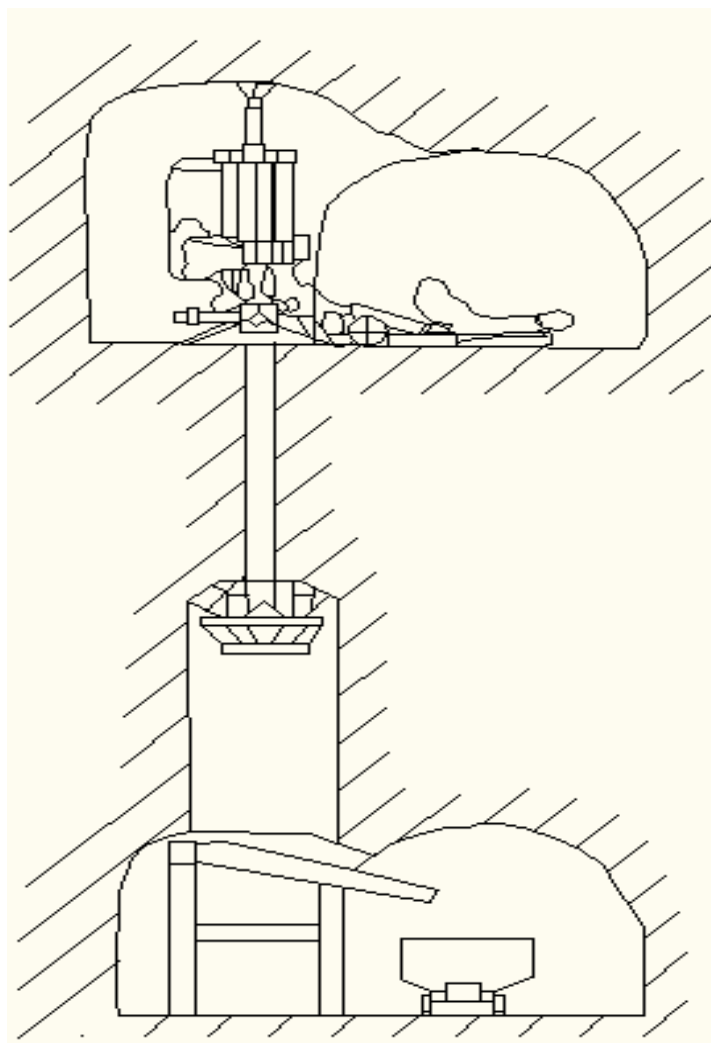


Рисунок 2.18- Схема расположения буровой установки Robbins

Организация работ

Комплексная норма времени (H_k) необходима для расчета потребности в трудозатратах при проектировании организации работ в забое, расчета длины уходки, а также расчета оплаты труда проходчиков.

					СФУ ИГДГиГ ДП -21.05.04.02-121101076	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		69

Бурение осуществляет 1 человек за пультом.

Один человек на вспомогательных работах.

Продолжительность смены: 7 часов.

Расчет комплексной нормы времени сводится в таблицу 2.24.

Таблица 2.24- Расчет комплексной нормы времени [изъяты данные таблицы]

Наименование процесса	Норма времени. (чел-час/ед; машин-час/ед)			Объем работ на 1 м. выработки V1	Кол-во Машин, человек	Трудозатраты по процессу, T _i , Чел-час/1п.м
	Табличная, Нт	Коэффициент сложности, k	Установленная, Ну			
Транспорт и монтаж/демонтаж						
Бурение направляющей скважины, м.						
Расширение, м.						
Обслуживание станка и управление станком						
Профилактические ремонты, осмотр и смазка оборудования						
Замена бурового инструмента и шарошек						
Вспомогательные операции						
ИТОГО:						

Возможное подвигание забоя за смену:

$$L_{ц}=(T_{ц} - T_{п.з.})/H_{к},(2.3.85)$$

где T_ц - принятая продолжительность цикла, час;

T_{п.з.} - продолжительность подготовительно - заключительных операций в цикле (T_{п.з.}=0,685 час).

$$L_{ц}=(7-0,685)/1,92=3,3м.(2.3.86)$$

Проветривание выработки.

Так как восстающий проходится методом бурения, то необходимости в проветривании нет. Отсутствует выделение ядовитых газов. Отбитая порода накапливается в нижней части рудоспуска, а затем выпускается посредством ВДПУ и грузится в вагонетки на откаточном горизонте.

Определение режима работы при проходке выработки.

Построение графика организации работ.

Продолжительность смены -7,2ч; рабочей недели 7 дней; рабочих дней в году 365.

Расчет численности рабочих:

Явочное число рабочих в смену:

$$N_{я} = (L_{см} \cdot H_{к}) / (T \cdot k); (2.3.86)$$

где $N_{я}$ - явочное число рабочих в смену, чел.;

T - продолжительность смены, ч;

k - средний коэффициент сокращения норм времени ($k=1$)

$$N_{я} = (3 \cdot 1,92) / (7,2 \cdot 1) = 0,86 = 1 \text{ человек,}$$

Списочный состав бригады:

$$N_{сп} = N_{я} \cdot K_{сп}; \quad (2.3.87)$$

где $K_{сп}$, - коэффициент списочного состава;

$$K_{сп} = T / (T_{к} - t_1 - t_2 - t_3) \cdot 0,96; \quad (2.3.88)$$

где T - число дней в году, дн.; $T_{к}$ - число календарных дней в году, дн.;

t_1 - число праздничных дней в году, дн.; t_2 - число выходных дней в году;

t_3 - число дней отпуска в году, дн.;

$$K_{сп} = 318 / (365 - 17 - 104 - 60) \cdot 0,96 = 1,97, \quad (2.3.89)$$

$$N_{сп} = N_{я} \cdot K_{сп} = 1 \cdot 1,97 = 2 \text{ человека.} \quad (2.3.90)$$

По рекомендациям из разных источников, принимаю численность проходческой бригады 3 человека.

График выполнения работ по проходке вертикальной выработки приведен в табл. 2.25.

Таблица 2.25-Циклограмма проведения вертикальной выработки с помощью буровой установки Robbins. [изъяты данные таблицы]

Процесс	Количество людей (машин)	Продолжительность процесса, час	Смена														
			1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	
1.Транспорт и монтаж установки																	
2.Бурение направляющей скважины,м																	
3.Расширение,м																	
4.Обслуживание станка и управление бурением, профилактические ремонты, осмотр и смазка оборудования, замена бурового инструмента и шарошек, вспомогательные операции																	
5.Демонтаж установки																	
Итого																	

Так же необходимо учесть, что всё время, когда у нас происходит расширение скважины, параллельно ей происходит отгрузка отбитой породы ПДМ.

После проведения восстающей выработки получаем выработку круглого сечения диаметром 0,9м. Но как сказано выше, нам необходимо провести выработку прямоугольного сечения 2,9x2,3 м. Для этого произведем расширение уже пройденной выработки, с помощью буровзрывных работ.

Буровзрывные работы

Взрывные работы ведутся в соответствии с требованиями «Правил безопасности приведения горных работ и переработки твердых полезных ископаемых от 2013г» и Специальных мероприятий к правилам безопасности по ведению горных и взрывных работ на подземных рудниках "Алросса".

Для ведения взрывных работ используются взрывчатые материалы: ВВ-Аммонит №6 ЖВ, Гранулит АС-6; средства взрывания – ИСКРА-Ш.

Взрывные работы по проходке всех видов выработок производится согласно паспортам буровзрывных работ (далее по тексту БВР), составленным на основании актов опытного взрывания. Разрешается производство взрывных работ при отсутствии паспортов БВР при проведении опытных взрываний, разделке (дроблении) негабаритов, доведений выработки до проектного сечения, ликвидации "отказов, заколов". Время ведения взрывных работ для каждого забоя определяется циклограммой, которая ежемесячно утверждается главным инженером рудника.

Границы опасной зоны при ведении взрывных работ определяются схемой выставления постов охраны и оцепления опасной зоны, которая составляется ежемесячно начальниками участков и утверждается главным инженером рудника.

Взрывчатые материалы и взрывные машинки КВП-1/100М хранятся на подземных расходных складах. Для проверки целостности взрывных сетей применяются приборы ВИС-1, которые выдаются на руки каждому взрывнику.

Определение необходимой площади сечения выработки

Как сказано выше, мы прошли выработку круглого сечения диаметром 0,9м, следовательно выработка имеет площадь сечения равной $S_{пр}=0,636м^2$.

Значит нам осталось расширить выработку сечением

$$S_{прох}=S_{выр}-S_{пр} \text{ м}^2 \quad (2.3.91)$$

где S -необходимая (оставшаяся площадь выработки) $м^2$,

$S_{выр}$ - площадь всей выработки $м^2$,

$S_{пр}$ - площадь пройденной выработки $м^2$.

$$S_{прох}=6,67-0,636=6,034м^2.$$

Можем сделать вывод, что нам осталось пройти выработку сечением $6,034м^2$.

Буровзрывные работы

Для ведения взрывных работ принимаем ВВ – Аммонит №6ЖВ, так как породы крепкие и условие работы благоприятные, обводнённость выработки не значительна.

Общее число шпуров в забое, шт;

					СФУ ИГДГиг ДП -21.05.04.02-121101076	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		73

$$N = \frac{12,7q_{BB}S}{\Delta d_n^2 K_3} = \frac{12,7 \cdot 1,4 \cdot 6,034}{1 \cdot 3,6^2 \cdot 0,5} = 16,6, \text{ принимаем } 17 \text{ шт.}, \quad (2.3.92)$$

где q_{BB} – удельный расход ВВ обуренной породы, кг/м³;

d_n - диаметр патрона ВВ, см;

S – сечение выработки в проходке, м²;

Δ - плотность ВВ, г/см³,

K_3 – коэффициент заполнения шпуров, доли ед.

$$q_{BB} = 0,1ff_0Ume = 0,1 \cdot 8 \cdot 0,9 \cdot 2,45 \cdot 0,8 \cdot 1 = 1,4, \text{ кг/м}^3, \quad (2.3.93)$$

где f – коэффициент крепости угля по шкале проф. Протоdjeяконова;

f_0 – коэффициент структуры породы

U – коэффициент зажима учитывающий величину площади забоя выработки и число обнаженных плоскостей;

m – коэффициент учитывающий диаметр коронки;

e – коэффициент работоспособности ВВ, равный отношению работоспособности 62%-го динамита и работоспособности применяемого ВВ.

$$U = \frac{6,5}{\sqrt{S}} = \frac{6,5}{\sqrt{6,03}} = 2,45, \quad (2.3.94)$$

$$m = 32/d_k = 32/40 = 0,8, \quad (2.3.94)$$

$$e = P/P_{BB} = 1, \quad (2.3.94)$$

Расстояние между оконтуривающими шпурами, м.

$$a_{ок} = (0,6 - 0,7)W_{отб} = 0,6 \cdot 1,27 = 0,762 = 762 \text{ мм}, \quad (2.3.95)$$

где $W_{отб}$ взято из расчета наклонной выработки и равна 1,27м

Расчет числа оконтуривающих шпуров по длине восстающего, шт

$$N_{\Pi} = \frac{B_n^{noch}}{a_{ок}} + 1 = \frac{2900}{762} + 1 = 4,8 = 5 \text{ шт.}, \quad (2.3.96)$$

Фактическое расстояние между шпурами

$$a_{\phi} = \frac{B}{N_n - 1} = \frac{2900}{5 - 1} = 725 \text{ мм} \quad (2.3.97)$$

					СФУ ИГДГиг ДП -21.05.04.02-121101076	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		74

Число шпуров по ширине восстающего, шт

$$N_k = \frac{B_{\text{шир}}}{a_{\text{ок}}} + 1 = \frac{2300}{762} + 1 = 4 \text{ шт}, \quad (2.3.98)$$

Фактическое расстояние между шпурами по ширине восстающего

$$a_{\phi} = \frac{B_{\text{ров}}}{N_n - 1} = \frac{2300}{4 - 1} = 767 \text{ мм}, \quad (2.3.99)$$

Число вспомогательных отбойных шпуров

$$N_{\text{вс}} = N - N_{\text{ок}} = 17 - 14 = 3 \text{ шт}. \quad (2.3.100)$$

Произведём проверку количества шпуров графическим методом (рисунок 2.19), а также определим точное расстояние между оконтуривающими шпурами.

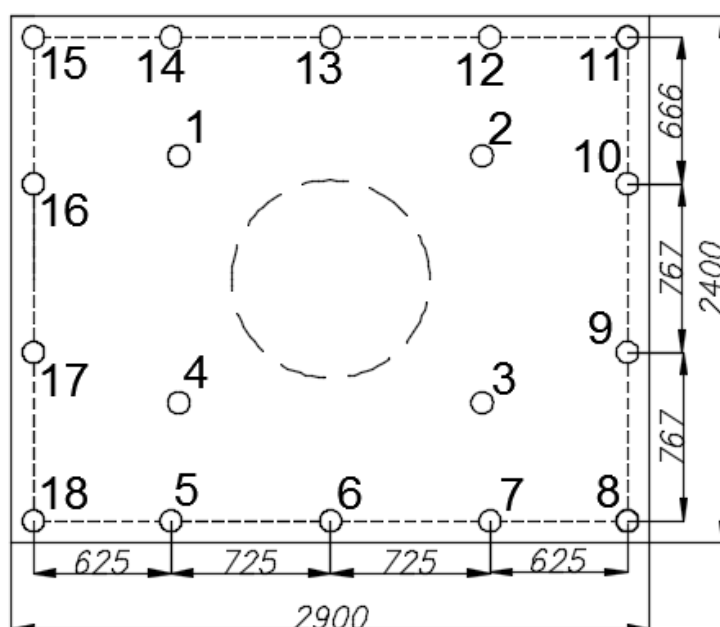


Рисунок 2.19-Схема расположения шпуров

Необходимое количество шпуров: вспомогательных – 4 шпура
оконтуривающих – 14 шпуров

Общее количество шпуров: 4+14= 18шпуров.

Порядок взрывания шпуров: В первую очередь взрываются вспомогательные шпуры (1-4). Во вторую очередь взрываются оконтуривающие шпуры (5-18).

Окончательно принимаю длину уходки равной 2 м.

Длина вспомогательных шпуров принимается с учётом КИШ:

$$l_{\text{вспом}} = l_{\text{ц}} / \eta; \quad (2.3.101)$$

$$l_{\text{вспом}} = 2 / 0,9 = 2,22 \text{ м}.$$

Длина оконтуривающих шпуров принимается графически, с учётом перебура за контур выработки на глубину вспомогательных шпуров. Длина оконтуривающих шпуров принимается:

$$l_{оконт.} = 2,22 \text{ м.} \quad (2.3.102)$$

Тип вруба принимается исходя из рекомендации методического указания. Исходя из принятого бурового оборудования и горно-геологических условий проходки выработки, принимается прямой вруб.

Расчёт параметров БВР

Определение *вместимости одного метра шпура*:

$$p_{ш} = \frac{\Delta \pi d_3^2}{4}, \text{ кг/м}; \quad (2.3.103)$$

$$p_{ш} = \frac{1000 \cdot 3,14 \cdot 0,036^2}{4} = 1,02 \text{ кг/м.}, \quad (2.3.104)$$

Общий расход ВВ на цикл:

$$Q = q_{ВВ} \cdot S \cdot l_{ц}, \text{ кг}; \quad (2.3.105)$$

$$Q = 0,92 \cdot 6,67 \cdot 2 = 12,3 \text{ кг}, \quad (2.3.106)$$

Средняя величина заряда в шпуре:

$$q_{ср} = \frac{Q}{N_{зр}}, \text{ кг}; \quad (2.3.107)$$

$$q_{ср} = \frac{12,3}{18} = 0,7 \text{ кг},$$

Величина заряда в отдельных шпурах уточняется с учётом их назначения и глубины. Для вспомогательных на 15-20% меньше, а для оконтуривающих около средней величины заряда.

Для вспомогательных:

$$q_{вс} = 1 - 1 \frac{20}{100} = 0,8 \text{ кг}, \quad (2.3.108)$$

Для оконтуривающих:

$$q_{ок} = 1 \text{ кг}. \quad (2.3.109)$$

Исходя из принятой конструкции заряда в шпуре (1 патрон-боевик, остальное – гранулит А-6) посчитаем величину длины заряда гранулированным ВВ:

$$l_{з.гр.вруб} = \frac{q_{вс} - m_{п}}{p_{ш}}; \quad (2.3.110)$$

во вспомогательном:

$$l_{з.гр.вспом} = \frac{0,8 - 0,2}{1,02} = 0,59 \text{ м}, \quad (2.3.111)$$

					СФУ ИГДГиГ ДП -21.05.04.02-121101076	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		76

в оконтуривающем:

$$l_{3.ГР.ОК} = \frac{1-0,2}{1} = 0,8 \text{ м}, \quad (2.3.112)$$

Общая длина заряда в шпурах (вместе с патроном-боевиком):

во вспомогательном: $l_{3.ВСПОМ} = l_{3.ГР.ВСПОМ} + l_{П} = 0,59 + 0,2 = 0,79 \text{ м}, \quad (2.3.113)$

в оконтуривающем: $l_{3.ОК} = l_{3.ГР.ОК} + l_{П} = 1 + 0,2 = 1,2 \text{ м}, \quad (2.3.114)$

Длина забойки в шпурах:

во вспомогательном: $l_{ЗАБ.ВСПОМ} = l_{ВС} - l_{3.ВСПОМ} = 2,22 - 0,79 = 1,43 \text{ м}, \quad (2.3.115)$

в оконтуривающем: $l_{ЗАБ.ОК} = l_{ОК} - l_{3.ОК} = 2,22 - 1,2 = 1,02 \text{ м}. \quad (2.3.116)$

Параметры буровзрывных работ сводим в таблицу 2.26.

Таблица 2.26- Параметры буровзрывных работ

№ шпуров	Наименование шпуров	Глубина шпура, м	Угол наклона шпуров, град.	Величина заряда в шпуре, кг	Длина заряда, м	Длина забойки, м	Очередность взрывания
1-4	Вспомогательные	2,22	90	0,8	0,59	1,43	2
5-18	Оконтуривающие	2,22	85	1	0,8	1,02	3

Расчёт основных показателей БВР

Объём горной массы, оторванной за взрыв:

$$V = S \cdot l_{Ц}, \text{ м}^3; \quad (2.3.117)$$

$$V = 6,67 \cdot 2 = 13,34 \text{ м}^3,$$

Расход шпурометров:

на цикл:

$$\Sigma L_{ШП} = l_{ВС} \cdot N_{ВС} + l_{ОК} \cdot N_{ОК}; , \quad (2.3.118)$$

$$\Sigma L_{ШП} = 2,22 \cdot 4 + 2,22 \cdot 14 = 39,96 \text{ м},$$

на 1 м проходки:

$$L_{1ПМ} = \Sigma L_{ШП} / l_{Ц}; \quad (2.3.119)$$

$$L_{1ПМ} = 39,96 / 2 = 19,98 \text{ м},$$

на 1 м³ горной массы:

$$L_{1М^3} = \Sigma L_{ШП} / V, \quad (2.3.120)$$

$$L_{1М} = 19,98 / 13,34 = 1,5 \text{ м},$$

Среднее значение длины шпура:

					СФУ ИГДГиг ДП -21.05.04.02-121101076	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		77

$$l_{CP} = \sum l_{шп} / N;$$

где $\Sigma l_{шп}$ – суммарная длина шпуров, м

N - число шпуров.

$$l_{CP} = 39,96 / 18 = 2,22 \text{ м}, \quad (2.3.120)$$

$$КИШ = \frac{l_{ц}}{l_{CP}} = \frac{2}{2,21} = 0,9.$$

Определим расход ВВ:

на 1 м проходки:

$$Q_{ГМ} = Q_{\phi} / l_{ц}, \text{ кг}; \quad (2.3.121)$$

$$Q_{ГМ} = 30,2 / 2 = 15,1 \text{ кг},$$

на 1 м³ горной массы:

$$q_{ВВ} = Q_{\phi} / V; \quad (2.3.122)$$

$$q_{ВВ} = 30,2 / 13,34 = 2,3 \text{ кг/м}^3.$$

Расход средств инициирования:

ИСКРА-Ш – 18 штуки на цикл,

на 1 м проходки: $18 / 2 = 9$

ЭД

на цикл: 2 штуки

на 1 м проходки: $2 / 2 = 1$

Электропровода

на цикл: 150 м

на 1 м проходки: $150 / 2 = 75 \text{ м}$

Фактическая месячная скорость проходки:

$$L_{\phi} = l_{ц} \cdot n_{р.д.} \cdot n_{ц}; \quad (2.3.123)$$

где $n_{р.д.}$ – число рабочих дней в месяце;

$n_{см}$ – число смен в сутках;

$n_{ц}$ – число циклов в сутки.

$$L_{\phi} = 2 \cdot 30 \cdot 3 = 180 \text{ м/месяц}$$

Продолжительность сооружения выработки:

$$T_{пр} = \frac{A}{L_{\phi}}; \quad (2.3.124)$$

где A – заданная длина выработки, м

$$T_{пр} = \frac{50}{180} = 0,3 \text{ месяца}. \quad (2.3.125)$$

Конструкция заряда

Конструкция заряда определяется расположением патронов ВВ в шпуре, местом нахождения инициатора в заряде, длиной и типом забойки.

					СФУ ИГДГиГ ДП -21.05.04.02-121101076	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		78

При строительстве горных выработок применяют в основном колонковую конструкцию заряда, при которой длина заряда значительно превышает его диаметр. Для проекта выбирается обратное инициирование, так как оно способствует более эффективному использованию эффекта взрыва. Конструкция шпуров приведена на рисунке 2.20.



Рисунок 2.20- Конструкция заряда

Выбор и расчёт крепи

Согласно СНиП выбор крепи производится по безразмерному показателю устойчивости пород:

$$P_y = \gamma \cdot H_p / R_{сж} ; \quad (2.3.126)$$

$$P_y = 2,5 \cdot 400 / 6400 = 0,16,$$

где γ - объёмная плотность пород, кН/м^3 ; H_p – расчётная глубина расположения выработки, м; $R_{сж}$ – расчётное сопротивление пород сжатию, кПа ,

$$R_{сж} = G_{сж} \cdot K_c \cdot \xi ; \quad (2.3.127)$$

где $G_{сж}$ – предел прочности пород одноосному сжатию, кПа ; K_c – коэффициент структурного ослабления, доли ед. ($K_c = 0,8$); ξ - коэффициент длительной прочности, доли ед. ($\xi = 0,1$ для пород средней крепости).

$$R_{сж} = 80 \cdot 0,8 \cdot 0,1 = 6,4 \text{кПа.}, \quad (2.3.128)$$

Определение норм выработки и производительности по процессам Производительность ПДМ AtlasCopcoSt14

Рассчитаем среднюю эксплуатационную производительность ПДМ:

					СФУ ИГДГиг ДП -21.05.04.02-121101076	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		79

$$P_{\text{Э}} = \frac{3600 \cdot V_k \cdot K_3 \cdot T_{\text{см}} \cdot \gamma}{\psi \cdot T_{\text{ц}} \cdot K_{\text{ман}} + 3600 \cdot L_m \cdot \left(\frac{1}{V_{\text{гр}}} + \frac{1}{V_n} \right) \cdot K_{\text{дс}} + T_{\text{раз}}}; \quad (2.3.129)$$

$$P_{\text{Э}} = \frac{3600 \cdot 6 \cdot 0,75 \cdot 7,2 \cdot 2,5}{1,2 \cdot 50 \cdot 1,3 + 3600 \cdot 0,24 \cdot \left(\frac{1}{5} + \frac{1}{8} \right) \cdot 1,25 + 30} = 635 \text{ м/смену} = 88,2 \text{ м/ч},$$

С учётом плотности породы $\gamma = 2,5 \text{ т/м}^3$,

$$P_{\text{Э}} = 88,2 / 2,5 = 35,3 \text{ м}^3/\text{ч}, \quad (2.3.130)$$

Значит норма времени погрузки составит:

$$N_{\text{п}} = 1/P_{\text{Э}} = 1/35,3 = 0,028 \text{ маш. ч/м}^3, \quad (2.3.131)$$

Объём горной массы в целике, отбиваемой за цикл:

$$V_{\text{ц}} = S_{\text{ч}} \cdot l_{\text{ух}} = 6,034 \cdot 2 = 12 \text{ м}^3, \quad (2.3.132)$$

В разрыхленном состоянии:

$$V_{\text{раз}} = V_{\text{ц}} \cdot K_{\text{раз}} = 12 \cdot 1,15 = 13,8 \text{ м}^3. \quad (2.3.133)$$

Производительность обуривания забоя переносными перфораторами ППЗ6В2

По данным практики:

$$A_{\text{бур}} = 300 \text{ шп.м/смен.} = 41,7 \text{ шп.м/ч}, \quad (2.3.134)$$

Норма времени бурения составляет:

$$N_{\text{бур}} = 1/A_{\text{бур}} = 1/41,7 = 0,024 \text{ маш.ч/м}, \quad (2.3.135)$$

Объём работ по обуриванию забоя составит:

$$V_{\text{бур}} = N_{\text{шп}} \cdot l_{\text{ух}}, \quad (2.3.136)$$

$$V_{\text{бур}} = 18 \cdot 2 = 36 \text{ м}.$$

Нанесение торкрет-бетона установкой Олива – 300

Норма времени для покрытия 1 м^2 набрызг-бетона установкой Олива 300 составляет 0,04 часа.

					СФУ ИГДГиг ДП -21.05.04.02-121101076	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		80

Объём работ по креплению равен площади покрытия набрызг-бетона за один цикл:

$$V_{н.б.} = S_n = P \cdot l_{yx}; (2.3.137)$$

$$V_{н.б.} = 10,4 \cdot 2 = 20,8 \text{ м.}$$

Время на зарядание шпуров забоя

Норма времени на зарядание 1 м. шпура с применением зарядчика ЗП-5 составляет 0,012 часа.

Объём работы по заряданию шпуров забоя:

$$V_{за} = N_{шпур} \cdot l_y; (2.3.138)$$

$$V_{за} = 18 \cdot 2 = 36 \text{ шпурометров.}$$

Время вспомогательных проходческих операций

В качестве вспомогательных операций принимаются: оборка заколов – 0,5 часа; настройка вентиляции – 0,4 часа; осмотр забоя – 0,15 часа; заключительные операции – 0,25 часа; проветривание после взрывания в межсменный перерыв.

В смену, когда выполняются работы по нанесению набрызг-бетона зарядание и взрывание забоя не производится. Во время отстоя забоя выполняются рабочими дополнительно-подготовительные работы – это доставка и разгрузка ЖБШ крепления, приготовление сухой смеси для набрызг-бетона, ремонт вентиляционных труб и их наращивания, наращивания трубопроводов воды и сжатого воздуха, осмотр и ремонт технологического оборудования, дополнительные осмотры забоя на предмет ТБ. В соответствии с расчётными показателями строим суточную циклограмму и месячный график работы.

Выполним компоновку процессов проходческих работ в табл.2.27
Таблица 2.27-Циклограмма проходческих работ [изъяты данные таблицы]

Наименование процесса	Норма времени, (чел-час/ед.; маш.-час/ед.)	Объём работ на цикл	Кол-во машин, человек	Трудозатраты по процессу, чел-час/цикл
	Установленная			
1).Приведение забоя в безопасное состояние				
2).Погрузка ПДМ				
3).Торкретирование				

выработки				
4)Бурение				
5)Заряжание				
6)Монтаж взрывной сети				
7)Проветривание				
8) вспомогательные работы				
ИТОГО:				

Построим график выполнения работ, согласно табл.2.27.

Наименование процесса	Количество чел.	Продолжительность процесса								
			1	2	3	4	5	6	7	
Прив забоя в без сост	2	0,8								
Погрузка ПДМ	2	1,5								
торкретирование выработки	2	1,5								
бурение	2	1,62								
Вспомогательные операции	2	0,13								
Заряжание	2	0,8								
Монтаж взрывной сети	2	0,85								
Проветривание	2	0,5								

Рисунок 2.21- График выполнения работ по проходке вертикальной выработки

Расчёт проветривания выработки при проходке

В период сооружения устья восстающего специальных средств для проветривания обычно не требуется, так как обмен воздуха в забое бывает достаточно интенсивен за счет отработанного сжатого воздуха при наличии пневматических машин.

При углублении выработки и производстве взрывных работ этого бывает недостаточно и приходится прибегать к искусственному проветриванию при помощи вентиляторов. Основной задачей проветривания является быстрое удаление продуктов взрыва после взрывания. Для этой цели применяться электрические осевые или центробежные вентиляторы.

В нашем случае применяется нагнетательный способ проветривания выработки. Нагнетание воздуха в забой производится по мягкому

трубопроводу (прокладываемому по всей выработке) вентилятором местного проветривания. ВМП устанавливается на свежей струе и для исключения рециркуляции должен иметь производительность не более чем 70% от количества поступающего к нему воздуха. Основным достоинством нагнетательного способа проветривания является то, что свежий воздух поступает непосредственно к забою, где работают люди.

Производим расчёт необходимого количества воздуха:

Количество воздуха, необходимое в выработке

$$Q_{\text{ВВ}}^{\text{н}} = \frac{2,25 \cdot S_{\text{СВ}}}{60 \cdot t} \sqrt[3]{\frac{A \cdot L^2 \cdot b \cdot \varphi}{S_{\text{СВ}} \cdot k_{\text{У}}^2}}, \quad (2.3.139)$$

$$Q_{\text{ВВ}}^{\text{н}} = \frac{2,25 \cdot 6,67}{60 \cdot 30} \sqrt[3]{\frac{44 \cdot 50^2 \cdot 40 \cdot 0,8}{6,67 \cdot 1,06^2}} = 0,3 \text{ м}^3/\text{мин.},$$

где $t = 30$ мин – время проветривания забоя после взрыва;

b – объём вредных газов при взрыве 1 кг ВВ, л/кг

L – длина тупиковой выработки, м,

$\varphi = 0,8$ – коэффициент для сухих выработок,

$K_{\text{УТ}}$ – коэффициент утечек воздуха из трубопровода,

По тепловому фактору:

$$Q_{\text{М}} = 20 \cdot S_{\text{СВ}} \cdot V_{\text{min}}; \quad (2.3.140)$$

$$Q_{\text{М}} = 20 \cdot 6,67 \cdot 0,04 = 5,4 \text{ м}^3/\text{мин.},$$

По наибольшему числу людей:

$$Q = 6 \cdot n = 6 \cdot 2 = 12 \text{ м}^3/\text{мин.}, \quad (2.3.141)$$

где n – максимальное число людей, одновременно находящихся в выработке, чел.

По выносу пыли:

$$Q = 60 \cdot V_{\text{min}} \cdot S_{\text{СВ}} = 60 \cdot 6,67 \cdot 0,04 = 16 \text{ м}^3/\text{мин}; \quad (2.3.142)$$

где V_{min} – минимальная скорость движения воздуха, м/с;

$S_{\text{СВ}}$ – площадь сечения выработки в свету, м^2 .

Производим выбор ВМП.

$$Q_{\text{В}} = Q_{\text{max}} \cdot K_{\text{У}} = 16 \cdot 1,03 = 17 \text{ м}^3/\text{мин.}, \quad (2.3.143)$$

Депрессия ВМП:

$$h_{\text{В}} = Q_{\text{В}} \cdot R_{\text{ТР}} \cdot (0,59 / K_{\text{У}} + 0,41) = 17 \cdot 26,24 \cdot (0,59 / 1,03 + 0,41) = 438 \text{ Па}, \quad (2.3.144)$$

где $R_{\text{ТР}}$ – аэродинамическое сопротивление трубопровода.

Подбираем вентилятор, учитывая расчётные значения дебита и депрессии. Наиболее подходящим вариантом будет вентилятор ВМЭ-.

Количество вентиляторов ВМ-8М составляет 1 вентилятор;

Водоотлив

При проведении вертикальных горных выработок, сверху вниз, проблемой является вода, скапливаемая у забоя. Но в нашем случае, когда уже пройдена выработка круглого сечения, проблем с водоотливом не будет, так как вода скапливаемая у забоя, будет стекать вниз на нижележащую выработку по уже пройденной выработке.

Расчёт себестоимости 1п.м. капитальной выработки

В таблице 2.28 представлен расчёт затрат по статье «заработная плата».

Таблица 2.28-Затраты на проходку по статье «заработная плата»
[изъяты данные таблицы]

Процесс	Объём работ на цикл	Установленная норма времени	Трудозатраты, чел.ч/цикл	Разряд	Часовая тарифная ставка, руб.	Кол-во человек	Суммарные затраты, руб.
1) для проведения выработки с помощью установки Robbins							
Транспорт и монтаж/демонтаж							
Бурение направляющей скважины							
Расширение, м.							
Обслуживание станка и управление бурением							
Профилактич. ремонты, осмотр и смазка оборудования							
Замена бурового инструмента и шарошек							
Вспомогательные операции							
2) Расширение уже пройденной выработки с помощью БВР							
Бурение							
Погрузка							
Заряжание и взрывание							
Торкретирование							

Вспомогательные работы							
Итого по тарифу							
Доплата за работу в ночное время (7 %)							
Итого с ночными							
Премияльные доплаты (40 %)							
Итого с премиальными							
Районный коэффициент (1,8)							
Итого с районным коэффициентом							
Доплата за работу в условиях крайнего севера (80 %)							
Итого с доплатой							
ЕСН (27,1 %):							
С учётом ЕСН:							
Всего на 1 п.м. выработки							
Стоимость всей выработки							
Стоимость 1 м ³ , руб							

В таблице 2.29-2.30 представлены расчёт затрат по статье «материалы»

Таблица 2.29- Затраты на проходку по статье «материалы» при проходке восстающего круглого сечения [изъяты данные таблицы]

Наименование	Единица измерения	Расход на проходку восстающего	Стоимость единицы, руб.	Сумма, руб.
1.Трехшарошечное долото				
2.Расширительная головка				
3.Буровой став				
4.Буровая сталь				
Итого на восстающий				
Неучтенные материалы (10%)				
Итого с неучтенными материалами				
Итого на 1 п.м.				
Итого на 1 м ³ .				

Таблица 2.30- Затраты на проходку по статье «материалы» при расширении восстающего круглого сечения с помощью БВР [изъяты данные таблицы]

Наименование	Единица измерения	Расход на цикл	Стоимость единицы, руб.	Сумма, руб.
1.Взрывание:				
Аммонит 6ЖВ (патроны)				
Гранулит А-6				
ИСКРА-Ш				
ЭД				
ДШ				
Электропровода				
2.Бурение				
Буровые коронки				
Буровая сталь				
3.Крепление				
Песок				
Цемент				
4.Вентиляционные трубы				
5.ГСМ				
Дизельное топливо				
Масло				
Итого на цикл:				
Неучтенные материалы (10%):				
Итого с неучтенными на цикл.:				
Итого на 1 п.м.:				
Итого на 1 м ³ :				
Итого на всю выработку:				

В таблице 2.31-2.32. представлены расчёты затрат по статье «энергия».

Таблица 2.31- Затраты на проходку по статье «энергия» для восстающего круглого сечения [изъяты данные таблицы]

Вид энергии Процесс Потребитель	Кол-во потребителей	Ед. Измерения	Расход в час или мощность двигателя, л.с.	Продолжи-тельность процесса в цикле	Расход энергоносителя на цикл	Стоимость единицы энергии, руб.	Сумма на цикл, руб.
1.Сжатый воздух							
Robbins							
2.Электроэнергия							
Robbins							
Освещение							
3.Технологическая вода							
Бурение							
Итого на восстающий							
Итого на 1 п.м.							
Итого на 1 м ³							

Таблица 2.32- Затраты на проходку по статье «энергия» для расширения
восстающего с помощью БВР [изъяты данные таблицы]

Вид энергии. Процесс. Потребитель	Количество потребителей	Ед. измерения	Расход в час или мощность двигателя, л.с.	Продолжитель- ность процесса в цикле, ч	Расход энергоносителя на цикл	Стоимость единицы энергии, руб.	Сумма на цикл, руб.
1. Сжатый воздух:							
ПП36В2							
Олива – 300							
2. Электроэнергия:							
ВМ-6							
Освещение							
3. Технологическая вода:							
Бурение							
Итого на 1 цикл:							
Неучтенные материалы (10%):							
Итого с неучтенными на цикл.:							
Итого на п.м.							
Итого на 1 м ³ :							
Итого на всю выработку:							

В таблице 2.33 представлен расчёт затрат по статье «амортизация».

Таблица 2.33- Затраты на проходку по статье «амортизация» [изъяты
данные таблицы]

Наименование оборудования	Количество единиц	Стоимость единицы, руб.	Общая сумма стоимости, руб	Годовая норма амортизации, %	Продолжитель- ность проходки, лет	Суммарные затраты, руб.
1.Буровая установка Robbins						
2. ПДМ ST14						
3. Олива – 300						
4. ВМ-6						
Итого на выработку:						
Итого на 1 п.м:						
Итого на 1 м ³ :						
Итого на цикл:						

Полученные значения по всем четырем статьям затрат сводятся в таблицу 2.34.

Таблица 2.35-Общая стоимость сооружения лифтового восстающего
[изъяты данные таблицы]

Статьи расходов	Затраты, руб.			Удельный вес затрат, %
	На всю выработку	На 1 погонный метр выработки	На 1 м3 выработки	
1. Заработная плата				
2. Материалы				
3. Энергия				
4. Амортизационные отчисления				
Итого затрат:				
Общешахтные услуги (45%)				
Итого прямых затрат:				
Накладные расходы (10 %)				
ВСЕГО:				

Показатели сооружения выработки.

Таблица 2.36-Технико-экономические показатели проведения выработки
[изъяты данные таблицы]

Наименование показателя	Значение
1. Сечение выработки в свету, м ³	
2. Сечение выработки в черне, м ³	
3. Длина выработки, м	
4. Коэффициент крепости пород по Протодяконову	
5. Категория пород по СНиП	
6. Скорость подвигания забоя, м/мес.	
7. Явочная численность бригады, чел.	
8. Списочная численность бригады, чел.	
9. Стоимость проведения всей выработки, руб.	
10. Стоимость проведения 1 погонного метра выработки, руб.	

11. Стоимость проведения 1 кубического метра выработки, руб.	
12. Продолжительность проходки выработки, мес.	

2.4 Выбор системы разработки

2.4.1 Анализ систем применяемых на рудниках-аналогах

Проведем анализ применяемых систем разработок на аналогичных рудниках.

Рудник «Мир» Республика САХА (Якутия) [5]

Верхняя часть месторождения «Мир» так же как и рудник «Айхал», отрабатывалась открытым способом. В 2001 году отработка запасов в контуре карьера до абсолютной отметки –190м закончена и было принято решение о дальнейшей разработке месторождения подземным способом. Было произведено вскрытие и отработка запасов месторождения до отметки –615м.

Вскрытие месторождения ведется двумя вертикальными стволами: клетевым и скиповым, диаметром в свету 8.0м каждый. Технология очистной выемки руд ведется с полной закладкой выработанного пространства и нисходящим порядком выемки слоев. Запасы руды в очистном блоке разделяются : по высоте – на 16 выемочных слоев высотой 5м каждый, в плане – на ленты (очистные заходки) шириной 5.15м. Слои отрабатываются последовательно, в общем направлении снизу-вверх. Оработка лент в слое ведется сразу на полную высоту (5м) в направлении от центра трубки к контурам рудного тела. Выемка руды в слое осуществляется по камерно-целиковой схеме. Очистные работы заключаются в проведении из слоевых заездов тупиковых заходок, в которых отбойка руды производится комбайном типа АМ-85. Комбайн сбрасывает руду на почву очистной заходки, после чего руда в ковше погрузо-доставочной машины типа Торо 501Е доставляется по слоевому заезду в слоевой штрек, а затем разгружается в блоковый рудоспуск. Проветривание очистных заходок осуществляется вентиляторами местного проветривания.

Преимущества нисходящего порядка выемки слоёв: возможность применения в любых горнотехнических условиях; все слои, кроме первого, находятся в разгруженной зоне; меньшая по сравнению с восходящей выемкой изрезанность рудного массива подготовительными выработками в результате применения слоёв большей высоты; более высокая производительность панели за счёт возможности вовлечения в одновременную работу большего числа очистных забоев.

					СФУ ИГДГиг ДП -21.05.04.02-121101076	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		90

К числу существенных недостатков нисходящего порядка отработки слоёв относятся: большее время (по сравнению с восходящей выемкой) для достижения максимальной производительности панели; значительный удельный объём нарезных работ при расположении в каждой заходке разрезных штреков; высокие требования к прочности закладки и технологии закладочных работ при формировании несущего слоя (пачки слоёв) искусственной кровли; сложность схемы проветривания заходок.

Рудник «Таймырский» Красноярский край [7]

Октябрьское месторождение медно-никелевых руд в административном отношении относится к Таймырскому муниципальному району Красноярского края. Ближайшими населёнными пунктами являются города Талнах и Норильск, с которыми рудник «Таймырский» соединен железной и шоссейными дорогами. Месторождение расположено на Талнахской промплощадке, где размещены производственные помещения и шахтные поля пяти подземных рудников, Талнахская обогатительная фабрика, теплоэлектроцентраль № 2, карьер по добыче песчано-гравийной смеси, щебне-дробильная фабрика с карьером скального грунта.

Высота этажа проектом принята равной 100м. Кроме того, разбивка поля рудника на горизонты принята с учётом естественного разделения поля тектоническими нарушениями на отдельные рудные тела.

На руднике «Таймырский» принята кольцевая схема откатки по горизонтам. Выемочный участок по падению оконтуривается 2-мя откаточными штреками, которые через 120м по простиранию сбиваются между собой откаточными квершлагами. Предусматривается проходка четырех откаточных околовольных дворов на основной площадке и четырех у стволов породо-закладочного и воздухо-подающего - соответственно откаточным горизонтом.

На руднике применяется система разработки (с восходящим порядком выемки слоёв), (Рис.2.22) т.к. устойчивые и средней устойчивости вмещающие породы и руда (по заданию). Восходящая система разработки наиболее дешёвый и наименее трудоёмкий вариант т.к. не требует армировки и большой прочности закладочного массива.

Сущность восходящего порядка выемки слоёв состоит в том, что рудное тело в пределах панели разделяется на вертикальные полосы (ленты), которые отрабатываются слоями снизу вверх, причем, как правило, между кровлей слоя и поверхностью закладки оставляют свободное так называемое технологическое пространство.

					СФУ ИГДГиг ДП -21.05.04.02-121101076	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		91

Восходящий порядок выемки слоёв может применяться при разработке слабо и средне нарушенных руд на глубинах до 800 м, а также, если в отработываемой ленте встречаются изолированные участки сильно нарушенных руд длиной не более двукратной ширины ленты (очистной выработки).

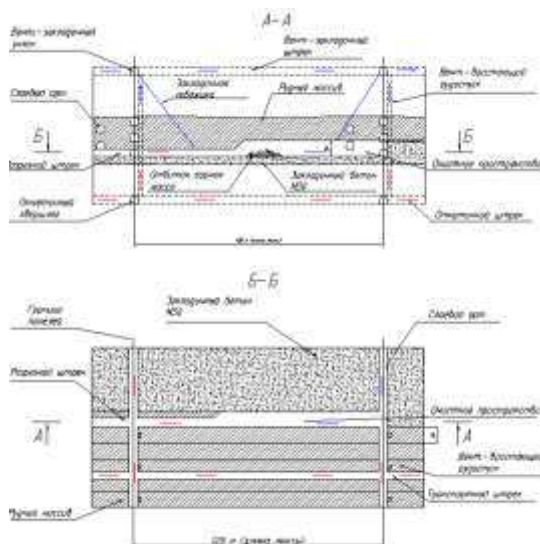


Рисунок 2.22-Сплошная слоевая система разработки с закладкой и восходящим порядком выемки слоёв

Преимущества восходящего порядка выемки: сравнительно небольшая продолжительность развития работ в панели; возможность совмещения во времени в одной очистной выработке процессов бурения, погрузки и доставки руды; не высокие требования к прочности закладки, обнажённой только в стенке очистной выработки; сравнительно простые схемы подготовки и проветривания.

Недостатки данного варианта: нахождение человека в очистном пространстве; возможность применения до определённых пролётов и глубины разработки вследствие разрушения руды в стенке очистной выработки и консольно-нависающем массиве; невозможность использования в сильно нарушенных рудах; сравнительно не высокая производительность панели.

Рудник «Кируна» (Швеция) [12]

Рудник разрабатывает крутые залежи железных руд мощностью около 90—100 м. Рудную массу разделяют на 6 сортов. На руднике имеется наклонный съезд с поверхности на этажные горизонты. На каждые 400—500 м длины рудного тела проходят наклонные заезды с этажных горизонтов на подэтажи, по которым перемещается самоходное оборудование. Подготавливают подэтажи рудным штреком по центру залежи, подэтажными

ортами и рудным штреком у лежачего бока. На этом штреке через 200—250 м проходят 4—6 рудоспусков для разных сортов руды (рис. 2.23).

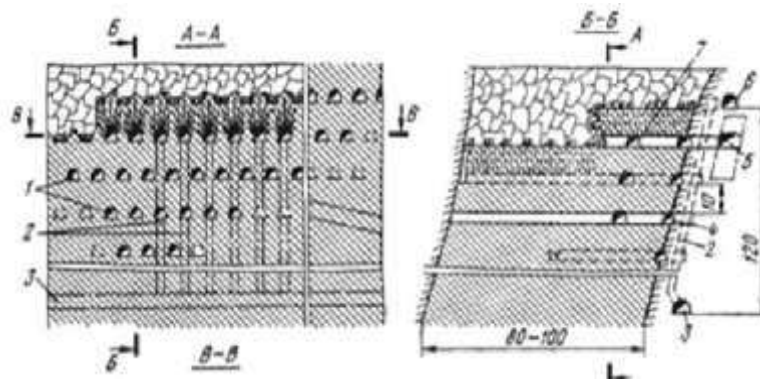


Рисунок 2.23-Подэтажное обрушение руды

Очистную выемку ведут от висячего к лежачему боку. На руднике применяется система подэтажного обрушения, с торцовым выпуском руды (шведский вариант) с производительностью труда рабочего на очистных работах с применением самоходного оборудования достигает 135 т/смену; протяженность подготовительно-нарезных выработок 5—9 м/1000 т; потери руды около 10%, разубоживание 20—30%.

Сущность массового торцевого выпуска: при выемке первых 3-5 слоев выпуска руды производят до предельного разубоживания в дозе от 3 до 25 %, то есть значительно ниже принятого (60-75 %) в обычном режиме выпуска, и только из 4, 5 и 6-го слоев окончательный выпуск происходит при разубоживании в дозе 40-75 %. На этом один цикл заканчивают и повторяют аналогично второй и последующие циклы выпуска руды.

Временно оставленная в очистном пространстве отбитая руда выполняет роль своеобразного «щита». Она способствует увеличению извлечения истой руды, снижению ее разубоживания и потерь по мере выпуска из последующих слоев. Эта временно оставленная руда извлекается в конце каждого цикла выпуска из секции шириной 10-14 м, соответствующей ширине эллипсоида выпуска руды с хорошими сыпучими свойствами.

Таким образом, система с массовым торцевым выпуском руды увеличила извлечения чистой руды в 2-3 раза, снизила в 1,5-2 раза разубоживание руды за счёт применения усовершенствованного режима выпуска.

Достоинства: Высокая производительность и интенсивность выемки, сравнительно небольшой объём подготовительных и нарезных работ, конструктивная простота, высокая механизация работ.

Недостатки: Относительно высокие потери и разубоживание руды.

					СФУ ИГДГиг ДП -21.05.04.02-121101076	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		93

Далее, выполним патентный поиск

№ 1703817 А 1 [13]

Осуществляют одновременное поэтапное ведение горных работ камерами на различных уровнях залежи. В средней части залежи формируют междуэтажный рудный целик, который обрабатывают на заключительном этапе разработки. Этажи обрабатывают в нисходящем порядке. Под рудным целиком формируют бетонный целик первоначальной отработки богатой руды. По мере понижения горных работ под бетонным целиком оформляют единое выработанное пространство этажей. Перед подачей сыпучей закладки через выработки, пройденные в бетонном целике, выработанное пространство заполняют бедными рудами. Подают бедную руду верхнего уровня по мере выпуска богатой руды нижнего уровня и ведут отработку и выпуск бедной руды, прилегающей к бетонному целику. После полной отработки богатой руды нижнего уровня обрабатывают бедную руду того же уровня и одновременно выпускают бедную руду верхнего уровня через выпускные выработки нижнего уровня (рис.2.24).

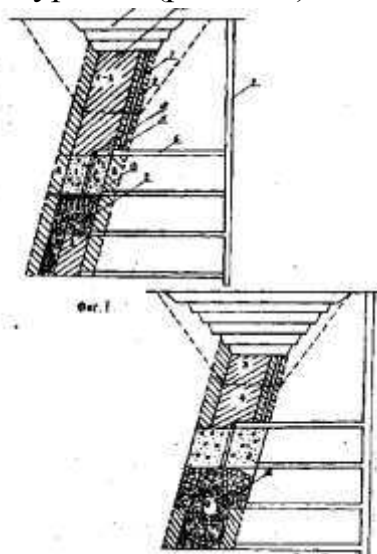


Рисунок 2.24-Этапы отработки месторождения:

Фиг.1-1-й и 2-й этапы отработки месторождения; 1,2,3,4,-этапы отработки месторождения; 5-вертикальные стволы; 6-этажные квершлагги; 7-скважины; 8-9-богатая и бедная руда; 10-карьер; 11-закладочный орт; 12-закладочный штрек; 13-искусственный (бетонный) целик; 14-контакт бедной руды с пустой породой.

№ 1737948 А 1[13]

Осуществляют выемку запасов соосными камерами в этажах с формированием междукамерных целиков. Проходят доставочные буровые выработки. По центру камер проходят отрезные выработки на глубину не менее двух этажей и оформляют в них рудоспуски. В основании нижнего эта-

					СФУ ИГДГиг ДП -21.05.04.02-121101076	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		94

жа проходят общую для всех этажей транспортную выработку. Отбойку руды производят на компенсационные пространства. Сначала отрабатывают камеру верхнего этажа. После выпуска руды из этой камеры на общую транспортную выработку верхнюю часть рудоспуска ниже лежащей камеры перекрывают. Затем погашают междуканальный целик и закладывают камеру верхнего этажа сухой закладкой. После этого образуют компенсационное пространство в камере ниже лежащего этажа объемом, определяемым по расчетной формуле, и отбивают на него запасы камеры. Выпуск руды ведут под опускающимся закладочным материалом, перепускаемым из камеры верхнего этажа в смежную по высоте камеру ниже лежащего этажа. Камеру верхнего этажа дозаполняют закладкой. Данный способ указан на Рис. 2.25.

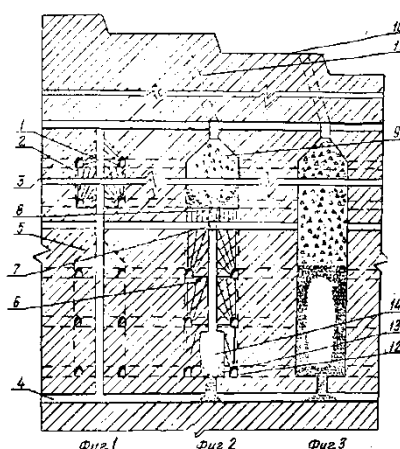


Рисунок 2.25-Способ разработки рудных месторождений:

Фиг.1 стадия подготовки к выемке камерных запасов в верхней и нижней камерах; фиг.2 - стадия очистной выемки верхней камеры; фиг.3 - стадия очистной выемки нижней камеры под сухой закладкой.

1-рудоспуск; 2-рудный массив в контурах камеры; 3-подэтажные выработки; 4-ниже лежащий концентрационный горизонт; 5- процесс отбойки кровли; 6- нижняя камера; 7-перекрытие; 8-основание верхней камеры; 9-сухой закладочный материал; 10-карьерная часть месторождения; 11-рудоспуск; 12-буровые подэтажные выработки; 13-бункерная часть; 14-компенсационная камера/

№ 1737118 А 1[13]

Проходят капитальные, подготовительные и нарезные выработки. Выемку полезного ископаемого осуществляют буровзрывными работами. Выемочные участки отрабатывают блоками, а БЛОК слоями снизу вверх. Выемочные участки оборудуют системой охлаждения, которую формируют секциями из вертикальных и горизонтальных трубопроводов. Горизонтальные трубопроводы каждой секции в каждом слое монтируют с отставанием от верхней границы слоя, который заполняют закладочным

					СФУ ИГДГиг ДП -21.05.04.02-121101076	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		95

материалом. Закладочный массив формируют замораживанием материала закладки. После отработки очередного слоя перед намораживанием очередного слоя закладки верхнюю часть секции системы охлаждения предыдущего слоя освобождают от замороженного закладочного материала и соединяют с секцией системы охлаждения последующего слоя. В период замораживания закладочного массива в выработанном пространстве отработанного слоя выемку полезного ископаемого ведут в очереди слоях смежных блоков (рис.2.26).

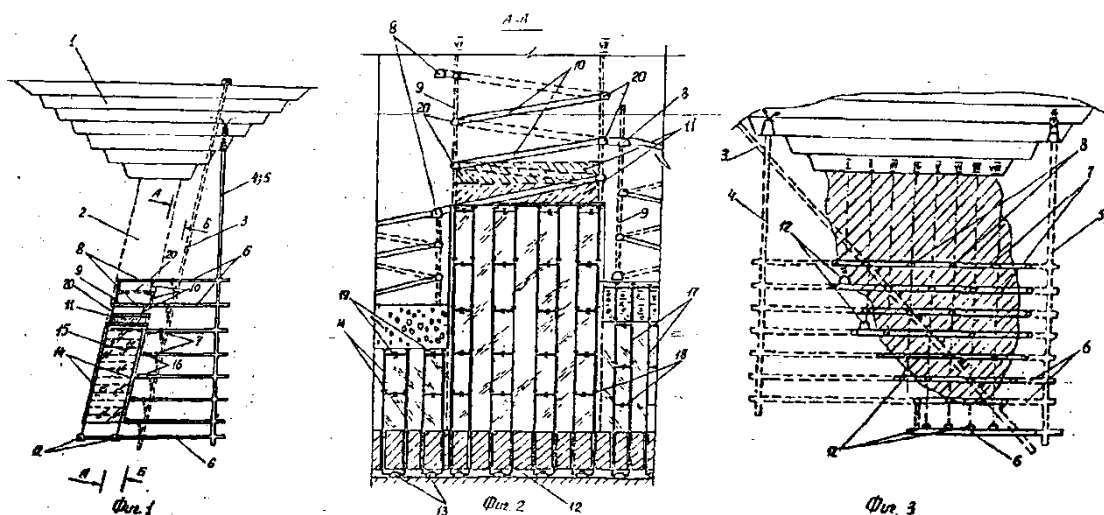


Рисунок 2.26-Способ разработки крутопадающих месторождений:

фиг.1-общая схема комбинированной отработки крутопадающего тела; фиг.2 - сечение А-А по падению рудного тела; фиг. 3 - сечение Б-Б в плоскости рудного тела, по лежащему боку.

1-карьер; 2-верхняя часть рудного тела; 3-крутонаклонный ствол; 4-вентиляционный ствол; 5-грузо-людской ствол; 6-квершлагги; 7-полевые штреки; 8-этажные орты; 9-вентиляционные восстающие; 10-транспортный спиральный съезд; 11-выемочные слои; 12-дополнительные выработки; 13-холодильные установки; 14-трубопровод; 15-льдопородная закладка; 16-герметизирующие перемычки; 17-верхние торцевые фланцы; 18-горизонтальные патрубки; 19-вентили.

Сделав анализ отечественный и зарубежной практики, можно сделать вывод, что разработку рудного тела можно вести Системами с поэтажным обрушением руды, или с системами с закладкой выработанного пространства.

2.4.2 Отбор конкурентоспособных вариантов

Проанализировав условия залегания рудного тела, приходим к выводу что данное месторождение может разрабатываться системами с обрушением вмещающих пород и руды, и системами с закладкой.

Система разработки с закладкой выработанного пространства

Отличительной особенностью систем разработки с закладкой является заполнение выработанного пространства закладочным материалом по мере подвигания очистной выемки. Применение закладки обеспечивает высокую полноту извлечения полезного ископаемого, безопасность работ в сложных горно-геологических условиях, а при разработке глубоко залегающих месторождений является эффективным средством поддержания горных пород. С другой стороны закладочный материал значительно увеличивает себестоимость руды.

Условия применения:

- руда и порода любой устойчивости, мощность и угол падения не ограничивается.

- Системы применяют для сохранения поверхности и предотвращения обрушения налегающих пород.

- Системы наиболее приемлемы при высоком горном давлении и опасности горных ударов, таким образом более приемлемы на больших глубинах разработки.

Условия распространения:

отработка месторождений ценных руд и ранее оставленных целиков, ведение работ под водоемами, толщей обводненных пород, под карьерами.

Потери - 0,5 ÷ 1,5 %, разубоживание - 3 %.

Система разработки с обрушением руды и вмещающих пород.

Сущность систем разработки с обрушением руды и вмещающих пород заключается в том, что в подготовленных к выемке блоках (панелях, зонах) производят обрушение руды, которую выпускают под налегающими породами, обрушающимися вслед за рудой.

Системы разработки с обрушением руды и вмещающих пород отличаются низкой себестоимостью добычи, высокой производительностью и интенсивностью разработки, так как при них отсутствуют процессы закладки и крепления выработанного пространства, применяются массовая отбойка и самотечная доставка руды по очистному пространству

Однако этому классу систем разработки свойственны повышенные потери и разубоживание в связи с выпуском руды под обрушенными породами

Условия применения:

					СФУ ИГДГиг ДП -21.05.04.02-121101076	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		97

-при разработке мощных месторождений в неустойчивых, склонных к обрушению, породах, когда допускается сдвижение и обрушение земной поверхности.

2.4.3 Выбор системы разработки

Выполнив анализ применяемых систем разработок на аналогичных рудниках, можем прийти к выводу, что наиболее частое применение нашли такие системы как: системы разработки с закладкой и системы разработки с обрушением.

Но для окончательного принятия системы, нам необходимо провести анализ всех существующих систем по существующим классификациям.

Исходные данные для сравнения приведены в табл. 2.37.

Таблица 2.37-Факторы, влияющие на выбор системы разработки [изъяты данные таблицы]

Наименование	Ед.измерения	показатель
Постоянные факторы		
Устойчивость руды		
Устойчивость пород		
Горизонтальная мощность		
Угол падения рудного тела		
Переменные факторы		
Склонность руды к слеживанию		
Необходимость сохранения земной поверхности (наличие существующего карьера)		
Характер контактов рудной залежи с вмещающим массивом		
Ценность руды		

Выбор системы разработки осуществим методом анализа факторов, по Правилам Технической Эксплуатации. [14]

Результаты анализа выбора системы подземной разработки сведены в табл 2.38.

Таблица 2.38-Анализ систем по ПТЭ [изъяты данные таблицы]

Показатель	Характеристика	Классы систем по ПТЭ					
		1	2	3	4	5	6
Мощность, м							
Угол падения, град.							
Устойчивость руд							

Устойчивость пород							
Возможность обрушения							
Слеживаемость							
Ценность							
Глубина залегания, м							
Число несоответствий							

Выполнив анализ систем разработки по правилам технической эксплуатации, может сказать, что, в наших условиях применимы 3 класса систем разработки. Это класс систем с закладкой, с креплением, а так же класс с комбинированием разных классов.

Применение 6-го класса систем разработки применимо, как правило, если применение других классов не возможно. Остаётся класс систем разработки с закладкой и систем разработки с креплением. Так как мы заинтересованы в получении наибольшей прибыли, а класс систем с креплением, является более затратным и сложным в применении, то вероятно отложить рассмотрение данного класса. Остаётся класс С.Р. с закладкой. Данный класс обеспечивает высокую полноту извлечения полезных ископаемых, безопасность работ в сложных горно-геологических условиях, Исключает возможность самовозгорания руд, а при разработке глубоко залегающих месторождений является эффективным средством поддержания горных пород.

Рассмотрим данный класс подробнее:

Данный класс включает в себя 4 подкласса. Это:

- 1) Система разработки горизонтальных слоёв с закладкой.
- 2) С.Р. сплошная с однослойной выемкой и закладкой
- 3) С.Р. столбовая с однослойной выемкой и закладкой
- 4) С камерной выемкой и закладкой.

Выполним анализ возможности применения этих подклассов для наших условий. Результаты анализа приведены в таблицу 2.39.

Таблица 2.39-Анализ систем разработки с закладкой [изъяты данные таблицы]

Показатель	Характеристика	Системы разработки с закладкой			
		1	2	3	4
Мощность, м					
Угол падения, град.					
Устойчивость руд					

Устойчивость пород					
Возможность обрушения					
Слеживаемость					
Ценность					
Глубина залегания, м					
Число несоответствий					

Про анализируя класс систем разработки с закладкой, можем сказать, что в наших условиях, возможно применить, как систему горизонтальных слоёв с закладкой,(1-ый вариант) так и систему с камерной выемкой и закладкой (2-ой вариант)

Выполним подробное рассмотрение и сравнение двух конкурирующих вариантов по критерию прибыли с 1 т погашаемых балансовых запасов.

$$P_p = C \cdot U \cdot K_n - C_{\text{тов}} \cdot \frac{K_n}{K_k}, \quad (2.4.1)$$

где: C – цена руды за 1 тонну, руб

U – коэффициент извлечения при обогащении;

K_n – коэффициент извлечения из недр;

K_k – коэффициент изменения качества;

$C_{\text{тов}}$ – товарная себестоимость, руб.

Для расчёта прибыли необходимы данные по себестоимости добычи руды.

Себестоимость складывается из затрат на материалы, заработную плату, энергию и амортизацию оборудования. Далее приводится расчёт по этим статьям по обоим вариантам систем разработки:

Окончательный расчет себестоимости, а так же выбор системы разработки произведен в специальной части дипломного проекта.

2.5 Специальная часть

2.5.1 Обоснование параметров систем

Для первого варианта:

Сущность данной системы состоит в том, что рудное тело по вертикали разбивают на слои, которые в свою очередь делят на ленты. Слои отрабатывают также сверху вниз под искусственной кровлей (ранее заложенным по всей площади трубки слоем). Отличительная особенность очистных работ от проектного варианта сплошной слоевой выемки состоит в том, что их ведут по камерно-целиковой схеме. Переход со слоя на слой осуществляется после полной закладки вышележащего слоя.

					СФУ ИГДГиг ДП -21.05.04.02-121101076	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		100

Ленты отрабатываются по камерно-целиковой схеме. После отработки каждая очистная лента подлежит закладке твердеющей смесью. К выемке смежных лент и слоёв разрешается приступать лишь при достижении закладочным массивом нормативной прочности, при которой возможно безопасное обнажение искусственного массива горной выработкой требуемых размеров. При несоответствии фактической прочности закладки нормативной прочности, ведение горных работ с обнажением закладочного массива производят по отдельно разработанным мероприятиям, утверждённым главным инженером рудника, в которых предусматриваются меры, направленные на повышение устойчивости искусственного массива (уменьшение ширины выработки до пролётов, отвечающих требованиям прочности закладки; крепление поддерживающими видами крепи; крепление анкерной, рамной крепью).

Порядок отработки лент в очистном слое при камерно-целиковой схеме выбирается таким образом, чтобы обеспечить необходимое время твердения закладки в каждой отработанной и заложенной ленте до момента обнажения закладочного массива в процессе отработки запасов смежной ленты, и при этом исключить простои комбайна по причине ожидания твердения закладки в стенках заложенных лент. При изменении порядка отработки лент и очередности их закладки, данные изменения отражаются в дополнениях к локальному проекту на выемочную единицу.

рисунок 2.27-Порядок отработки слоёв[изъято]

Отработка запасов слоя лентами через целик равный двойной ширине лент. Рисунок 2.27.

- ленты первой очереди через рудный целик, шириной 10м;
- ленты второй очереди через бетонный, рудо-бетонный целик, шириной 10м;
- ленты третьей очереди – через бетонный целик, шириной 10м.

Основная идея данной системы разработки - отработка всех запасов месторождения под искусственной кровлей (ранее заложенным по всей площади трубки слоем), что позволяет успешно применять ее при неустойчивых рудах.

Ширина отрабатываемой заходки принимается (оптимальной) 5м, что позволяет более чем втрое уменьшить количество воздуха на проветривание очистного забоя.

					СФУ ИГДГиг ДП -21.05.04.02-121101076	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		101

Высота очистной заходки лимитируется возможностями комбайновой выемки и составляет 4,5 м. В комплексе с комбайном рекомендуется использовать ПДМ с электроприводом, что позволит уменьшить расход воздуха на проветривание очистных выработок.

Проветривание очистных заходок и слоевых штреков осуществляется вентиляторами местного проветривания с забором свежего воздуха из подэтажных штреков, куда он поступает по спиральному съезду и фланговому восстающему СВРТ, а выдается по фланговому восстающему ЮЗРТ и центральному вентиляционному восстающему у СВРТ.

Основные параметры выемочной единицы сводим в одной таблице.2.66.

Таблица 2.40-Основные параметры выемочной единицы.

Технология очистной выемки	Линейные размеры, м		
	ширина	высота	длина (средняя)
Система разработки горизонтальными слоями	5,0	4,5	9-70(28.5)

Для второго варианта:

Существенное отличие второго варианта от первого заключается в отбойке всего слоя, без деления его на ленты.

Сущность камерной системы разработки с выемкой ромбовидными камерами в шахматном порядке (далее по тексту РКШЗ) заключается в следующем:

Начальная стадия очистной выемки состоит в проходке бурового орта с применением комбайна (или буро-взрывным способом) с последующим оформлением отрезного восстающего и отрезной щели в торце камеры между буровым и доставочным горизонтами. Отгрузка отбитой руды при оформлении отрезной щели производится из доставочного орта, пройденного на уровне почвы камеры.

Высота выемочного подэтажа составляет 10 м. Высота камеры составляет 20м. Камеры в смежных подэтажах расположены относительно друг друга со смещением на половину высоты камеры (в так называемом «шахматном» порядке).

Выемка запасов камер в блоке осуществляется в камерно-целиковом порядке отработки по схеме «1-3-2-4». Камеры 3-й и 4-й очередей заглублены относительно камер 1-й и 2-й очередей на половину их высоты.

Отработку камерных запасов начинают с камер 1-й и 2-й очередей. После их отработки и закладки твердеющими смесями приступают к выемке запасов камер 3-й и 4-й очередей с нижерасположенного подэтажа. Рисунок 2.67.

Рисунок 2.28-Порядок отработки камер[изъято]

2.5.2 Выбор технологического оборудования

Для первого варианта:

При выборе технологического оборудования необходимо учитывать следующие факторы и требования, характерные для данного месторождения:

- 1)сохранение целостности кристаллов;
- 2)низкие прочностные характеристики руды и вмещающих пород позволяющие применять механический способ их разрушения (комбайновую выемку);
- 3)ограниченную площадь рудной залежи, которая требует максимальной концентрации горных работ.

Научно-исследовательским институтом «Якутнипроалмаз» были проведены исследования по использованию комбайнового способа отбойки руды. Испытания показали, что использование комбайнового способа по сравнению с буровзрывным способом увеличивает выход ювелирных кристаллов на 30%. Рабочий орган комбайна вдавливают кристаллы в породу, нанося им минимальные повреждения.

Комбайны и комплексы современных конструкций могут применяться при следующих условиях: сравнительно мягкие руды ($f = 3 - 8$) угол падения пласта не более $10 - 15^\circ$, малая мощность пласта, что определяется высотой комбайновой выемки или средняя мощность при двух - трехслойной выемке; выдержанная мощность. Месторождение трубки "Айхал" отвечает данным условиям.

Для механизации основных и вспомогательных технологических процессов при проходке выработок и очистной выемке предусматривается использовать унифицированные комплексы на основе проходческих комбайнов избирательного действия.С учетом исследований по обоснованию выбора оборудования для рудников «Интернациональный», а также для рудников ОАО «Норильская горная компания» (ОАО «НТК») рекомендуется принять комбайн АМ-75 (фирмы «Фест-Альпине», Австрия) Рисунок 2.68

					СФУ ИГДГиг ДП -21.05.04.02-121101076	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		103

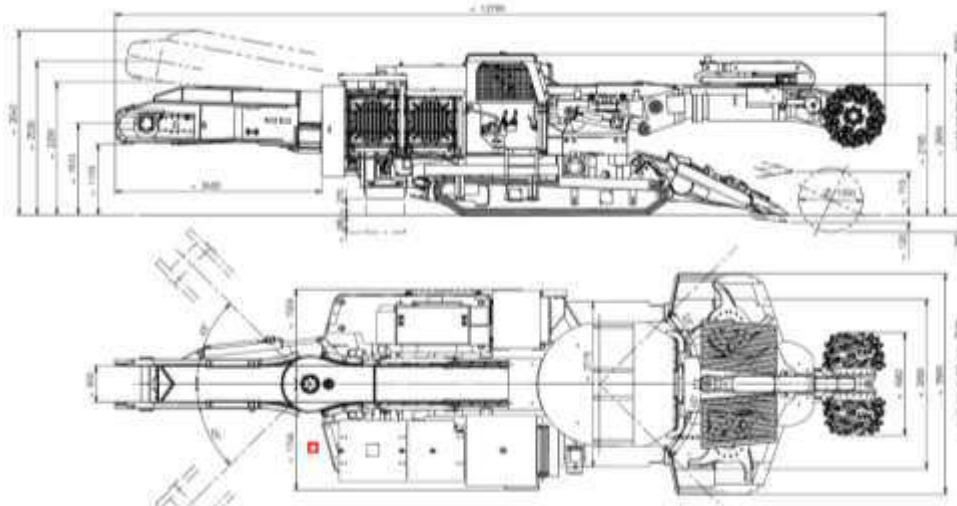


Рисунок 2.29-Комбайн АМ-75

Учитывая значительные размеры трубки в плане, максимальная длина доставки руды может достигать 150-200 м. В этих условиях в очистных комплексах с комбайном АМ-75 необходимо использовать ПДМ, для наших условий принимается наиболее современное и производительная ПДМ типа ST14.

Для бурения восстающих выработок рекомендуются буровые установки типа Robins 73RM или Rino (Тамрок, Финляндия).

Механизация вспомогательных процессов предусматривается на основе специальных машин (фирма Нормет, Финляндия).

Для второго варианта:

Так как во втором случае (при камерной системе с закладкой) осуществляется отбойка руды на весь слой, то необходимо принять буровую машину для бурения скважин. Для бурения скважин принимаем буровую машину DL 320 (Sandvik). Так же для проходки слоевых ортов, из которых будет производиться пробуривание скважин, принимается проходческий комбайн избирательного действия АМ-75(рис.2.4.5.1.), так как он хорошо зарекомендовал себя на рудниках алмазодобывающей компании «АЛРОСА».

Так же для доставки и погрузки руды принимаем ПДМ ST14.

Для бурения восстающих выработок рекомендуются буровые установки типа Robins 73RM или Rino (Тамрок, Финляндия).

Механизация вспомогательных процессов предусматривается на основе специальных машин (фирма Нормет, Финляндия).

2.5.3 Требования, предъявляемые к закладочной смеси

Для первого варианта:

При закладке заходок литой закладочной смесью, представляется возможность формирования разнопрочного массива: нижняя часть высотой

					СФУ ИГДГиг ДП -21.05.04.02-121101076	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		104

1-2.5 м формируется закладкой с прочностью, достаточной для обеспечения устойчивости искусственной кровли; вышележащий закладочный массив образуется закладкой с прочностью, обеспечивающей прочность стенки очистной выработки.

Устойчивость искусственной кровли очисткой выработки обеспечивает нижний несущий слой, который не должен быть слоистым, т.е. формироваться подачей в закладываемую выработку твердеющей смеси без перерыва.

При нисходящем порядке выемки нормативная прочность закладки в части массива, являющейся несущим слоем, приведена в таблице 2.41.

Таблица 2.41-Нормативная прочность закладки в несущем слое, МПа [изъяты данные таблицы]

Мощность несущего слоя, м	Пролет обнажения, м				
1,0					
1,5					
2,0					
2,5					

Несущий слой должен иметь монолитную структуру. Если при применяемом составе закладочной смеси массив несущего слоя приобретает слоистую структуру, его необходимо армировать кусками сварной сетки высотой 1,5-2,0 м из проволоки диаметром 5 мм поперек слоев. Закладочный массив выше несущего слоя формируют с нормативной прочностью 1 МПа (прочность закладки в стенках закладочного массива).

Нормативные сроки достижения закладкой необходимой прочности в зависимости от интенсивности горных работ составляют:

- в стенках очистных заходов от 7 до 14 сут;
- в кровле очистных заходов от 60 до 90 сут.

Закладочная смесь размещается в закладываемой выработке свободным растеканием по мере ее поступления в скважины, пробуренные заблаговременно из выше лежащего слоевого штрека.

Интенсивность подачи закладочной смеси в выработанное пространство в целях равномерного ее распределения по всей длине заходки должна быть не менее 80 м³/ч.

При формировании закладочных массивов следует избегать колебаний производительности и исключить попадание воды (от промывки трубопровода и технической) в закладываемое пространство.

Для второго варианта:

Погашение выработанного пространства производится путем его полной закладки. Для заполнения выработанного пространства камер применяются следующие виды закладки: твердеющая, бесцементная, породная, и комбинированная.

Составы закладочных смесей определяются действующим на руднике «Айхал» регламентом технологических процессов при ведении закладочных работ. В данном регламенте разработаны базовые составы (марки) закладочных смесей на основе применяемых материалов для условий слоевой системы разработки.

Примечания:

- действующая инструкция по закладочным работам не предусматривает применения бесцементной закладки, поэтому в рамках настоящего проекта на основе применяемых ингредиентов предварительно определена рецептура закладки марки "0".

- приведённые в таблице составы смесей марок "0" определены предварительно и должны быть проверены опытным путём.

- сроки ввода в отработку выемочных камер по сравнению с выемкой запасов слоевой системой разработки значительно продолжительней, поэтому время набора закладочным массивом паспортной прочности принято 90 сут.

Схемы закладки ромбовидных камер и трапециевидных камер переходной зоны с учётом требований к закладке и действующих рецептур представлены на рис.2.30

Рис. 2.30-схема закладки. [изъято]

Данные о средневзвешенном расходе цемента для закладки трапециевидных камер представлены в таблице 2.41.

Таблица 2.41-Средневзвешенный расход цемента [изъятые данные таблицы]

Расположение закладочного массива	Марка закладки	Расход цемента, кг	Удельный вес данной марки закладки в объёме камеры, %
Несущий слой			
Верхняя часть камеры			
Всего, средневзвешанные значения			

Схема закладки твердеющими смесями ромбовидных камер представлена на рисунке 2.31.

Рисунок 2.31-Схема закладки твердеющими смесями[изъято]

Твердеющая и бесцементная закладка доставляется трубопроводным транспортом и используется для закладки камер всех очередей. Породная закладка применяется для заполнения верхней части камер. В качестве закладочного материала при породной закладке используются породы от проходческих работ. Транспортировка породы осуществляется самоходной техникой, а доставка и укладка непосредственно в очистном пространстве закладываемой камеры производится с помощью ПДМ, оборудованных системой дистанционного управления. Высота верхней (насыпаемой) части ромбовидных камер составляет 7 м. Для заполнения верхней части камеры может применяться комбинированная закладка, сочетающая в себе породы от проходческих работ и бесцементную закладочную смесь, приготавливаемую на закладочном комплексе и подаваемую по трубопроводу.

2.5.3 Обоснование схемы подготовки блока

Для схемы 1.

Горно-подготовительные работы

Схема подготовки этажа должна, обеспечивать независимую работу каждого комбайнового комплекса в части отгрузки руды, проветривания проходческих и очистных работ, полноту закладки выработанного пространства

К подготовительным относятся все выработки, с помощью которых осуществляется подготовка к добыче вскрытых запасов, а именно:

- откаточные, слоевые и вентиляционные штреки;
- спиральные уклоны и съезды на них;
- вентиляционные восстающие;
- прочие выработки в границах этажа, включая сбойки, ниши, слоевые заезды за пределами рудного тела, закладочные штреки, вспомогательные камеры.

Для подготовки блока проходятся полевые подэтажные штреки, которые на фланге сбиваются с вентиляционным восстающим сечениями по 21м².

Подготовка запасов этажа (рис. 2.72) заключается в проведении спирального съезда, вентиляционных восстающих, лифтового восстающего.

Все этажные подготовительные выработки проходятся во вмещающих породах на удалении не менее 20 м от контура трубки.

Рисунок 2.32– Схема подготовки этажа[изъято]

					СФУ ИГДГиг ДП -21.05.04.02-121101076	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		107

Запасы в пределах этажа подготавливаются слоевыми штреками. На каждые три слоя проходится один слоевой штрек, который соединяется с откаточным горизонтом рудо- и породоспусками, а с вентиляционным горизонтом вентиляционными восстающими.

Спиральный съезд сечением 18 м^2 проходится от гор. +149 м под углом 8° с шагом спирали, равным расстоянию между слоевыми заездами по вертикали, которое составляет 13.5 м. На каждом шаге спирального съезда проходится заезд на слоевой штрек. Слоевые штреки проходятся на расстоянии 25 м от рудного тела и имеют уклон, соответствующий уклону очистных слоёв. Из слоевого штрека проводятся слоевые заезды. Для обеспечения попадания слоевых заездов на очистные слои, слоевые заезды в зависимости от расположения контакта трубки имеют уклон в пределах от 0° до 8°

Спиральный съезд предназначен для доставки в очистной блок материалов и передвижения технологического оборудования между выемочными слоями и подачи на очистные слои свежей струи воздуха.

Применяемые и проектируемые схемы подготовки запасов выемочной единицы приведены на рис.2.33. Подготовка запасов выемочной единицы заключается в проведении слоевого штрека, который проходится от спирального съезда.

Рисунок 2.33– Схема подготовки слоя выемочной единицы [изъято]

Слоевые штреки и слоевые заезды для попадания на очистные слои проходятся под углом, который определяется исходя, из пространственного расположения контура трубки относительно витков спирального съезда и ограничивается техническими возможностями применяемого самоходного оборудования и комбайнов по преодолению уклонов и подъёмов. Рекомендуемый максимальный угол наклона слоевых штреков и заездов составляет $\pm 9^\circ$.

Расстояние между смежными слоевыми штреками и заездами принимается: в плане - не менее трёхкратной ширины выработки, по вертикали – не менее двукратной ширины выработки.

Для бурения закладочных скважин в ленты используется слоевой штрек вышележащей отработанной выемочной единицы, который сбивается с магистральной закладочной скважиной.

Нарезные работы

Нарезные работы начинают с проходки на верхний из трех слоев каждого подэтажа слоевого заезда сечение $21,2\text{ м}^2$, под углом $8-10^\circ$.

					СФУ ИГДГиг ДП -21.05.04.02-121101076	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		108

Закладывать их не требуется, поскольку их проходка осуществляется "в разбежку" через 15-20 м в плане.

Проходка нарезных выработок по руде и вмещающим породам с крепостью $f=2-5$ по шкале проф. Протодряконова производится с использованием добычного комплекса (комбайн избирательного действия типа АМ-75 или КП-21 и ПДМ ST-1010). Проходка нарезных выработок буровзрывным способом осуществляется с использованием горно-шахтного оборудования (буровая установка типа «Boomer 104», ПДМ ST-1010).

Крепление горизонтальных нарезных выработок разрезного (защитного) слоя арочная крепь с деревянной затяжкой.

Проходка нарезных выработок осуществляется с использованием однотипного с очистными работами оборудования – комбайн и ПДМ.

Размеры сечений нарезных выработок определены в соответствии с габаритами размещаемых в них транспортных средств, эксплуатационного и проходческого оборудования и допускают последующую установку в них рамных типов крепления при сохранении требуемых зазоров.

Для схемы 2.

Горно-подготовительные выработки

К горно-подготовительным работам относятся:

- полевые штреки;
- доставочные орта;
- вертикальные восстающие;
- прочие выработки в размере 3% от итога. (ходки, ниши, камеры и т.д.)

Полевые штреки. Проходятся с 1 стороны вдоль простираения на расстоянии 15-20м от контура рудного тела. Разделяют полевые штреки бурового и доставочного (откаточного) горизонтов, они предназначены для подачи свежего воздуха на очистные работы. Полевой штрек бурового горизонта проходится на уровне кровли камеры, доставочного - на уровне почвы камеры непосредственно под штреком. В вертикальной плоскости расстояние между полевыми штреками составляет 10м и имеет смещение в 5 м относительно друг друга.

Доставочные орта. Предназначены для откатки отбитой горной массы, проходятся с полевых штреков доставочного горизонта на уровне почвы камеры. Проходятся до границ рудного тела.

Вертикальные восстающие. Вентиляционно-ходовые восстающие предназначены для обеспечения вертикальных связей между горно-подготовительными выработками в блоке, прокладки технологических

					СФУ ИГДГиг ДП -21.05.04.02-121101076	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		109

коммуникаций, обеспечения запасных выходов, движения вентиляционной струи воздуха и передвижения людей.

Пример формирования горно-подготовительных выработок представлен на рис. 2.34.

**Рисунок 2.34. формирование горно-подготовительных
выработок[изъято]
Нарезные выработки**

К нарезным работам относятся:

- буровые орта;
- участок доставочного орта для формирования отрезного восстающего;
- отрезные восстающие и отрезная щель.

Нарезные работы, проходимые по руде позволяют с достаточной точностью запроектировать выработки для месторождения, поэтому процент неучтенных работ при подсчете объемов нарезных работ не учитываются.

Буровые орта. Предназначены для обеспечения буровых работ в камере и выдачи исходящей струи воздуха. Проходятся по вмещающим породам до контура рудного тела (заезды на буровые орта) и далее по рудному телу для каждой камеры (непосредственно буровые орта).

Участок доставочного орта. Проходится с доставочного орта «вглубь» рудного тела на расстояние 3-4м от контура для каждой камеры и предназначен для обеспечения проходки отрезных восстающих и последующего формирования отрезной щели.

Отрезные восстающие и отрезная щель. Предназначены для создания открытого пространства в начальной стадии отбойки нисходящих вееров скважин в обрабатываемой камере. Проходятся для каждой камеры. Оформляются в ближнем к доставочному орту торце камеры. Проведение отрезного восстающего и образование отрезной щели в камере осуществляется секционным взрыванием нисходящих скважин, пробуренных из буро-закладочного орта.

2.5.4 Составление баланса промышленных запасов

Составим баланс блока для схемы 1(С.Р. горизонтальными слоями), полученные результаты сводим в таблицу 2.42.

					СФУ ИГДГиг ДП -21.05.04.02-121101076	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		110

Таблица 2.42-Баланс блока для схемы 1. [изъяты данные таблицы]

Наименование выработок и видов работ	Число выработок	Сечение, м ²	Длина, м		Объем, м ³		плотность т/м ³	Балансовые запасы, т	Показатели извлечения, д.ед.		Извлекаемые запасы, т	Количество добытой руды, т
			по руде	общее	руды	общее			Кн	Кк		
Подготовительные работы												
Спиральный съезд												
Сбойка спирального съезда с штреком												
Слоевой штрек												
Вентиляционно-ходовой восстающий												
Закладочный штрек												
рудоспуск												
Итого ГПР:												
Нарезные работы												
Слоевые заезды												
Итого НР:												
Очистные работы												
Очистные работы												
Итого по ОР:												
Всего:												

Составим баланс промышленных запасов для схемы 2 (С.Р. с камерной выемкой и закладкой), полученные результаты сводим в таблицу 2.43.

Таблица 2.43-Баланс блока для схемы 2. [изъяты данные таблицы]

Наименование выработок и видов работ	Число выработок	Сечение, м ²	Длина, м		Объем, м ³		плотность т/м ³	Балансовые запасы, т	Показа тели извлече ния, д.ед.		Извлекаемые запасы, т	Количество добытой руды, т
			по руде	общее	руды	общее			Кн	Кк		
Подготовительные работы												
Спиральный съезд												
Сбойка спирального съезда с штреком												
Слоевой штрек												
Вентиляционно-ходовой восстающий												
Вентиляционно-закладочный восстающий												
рудоспуск												
Итого ГПР:												
Нарезные работы												
Буровой Орг												
Отрезной восстающий												
Итого НР:												
Очистные работы												
Очистные работы												
Итого по ОР:												
Всего:												

2.5.5 Расчёт системы разработки

1) Расчет системы разработки для схемы 1.

Удельный объём подготовительных работ находят по формуле: [15]

$$q_{ГПР} = \sum V_{ГПР} / \sum B = 595530 \cdot 1000 / 4307448 = 138,2 \text{ м}^3/1000\text{т.} \quad (2.5.1)$$

Удельный объём нарезных работ находят по формуле: [15]

$$q_{НР} = \sum V_{НР} / \sum B = 495000 \cdot 1000 / 4307448 = 114,9 \text{ м}^3/1000\text{т} \quad (2.5.2)$$

Управление горным давлением осуществляется за счёт полного заполнения выработанного пространства закладочным материалом, а нисходящий порядок выемки слоёв позволяет нам наиболее безопасно вести проходческие работы.

Отбойку руды в заходках предусмотрено вести с комбайновой отбойкой руды, что создаст условия для надежного поддержания очистных

выработок, в т. ч. и в приконтактных зонах, и обеспечит наилучшие показатели извлечения.

В качестве проходческого комбайна применяем проходческий комбайн избирательного действия АМ-75 со скоростью проходки 1-го слоя сечением 4,5×5 м, 2,7 метров в смену.

Далее проведем расчёт производительности по системе разработки:
[15]

Определим годовую производительность 1-го комбайна.

$$A_c = S_{сеч} \cdot l_{ух} \cdot n_{см} \cdot \gamma \cdot n_{сут.год}, \quad (2.5.3)$$

Где $S_{сеч}$ -площадь сечения выработки(m^2); $l_{ух}$ - длина уходки за смену(m); $n_{сут.г}$ - количество рабочих суток в году ($n_{сут.г} = 365$ суток);
 $n_{см}$ - количество смен в сутках ($n_{см} = 3$ смены); γ -плотность породы.
Получаем:

[изъято]тон/год,

Определяем количество одновременно работающих комбайнов для обеспечения заданной годовой производительности $A_{г} = [изъято]$ тон/год.

$$N_{комб} = A_{г} / A_c = [изъято] = 2,8 = 3 \text{ шт}, \quad (2.5.4)$$

Окончательно принимаем одновременную работу трёх комбайнов в одном слое.

Определим объём отбиваемого массива за 1 цикл(смену), при одновременно работающих 3-х комбайнов.

$$V_{ц} = 4,5 \cdot 5 \cdot 2,7 \cdot 3 = 182,25 m^3, \quad (2.5.5)$$

Количество рудной массы в целике, добываемой за цикл составит

$$M_{дн} = V_{ц} \cdot \gamma_{рм} \cdot [K_{н} / K_{к}] = 182,25 \cdot 2,4 \cdot 0,99 / 0,96 = 451 \text{ т}, \quad (2.5.6)$$

Количество циклов очистной выемки $N_{цикл}$ определяется отношением количества добытой рудной массы из собственно очистных работ $D_{сop}$ к количеству рудной массы добываемой за цикл $M_{дн}$.

$$N_{цикл} = D_{сop} / M_{дн} = 4330012,5 / 470,48 = 9203 \text{ циклов}. \quad (2.5.7)$$

Скорость погашения запасов выемочной единицы

$$Q_{бл} = N_{рd} \cdot D_{ц} \cdot N_{ц} = 30 \cdot 182,25 \cdot 2,5 \cdot 3 = 41006 \text{ т/мес}; \quad (2.5.8)$$

где $N_{рd}$ – количество рабочих дней в месяц; $D_{ц} = V_{ц} \cdot \gamma_{р}$ – количество добытой руды в цикле из очистных выработок, т; $N_{ц} = 3$ – количество циклов в сутки.

Продолжительность собственно очистной выемки

$$t_{o.в} = B_{оч} / Q_{бл} = 4198800 / 41006 = 102 \text{ мес}, \quad (2.5.9)$$

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

					СФУ ИГДГиг ДП -21.05.04.02-121101076	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		113

График подготовки, нарезки и отработки выемочной единицы, представлен в таблице 2.44.

Таблица 2.44-График организации работ в выемочной единице. [изъяты данные таблицы]

Выработка	L(V)мм ³	v,м (м ³)/мес	t, мес
ГПР Спиральный съезд			
Сбойка			
Слоевой штрек			
ВХВ			
Закладочный штрек			
Рудоспуск			
НР Слоевые заезды			
Очистные работы			
Итого			

Месячная производительность выемочной единицы

$$P_{\delta} = (D_{\text{сop}} + D_{\text{нар}}) / t_{0.6} = [\text{изъято}] = 42451 \text{ т/мес}, \quad (2.5.10)$$

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

Производительность труда забойного рабочего

$$P_{z.p} = T_{\text{см}} \cdot M_{\text{оп}} / \Sigma Z_m = 7,2 \cdot 470,48 / 78,4 = 43,2 \text{ т/чел см}, \quad (2.5.11)$$

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

Трудозатраты на проведение выработок

$$Z_n = N_{\text{зв}} \cdot t \cdot N_{\text{см}} \cdot N_{\text{рд}} = 6 \cdot 395,7 \cdot 3 \cdot 30 = 213678 \text{ чел см}, \quad (2.5.12)$$

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

$$P_c = D_{\delta} / (Z_n + N_{\text{цикл}} \cdot \Sigma Z_m) = 4438661 / (213678 + 9203 \cdot 78,4) = 4,7 \text{ т/чел см}, \quad (2.5.13)$$

Количество выемочных единиц в очистной выемке, при $A_2 = [\text{изъято}]$ составит:

$$N_{\delta} = A_2 / (P_{\delta} \cdot 12) = [\text{изъято}] = 1 \text{ блок}, \quad (2.5.14)$$

Выполним расчёт прямых затрат по системе разработки.

										Лист
										114
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	СФУ ИГДГиг ДП -21.05.04.02-121101076					

Затраты по системе разработки приведены в таблицах 2.45-2.52.
Таблица 2.45-Расход материалов на горно-подготовительных работах.
[изъяты данные таблицы]

Наименование материалов	Уд.расход	Объём работ	Расход материалов	Цена, руб	Общая цена, руб
Штанги металлические					
Штанги полимерные					
Сетка металлическая					
Торкретбетон, м					
Буровая сталь (бурение телескопными перфораторами), кг					
Буровые коронки d=42 мм (бурение телескопными 1 перфораторами), шт.					
Буровые коронки d=165 мм (бурение I закладочных скважин)					
Итого:					

Таблица 2.46-Расход материалов на нарезных работах [изъяты данные таблицы]

Наименование материалов	Уд. расход	Объем работ	Расход материалов	Цена	Общая цена, руб
Штанги полимерные					
Сетка металлическая					
Буровая сталь, кг					
Буровые коронки, шт.					
Итого:					

Таблица 2.47-Расход материалов на очистных работах. [изъяты данные таблицы]

Наименование материалов	Уд. расход материалов	Годовой объем работ	Расход материалов	Цена за ед., руб.	Общая стоимость
Вентиляционные рукава, м					
Буровая сталь, кг					
Буровые коронки, шт.					
Закладочные работы					
Итого:					

Таблица 2.48-Затраты по статье "энергия" [изъяты данные таблицы]

Вид энергии. Процесс. Потребитель	Количество потребителей	Ед. Измерения	Расход в час или мощность двигателя л.с.	Продолжи- тельность единицы процесса, ч	Стоимость единицы энергии. руб.	Сумма в год. руб.
1. Электроэнергия:						
ПДМ St14						
Вентилятор ВМЭ-6						
Комбайн АМ-75						
4. Дизтопливо						
Multimesc						
Сумма						

Таблица 2.49-Затраты по статье "амортизация" [изъяты данные таблицы]

Оборудование	Количество	Время работы оборудования в блоке, лет	Норма отчислений на выемочную единицу, %	Стоимость оборудования, руб	Сумма расходов, руб
ПДМ ST14					
Комбайн АМ-75					
Вентилятор ВМЭ-6					
Multimesc					
Всего					

Таблица 2.50-Затраты по статье "заработная плата" [изъяты данные таблицы]

Место работы, профессия	Тарифный разряд	Продолжи- тельность смены	Всего явоч.состав	Тарифная ставка, руб. в час (оклад)	Суммарная з.п., руб всмену
Рабочие					
1. Очистные и нарезные работы					
Машинист комбайна					
Машинист ПДМ					
Горнорабочий подземный					
Всего					
2. Горно-подготовительные работы					
Машинист комбайна					
Машинист ПДМ					

Горнорабочий подземный					
Всего					
3. Технический осмотр и ремонт оборудования, монтаж и демонтаж промышленных коммуникаций участка					
Электрослесарь подземный					
Электрослесарь подземный (дежурный)					
Всего					
4. Горные выработки					
Крепильщик					
Оборщик горных выработок					
Горнорабочий подземный					
Всего					
Итого по добычному участку					
Итого по добычному участку в месяц					
Сдельный приработок, 10%					
Премияльные, 40%					
Работа в ночное время, 40 %					
Районный коэффициент, 70 %					
Северные надбавки, 70 %					
Итого с надбавками, руб.					

Таблица 2.51-Затраты на выработки. [изъяты данные таблицы]

Наименование выработок	Объем, м ³		Стоимость 1 м ³ , руб/м ³	Полная стоимость, руб
	руды	породы		
Подготовительные работы				
Спиральный съезд с уклоном и сопряжениями				
Слоевой штрек				
Закладочный штрек				
Сбойка спирального съезда с штреком				
Рудо-и породоспуски				
Вентиляционно-закладочный восстающий				
ИТОГО:				
Нарезные работы				
Слоевые заезды				
ИТОГО:				
Всего:				

Таблица 2.52-Калькуляция прямых затрат по системе разработки [изъяты данные таблицы]

Статья затрат		Всего.руб	%
1. Вспомогательные материалы:	Г.П.Р.		
	Н.Р.		
	О.Ч.		
2. Энергия на технологические цели			
3. Основная заработная плата ($O_{зн}$)			
4. Амортизационные отчисления			
5. Затраты на выработки			
Всего затрат на блок			
Себестоимость по системе разработки (франко-люк)			

2) Выполним расчет системы разработки по схеме 2. [15]

На основе баланса блока (табл 2.75) рассчитываем удельный объём ГПР на 1 тонну подготовительных запасов:

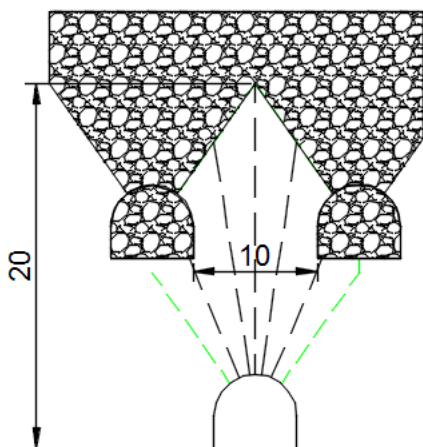
$$q_{гпр} = \sum V_{гпр} / B = 434435,4 \cdot 1000 / 4\,307\,448 = 100,86 \text{ т}, \quad (2.5.15)$$

Удельный объём нарезных работ на 1 тонну готовых к выемки запасов:

$$q_{нр} = \sum V_{нр} / B = 376830 \cdot 1000 / 4307448 = 87,48 \text{ т}, \quad (2.5.16)$$

Организация работ в выемочной единице цикличная. Забой после проветривания в междусменный перерыв приводится в безопасности состояние. Для этого проверяется воздух на содержание вредных газов. Далее осуществляются погрузка и доставка отбитой руды по очистному пространству и погрузка её в вагонетки через полок. Затем производится бурение, зарядание, взрывание скважин, и цикл повторяется.

Объём работ на бурении определяем, исходя из удельного расхода бурения (Рисунке 2.35).



Объём отбиваемого массива за один цикл:

$$V_{ц} = S \cdot W = 80 \cdot 1,87 = 149,6 \text{ м}^3 \cdot 3 = 374 \text{ т}$$

S – площадь отбиваемого слоя; м^2

$$S = 16 \cdot \frac{10}{2} = 80 \text{ м}^2, \quad (2.5.17)$$

W – линия наименьшего сопротивления, м

$$W = 25d_c = 25 \cdot 0,075 = 1,87 \text{ м} \quad (2.5.18)$$

Общая длина скважин: 64 м.

Удельный расход бурения:

Рисунок 2.35-Схема расположения скважин в слое.

$$q_{\text{бур}} = \frac{149,6}{64} = 2,3 \text{ м}^3, \quad (2.5.19)$$

$$Q_{\text{бур}} = q_{\text{бур}} \cdot V_{\text{ц}} = 2,3 \cdot 149,6 = 344 \text{ м}^3, (2.5.20)$$

Объём доставки рудной массы при выемке запасов слоя объёмом 149,6 м³ с учётом её средней плотности составит:

$$Q_{\text{дп}} = V_{\text{ц}} \cdot g_{\text{р}} \cdot \frac{K_{\text{н}}/K_{\text{к}}}{g_{\text{р.м}}} = V_{\text{ц}} \cdot g_{\text{р}} \cdot \frac{K_{\text{н}}/K_{\text{к}}}{[(D_{\text{сop}} - B_{\text{и.сop}}) \cdot g_{\text{п}} + B_{\text{и.сop}} \cdot g_{\text{р}}] / D_{\text{сop}}} \quad (2.5.21)$$

$$Q_{\text{дп}} = \frac{149,6 \cdot 2,5 \cdot \left(\frac{0,98}{0,92}\right)}{[(3932735,7 - 3618116,88) \cdot 2,4 + 3618116,88 \cdot 2,5] / 3932735,7} = \frac{398,4}{2,5} = 159,4 \text{ м}^3$$

где $g_{\text{р}}$ – плотность руды, т/м³; $g_{\text{р.м}}$ – плотность рудной массы (определена как средневзвешенная величина), т/м³; $D_{\text{сop}}$ – добыто рудной массы из собственно очистных работ, т; $B_{\text{и.сop}}$ – извлекаемые запасы, т;

Количество рудной массы в цикле, добываемой за цикл, составит:

$$M_{\text{дп}} = V_{\text{ц}} \cdot g_{\text{р.м}} \cdot \frac{K_{\text{н}}}{K_{\text{к}}} = 149,6 \cdot 2,4 \cdot \frac{0,98}{0,92} = 382,5 \text{ т}, \quad (2.5.22)$$

Количество циклов очистной выемки определяется отношением количества добытой рудной массы при собственно очистных работах к количеству рудной массы, добываемой за цикл:

$$N_{\text{цикл}} = \frac{D_{\text{сop}}}{M_{\text{дп}}} = 10281,7 \text{ циклов}, (2.5.23)$$

Результаты расчёта представлены в таблице 2.53

Таблица 2.53-Расчёт продолжительности цикла очистной выемки.

[изъяты данные таблицы]

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

Скорость погашения запасов выемочной единицы:

$$Q_{\text{бл}} = N_{\text{рд}} \cdot D_{\text{ц}} \cdot N_{\text{ц}} = 30 \cdot (149,6 \cdot 3) \cdot \left(\frac{24}{24,88}\right) = 12987,8 \text{ т/мес} (2.5.24)$$

где $N_{рд}$ – количество рабочих дней в месяц; $D_{ц}$ – количество добытой руды в цикле из очистных выработок, т; $D_{ц} = V_{ц} \cdot g_p$; $N_{ц}$ – количество циклов в сутки.

Составим циклограмму собственно очистных работ (табл.2.54).

Таблица 2.54-Циклограмма собственно очистных работ

Процесс	Смены			
	1	2	3	4
Приведение забоя в безопасное состояние	■			
Доставка и погрузка руды	■			
Бурение скважин			■	
Заряжание и взрывание				■
Вспомогательные процессы				■

Продолжительность собственно очистной выемки:

$$t_{о.в.} = \frac{B_{оч}}{Q_{бл}} = \frac{3691956}{12987,8} = 284,3 = 285 \text{ мес}, \quad (2.5.25)$$

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

График подготовки, нарезки и отработки выемочной единицы, представлен в таблице 2.55

Таблица 2.55-График организации работ в выемочной единице. [изъяты данные таблицы]

Выработка	L(V)мм ³	υ,м (м ³)/мес	t, мес
ГПР			
Спиральный съезд			
Сбойка			
Слоевой штрек			
ВХВ			
ВЗВ			
Рудоспуск			
НР			
Буровой орт			
Отрезной восстающий			
Очистные работы			

Итого			
-------	--	--	--

Месячная производительность выемочной единицы:

$$P_6 = \frac{(D_{\text{сop}} + D_{\text{нар}})}{t_{\text{o.в}}} = \frac{(3932735,7 + 615492)}{285} = 15958,69 \frac{\text{т}}{\text{мес}}, \quad (2.5.26)$$

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

Производительность труда забойного рабочего:

$$P_{\text{з.р}} = T_{\text{см}} \cdot \frac{M_{\text{ДП}}}{\sum Z_{\text{T}}} = 7,2 \cdot 382,5 / 24,88 = 110,7 \text{ т/чел.см} \quad (2.5.27)$$

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

Трудозатраты на проведение выработок:

$$Z_{\text{п}} = N_{\text{зв}} \cdot t \cdot N_{\text{см}} \cdot N_{\text{рд}} = 4 \cdot 304,8 \cdot 3 \cdot 30 = 109728 \text{ чел/см} \quad (2.5.28)$$

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:

$$P_c = D_6 / (Z_{\text{п}} + N_{\text{цикл}} \cdot \sum Z_{\text{T}}) = [\text{изъято}] \frac{\text{т}}{\text{чел.см}} \quad (2.5.29)$$

$A_{\text{T}} = [\text{изъято}] \text{ т.}$

Количество выемочных единиц в очистной выемке:

$$N_6 = A_{\text{T}} / (P_6 \cdot 12) = [\text{изъято}] \text{ блока} \quad (2.5.30)$$

Количество выемочных единиц в одновременной подготовке:

$$N_{\text{п}} = N_6 \cdot \frac{t_{\text{п}}}{t_{\text{o.в}}} = 7 \cdot \frac{37,4}{285} = 0,92 = 1 \text{ блок} \quad (2.5.31)$$

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

Выполним расчёт прямых затрат по системе разработки.

Затраты по системе разработки приведены в таблицах 2.56-2.63.

Таблица 2.56-Расход материалов на горно-подготовительных работах.
[изъяты данные таблицы]

Наименование материалов	Уд.расход	Объём работ	Расход материалов	Цена, руб	Общая цена, руб
Штанги металлические					
Штанги полимерные					

Сетка металлическая					
Торкретбетон, м					
Буровая сталь (бурение телескопными перфораторами), кг					
Буровые коронки d=165 мм (бурение I закладочных скважин)					
Итого:					

Таблица 2.57-Расход материалов на нарезных работах [изъяты данные
таблицы]

Наименование материалов	Уд. расход	Объем работ	Расход материалов	Цена	Общая цена, руб
Штанги полимерные					
Сетка металлическая					
Буровая сталь, кг					
Буровые коронки, шт.					
Итого:					

Таблица 2.58-Расход материалов на очистных работах. [изъяты данные
таблицы]

Наименование материалов	Уд. расход материалов	Годовой объем работ	Расход материалов	Цена за ед., руб.	Общая стоимость
Вентиляционные рукава, м					
Буровая сталь, кг					

Буровые коронки, шт.					
Взрывчатое вещество					
Электродетонатор					
Электрические провода (100 м на цикл)					
Сталь буровая					
Коронки					
Закладочные работы					
Итого:					

Таблица 2.59-Затраты по статье «энергия» [изъяты данные таблицы]

Вид энергии. Процесс. Потребитель	Количество потребителей	Ед. Измерения	Расход в час или мощность двигателя л.с.	Продолжи- тельность единицы процесса, ч	Стоимость единицы энергии. руб.	Сумма в год. руб.
1. Электроэнергия:						
ПДМ St14						
Вентилятор ВМЭ-6						
Комбайн АМ-75						
4. Дизтопливо						
Multimes						
DL311-7						
Сумма						

Таблица 2.60-Затраты по статье «амортизация» [изъяты данные таблицы]

Оборудование	Количество	Время работы оборудования в блоке, лет	Норма отчислений на выемочную единицу, %	Стоимость оборудования, руб	Сумма расходов, руб
ПДМ ST14					
Комбайн АМ-75					
Вентилятор ВМЭ-6					
Multimes					
DL311-7					
Всего					

Таблица 2.61-Затраты по статье «заработная плата»

Место работы, профессия	Тарифный разряд	Продолжительность смены	Всего явоч.состав	Тарифная ставка, руб. в час (оклад)	Суммарная з.п., руб всмену
Рабочие					
1. Очистные и нарезные работы					
Машинист DL311-7					
Машинист ПДМ					
Горнорабочий подземный					
Всего					
2. Горно-подготовительные работы					
Машинист комбайна					
Машинист ПДМ					
Горнорабочий подземный					
Всего					
3. Технический осмотр и ремонт оборудования, монтаж и демонтаж промышленных коммуникаций участка					
Электрослесарь подземный					
Электрослесарь подземный (дежурный)					
Всего					
4. Горные выработки					
Крепильщик					
Оборщик горных выработок					
Горнорабочий подземный					
Всего					
Итого по добычному участку					
Итого по добычному участку в месяц					
Сдельный приработок, 10%					
Премияльные, 40%					
Работа в ночное время, 40 %					
Районный коэффициент, 70 %					
Северные надбавки, 70 %					
Итого с надбавками, руб.					

Таблица 2,62-Затраты на выработки. [изъяты данные таблицы]

Наименование выработок	Объем, м ³		Стоимость 1м ³ , руб/м ³	Полная стоимость, руб
	руды	породы		
Подготовительные работы				
Спиральный съезд с уклоном и сопряжениями				
Слоевой штрек				
VXV				

Сбойка спирального съезда с штреком				
Рудо-и породоспуски				
ВЗВ				
ИТОГО:				
Нарезные работы				
Буровые орты				
Отрезные восстающие				
ИТОГО:				
Всего:				

Таблица 2.63-Калькуляция прямых затрат по системе разработки [изъяты данные таблицы]

Статья затрат		Всего.руб	%
1. Вспомогательные материалы:	Г.П.Р.		
	Н.Р.		
	О.Ч.		
2. Энергия на технологические цели			
3. Основная заработная плата ($O_{зп}$)			
4. Амортизационные отчисления			
5. Затраты на выработки			
Всего затрат на блок			
Себестоимость по системе разработки (франко-люк)			

2.5.6 Выбор системы разработки по критерию прибыли с 1т погашаемых запасов

Как было сказано в пункте 2.4.3, выбор системы производится по критерию прибыли с 1т погашаемых балансовых запасов.

Который находится по формуле:

$$P_p = C \cdot U \cdot K_H - C_{\text{тов}} \cdot \frac{K_H}{K_K}; \quad (2.5.32)$$

где: C – цена 1 карата, руб, (по данным компании АЛРОСА, 1 карат приблизительно стоит [изъято] долларов США, что на данный момент составляет [изъято]рубля)

U – коэффициент извлечения при обогащении;(по данным фабрики №8, извлечение алмазов составляет [изъято]%, следовательно $U=[изъято]$)

K_H – коэффициент извлечения из недр; (Для горизонтальных слоёв с закладкой $K_H=0,99$; для камерной системы с закладкой $K_H=0,98$)

K_K – коэффициент изменения качества; (Для системы с горизонтальными слоями, $K_K=0,96$; Для камерной системы $K_K=0,92$)

$C_{тов}$ – товарная себестоимость, руб. (товарную себестоимость мы рассчитали в пункте 2.4.9.Для слоевой системы товарная себестоимость составляет [изъято]руб/т, а для камерной системы, товарная себестоимость составляет [изъято]руб/т)

Прибыль для слоевой системы разработки составит:

$$P_p = C \cdot U \cdot K_H - C_{тов} \cdot \frac{K_H}{K_K} = [изъято]руб$$

Прибыль для камерной системы разработки:

$$P_p = C \cdot U \cdot K_H - C_{тов} \cdot \frac{K_H}{K_K} = [изъято]руб$$

Разница между сравниваемыми системами составляет 4% что делает системы равнозначными.

Окончательно принимается система разработки с камерной выемкой и последующей закладкой, так как она является более современной и более производительной системой по сравнению с слоевой системой разработки.

3. ЭЛЕКТРОМЕХАНИЧЕСКАЯ ЧАСТЬ

3.1 Рудничный транспорт

3.1.1 Расчет погрузочно-доставочной машины

На проектированном руднике, добывающем алмазоносную руду, применяется камерная система разработки с последующей закладкой и нисходящим порядком отработки слоёв. Руда, отбитая в камере, доставляется до рудоспуска погрузочно-доставочными машинами, фирмы Atlas Copco Scooptram ST14. Расстояние транспортировки руды до рудоспуска в среднем составляет около 180 метров.

Выполним расчет количества ПДМ, необходимое для обеспечения годовой производительности. Расчет производительности и количества ПДМ представлен в таблице 3.1. [10]

Таблица 3.1-Расчет производительности ПДМ [изъяты данные таблицы]

Наименование показателя	Единица измерения	Формула	Значение
Годовая производственная мощность			
Количество рабочих суток в году			
Количество смен в сутки			
V_k - вместимость ковша			
Кн.к.- коэффициент наполнения ковша			
ρ - плотность руды			
$t_{ц}$ - продолжительность цикла, мин			
t_n - продолжительность наполнения ковша			
Кн.г. - коэффициент учит. выход негабаритов			
$t_{разг}$ - время разгрузки ковша			
K_m - коэф. учитывающий маневры при разгрузке			
K_d - коэф. неравномерности движения			
t_g - время движения машины с грузом			
L_d - длина доставки, м			
v_g - средняя скорость движения машины с грузом			
t_p - время движения порожней машины			

Продолжение таблицы 3.1 находится на следующей странице

Продолжение таблицы 3.1

vp - средняя скорость движения поржней машины			
Kp - коэффициент разрыхления			
Qt.д.- техническая производ			
Kг - коэф использования грузоподемности машины			
Tсм - продолжительность смены			
Tп.з - продолжительность подготовительно-заключительных операций			
Qд - эксплуатационная производительность			
Масса одного ковша			
Количество ковшей в смену			
Потребная суточная производительность			
Потребная сменная производительность			
Потребное количество ПДМ в одновременной работе			

Принимаем в работе 2 машины типа ST14. Работа их планируется следующим образом: к концу погрузки первой машины вторая машина делает маневр на сопряжение штрека с заездом к выпуску и задним ходом въезжает в продолжение штрека и там ожидает проезда груженой первой машины. После разгрузки первой машины и ее маневра, и ожидания для пропуска второй машины к рудоспуску время рейса первой и второй машин уравнивается.

3.1.2 Расчет рудничных автосамосвалов

Из очистного забоя руда с помощью ПДМ доставляется до рудоспусков. Загрузка руды и породы из блоковых рудо-породоспусков предусматривается на кольцевом откаточном штреке. Погрузочные пункты оборудуются вибропитателями ВДПУ-6. Погрузку осуществляет машинист вибропитателя. Транспортирование руды до комплекса загрузки скипа, где происходит загрузка, будет осуществляться подземным автосамосвалом фирмы Sandvik, моделью TH320, который наиболее часто встречается на рудниках компании «АЛРОСА», с небольшой производственной мощностью, в нашем случае [изъято]тыс.т/год.

Обоснование расчета транспортировки руды в автосамосвале TH320 приведено в таблице 3.2[16]

Таблица 3.2-Расчет транспортировки руды в автосамосвале [изъяты
данные таблицы]

Наименование показателя	формула	Значение
Глубина разработки, м		
Агод, т		
Асут, т		
Асмен, т		
Объемный вес руды, т/м ³		
Количество рабочих дней в году		
Продолжительность смены, час		
Количество смен в сутки		
Грузоподъемность самосвала, т		
Длина транспортирования по горизонтали, км		
Угол уклона наклонного съезда, град		
Длина наклонного съезда, км		
Скорость движения груженого самосвала по горизонтالي, км/ч		
Скорость движения груженого самосвала на подъем, км/ч		
Скорость движения автосамосвала пор. км/ч		
Коэф. учитывающий сниж. скор. движения		
Средняя скор. движ. груженого самосвала по горизонтали, км/ч		
Средняя скор. движ. груженого самосвала на подъем, км/ч		
Средняя скор. движ. порожнего автосамосв. км/ч		
Время движения груженого самосвала, км/ч		
Время движения порожнего автосамосвала, ч		
Время затрачиваемое на дополнительные опер, ч		
Емкость кузова самосвала, м ³		
Техническая производительность погрузочного оборудования ,т/час		
Коэф. наполнения кузова		
Время на погрузку самосвала, ч		
Время разгрузки с учетом маневров, ч		
Время рейса самосвала, ч		
Нерабочее время смены, ч		
Возможное число рейсов самосвала, шт		
кн - коэф. неравномерности работы		
Потребное число рейсов самосвала, шт		
Потребное число самосвала, шт		
Принимаемое количество машин, шт		

Исходя из таблицы 3.2, можем сказать, что с нашей производительностью справится 3 автосамосвала ТН320.

3.2 Подъем

Назначение стволов и оборудование подъемных установок.

Вертикальный вспомогательный ствол.

Технологическое назначение ствола - подача свежего воздуха, спуск, а так же подъём людей, материалов и оборудования,

В стволе (диаметром в свету 6 м²) располагаются грузовая и людская клеть, трубопровод шахтного водоотлива, противопожарный трубопровод.

Вертикальный скиповой ствол

Технологическое назначение ствола -Выдача отработанного воздуха, подъем руды и пустой породы.

В стволе (диаметром в свету 6м²) располагаются два скипа 1СН 4-2, контрольные электрокабели.

Надшахтные сооружения располагаются на основной промышленной площадке.

Расчет и выбор оборудования вертикального скипового ствола приведен в таблице 3.3. согласно расчетам «Обоснование параметров и показателей вертикального подъема полезного ископаемого на поверхность» Б.А. Ахпашев 2004 г. [17]

Таблица 3.3 -Расчет и выбор оборудования ВКС [изъяты данные таблицы]

Показатель	Расчетная формула	Значение
Производственная мощность предприятия, млн.т		
Глубина ствола, м		
Тип подъема		
Часовая производительность подъема		
Коэффициент резерва подъема		
Число рабочих дней в году		
Число часов работы подъема в сутки		
Часовая производительность подъема, т/ч		
Высота подъема		
Высота загрузки подъемного сосуда, м		
Высота приемного бункера, м		
Высота подъема, м		
Рациональная масса груза за один подъем		
Пауза на загрузку-разгрузку, сек		
Масса груза, т		
Скип		
Длина отвеса подъемного каната		

Продолжение таблицы 3.3 находится на следующей странице
Продолжение таблицы 3.3

Высота переподъема, м		
Длина петли, м		
Длина отвеса подъемного каната, м		
Расчет каната по запасу прочности		
<i>Ориентировочная масса 1 м каната</i>		
Масса подъемного сосуда, т		
Предельно допустимое разрывное усилие на единицу площади сечения каната, МПа		
Удельное давление, создаваемое весом 1 м каната, МПа/м		
Коэффициент запаса прочности каната		
Ориентировочная масса 1 м каната, кг/м		
Масса стандартного каната, кг/м		
Диаметр каната, мм		
Суммарное разрывное усилие всех проволок в канате, Н		
Фактический коэффициент запаса прочности		
Минимальный коэффициент запаса прочности		
Коэффициент шахтных сопротивлений		
Коэффициент статической неуравновешенности подъема		
Масса 1 м хвостового каната, кг/м		
Диаметр хвостового каната, мм		
<i>Диаметр барабана подъемной машины</i>		
Отношение диаметров барабана и каната		
Диаметр барабана подъемной машины, мм		
Максимальное статическое натяжение каната, Н		
Максимальная разность статических натяжений канатов, Н		
<i>Рабочая ширина барабана</i>		
Резервная длина каната, м		
Число витков трения каната на барабане		

Продолжение таблицы 3.3 находится на следующей странице

Продолжение таблицы 3.3

Расстояние между центрами витков навивающейся и свивающейся ветвей канатов, мм		
Зазор между смежными витками канатов, мм		
Рабочая ширина барабана, мм		
Подъемная машина		
Диаметр барабана, м		
Ширина барабана, м		
Высота копра		
Радиус шкива, м		
Высота подъемного сосуда, м		
Высота копра, м		
Высота типового копра, м		
Ориентировочная скорость подъем, м/с		
Необходимое число оборотов барабана, об/мин		
Передаточное число редуктора		
Число оборотов приводного двигателя, об/мин		
Стандартная частота вращения, об/мин		
Фактическая максимальная скорость подъема, м/с		
Выбор приводного двигателя		
К.п.д. Редуктора		
Ориентировочное значение мощности приводного двигателя, кВт		
Двигатель		
Номинальная частота вращения двигателя, об/мин		
Номинальная мощность двигателя, кВт		
Выбор редуктора		
Перегрузочная способность двигателя		
Маховый момент двигателя, Н·м ²		

Продолжение таблицы 3.3 находится на следующей странице

Продолжение таблицы 3.3

Радиус навивки, м		
<i>Ориентировочное значение вращающего момента на тихоходном валу двигателя, Н·м</i>		
Редуктор		
<i>Расход электроэнергии</i>		
К.п.д. подъемной установки		
<i>Расход электроэнергии за один цикл, кВт·ч</i>		
<i>Расход электроэнергии на подъем 1 т, кВт·ч/т</i>		
<i>Годовой расход электроэнергии, кВт·ч/год</i>		

3.3 Водоотлив

Исходные данные и общая схема водоотлива.

Согласно гидрогеологических данных породы месторождения характеризуется средней водообильностью 400м³/час. Однако в весенний период при оттайке снегов, а так же в дождливые сезоны, водопритоки увеличиваются до 800м³/час.

Подземные водопритоки, формируются за счет межмерзлотных и подмерзлотных вод. Водородный показатель шахтных вод - рН = 4.55- 7.45, степень минерализации в пределах от 74.3 до 348.7 г/л. Для учета этих факторов проектом предусмотрены:

- применение насосов в кислотоупорном исполнении;
- повышенный коррозионный износ трубопроводов учтен толщиной стенки труб;
- возможность перекачки воды с удельной массой 1.05-1.23т/м³, учтена запасом напора агрегатов.

Для нашего варианта, принято использовать схему откачки воды, с концентрацией воды на одном горизонте (-100) и далее по вертикальному стволу выдавать её на поверхность через став трубопровода. Схема является наиболее простой, при этом достаточно одной водоотливной установки.

При применении этой схемы уменьшается объем горных работ, требуемых для водоотлива, упрощается электромеханическое оборудование и снижается безопасность труда, но возрастает напор, растут капитальные затраты на изготовление насосов и арматуры высокого давления, увеличивается мощность двигателей.

Схема водоотлива изображена на рис. 3.1.

Рисунок 3.1- Схема водоотлива[изъято]

Выполним расчет водоотливного комплекса, согласно данным Ахпашева Б.А. 2004 г. [18] Обоснование параметров и показателей подземного водоотливного комплекса. Результаты расчетов сводим в таблицу 3.4.

Таблица 3.4-Расчет параметров водоотлива [изъятые данные таблицы]

Показатель	Расчетная формула	Значение
Высота нагнетания, м		
Суммарный нормальный водоприток на горизонте водоотлива, м ³ /ч		
Суммарный максимальный водоприток на горизонте водоотлива, м ³ /ч		
Расчетная производительность насоса, м ³ /ч		
Высота всасывания, м		
К.п.д. трубопровода		
Ориентировочное значение напора насоса, м		
Принимаемый насос		
Производительность насоса, м ³ /ч		
Напор насоса, м		
Количество рабочих насосов		
Производительность насосов, м ³ /ч		
<i>Определение параметров нагнетательного трубопровода</i>		
Количество рабочих трубопроводов		
Скорость движения воды в нагнетательном трубопроводе, м/с		
Необходимый внутренний диаметр трубопровода, мм		
Допустимое напряжение трубопровода, МН/м ²		
Толщина стенки трубопровода, мм		

Продолжение таблицы 3.4 приведено на следующей странице

Продолжение таблицы 3.4

Стандартная толщина стенки, мм		
Внешний диаметр трубопровода, мм		
Внешний диаметр стандартного трубопровода, мм		
Внутренний диаметр стандартного трубопровода, мм		
Фактическая скорость движения воды в нагнетательном трубопроводе, м/с		
<i>Определение параметров всасывающего трубопровода</i>		
Необходимый внутренний диаметр трубопровода, мм		
Допустимое напряжение трубопровода, МН/м ²		
Толщина стенки трубопровода, мм		
Стандартная толщина стенки, мм		
Внешний диаметр трубопровода, мм		
Внешний диаметр стандартного трубопровода, мм		
Внутренний диаметр стандартного трубопровода, мм		
Фактическая скорость движения воды в нагнетательном трубопроводе, м/с		
Коэффициент резерва мощности		
Плотность воды, кг/м ³		
К.п.д. насосной установки		
Мощность приводного электродвигателя, кВт		
Фактическое время работы установки при откачке нормального притока воды, ч		
Количество дней с нормальным водопритокom		
Фактическое время работы установки при откачке максимального притока воды, ч		
Количество дней с максимальным водопритокom		
К.п.д. электродвигателя		
К.п.д. электросети		
Годовой расход электроэнергии водоотливной установки, тыс. кВт		
Расход электроэнергии на 1м ³ откачиваемой воды, кВт		
<i>Параметры насосной камеры</i>		
Ширина водотрубного ходка, м		
Длина фундамента для насоса и электродвигателя, м		
Ширина фундамента для насоса и электродвигателя, м		
Общее количество насосных агрегатов, шт		
Длина насосной камеры, м		

Продолжение таблицы 3.4 приведено на следующей странице

Продолжение таблицы 3.4

Ширина колеи рельсового пути, м		
Зазор между фундаментом и стенкой, м		
Зазоры между стенкой и колеей, и фундаментом, м		
Ширина камеры, м		
Высота камеры, м		
Объем насосной камеры, м ³		
<i>Параметры водосборника</i>		
Коэффициент заполнения водосборника водой		
Емкость водосборника, м ³		
Сечение водосборника, м ²		
Длина водосборника, м		
<i>Параметры осветляющего резервуара</i>		
Ширина резервуара, м		
Глубина проточного слоя, м		
Средняя скорость воды в резервуаре, мм/с		
Скорость оседания частиц размером 0,1-0,2мм в неподвижной воде, мм/с		
Вертикальная составляющая скорости v, мм/с		
Коэффициент, учитывающий наличие в гидросмеси частиц различного размера		
Длина осветляющей части резервуара, м		
Высота резервуара, м		
Объем осветляющей части резервуара, м ³		
Полный объем резервуара, м ³		
Длина трубопроводов, м		
Общий объем выработок комплекса, м ³		

3.4 Компрессорное хозяйство

Производительность компрессорной станции.

Расход сжатого воздуха в самую нагруженную смену:

$$V_{\Pi} = \sum_{i=1}^n n_i g_i \psi_i k_i, \text{ м}^3 / \text{мин} \quad (3.4.1)$$

где g_i - номинальный расход воздуха перфоратором, м³/мин,

n_i - число одновременно работающих перфораторов, шт,

ψ_i - коэффициент загрузки.

$$V_{\Pi} = 5 \cdot 10 \cdot 1,15 \cdot 1 = 57,5 \text{ м}^3 / \text{мин}, \quad (3.4.2)$$

1) Расчетный коэффициент одновременности работы:

$$k_0 = \delta_0 + \frac{1 - \delta_0}{\sqrt{ni}}, \quad (3.4.3)$$

где δ_0 - коэффициент использования приёмников в течение смены.

$$k_0 = 0,75 + \frac{1 - 0,75}{\sqrt{5}} = 0,86. \quad (3.4.4)$$

2) Потребная производительность компрессорной станции:

$$V_{K.C.} = K_{ут} K_B (V_{II} + V_{п.пов}), \text{ м}^3/\text{мин}, \quad (3.4.5)$$

где $K_{ут}$ - коэффициент утечек через не плотности,

K_B - коэффициент высотности,

$V_{п.пов} = (1,1 - 1,15) V_{II}$ - расход сжатого воздуха приемниками
поверхностного комплекса.

$$V_{п.пов} = 1,15 \cdot 57,5 = 66,1 \text{ м}^3/\text{мин}, \quad (3.4.6)$$

$$V_{K.C.} = 1,25 \cdot 1,03 (57,5 + 66,1) = 159 \text{ м}^3/\text{мин}.$$

3) Необходимо абсолютное давление сжатого воздуха на выходе из компрессорной станции:

$$P_{K.C.} = P_{II} + P_Q + \Delta P_{уд}, \text{ мПа}, \quad (3.4.7)$$

где P_{II} - избыточное давление из приемников, мПа,

$\Delta P_{уд}$ - средняя величина удельных потерь давлений на 1 км. длины трубопровода,

L - длина воздухопроводной линии от компрессорной станции до наиболее удаленного приемника, км.

$$P_{K.C.} = 0,5 + 0,097 + 0,043 \cdot 1,5 = 0,66 \text{ мПа}. \quad (3.4.7)$$

Выбор типа и числа компрессоров.

При полученных значениях $V_{K.C.}$ и $P_{K.C.}$ принимаем поршневой компрессор общего назначения 2М10-50/8, в количестве 2-х штук: один в работе, один в резерве.

1) Мощность компрессора и двигателя.

Выбор двигателя:

$$\alpha_{P.EД1.M^3} = 3,5 P_1 \left[E_1^{0,286} + \left(\frac{P_2}{E_1 P_1} \right)^{0,286} - 2 \right], \quad (3.4.8)$$

где P_1 - начальное абсолютное давление воздуха,

P_2 - конечное абсолютное значение воздуха, Па,

E_1 - степень сжатия в первой ступени компрессора.

$$P_2 = P_{K.C.}; P_1 = P_a.$$

$$E_1 = \frac{d^2_{унд}}{d^2_{увд}}, \quad (3.4.9)$$

где: $d_{унд}, d_{увд}$ - соответственно диаметр цилиндров низкого и высокого давления, мм.

$$E_1 = \frac{0,62^2}{0,37^2} = 2,8,$$

$$\alpha_{к.ад.1м^3} = 3,5 \times 97000 \left[2,8^{0,286} + \left(\frac{660000}{2,8 \times 97000} \right)^{0,286} - 2 \right] = 210490 \text{ Дж/м}^3, \quad (3.4.10)$$

2) Теоретическая мощность компрессора:

$$N_{т.ад.} = \frac{\alpha_{к.ад.1м^3} V_k}{1000 \times 60}, \text{ кВт}, \quad (3.4.11)$$

где: V_k - производительность компрессора, отнесенная к условиям всасывания, м³/мин.

$$N_{т.ад.} = \frac{210490 \times 50}{1000 \times 60} = 175 \text{ кВт}, \quad (3.4.12)$$

3) Мощность на валу компрессора:

$$N_k = \frac{N_{т.ад.}}{\eta_{об}}, \text{ кВт}, \quad (3.4.13)$$

где: $\eta_{об}$ - общий КПД компрессора

$$N_k = \frac{175}{0,8} = 218,7 \text{ кВт}. \quad (3.4.14)$$

Расчет воздухопроводной сети

Схема воздухопроводной сети приведена на рисунке 3.2.

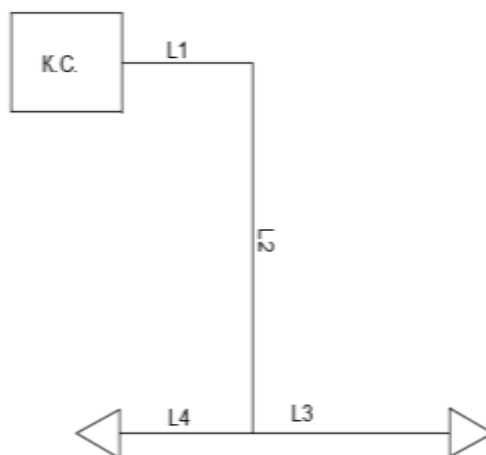


Рисунок 3.2-Схема воздухообеспечения

На участке (К.С.-L1) расход воздуха равен производительности компрессорной станции. Утечки из воздухопровода составят:

$$q_{VT} = V_{K.C.} - \frac{V_{K.C.}}{V_{VT}}, \text{ м}^3 / \text{мин} \quad (3.4.15)$$

$$q_{VT} = 159 - \frac{159}{1,05} = 7,57 \text{ м}^3 / \text{мин}, \quad (3.4.16)$$

Таблица 3.5-Расчет количества воздуха на учатсках [изъяты данные таблицы]

Наименование Приемников	Кол-во	Расх. сж.в.	Коэффициенты			Расход воздуха		
			Ψ_i	K_i	K_b	прием	утечки	науч.
1. Участок (L1-L2)								
2. Участок (L2-L3)								
3. Участок (L2-L5)								

Диаметр труб на участках:

$$d = 20\sqrt{V}, \quad (3.4.17)$$

где V – расход воздуха на участке.

Средняя плотность воздуха:

$$q_{CP} = \frac{P_{CP}}{R \cdot T_{CP}} = \frac{P_{KC} + P_{II}}{2R \cdot T_{CP}}, \text{ кг/м}^3, \quad (3.4.18)$$

где T_{CP} - средняя температура воздуха,

R - газовая постоянная воздуха, Дж / кг x К.

$$q_{CP} = \frac{(0,66 + 0,597) \cdot 10^6}{2 \cdot 287 \cdot 293} = 7,47 \text{ кг/м}^3 \quad (3.4.19)$$

Определим среднюю скорость воздуха на схеме К.С.-L1:

$$v_{1-2} = \frac{4q_0 V_{1-2}}{60 \cdot \Pi \cdot d^2 \cdot q_{CP}}, \text{ м/с} \quad (3.4.20)$$

где q_0 - плотность воздуха при нормальных условиях, кг/м³,

V_{1-2} - объемный расход воздуха на 1-2 м³ / мин

$$d_{1-2} = 20\sqrt{159} = 250 \text{ мм} \quad (3.4.21)$$

$$v_{K.C.-L1} = \frac{4 \cdot 1,293 \cdot 159}{60 \cdot 3,14 \cdot 0,25^2 \cdot 7,47} = 9,3 \text{ м/с}$$

Потери давления на участке L1-L2:

$$\Delta P_{L1-L2} = \lambda \frac{l_p}{d} \times \frac{v^2}{2} q_{CP}, \text{ МПа},$$

(3.4.22)

где l_p - расчетная длина участка трубопровода, м.

λ - коэффициент гидравлического трения.

$$\Delta P_{1-2} = 0,034 \frac{500}{0,25} \times \frac{9,3^2}{2} - 7,47 = 21966 \text{ Па} = 0,021966 \text{ МПа} \quad (3.4.23)$$

Расчет по другим участкам производим аналогично. Результаты заносим в таблицу 3.6.

Таблица 3.6-определение диаметров труб и потерь давления на участках [изъяты данные таблицы]

Расчетный участок	Расход воздуха на уч., м ³ /мин	Расчетный диаметр труб, мм	Стандарт. Диаметр труб, м	Фактич. Длина труб, м	Расчетная длина труб, м	Ск-ть воздуха в трубе м/с	Расчетн. потери давл., мПа	Удельн. потери давл. мПа	Оптимальн. потери давл., мПа
К.С.-L1									
L1-L2									
L2-L3									
L2-L4									

По данным таблицы №3.6 потери давлений от компрессора до наиболее удаленного приемника по магистрали К.С.-L1-L2-L3-L4 составляют: $\Delta P_c = 0,02196 + 0,04533 + 0,01095 + 0,06477 + 0,0277 = 0,17$ МПа.

Абсолютное давление сжатого воздуха на выходе из компрессора:

$$P_{kc} = P_{п} + P_{a} + \Delta P_c = 0,5 + 0,097 + 0,17 = 0,76 \text{ МПа.}$$

Окончательно принимаем $P_{kc} = 0,76$ МПа.

3.5 Электроснабжение

Источники электроснабжения.

В качестве основного источника электроснабжения рудника «Айхал» предусматривается новая ГПП-110/6,3/6,6 кВ, сооружаемая непосредственно на промплощадке рудника. На первый период начала проходческих работ, до ввода в эксплуатацию этой ГПП, в качестве источника электроснабжения используется существующая ГПП "Северная".

Расчёт освещения кольцевого откаточного штрека.

Освещение подземных выработок и камер осуществляется на линейном напряжении 127 В.

Расчёт освещения штрека производится точечным методом. Длина откаточных выработок на одном горизонте составляет 990 метров, норма освещенности на почве выработки 1 лк, принятый тип светильников ЛСР01, световой поток лампы 1320 лм, КПД светильника равен 0,7.

Горизонтальная освещённость:

$$E_M = 2 \cdot c \cdot I_a \cdot \cos^3 \alpha / (K_3 \cdot h^2), \quad (3.5.1)$$

где K_3 — коэффициент учитывающий старение лампы,

I_a — сила света лампы под углом α , кд,

h — высота подвески лампы, м,

c — поправочный коэффициент на световой поток.

$$E_M = 2 \cdot 1,32 \cdot 51 \cdot 0,061 / (1,2 \cdot 2,15^2) = 1,48 \text{ лк}, \quad (3.5.2)$$

Угол наклона лучей к освещенной площади:

$$\operatorname{tga} = Q / 2 \cdot h, \quad (3.5.3)$$

$$\operatorname{tga} = 10 / (2 \cdot 2,15) = 2,32,$$

где $\alpha = 67^\circ$, $\operatorname{Cosa} = 0,4$, $\operatorname{Cos}^3 \alpha = 0,061$,

$$E_M = 1,48 > E_{\min} = 1.$$

Вертикальная освещённость:

$$E_B = E_M \cdot \operatorname{tga}, \quad (3.5.4)$$

$$E_B = 1,48 \cdot 2,32 = 3,43 \text{ лк}.$$

Количество светильников для выработок составляет:

$$N_{CB} = L_B / d, \quad (3.5.5)$$

$$N_{CB} = 990 / 10 = 99 \text{ шт}, \quad (3.5.6)$$

$$P_{уч} = 99 \cdot 20 = 1980 \text{ Вт}.$$

Расчёт освещения камерных выработок.

Расчёт производится методом светового потока.

Расчёт освещения автомобильного депо. Ширина камеры ($B=5$ м) длина ($A=20$ м), высота подвески светильников ($h=4$ м).

Минимальная освещенность выработки на уровне 0,8 м отпочвы - 10 лк.

Определим показатель освещения:

					СФУ ИГДГиг ДП -21.05.04.02-121101076	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		142

$$i = A \cdot B / h \cdot (A + B),$$

$$i = 5 \cdot 20 / (3 \cdot (5 + 20)) = 1,3.$$

Потребляемый световой поток одной лампы:

$$F_a = K_3 \cdot E_{\min} \cdot S \cdot Z / (\eta \cdot n),$$

где K_3 - коэффициент запаса, $K_3 = 1,3$;

E_{\min} - минимальная норма освещённости, лк, $E_{\min} = 10$ лк;

S - площадь освещения, $S = 20 \cdot 5 = 100 \text{ м}^2$,

n - число светильников, шт,

Z - отношение средней освещённости к минимальной, $Z = 1,1$

для люминесцентных ламп,

η - коэффициент использования осветительной установки,

$$F_a = 1,3 \cdot 10 \cdot 100 \cdot 1,1 / (0,7 \cdot 4) = 511 \text{ лм}, \quad (3.5.7)$$

Для освещения принимаем светильник типа ЛСР01 взрывобезопасном исполнении. Расстояние между светильниками 4 метра.

Действительная освещённость составит:

$$E_{\text{действ}} = F_a \cdot n \cdot \eta / K_3 \cdot S \cdot Z, \quad (3.5.8)$$

$$E_{\text{действ}} = 511 \cdot 4 \cdot 0,7 / 1,3 \cdot 100 \cdot 1,1 = 12,5 \text{ лк},$$

$$E_{\text{действ}} \geq E_{\min}, 12,5 > 10,$$

Общая мощность осветительной установки:

$$P_y = P_n \cdot n \cdot 10^{-3}, \quad (3.5.9)$$

$$P_y = 40 \cdot 4 \cdot 10^{-3} = 0,16 \text{ кВА}.$$

Таблица 3.7 – Расчет освещения камерных выработок [изъяты данные таблицы]

Наименование выработок	Расстояние между светильниками, м	Тип светильника	Световой поток	Мощность светильника	Количество светильников	Суммарная мощность, кВт
Раздаточная камера ВМ						
Камера приема закладки						
Камера ожидания						
Насосная камера						

Необходимая мощность осветительных трансформаторов:

$$S_{\text{тр}} = P_{\text{л}} \cdot n \cdot K_c / (1000 \cdot n_c \cdot \cos \phi \cdot n_{\text{л}}), \quad (3.5.10)$$

где K_c - коэффициент спроса,

n_c - КПД осветительной сети,

$n_{л}$ - КПД осветительных ламп,
 $P_{л}$ - мощность лампы, Вт,
 n - количество светильников, шт.

$$S_{тр} = (40 \cdot 20 + 40 \cdot 10 + 40 \cdot 10 + 40 \cdot 120) \cdot 0,9 / (1000 \cdot 0,95 \cdot 0,6 \cdot 0,7) = 14,5 \text{ кВА.}$$

Принимаем тип пускового агрегата для питания осветительной сети АП-3,5.В соответствии с необходимой мощностью для освещения необходимо 5 пусковых агрегатов. Средняя длина осветительного кабеля составит 600 м.

Суммарная сила тока в питающем кабеле:

$$I_k = S_{мп} \cdot 1000 / (\sqrt{3} \cdot U), \quad (3.5.11)$$

где $S_{мп}$ - мощность пускового агрегата, кВА,

U - напряжение в питающем кабеле, В.

$$I_k = 3,5 \cdot 1000 / (1,73 \cdot 127) = 16 \text{ А.} \quad (3.5.12)$$

Сечение кабеля при равномерном распределении нагрузки:

$$S_{осч} = \sqrt{3} \cdot 100 \cdot I_{л} \cdot L_{к} (2 \cdot \gamma \cdot \Delta U_{осч.к} \cdot U_{н}), \quad (3.5.13)$$

где $L_{к}$ - длина магистрального кабеля, м,

γ - удельная проводимость алюминия, м/Ом*мм²,

ΔU - допустимая потеря напряжения в магистральном осветительном кабеле.

$$\Delta U_{осч.к} = 0,05 \cdot U_{н} = 0,05 \cdot 127 = 6,4 \text{ В,} \quad (3.5.14)$$

где $U_{н}$ - номинальное напряжение осветительной сети, В.

$$S_{осч} = 1,73 \cdot 100 \cdot 16 \cdot 300 / (2 \cdot 6,4 \cdot 127) = 9,84 \text{ мм}^2. \quad (3.5.15)$$

По полученному значению принимаем ближайшее значение стандартного сечения кабеля типа СБН $S_k = 10 \text{ мм}^2$.

Таблица 3.8-Расчет подземной передвижной трансформаторной подстанции. [изъяты данные таблицы]

Наименование потребителей	Кол-во, шт	Установ. мощность, кВт	Коэф. спроса	Cosφ	P, кВт	Q,кВАр
Вентилятор ВМ-8						
Буровой станок СБГ-1М						

Буровой станок ССМ-2А						
Буровая установка Рино-600Г						
Машина для торкретирования выработок						
Крепеж SKM88FH						
ИТОГО						

Расчет производится из типов и количества работающих механизмов. Потребители участка и результаты расчетов представлены в таблице 3.8

Таблица 3.8-Расчёт количества потребляемой энергии участка

$$\begin{aligned} \operatorname{tg}\varphi &= \sum Q / \sum P = 636 / 765 = 0,83, \\ \cos\varphi &= 0,76. \end{aligned} \quad (3.5.16)$$

Расчетная мощность подземной подстанции:

$$\begin{aligned} S_{\text{мп}} &= \sum P_p / \cos\varphi + S_{\text{тр.осв}}, \\ S_{\text{мп}} &= 765 / 0,76 + 53,5 = 1024 \text{ кВА}. \end{aligned} \quad (3.5.17)$$

Расчётная суммарная мощность трансформаторов с учётом рекомендуемой загрузки в нормальном рабочем режиме (60-80 %):

$$\begin{aligned} S_{\text{тр}\Sigma} &= S_{\text{мп}} / (0,6-0,8), \\ S_{\text{тр}\Sigma} &= 1024 / 0,7 = 1462 \text{ кВА}. \end{aligned} \quad (3.5.18)$$

Для обеспечения заданной мощности трансформатора принимаем 3 трансформаторные подстанции ТП-630/6 (ТДТНШ).

Расчет кабельной сети.

Расчет кабеля от ГПП до ТП-630/6.

Ток нагрузки кабеля:

$$I_p = S_{\text{мп}} / (\sqrt{3} \cdot U), \quad (3.5.19)$$

где $S_{\text{мп}}$ - сечение кабеля по допустимой потере напряжения

$$I_p = 630 / (1,73 \cdot 6) = 61 \text{ А}. \quad (3.5.20)$$

По данному типу нагрузки проходит кабель с сечением 16 мм², допускающий нагрузку 80 А.

Определим сечение кабеля по допустимой потере напряжения:

$$S_{\text{мп}} = \sum P \cdot L \cdot 10^3 \cdot K / \gamma \cdot U_n \cdot \Delta U \cdot \xi_{\text{ср.вз}}, \quad (3.5.21)$$

где $K = 1,1$ - коэффициент учитывающий относительную величину индуктивного сопротивления кабеля,

L - длина гибкого кабеля, м

γ - удельная проводимость металла, м/(Ом·мм²),

					СФУ ИГДГиГ ДП -21.05.04.02-121101076	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		145

$$S_{\text{мп}} = 630 \cdot 1000 \cdot 10^3 \cdot 1,1 / (1,11 \cdot 6 \cdot 0,15 \cdot 0,8) = 16 \text{ мм}^2. \quad (3.5.22)$$

Определим сечение кабеля по нагреву:

$$J_{\text{кф}} = \sum P_p / (1,73 \cdot U_n \cdot \cos\varphi), \quad (3.5.23)$$

$$J_{\text{кф}} = 636 / (1,73 \cdot 6 \cdot 0,8) = 115,4 \text{ А.}$$

По данному току нагрузки подходит кабель сечением 35 мм².

Определим сечение кабеля по условию экономичности:

$$S_{\text{эк}} = J_n \sqrt{(T \cdot C_m \cdot 10^{-3})}, \quad (3.5.24)$$

где T - продолжительность использования максимума нагрузки

электроприемников в год,

C_м- стоимость 1 кВт·ч электроэнергии, руб.

$$S_{\text{эк}} = 31 \cdot \sqrt{(1000 \cdot 1 \cdot 10^{-3})} = 31 \text{ мм}^2. \quad (3.5.25)$$

Принимаем кабель типа СБнлШнг-1(3х35) сечением 35 мм².

Проверим по потере напряжения:

$$\Delta U = 1,73 J L - 100 / U - y_o (\cos\varphi + x_o \cdot \sin\varphi) = 1,73 \cdot 115,4 \cdot 1 \cdot 100 / 380 = 4,8 \% \quad (3.5.26)$$

4,8% < 5%, что допустимо.

Сечение кабеля по нагреву:

$$J_{\text{кф}} = \sqrt{P / K_c} / 1,73 \cdot U_n \cdot \cos\varphi = 636 \cdot 0,7 / 1,73 \cdot 6 \cdot 0,8 = 102 \text{ А.} \quad (3.5.27)$$

По данному параметру кабель с сечением 35 мм² подходит.

Проверим сечение кабеля по условию экономичности:

$$S_{\text{эк}} = J_n \sqrt{T \cdot C_m \cdot 10^{-3}} = 99 \cdot \sqrt{(2500 \cdot 1 \cdot 10^{-3})} = 4,95 \text{ мм}^2. \quad (3.5.28)$$

По данному условию кабель сечением 35 мм² подходит. Расчеты по другим кабелям приведены в таблице 3.9.

Таблица 3.9- Марка и сечение кабеля по участкам сети. [изъяты данные таблицы]

Наименование участка кабельной сети	Марка кабеля
ГПП-110/6-ЦПП1	СБН-2х95
ЦПП1 -ТП-630/6/0,69	СБнлШнг-(3х35)
ТП-630/6/0,69 – к потребителям	СБнлШнг-1(3х35)

Выбор трансформатора ГПП

Наименование потребителей	Кол-во	Мощн., кВт	Установленная мощность, кВт	Cosφ	K _s	Расчетная мощность	
						Q _p , квар	P _p , кВт
Копер СС							
Копер КС							
Компрессор							

Мастерские							
ЛБК							
Итого:							

Таблица 3.10 - Потребители энергии на поверхности [изъяты данные таблицы]

$$\sum Q / \sum P = 1848 / 2464 = 0,75. \quad (3.5.29)$$

Мощность трансформатора ГПП без подземных потребителей.

$$S_{тр} = \sum P_p / \cos \varphi = 2464 / 0,8 = 3080 \text{кВА}. \quad (3.5.30)$$

Мощность трансформатора ГПП с учетом подземных потребителей:

$$\sum S_{тр} = S_{тр1} + S_{тр2} = 6303 + 3080 = 4970 \text{кВА}. \quad (3.5.31)$$

К установке на ГПП принимаем трансформатор типа ТМ 4000

Принимаем 2 трансформатора типа ТМ 4000.

Коэффициент загрузки трансформатора в нормальном режиме:

$$K_{зн} = 4970 / 8000 = 0,62. \quad (3.5.32)$$

Коэффициент загрузки трансформатора в аварийном режиме:

$$K_{зн} = 4970 / 4000 = 1,24. \quad (3.5.33)$$

Удельный расход электроэнергии:

$$a = \sum P_p / \Pi = [\text{изъято}] \text{ кВт} \cdot \text{ч} / \text{т} \quad (3.5.34)$$

где Π - производительность рудника

Стоимость электроэнергии за год:

$$C_{год} = a \cdot P_{max} + \frac{b P_p}{100}, \quad (3.5.35)$$

где c — поправочный коэффициент на световой поток.

$$C_{год} = [\text{изъято}] \text{ руб}. \quad (3.5.36)$$

Удельная стоимость электроэнергии:

$$C' = C / \sum P_p = [\text{изъято}] \text{ руб} / \text{кВт} \cdot \text{ч}. \quad (3.5.37)$$

Стоимость электроэнергии на тонну добычи:

$$C'' = C' \cdot a = [\text{изъято}] \text{ руб} / \text{т}.$$

4. Вентиляция [19]

4.1 Выбор способа вентиляции рудника

При проектировании вентиляционных систем горнорудных шахт определение наиболее оптимального варианта основывается на технико-экономическом анализе подлежащих сравнению в каждом конкретном случае вариантов схемиспособов проветривания. Основным критерием сравнения является стоимость проведения, крепления и поддержания основных вскрывающих и подготовительных выработок, а также скорость перемещения по ним воздуха.

					СФУ ИГДГиг ДП -21.05.04.02-121101076	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		147

В зависимости от того, каким образом обеспечивается необходимый перепад давлений воздуха на пути его движения по шахтной вентиляционной сети, различают нагнетательный, всасывающий и комбинированный способы проветривания.

Выполнив анализ аналогичных рудников, приходим к выводу, что при наших условиях, наиболее приемлем нагнетательный способ проветривания.

Нагнетательный способ проветривания состоит в том, что перепад давлений в шахте создается путем повышения давления воздуха вентилятором в воздухоподающем стволе как приведено на рисунке 4.1.

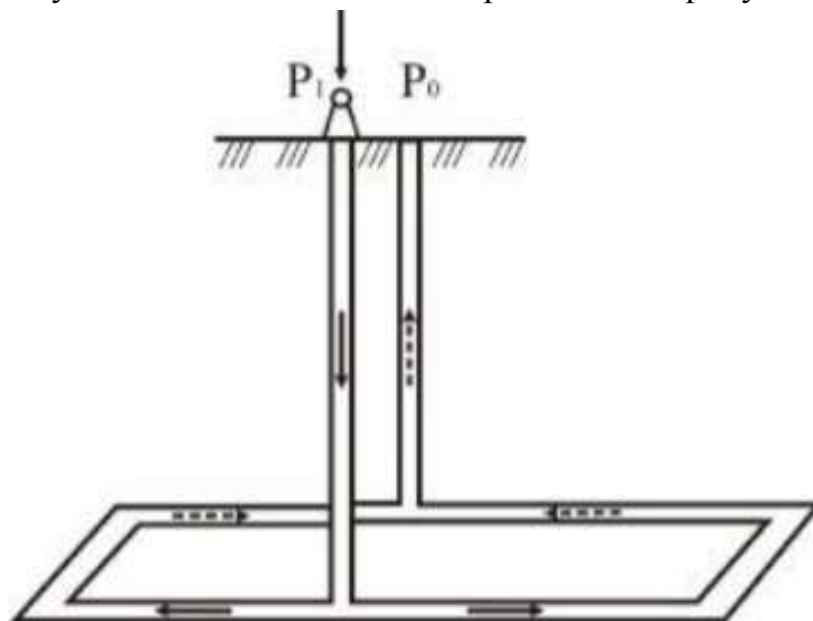


Рисунок 4.1-Нагнетательный способ проветривания рудника

Достоинства нагнетательного способа:

- применение одной вентиляционной установки;
- надежность подачи электроэнергии на один вентилятор;
- через вентиляционную установку проходит чистый воздух;
- отсутствие подсосов воздуха через обрушенные породы.

Недостатки нагнетательного способа:

- необходимость устройства герметичного надшахтного здания у воздухоподающего ствола;
- необходимость установки мощного главного вентилятора с большим диапазоном регулирования расхода воздуха и депрессии;
- возможность загазования выработок и возникновения взрывоопасной среды при аварийной остановке вентилятора в газовых шахтах.

4.2 Выбор схемы проветривания рудника

Выбор схемы проветривания должен производиться с учетом требований Правил безопасности. В частности:

					СФУ ИГДГиг ДП -21.05.04.02-121101076	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		148

- запрещается подача воздуха в шахту по скиповым и наклонным стволам, оборудованным конвейерами;
- не разрешается выдача воздуха через обрушенные зоны и завалы;
- должны соблюдаться допустимые минимальные и максимальные скорости движения воздуха в выработках;
- очистные забои по возможности должны проветриваться за счет общешахтной депрессии сквозными струями без применения вспомогательных подземных вентиляторов.

В зависимости от числа и взаимного расположения выработок, по которым подается свежий и отводится загрязненный воздух, различают центральные, фланговые и комбинированные схемы вентиляции.

Центральная схема проветривания (рис. 4.2) характеризуется расположением воздухоподающего и воздуховыдающего стволов в центре шахтного поля. Расстояние между стволами находится в пределах 30 – 100 м. Эта схема применяется при глубине разработки >200 м.

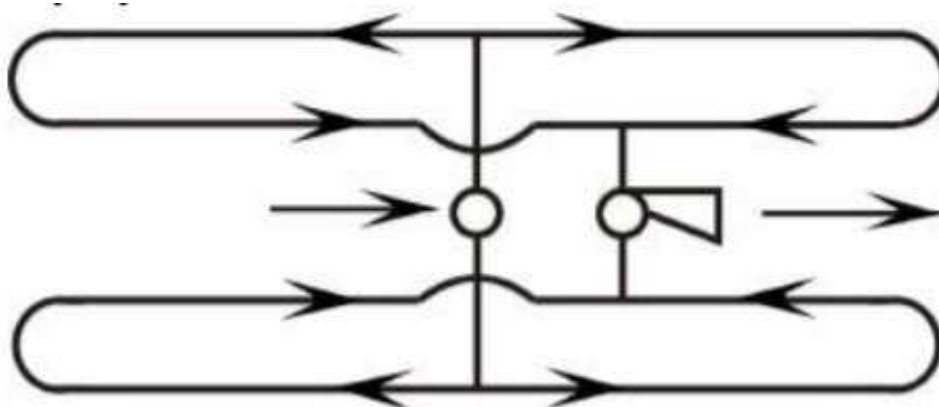


Рисунок 4.2-Цетральная схема проветривания

Данная схема идеально подходит к нашим условиям, так что окончательно применяется Центральная схема проветривания

4.3 Расчёт воздуха, для проветривания выработок рудника

Необходимый расход воздуха для проветривания рудников должен рассчитываться по определённым факторам, причем окончательно в расчет при проектировании должно приниматься большее количество воздуха. От правильности расчета зависит точность подсчета депрессии вентиляционных участков и обоснованный выбор режимов работы ГВУ.

При проектировании может использоваться как упрощенный метод подсчета общешахтного расхода воздуха, так и полный или позабойный. При использовании упрощенных методов расход воздуха рассчитывается для шахты или всего рудника в целом по обобщенным показателям с учетом

общешахтного коэффициента запаса воздуха. Исходные данные для расчетов приведены в таблице 4.1.

Таблица 4.1-Данные для расчёта воздуха по руднику.

Наибольшее количество людей, одновременно находящихся в руднике, чел	80
Удельный расход ВВ, кг/м ³	1,5
Количество рабочих дней в году, сут	365
Взрывных смен в году, смен	365
Газовыделение по данным института «ЯКУТНИПРОМАЛМАЗ», м ³ /сут	15

Расход воздуха по наибольшему числу людей, одновременно находящихся в руднике

$$Q_p = 0,1 \cdot n = 0,1 \cdot 80 = 8 \text{ м}^3/\text{с}, \quad (4.3.1)$$

где 0,1 - норма воздуха на одного человека, м³/с,

n - максимальное число людей, одновременно находящихся в руднике, чел.

Расход воздуха по условиям разжижения газов после взрывных работ:

$$Q_p = \frac{500 \cdot B}{t} = \frac{500 \cdot 480}{2400} = 100 \text{ м}^3/\text{с}, \quad (4.3.2)$$

где t - время проветривания (в связи с массовым взрывом) принимаем проветривание в междусменный перерыв, который длится 40 минут, что равняется 2400 с; B - количество одновременно взрываемого ВВ, B=480 кг;

По разбавлению вредных примесей выхлопных газов дизельного оборудования:

$$Q_p = 1/60 \cdot B_m \cdot \sum N \cdot K = 1/60 \cdot 4 \cdot 1636 \cdot 0,85 = 92,7 \text{ м}^3/\text{с}, \quad (4.3.3)$$

Применяемое ДСО на руднике (ПДМ и автосамосвалы): ПДМ-ST-14, суммарная мощность которых $\sum N = 2 \cdot 335 = 670$ л.с. Автосамосвалы ТН320, суммарная мощность которых $\sum N = 3 \cdot 322 = 966$ л.с.

где B_m - минимальная норма воздуха на 1 л.с. номинальной мощности двигателя, м³/мин; для бензиновых ДВС B_m ≥ 6; для дизельных - B_m ≥ 4; $\sum N$ - суммарная номинальная мощность всех двигателей внутреннего сгорания, л.с.; K - коэффициент одновременности работы дизельных машин, K = 0,85;

Расход воздуха по газовыделению:

$$Q_p = 1/60 \cdot Q_d \cdot A_p = 1/60 \cdot 2,1 \cdot 1315 = 46 \text{ м}^3/\text{с}, \quad (4.3.4)$$

где Q_d - норма воздуха на 1 м³ добычи горной массы, м³/с,
A_p - суточная производительность рудника, м³.

					СФУ ИГДГиг ДП -21.05.04.02-121101076	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		150

К учету принимаем наибольший расход воздуха с учетом коэффициента запаса, равным 1,3: $Q_p = 100 \cdot 1,3 = 130 \text{ м}^3/\text{с}$.

Расчет расхода воздуха, для проветривания камер

Выполним расчет расхода воздуха, для проветривания технологических камер, и сводим полученные данные в таблицу 4.2.

Таблица 4.2- Расчёт количества воздуха для проветривания камер.

Камера	$V_k, \text{м}^3$	$Q_k, \text{м}^3/\text{с}$
Склад ВМ	1000	2,3
Медпункт	200	0,3
Ремонтная база	800	1,75
ИТОГО:	2000	4,35

Суммарный расход воздуха для, обособленного проветривания камер:

$$Q_{\text{об1}} = 0,07 \cdot (V_{\text{ВМ}} + V_{\text{рем}} + V_{\text{мед}}) / 60 = 0,07 \cdot (1000 + 800 + 200) / 60 = 4,3 \text{ м}^3/\text{с} \quad (4.3.5)$$

где V_i – объем камер (склада ВМ, медпункта, ремонтной базы) 0,07 – норма воздуха для необходимого проветривания камеры.

Общий расход воздуха для проветривания рудника определяем по формуле:

$$Q_{\text{ор}} = (Q_p + \sum Q_k) \cdot 1,1 = (100 + 2,3) \cdot 1,1 = 113 \text{ м}^3/\text{с} \quad (4.3.6)$$

где 1,1 – коэффициент, учитывающий неравномерность распределения воздуха по выработкам; $\sum Q_k$ - суммарный расход воздуха для обособленного проветривания камер $\text{м}^3/\text{с}$.

Воздух распределяется по выработкам пропорционально газовыделению, расходу ВВ и т.п. Запас, содержащийся в рассчитанном расходе воздуха, при распределении, уменьшается от стволов к забоям, достигая, у последних минимальной необходимой величины.

4.4 Проверка сечения выработок по допустимым скоростям движения воздуха

Проверка площадей сечений стволов и горизонтальных выработок производится после расчета распределения воздуха для оценки соответствия их допустимым скоростям движения воздуха, регламентированных ЕПБ.

Расчетная скорость движения воздуха в выработках должна удовлетворять условию:

$$V_{\text{min}} \leq V_p \leq V_{\text{max}} ,$$

где V_{max} , V_{min} – соответственно максимально и минимально допустимая скорость движения воздуха в выработке.

Для стволов V_p определяется по формуле:

$$V_p = \frac{Q_c}{DS}, \quad (4.4.1)$$

где Q_c - расчетный расход воздуха, проходящий по стволу, м³/с;
 D - коэффициент загромождения площади сечения ствола, $D= 0,9\div 0,95$;
 S - площадь сечения ствола, м².

При $V_p \leq V_{\max}$ необходимо увеличивать расход воздуха до условия $V_{\min} \leq V_p \leq V_{\max}$, при $V_p \leq V_{\max}$ - увеличить площадь сечения горной выработки до $V_p \leq V_{\max}$.

Скорость движения вентиляционной струи в очистных забоях должна быть не ниже 0,5 м/с, а при разработке слоевой системой и в забоях шириной более 5 м должна быть не ниже 0,15 м/с, в подготовительных и нарезных выработках при проходке не ниже 0,25 м/с и не превышать следующих норм:

- в очистных и подготовительных выработках 4 м/с;
- в квершлагах, вентиляционных и главных откаточных штреках, бремсбергах и уклонах 8 м/с;
- в остальных выработках 6 м/с;
- в воздушных мостах /кроссингах/ и главных вентиляционных штреках 10 м/с;
- в стволах, по которым производится спуск и подъем людей и грузов, 8 м/с;
- в стволах, служащих только для подъема и спуска грузов, 12 м/с;
- в вентиляционных стволах, не оборудованных подъемными, а также в вентиляционных каналах 15 м/с; в отдельных случаях в стволах, где скорость вентиляционной струи достигает 15 м/с, допускается устройство лестничных отделений. Пользоваться ими разрешается при ремонте ствола и в аварийных случаях с доведением скорости воздуха до 8 м/с;
- в вентиляционных скважинах и восстающих, не имеющих лестничных отделений, скорость воздуха не ограничивается.

Таблица 4.3- Проверка сечений выработок по допустимым скоростям движения [изъяты данные таблицы]

Наименование выработок	S, м ²	Макс. скорость V _{max} , м/с	D коэффициент загромождения	Макс. расход. Q _{max} , м ³ /с
Воздухопадающие стволы				
ВКС				
Воздуховыдающие стволы				
ВСС				
Выработки				
Квершлаг				
Откат.Штрек				
Слоевой штек				
Буровой орт				

ВХВ				
Спиральный съезд				

Принимаем необходимый расход воздуха по стволам:

$$\text{ВКС: } Q_{\max} = 207 \text{ м}^3/\text{с},$$

$$\text{ВСС: } Q_{\max} = 310 \text{ м}^3/\text{с},$$

$$V_{p.\text{вкс}} = \frac{Q_c}{S \cdot D} = \frac{207}{28,7 \cdot 0,9} = 8 \text{ м/с}, \quad (4.4.2)$$

$$V_{p.\text{всс}} = \frac{Q_c}{S \cdot D} = \frac{310}{28,7 \cdot 0,9} = 12 \text{ м/с}.$$

$V_p \leq V_{\max}$, условие допустимых скоростей движения воздуха выполняется.

4.5 Расчет депрессии рудника

Для определения общешахтной депрессии выбирается та вентиляционная струя (с наибольшим расходом воздуха и наиболее протяженная), депрессия которой будет наибольшей и в дальнейшем принимается в качестве общешахтной.

Величину шахтной депрессии рассчитываем по формуле:

$$H = \sum h + \sum h_m + h_e, \text{ мм. вод. ст.}, \quad (4.5.1)$$

где $\sum h$ - суммарная расчетная депрессия всех выработок, образующих струю по самому трудно проветриваемому направлению, от устья воздухоподающего ствола до устья вентиляционного ствола, мм.вод.ст.;

$\sum h_m$ - суммарная расчетная депрессия местных сопротивлений на всем пути движения воздуха, мм.вод.ст. (ориентировочно $\sum h_m = 15 \div 20\%$ от $\sum h$);

h_e - депрессия естественной тяги, мм.вод.ст. (ориентировочно $h_e = 5 \div 10\%$ от $\sum h$)

Подсчет депрессии последовательно соединенных выработок производим по формуле:

$$\sum h = h_1 + h_2 + \dots + h_i \text{ мм.вод.ст.}, \quad (4.5.2)$$

где h_1, h_2, \dots, h_i - депрессия отдельных выработок;

или

$$\sum h = \sum_{i=1}^n \frac{\alpha_i \times P_i \times L_i}{S_i^3} \times Q_i^2 \text{ мм.вод.ст.}, \quad (4.5.3)$$

где α_i - коэффициент аэродинамического сопротивления выработки,

					СФУ ИГДГиг ДП -21.05.04.02-121101076	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		153

$\text{кгс}^2/\text{м}^4$;

l_i - длина выработки, м,

P_i - периметр выработки, м,

Q_i - расход воздуха по выработке, $\text{м}^3/\text{с}$,

S_i - площадь поперечного сечения выработки, м^2 .

Расчет депрессии выполним в виде таблицы. Расчет данные расчета вводим в таблицу 4.4.

Таблица 4.4-Расчет депрессии шахты [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, $\text{м}/\text{с}$
		$a, \text{Па} \cdot \text{с}^2/\text{м}^2$	$L, \text{м}$	$S, \text{м}^2$	$P, \text{м}$		в начале участка	в конце участка		
0	Калориферная									
1-2	Вертикальный клетевой ствол									
2-3	Квершлаг (гор.-100)									
3-4	Штрек (гор-100)									
4-5	Вертикально-ходовой восстающий									
5-6	Слоевой штрек									
6-7	Спиральный съезд									
7-8	Откаточный штрек(гор.0)									
8-9	Квершлаг (гор.0)									
9-10	Вертикальный скиповой ствол									
Итого:										
Коэффициент, учитывающий потери в общешахтных выработках (1,1-1,5)										
Итого с учетом коэффициентов:										

Выполнив анализ таблицы 4.4, можем сказать, что депрессия шахты составит 2978 Па.

4.6 Выбор вентиляторов главного проветривания

Исходные данные для выбора вентилятора:

Расход воздуха равный $113 \text{ м}^3/\text{с}$.

Депрессия шахты составит 2978Па.

Подбираем вентилятор с помощью сводного графика промышленного использования шахтных вентиляторов главного проветривания (рисунок 4.3):

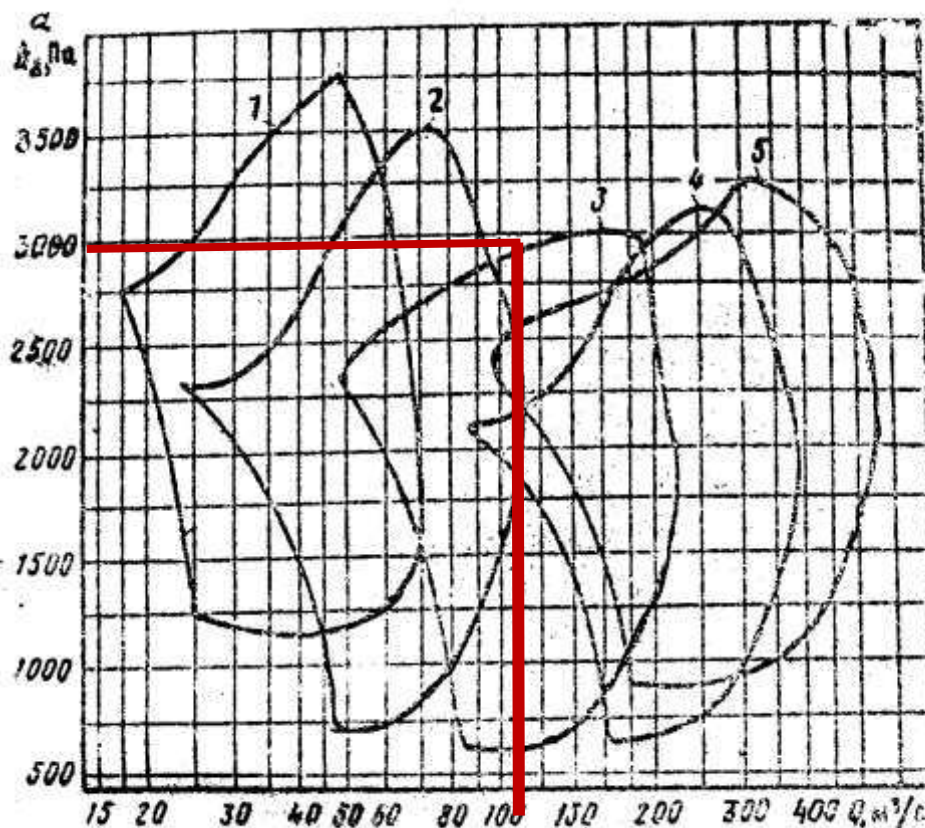


Рисунок 4.3-Сводный график промышленного использования шахтных вентиляторов главного проветривания

Согласно рисунку 4.3, нашим условиям удовлетворяет вентилятор ВОД30М.

5. Генеральный план

Характеристика строящегося рудника.

Подземный рудник «Айхал» располагается в посёлке Айхал, Мирнинского района Республики Саха (Якутия).

Посёлок Айхал связан автомобильной дорогой с г.Удачный и г.Мирным, а также имеет постоянную авиасвязь с этими городами, осуществляемую самолетами АН-38.

Месторождение обрабатывается шахтным способом и вскрыто двумя вертикальными стволами.

Рельеф в месте предполагаемого строительства равнинный. Отклонение высотных отметок на промплощадке незначительное - в пределах 15 метров. Основные промышленные здания и сооружения рудника

«Айхал» расположены с учётом розы ветров.

					СФУ ИГДГиг ДП -21.05.04.02-121101076	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		155

На основной промплощадке располагаются:

На основной площадке стволы: вертикальный скиповой и вертикальный клетевой с надшахтными и машинными подъемными зданиями.

Эти сооружения вместе со связанными с ними технологически главной вентиляторно-калориферной установкой, ремонтно-складским блоком, зданиями подъемных машин и компрессорной станцией занимают западную и юго-западную часть площадки.

Промплощадка, располагается на 300метров севернее отработанного карьера

Здесь же размещены:

-насосная станция производственно-противопожарного водоснабжения с резервуарами;

-насосная станция хозяйственно-питьевого водоснабжения с резервуарами;

-насосная станция отведения шахтных вод;

Северную часть промплощадки занимают сооружения инженерной инфраструктуры:

-ГПП110/6кв;

-газовая котельная с аварийным резервуарным парком топлива;

-площадки хранения масел в таре;

На восточной части площадки размещены сооружения вспомогательного назначения - профилакторий горных машин и склад материалов.

Южную часть промплощадки занимают склад противопожарных материалов и площадка временного накопления отходов.

По периметру площадка ограждается забором высотой 2м из сетчатых панелей.

Вокруг насосной станции хозяйственно-питьевого водоснабжения предусмотрено самостоятельное ограждение, обеспечивающее создание зоны 1 пояса санитарной охраны объектов водоснабжения.

Основная и вспомогательная промплощадки разделены городской дорогой.

Так же на данной пром. площадке располагается Закладочный комплекс по производству местного вяжущего и заполнителя для закладочной смеси;

					СФУ ИГДГиг ДП -21.05.04.02-121101076	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		156

Юго-восточную часть площадки занимают сооружения закладочного комплекса, обеспечивающие приготовление и подачу в горные выработки закладочной смеси:

- смесительная установка;
- отделение загрузки;
- бункерное отделение;
- отделение дробления;
- открытый склад заполнителя.

По периметру вспомогательная промплощадка выгораживается забором из сетчатых панелей высотой 2м.

Обогатительная фабрика №8 находится в пределах 700 м от промплощадки.

6. Охрана труда и промышленная безопасность

6.1 Общие положения

Все горно-строительные работы на руднике «Айхал» ведутся в соответствии с требованиями “ЕПБ при разработке рудных, нерудных и россыпных месторождений полезных ископаемых подземным способом”, “ЕПБ при взрывных работах”, “Специальных мероприятий к правилам безопасности при ведении горных и взрывных работ на подземных рудниках алмазодобывающей компании «АЛРОСА» в условиях газопроявлений метана”, СНиП 12-03-2001 “Безопасность труда в строительстве” ч.1., «РТПП ведения взрывных работ в подземных условиях», «РТПП по производству закладочных работ», «РТПП по возведению крепей». Общие требования и других руководящих и нормативных документов применительно к горно-строительному производству.

1. Все рабочие и служащие, поступающие на рудник, подлежат предварительному медицинскому освидетельствованию и должны иметь заключение о возможности допуска к подземным работам.

2. Работающие непосредственно на подземных работах должны проходить периодическое медицинское освидетельствование не реже одного раза в год.

3. Рабочие, занятые на подземных горных работах, должны быть обучены безопасным методам работы, знать сигналы аварийного оповещения, правила поведения при авариях, места расположения средств спасения и уметь пользоваться ими; иметь инструкции по безопасному ведению технологических процессов, безопасному обслуживанию и эксплуатации машин и механизмов.

4. Рабочие, должны быть обучены профессии, пользованию самоспасателями и первичными средствами пожаротушения, технике

					СФУ ИГДГиг ДП -21.05.04.02-121101076	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		157

безопасности, ознакомлены с запасными выходами и путями следования на поверхность в аварийных случаях и уметь ими пользоваться.

5. Рабочие и специалисты должны быть обеспечены и обязаны пользоваться спецодеждой, спецобувью, исправными защитными касками, очками и другими средствами индивидуальной защиты, соответствующими их профессии и условиям согласно утвержденным нормам.

6. Все используемое на подземных горных работах технологическое оборудование и технические устройства должны иметь сертификат соответствия требованиям промышленной безопасности и разрешение на применение, выданное Госгортехнадзором России.

7. На горизонтах оборудуются в требуемых местах средства связи и оповещения в производственных и аварийных целях.

8. Санитарно-гигиенические условия (температура и влажность воздуха, скорость струи) в подземных выработках должны отвечать требованиям "ЕПБ при разработке рудных, нерудных и россыпных месторождений полезных ископаемых подземным способом" и СНиП 2.2.2.548-96 "Физические факторы производственной среды. Гигиенические требования к микроклимату производственных помещений".

9. Забои подземных выработок перед началом работ должны быть приведены в безопасное состояние путем осмотра и оборки заколов, возведения временной и предохранительной крепи, орошения водой и смывом пыли.

10. При производстве буровзрывных работ и работ со взрывчатыми материалами должны соблюдаться "Единые правила безопасности при взрывных работах".

11. Передвижение людей по выработкам должно осуществляться только по маршрутам, определяемым для данных целей. В зоне очистных и подготовительных выработок вывешиваются дополнительные указатели и знаки.

12. Все подземные сооружения и горные выработки оснащаются проектным оборудованием по оповещению об аварии: телефонной, громкоговорящей и беспроводной связью (СУБР-1СВ) и другими средствами, улучшающими оперативность оповещения и вывода людей из опасных зон.

Анализ опасных производственных факторов

Все опасные факторы, при строительстве подземных сооружений, в результате которых происходит травматизм разделяются по следующим признакам:

- обрушение пород;

					СФУ ИГДГиг ДП -21.05.04.02-121101076	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		158

- буровзрывные работы;
- эксплуатация машин и механизмов;
- передвижение людей и грузов.

Основные причины, в результате которых происходят обрушения: отсутствие или низкое качество крепи вследствие нарушении проектов и паспортов крепления, несоответствие принятых технологических решений горно-геологическим условиям ведения работ, применение опасных приемов при оборке заколов, возведении крепи, не приведение забоев в безопасное состояние.

Наибольшее число опасных ситуаций при ведении взрывных работ возникает по вине лиц, производящих эти работы.

Причинами несчастных случаев общего характера являются: не обеспечение вывода людей из опасной зоны, преждевременный вход людей в опасную зону, загромождение выработок неубранной отбитой горной массой, вагонетками и различными предметами, небрежная подготовка средств взрывания и некачественное заряжание скважин.

Причины травматизма при эксплуатации машин и механизмов делятся на организационные и технические. К организационным причинам относятся неудовлетворительный надзор за производством, несоблюдение проекта или паспорта работ, нарушение трудовой дисциплины.

К техническим причинам относятся: несовершенство конструкции оборудования, в том числе отсутствие средств защиты вращающихся частей, несовершенство отдельных узлов.

Особое внимание при производстве работ обращать на наиболее потенциальные места травматизма трудящихся: работа на высоте, работа с движущимися механизмами и оборудованием, совмещение работ различного назначения и производства на одной площадке, выполнение особо опасных работ, оговоренных в установленном порядке, выполнение работ в электроустановках.

Техника безопасности при очистной выемке

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.

В случае временной (свыше трех суток) остановки очистных работ, они могут быть возобновлены только с письменного разрешения начальника участка после приведения забоя в безопасное состояние.

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.

Запрещается взрывание зарядов в камерах, расположенных над отка-точным горизонтом, до заполнения горной массой выработок выпуска, выхо-дящих на откаточную выработку, не менее чем на 3 м от их устья.

При работе на уступах и расширении восстающих выработок сверху вниз рабочие должны пользоваться предохранительными поясами, прикрепленными канатом к надежной опоре.

Оставлять в очистной камере в качестве потолочины днища вышележащей камеры допускается только при условии состояния днища, отвечающего требованиям устойчивости потолочины.

Подходные выработки к отработанным очистным камерам должны быть перекрыты. Допуск людей в отработанные камеры запрещается.

Ликвидация завесаний, образовавшихся сводов в отбитой руде (в очистном пространстве) должна производиться из безопасного места взрыванием зарядов с применением детонирующего шнура, подаваемых на шестах, или другими безопасными способами.

Должна соблюдаться соосность целиков и камер по восстанию. При невозможности соблюдения соосности целиков и камер между ними должен быть оставлен ленточный целик, ширина которого определяется проектом.

Требования к СБУ и СДО

Запрещается эксплуатация горных машин и механизмов без принятия мер по снижению интенсивности шума и вибрации. Не допускается использование оборудования с неисправными или демонтированными устройствами по уменьшению шума и вибрации.

Все горное оборудование, в процессе эксплуатации которого образуется пыль, должно быть оснащено исправно действующими пылеподавляющими или пылеулавливающими устройствами. Забуривание и бурение шпуров и скважин с промывкой водой. При этом рекомендованный расход воды на промывку должен составлять не менее 15 л/мин. для установок СБУ.

Запрещается применение в подземных выработках машин с двигателями внутреннего сгорания без эффективных нейтрализаторов выхлопных газов.

План ликвидации аварии

					СФУ ИГДГиг ДП -21.05.04.02-121101076	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		160

План ликвидации аварий должен составляться для каждой эксплуатационной, реконструирующейся или строящейся шахты или рудника.

План ликвидации аварий составляется под руководством главного инженера шахты на каждое полугодие, согласовывается с командиром горноспасательного взвода, обслуживающего данную шахту, и утверждается главным инженером организации за 15 дней до ввода его в действие.

План ликвидации аварий разрабатывается в соответствии с фактическим положением в шахте. Предусмотренные планом материальные и технические

средства для осуществления мероприятий по спасению людей и ликвидации аварии должны быть в наличии в исправном состоянии и в необходимом количестве.

Проверка состояния этих средств должна осуществляться работниками шахты и ВГСЧ перед согласованием планов ликвидации аварий на новое полугодие.

Ответственность за правильное составление плана ликвидации аварий несет главный инженер шахты и командир ВГСЧ, с которым согласован этот план.

Ответственность за сохранность и исправность технических средств, необходимых для осуществления мероприятий по спасению людей и ликвидации аварий, распределяется начальником шахты между лицами технического надзора.

Рабочие шахты должны быть ознакомлены со способами оповещения об аварии (аварийной сигнализацией), путями выхода людей из аварийного и угрожаемых участков, а так же со своими обязанностями и правилами личного поведения на случай возникновения аварии под расписку в «Журнале регистрации ознакомления рабочих с запасными выходами».

В плане ликвидации аварий должны быть предусмотрены:

1. Мероприятия по спасению людей, застигнутых аварией в шахте
2. Мероприятия по ликвидации аварий в начальной стадии их возникновения
3. Действия должностных лиц (специалистов) и рабочих при возникновении аварий
4. Действия ВГСЧ и ВГК в начальной стадии возникновения аварий.

Для удобства пользования планом ликвидации аварий каждому месту возможной аварии присваивается определенный номер (позиция), который наносится на вентиляционные планы и аксонометрическую схему вентиляции.

Если на шахте имеется несколько воздухоподающих стволов, то нумерация позиций начинается со ствола, подающего наибольшее количество воздуха в шахту.

В оперативной части плана ликвидации аварий позиции располагаются в возрастающем порядке.

План ликвидации аварий должен содержать:

Оперативную часть, составленную по форме № 1

Распределение обязанностей между отдельными лицами, участвующими в ликвидации аварий, и порядок их действия согласно форме № 2.

Список должностных лиц и учреждений, которые должны быть немедленно извещены об аварии, составленный по форме № 3. Копия этого списка или соответствующие выписки из него должны находиться на телефонных станциях шахты или организации в зависимости от того, какая телефонная станция и каких конкретно лиц вызывает.

О происшествии аварии сообщение получает ответственный руководитель работ по ликвидации аварий (диспетчер) и по его распоряжению осуществляется вызов лиц в соответствии со списком по форме № 3.

К оперативной части ПЛА должны быть приложены следующие документы:

1. План поверхности шахты с нанесением расположения стволов, шурфов, штолен и других выходов на поверхность, скважин, провалов, трещин на водостоках, водоемов и резервуаров с водой с указаниями их емкостей, насосов, водопроводов с указанием их диаметров, напоров и количества воды, поступающей по ним к промплощадке рудника, гидрантов, вентиляей, пожарных гаек, складов противопожарных материалов и оборудования, административно-бытового комбината и подъездных путей к объектам.

2. Вентиляционный план (схема вентиляции), составленный в соответствии с требованиями «Инструкции по составлению вентиляционных планов».

3. Схема электроснабжения шахты. На схеме необходимо выделить красным цветом с нанесением номера позиций места расположения оборудования, с помощью которого производится отключение электроэнергии на аварийный участок.

4. Схема поверхностного пожарного водоснабжения шахты.

План ликвидации аварий со всеми приложениями должен находиться у главного инженера рудника, диспетчера по шахте и у командира ВГСЧ.

У начальников участков должны находиться выписки из этого плана, относящиеся к их участкам с указанием путей выхода людей из шахты.

					СФУ ИГДГиг ДП -21.05.04.02-121101076	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		162

Ответственным руководителем работ по ликвидации аварий является главный инженер шахты, а до момента его прибытия – горный диспетчер.

Если рудник объединяет несколько шахт, находящихся в единой вентиляционной системе, ответственным руководителем является главный инженер рудника.

Горный диспетчер должен иметь специальное горнотехническое образование, знать шахту и иметь опыт работы в ней.

Лица, на которых возлагается ответственное руководство по ликвидации аварий в данную смену, должны находиться на поверхности в командном пункте, оборудованном соответствующей связью и сигнализацией с участками подземных работ.

В диспетчерском пункте, кроме соответствующих средств связи и сигнализации об аварии, должен находиться пульт для реверсирования вентиляторов главного проветривания при дистанционном управлении вентиляторами, а так же по отключению электроэнергии в шахте.

Ответственным руководителем работ по ликвидации аварий является главный инженер рудника, а при его отсутствии – заместитель главного инженера – горный диспетчер рудника.

Основным командным пунктом является кабинет главного инженера рудника, резервным – помещение диспетчерской, запасным - кабинет главного механика рудника.

Каждый рабочий или ИТР при обнаружении аварии обязан, наряду с принятием мер по ликвидации, немедленно сообщить об аварии диспетчеру рудника по телефону или по ИГАС.

Термины «до очага пожара» и «за очагом пожара» следует считать по ходу вентиляционной струи при аварийном режиме вентиляции, предусмотренном для данной позиции ПЛА.

Люди, находящиеся в тупиковых выработках, при невозможности выхода из-за пламени, сильной задымленности или высокой температуры в подходящих к тупику выработках, из тупика не выходят, а включаются в самоспасатели, открывают ставы сжатого воздуха, отперемычиваются подручными средствами (вентиляционными рукавами, штангами и др.). И ждут прихода горноспасателей, подавая периодически сигналы частыми ударами по трубам.

6.2. Влияние производства на окружающую среду

Охрана окружающей среды

Мероприятия по охране окружающей среды разработаны в соответствии с требованиями следующих директивных и нормативных документов по проектированию: Закона РФ "Об охране атмосферного

					СФУ ИГДГиг ДП -21.05.04.02-121101076	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		163

воздуха" "Основ водного законодательства", "Основ земельного законодательства", СНиП 1.02.01-85 "Инструкция о составе, порядке разработки, согласование и утверждение проектно-сметной документации на строительство предприятий, зданий и сооружений, приложение 4 в части охраны от загрязнения атмосферного воздуха и водоемов; СНиП 2.06.14-85 "Защита горных выработок от подземных и поверхностных вод", "ЕПБ при разработке рудных, нерудных и россыпных месторождений подземным способом", "Санитарных правил для предприятий по добыче и обогащению рудных, нерудных и россыпных полезных ископаемых, 2003г. и предварительных рекомендаций института "Якутнипроалмаз " по охране атмосферного воздуха для проектирования отработки медистых руд, 2012г.

Мероприятия по предотвращению загрязнения атмосферы

Для ранее введенных в эксплуатацию действующих объектов рудника, таких как ПЗК, транспортные галереи и пункты перегрузки у скиповых стволов, склады руды и др. проектом "Комплексное обеспыливание" предусмотрены специальные мероприятия по снижению пыления горной массы путем искусственного ее увлажнения (полив, орошение).

Самым крупным источником загрязнения атмосферы может быть рудничный воздух, выбрасываемый в атмосферу вент. стволами. Основными источниками загрязнения воздуха в руднике являются следующие элементы технологии горных работ:

- ведение очистной выемки и проходки выработок буровзрывным способом;
- применение самоходного оборудования с дизельным приводом;
- закладка выработанного пространства твердеющими смесями;
- дробление руды в подземных дробильных комплексах.

Значительное снижение пыли в горных выработках до предельно допустимых концентраций (ПДК) достигается при выполнении мероприятий согласно проекту "Комплексное обеспыливание рудника".

Так же одним из основных источников загрязнений окружающей среды, является пыление отвалов. Для борьбы с ними, применяются специальные мероприятия по снижению количества выбросов вредных газов и примесей, такими как увлажнение поверхности отвалов, а так же расположение складирования отвалов, в благоприятной зоне ветров.

Мероприятия по предотвращению загрязнения водоемов

Источником возможного загрязнения окружающей среды являются хозяйственно-бытовые стоки с промплощадок рудника и шахтные воды. Хозяйственно-бытовые сточные воды промплощадок по внутриводоотводным канализационным сетям отводятся в канализационную насосную станцию, расположенную в районе вспомогательной площадки и вместе с хозяйственно-бытовыми сточными водами объектов вспомогательной и основной площадок, перекачиваются на очистные сооружения.

Все шахтные воды рудника "Айхал" поступают в водосборники

					СФУ ИГДГиг ДП -21.05.04.02-121101076	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		164

главной водоотливной установки, расположенной на основной площадке откаточного гор.-100м. В водосборниках шахтные воды осветляются путем осаждения от вредных примесей, которые при зачистке водосборников загружаются в вагоны, выдаются на поверхность и направляются в горные отвалы. Шахтные воды, выдаваемые на поверхность, поступают в очистные сооружения и после очистки используются в замкнутом цикле горно-обогатительного производства для приготовления закладочных смесей на ПЗК, растворов на ОФ и тд.

Мероприятия по предотвращению загрязнения земной поверхности

Порода от проходки горных выработок выдается на поверхность. На поверхности порода складировается в породный отвалах, расположенных на специально отведенных участках вблизи промплощадки.

В связи с отработкой богатых руд системами с закладкой выработанного пространства при проседании налегающих на закладочный массив пород прогиб поверхности образуется плавным, без разрывов земной толщи и не окажет вредного влияния на существующий природный ландшафт земельного отвода рудника.

Так же необходимо учесть, тот факт, что после отработки месторождения необходимо произвести ряд мероприятий по рекультивации земель, для уменьшения влияния на окружающую среду.

6.3.Безопасность ведения работ при камерной системе разработки с последующей закладкой

Техника безопасности при ведении горных работ

Настоящий проект выполнен в соответствии с требованиями ФНиП, «СпецМерАйхал» и других нормативных документов в области промышленной безопасности.

В качестве общих мероприятий предусматривается:

- искусственная вентиляция горных работ;
- механизированная доставка горнорабочих к месту ведения работ и обратно;
- освещение откаточных и ходовых выработок стационарными светильниками, а рабочих мест – переносными;
- оборудование телефонной связи и специальной аварийной сигнализации для оповещения подземных рабочих о возникновении аварии;
- снабжение всех подземных рабочих индивидуальными средствами защиты от пыли и газа;
- снабжение всех подземных рабочих индивидуальными источниками света.

Безопасность производства горных работ

Все работы в подземных условиях должны осуществляться при наличии проектной документации, разработанной в соответствии с

					СФУ ИГДГиг ДП -21.05.04.02-121101076	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		165

требованиями ФНиП, нормативными документами и техническими регламентами, которые должны быть разработаны на руднике «Айхал» для основных производственных процессов.

Очистная выемка должна начинаться только после проведения предусмотренных проектом подготовительных и нарезных выработок, необходимых для начала очистных работ, осуществления мер по проветриванию, а также других мероприятий, обеспечивающих безопасность работ. Крепление выработок производить в зависимости от конкретной геологической характеристики пород в соответствии с технической документацией по креплению горных выработок, разработанной на руднике.

Меры безопасности при закладке камер

Все работы производить в соответствии с действующими на руднике в настоящее время и дополнительными мероприятиями по ТБ, разработанными на участках - производителях работ и утвержденными главным инженером рудника.

При заполнении (закладке) верхней части камер с помощью ПДМ, машина разгружается непосредственно в камере, двигаясь по созданной заранее породной насыпи. При этом строго соблюдаются меры безопасности, в том числе:

- запрещается входить в камеру всем рабочим, занятым на подземных горных работах;

- перед началом подачи породы для закладки камер машинист ПДМ, подъехав к месту работ, обязан снять запрещающий проход к выработанному пространству аншлаг «Стой! Проход запрещён!», произвести осмотр площадки.

- при необходимости место сбойки подводящих выработок и очистного пространства камер на вентиляционно-закладочном горизонте приводится в безопасное состояние – осуществляется оборка заколов в месте нахождения оператора ПДМ.

- после приведения сбойки закладочной выработки и очистного пространства камеры в безопасное состояние машинист приступает к работе, предварительно вывесив аншлаг «Проход запрещён! Работает ПДМ».

- По окончании работ по подаче породной закладки вывешивается запрещающий аншлаг «Стой! Проход запрещён!».

В подводящих выработках, где могут находиться люди, ежемесячно до начала работ производится осмотр кровли и бортов, производится оборка заколов.

					СФУ ИГДГиг ДП -21.05.04.02-121101076	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		166

При обнаружении нарушений, снижающих устойчивость выработок, дальнейшая работа прекращается до выполнения дополнительных мероприятий, обеспечивающих безопасность работ.

Задание на производство любых работ на участке должно оформляться в письменном виде. Работнику запрещается самовольно выполнять работы, не относящиеся к его обязанностям.

Каждый работающий до начала работы должен удостовериться в безопасном состоянии своего рабочего места, проверить наличие и исправность предохранительных устройств, защитных средств, инструмента, механизмов и приспособлений, требующихся для работы.

При обнаружении нарушений требований безопасности работник должен, не приступая к работе, сообщить об этом горному мастеру, начальнику участка, заместителю начальника участка.

Каждый работник, заметив опасность, угрожающую людям, производственным объектам (неисправность машин и механизмов, электросетей, признаки потери устойчивости горных выработок и очистного пространства камер, возникновения пожаров и др.), обязан сообщить об этом техническому руководителю смены, а также предупредить людей, которым угрожает опасность.

Контроль и ответственность за соблюдением и выполнением всех требований безопасности несут ИТР участка производящего работы и рабочие, получившие письменные наряды на производство работ.

Мероприятия по борьбе с пылью

Комплексное обеспыливание рудничной атмосферы при производстве подземных работ осуществляется в следующей последовательности: подача чистого воздуха; предупреждение образования взвешенной в воздухе пыли; подавление пыли у источника ее образования; устранение распространившейся в атмосфере пыли; применение средств индивидуальной защиты.

Запыленность рудничной атмосферы снижается за счет:

- бурения шпуров и скважин с промывкой водой;
- эффективного проветривания всех выработок и рабочих забоев;
- применение системы аспирации в местах образования пыли;
- осуществление контроля за содержанием пыли на подземных горных работах, согласно "Инструкции по контролю содержания пыли на предприятиях горнорудной и нерудной промышленности";

- содержание пыли в воздухе рабочей зоны не должно превышать установленных ГОСТом 12.1.005-88 "Воздух рабочей зоны" общих

					СФУ ИГДГиг ДП -21.05.04.02-121101076	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		167

санитарно-гигиенических требований величины предельно допустимых концентраций.

Мероприятия по борьбе с шумом и вибрацией

В целях снижения вредного воздействия шума и вибрации производится:

- установка на всех машинах, имеющих пневматические двигатели, глушителей;
- использование бурильных установок и буровых станков, исключая контакт рук рабочих с виброинструментом;
- снижение шума, вызванного работой вентиляторов местного проветривания, достигается установкой глушителей шума типа ГЛ, или др.;
- ликвидация утечек воздуха из воздухопроводной магистрали, являющихся источниками высокочастотных шумов;
- применение для защиты от воздействия влаги, вибрации и шума бурильщиками индивидуальных средств: влагонепроницаемых рукавиц, антивибрационной обуви, противошумовых наушников типа ВНИОТ-2.

Предупреждение взрыва газов

- На очистных и подготовительно-нарезных работах проводить ежедневный контроль за состоянием рудничной атмосферы с помощью ручных приборов.
- Применяемая электроаппаратура в подземных условиях должна быть выполнена во взрывобезопасном исполнении.
- Для проветривания тупиковых забоев применять вентиляторы местного проветривания.
- Взрывание забоев производить в межсменные перерывы, после утренней смены.

Мероприятия по безопасному ведению буровзрывных работ

Персонал для взрывных работ должен пройти специальную подготовку. К руководству взрывными работами допускаются горные инженеры и техники эксплуатационной и шахтостроительной специальности. Ответственность за правильное ведение буровых работ на участках возлагается на начальников участка. Горный мастер обязан непосредственно руководить буровзрывными работами. Одной из основ безопасного ведения буровзрывных работ служит паспорт и его строгое выполнение. Паспорт составляется по специальной форме начальником участка и утверждается главным инженером. С паспортами БВР должны быть ознакомлены под роспись ИТР и рабочие.

Забой выработки перед заряданием шпуров должен быть тщательно осмотрен с целью выявления зависаний или отслоения горной породы.

Противопожарные мероприятия

Противопожарные мероприятия выполняются в соответствии с требованиями безопасности. Водоснабжение подземных горных работ осуществляется от магистральных сетей водопровода, от которых идут ответвления к стволам, для устройства водяных завес в выработках, а также для тушения пожаров в стволах. Прокладываются противопожарные трубопроводы, которые должны обеспечивать подачу воды в количестве не менее 3 м.куб./час на 1 м.квадр. поперечного сечения выработки. На трубопроводах через каждые 250 м предусмотрены пожарные краны.

7. Организация производства и экономики

7.1. Проектирование режима работы предприятия и организации производства

Все дальнейшие расчеты произведены с помощью учебного пособия[20] В соответствии с принятыми технологическими решениями на проектируемом предприятии принимается непрерывный режим работы в 3 смены. Продолжительность отпуска у основных рабочих 80 календарных дней.

Организация труда предполагает использование комплексных бригад с частичным разделением труда. На проходческих работах применяются специализированные бригады.

На основе принятого режима работы и организации производства составлен баланс рабочего времени и рассчитали коэффициент списочного состава. (таблица 7.1)

Таблица 7.1- Баланс рабочего времени

Показатели	Непрерывный	Прерывный
Календарный фонд времени, дни	365	365
Кол-во праздничных дней	0	12
Кол-во выходных дней	92	116
Номинальный фонд времени, дни	273	249
Невыходы по причинам,	84	48
в т.ч.: отпуск,	80	46
болезнь,	4	2
Эффективный фонд времени:		
Дни	189	201
Часы	1512	1608
Коэффициент списочного состава	1,9	1,2

Для вспомогательных рабочих, связанных с ремонтом оборудования, и производственных рабочих на поверхности принимается прерывный режим работы по пятидневной неделе.

7.2. Планируемый объёмов производства и реализации

Годовой объём ГПР и НР находится по формуле:

$$V_{\text{ГПР}} = V_{\text{ГПР}}^{\text{бл}} \cdot A_{\text{Г}} / D_{\text{бл}}, \text{ м}^3, \quad (7.2.1)$$

где $V_{\text{ГПР}}^{\text{бл}}$ -объём ГПР из баланса блока, м^3 ,

$A_{\text{Г}}$ -головой объём добычи, т,

$D_{\text{бл}}$ -объём добычи из баланса блока, т.

$$V_{\text{ГПРиНР}} = [\text{изъято}] \text{ м}^3.$$

Попутной добычи из ГПР составит:

$$D_{\text{ГПР}} = D_{\text{ПОП}} \cdot \frac{A_{\text{Г}}}{D_{\text{бл}}}, \text{ т}, \quad (7.2.2)$$

где $D_{\text{ГПР}}^{\text{бл}}$ попутная добыча из ГПР из баланса блока, тыс. т.

$D_{\text{ПОП}}$ – попутная добыча при ГПР и НР, т.

$$D_{\text{ГПРиНР}} = [\text{изъято}] \text{ т}.$$

Объём собственно очистных работ составит:

$$D_{\text{ор}} = A_{\text{Г}} - D_{\text{ГПРиНР}}, \text{ т}, \quad (7.2.3)$$

$$D_{\text{ор}} = [\text{изъято}] \text{ т}.$$

Стоимость реализованной продукции будет равна:

$$P = V \cdot C, \text{ руб}, \quad (7.2.4)$$

Где V -объём добычи, т;

C - цена за единицу продукции, руб./т.

$$P = [\text{изъято}] \text{ тыс. руб}.$$

7.3 Планирование капитальных вложений в строительство рудника.

Расчёт амортизационных отчислений.

Общая сумма капитальных вложений представлена в сводном сметном расчете (таб. 7.2) на основании расчетов, представленных в таблицах 7.3, 7.4 и 7.5.

Таблица 7.2 – Сводный сметный расчет на строительство рудника [изъяты данные таблицы]

Наименование затрат	Сумма затрат, тыс. руб.
Подготовка территории строительства	
Горно-капитальные работы	
Промышленные здания и сооружения	
Электромеханическое оборудование и его монтаж	
Инструменты и производственный инвентарь	
Благоустройство и озеленение территории	
Временные объекты на строительные работы	
Прочие затраты	
Итого по первой части сметы	
Содержание дирекции строящегося предприятия	
Подготовка эксплуатационных кадров	
Проектные и изыскательские работы	
Итого по второй части сметы	
Всего по 1-ой и 2-ой части сметы	
Непредвиденные работы	
Всего по смете:	

Сумма затрат на горные работы и амортизационные отчисления на горно-капитальные выработки определяются в соответствии с принятой в проекте схемой вскрытия (таб.7.).

Таблица 7.3-Капитальные затраты на горные работы амортизационные отчисления [изъяты данные таблицы]

Наименование	Объём работ, тыс. м ³	Стоимость, 1 м ³ , руб.	Общая стоимость, тыс. руб.	Общая стоимость, тыс. руб.	Амортизационные отчисления		
					норма амортизации, %	потонная ставка, руб./т	сумма, тыс. руб.
Вертикальный скиповой ствол							
Вертикальный вспомогательный ствол							
Спиральный съезд							
Этаж 1(гор.150-100)							
ОСД ВСС (гор.150)							
ОСД ВСС (гор.150)							

Продолжение таблицы 7.3 находится на следующей странице

Продолжение таблицы 7.3.

ОСД ВСС (гор.100)							
ОСД ВСС (гор.100)							
Квершлаг (гор.150)							
Квершлаг (гор.100)							
Штрек (гор.150)							
Штрек (гор.100)							
Склад ППМ							
ВХВ							
Неучтенные выработки 5%							
Этаж 2 (гор. 100-0)							
ОСД ВСС (гор.0)							
ОСД ВСС (гор.0)							
Квершлаг (гор.0)							
Штрек (гор.0)							
Склад ППМ							
Склад ВМ							
ВХВ							
Неучтенные выработки 5%							
Этаж 3 (гор. 0-(-100))							
ОСД ВСС (гор.-100)							
ОСД ВСС (гор.-100)							
Квершлаг (гор.-100)							
Штрек (гор.-100)							
Склад ППМ							
ВХВ							
комплекс водоотлива							
Неучтенные выработки 5%							
Всего:							

Капитальные вложения на производственные здания и сооружения и расчет амортизационных отчислений по ним представлены в таблице 7.4.

Таблица 7.4-Капитальные затраты на строительство зданий и сооружений
[изъяты данные таблицы]

Наименование зданий и сооружений	Количество	Цена за единицу тыс руб	Общая сумма затрат, тыс. руб.	Норма амортизации, %	Потонная ставка, руб./т	Годовая сумма амортизационных отчислений тыс. руб.
Копер с надшахтным зданием скипового ствола						
Копер с надшахтным зданием клетевого ствола						
Здания подъемных машин скипового ствола						
Здания подъемных машин клетевого ствола						
Калориферная						
Проходческие здания и сооружения						
Компрессорная станция						
Главная вентиляционная установка						
Базисный склад ВМ						
Закладочный комплекс						
Объекты энергетического хозяйства						
Объекты транспортного хозяйства и связи						
Временные здания и сооружения						
Административно- бытовой комбинат						
Сливной пункт с тарным складом ГСМ						
Прочие 2%						
Итого						

Капитальные затраты на приобретение, доставку и монтаж оборудования, необходимого для отработки месторождения представлены в таблице 7.5.

Таблица 7.5- Капитальные затраты на приобретение оборудования и амортизационные отчисления [изъяты данные таблицы]

Наименование оборудования	Кол-во единиц	Стоимость, тыс. руб.			Общая стоимость оборудования, тыс. руб.	Амортизационные отчисления	
		Цена за единицу	Затраты на доставку и монтаж	Всего,руб		Норма амортизации, %	Сумма амортизационных отчислений, тыс.руб.
ПДМ ST14							
Автосамосвал ТН320							
Буровая установка DL320							
Насос ЦНС							
ГВУ ВОД30М							
Ветилиатор ВМ-8							
Проходческий комбайн АМ-75							
Multimes							
Прочие							
Всего							

7.4 Планирование численности и фонда заработной платы

В процессе планирования численности производственных рабочих в зависимости от организации труда расчёт выполняется или по нормам выработки, или по нормам обслуживания.

В процессе планирования численности производственных рабочих расчет выполняется по нормам выработки.

$$Ч_i = \frac{V_i}{N_v \cdot K_p \cdot T_{эф}} \quad (7.3.4)$$

где Ч_і – численность рабочих, выполняющих і-ый рабочий процесс, чел;

V_і –годовой объём работ по і-ому рабочему процессу;

N_v – установленная в данном рабочем процессе норма выработки;

K_p - коэффициент перевыполнения норм выработки (1,05-1,15);

T_{эф} - эффективный фонд рабочего времени.

Затем определим численность рабочих для ГПР и НР:

$$Ч_{\text{гпр.нр}} = \frac{84868,4}{22 \cdot 1,15 \cdot 189} = 17 \text{ чел.}$$

Из них:

- Машинист комбайна АМ-75-1
- Проходчик-4
- Машинист БУ-1
- Машинист ПДМ-1
- ГРП-5
- Электрослесарь-1
- Крепильщик-3
- Рабочие по обслуживанию стационарных установок-1.

Затем определяем численность рабочих для очистных работ:

$$Ч_{\text{ор}} = \frac{411412,7}{63,7 \cdot 1,15 \cdot 189} = 30 \text{ чел.}$$

Из них:

- Машинист ПДМ-2
- Машинист самосвала-3
- Машинист БУ-2
- Проходчик-6
- ГРОЗ-6
- Электрослесарь-2
- ГРП-7
- Взрывник-2

Расчёт фонда заработной платы руководителей и специалистов представлен в таблице 7.6.

Таблица 7.6-Планирование численности и фонда заработной платы руководителей и специалистов [изъяты данные таблицы]

Должность	Численность	Оклад	премия	Итого за год, тыс. руб.	Итого с учётом коэффициентов, тыс. руб.
Директор шахты					
Главный инженер					
Зам гл. инженера по ТБ					
Главный механик					
Главный энергетик					
Геолог шахты					
Маркшейдер шахты					
Нормировщик					

Продолжение таблицы 7.6. находится на следующей странице

										Лист
										175
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	СФУ ИГДГиГ ДП -21.05.04.02-121101076					

Продолжение таблицы 7.6

Экономист					
Бухгалтер					
Горный диспетчер					
Проектировщик					
Горный мастер					
Начальник участка					
Механик					
Зам начальника участка					
Участковый маркшейдер					
Участковый геолог					
Прочие					
Итого:					

Расчет величины фонда производственных рабочих представлен в таблице 7.7.

Таблица 7.7-Расчет величины фонда производственных рабочих [изъяты данные таблицы]

Профессия, вид работ	Разряд	Списочная численность, чел	Тарифная ставка, руб/час	Фонд рабочего времени, дней	Основная фонд з/п, тыс. руб							Дополнительный фонд з/п тыс.руб			Всего фонд з/п, тыс.руб.
					тарифный фонд	сдельный приработок	премия	доплата за работу в вечернее время	доплата за работу в ночное время	доплата за работу в праздничные дни	Итого основные тыс.руб	Итого с учетом коэффициентов	Оплата отпуска	Прочие доплаты	
Подготовительные и нарезные работы															
Машинист комбайна															
Проходчик															
Машинист БУ															
Машинист ПДМ															
ГРП															
Электрослесарь															
Крепильщик															
Рабочие по обслуж.стац.устан.															
Итого:															
Очистные работы															
Машинист ПДМ															
Машинист самосвала															
Машинист БУ															
Проходчик															
ГРОЗ															
Электрослесарь															
ГРП															
Взрывник															
Итого:															
Всего по гпр и очистным:															

Лист Изм. № док.ум. Подпись Дата

СФУ ИГДГИГ ДП -21.05.04.02-121101076

Лист 194

7.5 Планирование себестоимости продукции

Для расчёта себестоимости добычи одной тонны руды составляется калькуляция на ГПР, добычу при проведении очистных работ и собственно добычи руды по предприятию. Результаты расчёта приведены в таблице 7.8.

Таблица 7.8-Калькуляция себестоимости добычи 1т руды [изъяты данные таблицы]

Статьи затрат	ГПР		Очистные		Добыча	
	на объем, тыс. руб.	на 1 м ³ , руб.	на объем, тыс. руб.	на 1т, руб.	на объем, тыс. руб.	на 1т, руб.
Вспомогательные материалы на технологические цели						
Энергия на технологические цели						
Заработная плата основных производственных рабочих						
Дополнительная з/п						
Отчисления на социальные нужды						
Амортизация основных средств						
Расходы по закладке пустот						
Погашение ГПР						
РСЭО						
Попутная продукция						
Цеховые расходы						
Итого						

Расход материалов на ГПР и очистные приведён в таблице 7.9.

Таблица 7.9-Расход материалов на ГПР и очистные работы [изъяты данные таблицы]

Наименование материалов	Норма расходов, м ³ /т	Годовой объём работ, (м ³)т	Цена за ед. руб.	Общая стоимость тыс. руб.
ГПР и НР				
Аммонит №6 ЖВ, кг				
Капсюли детонаторы, шт.				
Электродетонаторы, шт.				
Детонирующий шнур, м				
ИСКРА, шт.				
Буровая сталь, кг				
Коронки буровые, шт.				
Неучтённые материалы 15%				
Итого				
Очистные				
Аммонит №6 ЖВ, кг				
Капсюли детонаторы, шт.				
Электродетонаторы, шт.				
Детонирующий шнур, м				
ИСКРА, шт.				
Буровая сталь, кг				
Коронки буровые, шт.				
Неучтённые материалы 15%				
Итого				

Затраты на энергию взяты из раздела электроснабжения. Их общая сумма составила [изъято].тыс руб., в т.ч. на ГПР – [изъято]тыс. руб.; на очистные работы– [изъято]тыс. руб.

Смета цеховых расходов и расходов на содержание и эксплуатацию оборудования представлены в таблице 7.10, 7.11.

Таблица 7.10-Смета цеховых расходов [изъяты данные таблицы]

Номенклатура статей	Сумма тыс. руб.
Содержание аппарата управления и ИТР с учетом отчисления на социальные нужды	
Содержание зданий и сооружений, инвентаря и их текущий ремонт (3% от их стоимости)	
Исследования, опыты, рационализация и изобретательство (0,5% ФОТ)	
Охрана труда (15% ФОТ)	
Прочие (10% от учтённых выше)	

Итого:

Таблица 7.11- Расходы на содержание и эксплуатацию оборудования [изъяты данные таблицы]

Номенклатура статей	Сумма тыс. руб.
Эксплуатация оборудования (3% от стоимости оборудования)	
Основная заработная плата	
Дополнительная заработная плата	
Отчисления на социальные нужды (30%)	
Текущий ремонт оборудования (внутризаводское перемещение грузов, износ МБП и т.п.) -10% от эксплуатации оборудования и текущего ремонта.	
Прочие (внутризаводское перемещение грузов, износ МБП и т.п.) -10% от эксплуатации оборудования и текущего ремонта	
Итого:	

Расходы по статье «закладочные работы» определяют исходя из объёма очистных работ, которые после проведения работ будут заложены закладочным веществом и стоимости одного м³ закладочной смеси

Расходы составят:

$$P_n = [\text{изъято}] = 190694,1 \text{ тыс. руб.},$$

7.6 Планирование финансовых показателей

Экономическая оценка проекта предполагает расчёт системы показателей, позволяющих определить его реальность и эффективность, сравнить различные варианты с целью выбора наиболее эффективного, обосновать целесообразность участия реальных инвесторов в реализации проекта.

Определение экономической эффективности проекта сводится к определению интегрального чистого дисконтируемого дохода (ЧДД) на последнем году эксплуатации рудника.

ЧДД представляет собой общий финансовый поток от реализации проекта приведённый на определённый момент времени. Чистый дисконтируемый доход определяется по формуле:

$$\text{ЧДД} = \sum_{t=0}^T (R_t - Z_t) \times \frac{1}{(1+E)^t} - \sum_{t=0}^T K_i \times \frac{1}{(1+E)^t} \quad (7.6.1)$$

где t – шаг расчёта лет;

					СФУ ИГДГиГ ДП -21.05.04.02-121101076	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

R_t - результаты достигаемые на t -м шаге расчёта, объём производства в стоимостном выражении без НДС, тыс. руб.;

Z_t - затраты, осуществляемые на том же шаге, тыс. руб.;

K_t - капитальные затраты на t -м шаге, тыс. руб.;

$\frac{1}{(1+E)^t}$ - коэффициент дисконтирования.

Годовая прибыль предприятия определяется по формуле:

$$Pr = (Ц - C)V, \text{ руб.} \quad (7.6.2)$$

где Ц – отпускная цена 1 т руды, руб./т;

C – себестоимость добычи, руб./т;

V - объём добычи, тыс. т.

$$Pr = [\text{изъято}] \text{ тыс. руб.}$$

Чистая прибыль рассчитывается:

$$Чпр = Pr - Н \quad (7.6.3)$$

где Н – налог на прибыль (20% от прибыли от реализации)

$$Чпр = [\text{изъято}] = 644236,8 \text{ тыс. руб.}$$

Рентабельность капитальных вложений продукции определяется по формуле:

$$R = \frac{Ч_{пр}}{Kз} \quad (7.6.4)$$

$$R = \frac{644236,8}{2\,585\,317,32} \cdot 100 = 25\%$$

Выполним расчет чистого дисконтированного дохода, результаты расчета сводим в таблицу 7.12.

Таблица 7.12- Расчёт ЧДД по проекту [изъяты данные таблицы]

Год	Результаты, достигаемые на t-ом шаге расчёта (объём производства в стоимостном выражении без НДС), тыс. руб.	Капитальные вложения на t-ом шаге расчёта, тыс. руб.	Амортизация, тыс. Руб	Затраты, осуществляемые на t-ом шаге расчёта (полная себестоимость продукции), тыс. руб.	Коэффициент дисконтирования	ЧДД, тыс.руб	ЧДД нарастающим итогом, тыс.руб
0							
1							
2							
3							
4							
5							
6							
7							
8							
9							
10							
11							
12							
13							
14							
15							
16							
17							
18							
19							
20							
Итого:							

Коэффициент дисконтирования составляет 1,2 усл.ед.

Технико-экономические показатели предприятия по проекту представлены в таблице 7.13

Таблица 7.13-Технико-экономические показатели [изъяты данные таблицы]

Наименования показателя	Проект	Аналог
Балансовые запасы, тыс. т		
Годовая производительность, тыс. т		
Коэффициент извлечения из недр, д. ед.		
Коэффициент изменения качества, д. ед.		
Себестоимость ГПР, руб./м ³		
Себестоимость добычи, руб./т		
Прибыль, млн. руб.		
Рентабельность кап. вложений, %		
Индекс доходности		
Экономический эффект млн. руб.		

Выполнив анализ таблицы 7.13, можем сделать вывод, что проект разработки кимберлитовой трубки «Айхал» с применением системы камерной системы разработки с последующей закладкой и нисходящим порядком выемки экономически эффективен.

Заключение

В результате проектирования технологии отработки подкарьерных запасов кимберлитовой трубки «Айхал» были предложены технически осуществимые и экономически целесообразные решения.

Геологическое строение месторождения позволяет вести отработку подземным способом. Балансовые запасы руды согласно геологическим данным составляют [изъято] тон.

Производственная мощность предприятия составляет [изъято]тон в год. Срок эксплуатации составит 23 года.

Вскрытие месторождения производится двумя вертикальными стволами на всю глубину месторождения. Так же был произведен анализ систем разработки, в результате которого были выбраны два конкурирующих варианта систем с закладкой выработанного пространства. В специальной части проекта было произведено подробное сравнение сравниваемых систем и в итоге по критерию прибыли с одной тонны погашаемых запасов был выбран вариант системы разработки с камерной выемкой и последующей закладкой выработанного пространства с нисходящим порядком выемки камер.

Отделение руды от массива горных пород необходимо производить буровзрывным способом. Бурение скважин осуществляет буровая машина DL320 фирмы Sandvik, доставку руды до рудоспуска осуществляет ПДМ AtlasCopcoST14 ,откатку руды от рудоспуска до скипового ствола производит автосамосвал TH320 фирмы Sandvik. Принимаем тип ВВ Аммонит №6 ЖВ. Для обратного инициирования заряда ВВ принимаем патрон – боевик аммонит №6ЖВ массой 200 грамм.

Взрывание - В качестве инициирования ВВ используем неэлектрическую систему ИСКРА-Ш с использованием монтажного блока ДШ-18УВП. Такой способ инициирования позволяет использовать всего 2 электродетонатора.

Руда вывозится и складировается штабелями в буферно-усреднительный склад, затем на фабрику.

Вентиляция рудника будет производиться по нагнетательному способу и по центральной схеме.

Кроме того, были рассмотрены вопросы охраны окружающей среды, техники безопасности, при ведении горных работ подземным способом.

В результате экономических расчетов установлено что предложенные технические решения обеспечивают рентабельную разработку месторождения. Рентабельность составляет 25%. Индекс доходности 1,2%.

					СФУ ИГДГиГ ДП -21.05.04.02-121101076	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

Федеральное государственное автономное
образовательное учреждение
высшего образования
«СИБИРСКИЙ ФЕДЕРАЛЬНЫЙ УНИВЕРСИТЕТ»

Институт горного дела, геологии и геотехнологий
Подземная разработка месторождений

УТВЕРЖДАЮ

Заведующий кафедрой

 А.Н. Анушенков
подпись инициалы, фамилия

« 13 » 02. 2017 г.

ДИПЛОМНЫЙ ПРОЕКТ

Специальность 21.05.04 «Горное дело»

специализация 21.05.04.02 «Подземная разработка рудных месторождений»

Отработка подземным способом подкарьерных запасов кимберлитовой трубки «Айхал»
тема

со специальной частью «Изыскание конструктивного исполнения системы разработки с
закладкой»

Пояснительная записка

Руководитель


подпись, дата

ст. преподаватель
должность, ученая степень

Е.П. Волков
инициалы, фамилия

Выпускник

13.02.2017
подпись, дата

М.С. Туктаров
инициалы, фамилия

Консультант



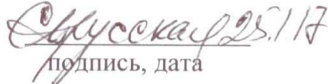
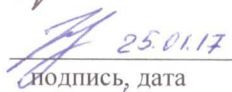
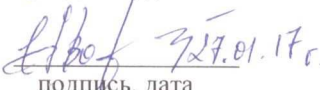
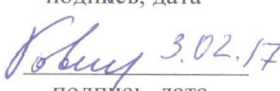
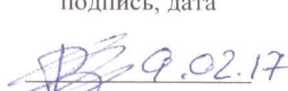
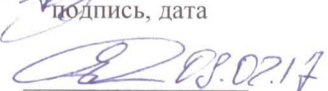

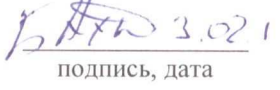
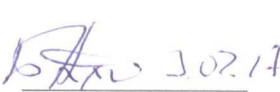
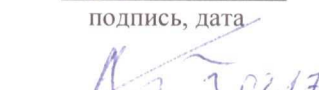
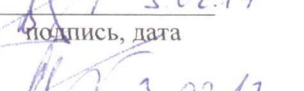
зав. кафедрой ПРМ,
проф., д-р техн. наук

А.Н. Анушенков

Красноярск 2017

Продолжение титульного листа ВКР по теме Отрабо
подземным способом подкарьерных запасов кимберлитовой трубки «Айха

Консультанты по
разделам:

<u>Геология месторождения</u>	 подпись, дата	<u>С.Н.Прусская</u> инициалы, фамилия
<u>Горная часть</u>	 подпись, дата	<u>Е.П.Волков</u> инициалы, фамилия
<u>Проведение выработок</u>	 подпись, дата	<u>С.А.Вохмин</u> инициалы, фамилия
<u>Электроснабжение</u>	 подпись, дата	<u>О.А.Ковалева</u> инициалы, фамилия
<u>Транспорт</u>	 подпись, дата	<u>Е.С.Волков</u> инициалы, фамилия
<u>Вентиляция</u>	 подпись, дата	<u>Е.С.Майоров</u> инициалы, фамилия
<u>Подъем, водоотлив, пневмоснабжение</u>	 подпись, дата	<u>Б.А.Ахпашев</u> инициалы, фамилия
<u>Генеральный план</u>	 подпись, дата	<u>Б.А.Ахпашев</u> инициалы, фамилия
<u>Охрана труда</u>	 подпись, дата	<u>А.В.Галайко</u> инициалы, фамилия
<u>Безопасность и экологичность</u>	 подпись, дата	<u>А.В.Галайко</u> инициалы, фамилия
<u>Организация производства и экономика</u>	 подпись, дата	<u>Л.Н.Кузина</u> инициалы, фамилия