

Аннотация

Представленный дипломный проект на тему «Вскрытие и разработка богатых руд в пределах рудника «Октябрьский» ЗФ ПАО «ГМК «Норильский Никель» со специальной частью «Повышение безопасности работ при отработке руд на больших глубинах»

Проведен выбор оптимальной годовой производительности по горным возможностям. Из двух конкурирующих вариантов выбрана схема вскрытия залежи богатых руд рудника. Представлен детальный расчёт проведения двух горных выработок. Представлен расчет систем разработки и проведен их сравнительный анализ. В специальной части проекта представлены инженерно технологические решения по повышению безопасности ведения горных работ на больших глубинах. В электромеханической части рассчитаны шахтный транспорт, подъем, водоотлив, электроснабжение и компрессорное хозяйство. Рассчитана вентиляция шахты, представлены решения по безопасности и экологичность проекта, представлен генеральный план расположения зданий и сооружений на промышленной площадке. В разделе экономики рассчитаны все основные технико – экономические показатели эффективности проекта.

Дипломный проект состоит из пояснительной записки объемом 188 страниц текста, таблиц – 85, иллюстрации – 24 , формулы – 211, литературных источников – 26, графическая часть на 8 листах формата А1.

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	Лист
					3

Содержание

Введение.....	6
1 Исходные данные	6
1.1 Общие сведения о районе рудника «Октябрьский».....	7
1.2 Стратиграфия и литология.....	8
1.3 Морфология рудных тел.....	11
1.4 Физико – механические свойства руд и вмещающих пород	14
1.5 Тектоника	14
1.6 Гидрогеология	17
1.7 Основные сведения о запасах.....	20
2 Горная часть	21
2.1 Годовая производительность и срок существования рудника.....	21
2.2 Вскрытие и подготовка залежи богатых руд, календарный план строительства.....	22
2.2.1 Установление конкурирующих вариантов	22
2.2.2 Составление календарного графика отработки запасов богатых руд рудника «Октябрьский».....	29
2.2.3 Сравнение конкурирующих вариантов вскрытия.....	33
2.4 Система разработки.....	74
2.4.1 Анализ систем.....	74
2.4.2 Выбор системы разработки.....	77
2.4.3 Расчёт параметров сплошной камерной системы разработки.....	81
2.4.4 Расчет параметров слоевой системы разработки с нисходящим порядком выемки слоев и закладкой.....	90
2.4.5 Основные показатели учитываемые при экономическом сравнении вариантов.....	100
2.5 Повышение безопасности работ при отработке руд на больших глубинах.....	102
2.5.1 Методы прогнозирования напряженного состояния горных пород.....	102
2.5.2 Методы приведения выработок в неудароопасное состояние.....	107
2.2.3 Себестоимость проведения мероприятий.....	116
3 Электромеханическая часть.....	120
3.1 Рудничный транспорт.....	120
3.2 Подъем	125
3.3 Водоотлив.....	127
3.4 Компрессорное хозяйство.....	130
3.5 Электроснабжение.....	136
4 Вентиляция	143
4.1 Расчёт расхода воздуха шахты	144
4.2 Депрессия шахты	150
5 Генеральный план	152

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	Лист
					4

СФУ ИГДГиГ ДП-21.05.04.02-104768ПЗ

6 Безопасность и экологичность проекта	154
6.1 Охрана труда и промышленная безопасность.....	154
6.2 Экология производства.....	165
7 Организация производства и экономики	169
7.1 Планирование режима и организации работ рудника	169
7.2 Планирование объемов производства и реализации.....	171
7.3 Планирование капитальных вложений в строительство рудника. Расчет амортизационных отчислений.....	172
7.4 Капитальные затраты на горные работы	173
7.5 Капитальные затраты на строительство зданий и сооружений	174
7.6 Планирование численности фонда оплаты труда	176
7.7 Планирование себестоимости продукции.....	180
7.8 Планирование финансовых показателей.....	182
7.10 Оценка экономической эффективности проекта	182
Заключение	185
Литература	186

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	Лист
					5

СФУ ИГДГиГ ДП-21.05.04.02-104768ПЗ

Введение

В настоящее время в мире горно добывающая промышленность характеризуется углублением ведения горных работ, что вызвано высоким возрастанием спроса на минеральное сырье. Так и на рудниках Октябрьского месторождения, входящих в состав горно – рудных предприятий ГМК «Норильский Никель», в настоящее время работы ведутся на глубинах 700 м и более, а это значит что рудники относится к опасным по горным ударам.

Так как с увеличением глубина возникает ухудшение условий ведения горных работ, то по этой же причине возникают технологические и технико – экономические трудности, которые включают в себя вопросы связанные с безопасностью ведения горных работ на больших глубинах, повышение горного давления с увеличением глубин, а так же высокую вероятность проявления горных ударов, вопросы связанные с поддержанием горных выработок, эксплуатации горного оборудования и т.д

В данном дипломном проекте основной задачей является выбор способа вскрытия и отработки залежи богатых руд рудника «Октябрьский». Так же в диплом проекте будут представлены дополнительные мероприятия по повышению безопасности ведения горных работ на больших глубинах, проведен их анализ и представлена экономическая оценка себестоимости их проведения.

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	Лист
					СФУ ИГДГиГ ДП-21.05.04.02-104768ПЗ 6

1 ИСХОДНЫЕ ПОЛОЖЕНИЯ

1.1 Общие сведения о районе рудника "Октябрьский"

Октябрьское месторождение медно - никелевых руд в административном отношении относится к Таймырскому национальному округу Красноярского края. Ближайшими населёнными пунктами являются г.г. Талнах и Норильск, с которыми рудник "Октябрьский" соединён железной и шоссейными дорогами. Связь с остальной территорией страны осуществляется по р. Енисей и Северному морскому пути, а также воздушным сообщением. Месторождение расположено на Талнахской промплощадке, где размещены производственные помещения и шахтные поля пяти подземных рудников, Талнахская обогатительная фабрика, теплоцентраль №2, карьер по добыче песчано-гравийной смеси, щебне - дробильная фабрика с карьером скального грунта. Рабочей силой в настоящее время обеспечен из г. Норильска и Талнаха. [7]

Рельеф и климат района, транспортные связи, источники энерговодоснабжения

По характеру рельефа выделяют горную и равнинные части. Горная восточная часть, занимающая более 60% площади поля, представляет собой плато с абсолютными отметками 500-600 метров, расчленённое на отдельные возвышенности. Поверхность плато полого наклонена на восток. Юго-западные склоны возвышенностей круто обрываются к равнине. В районе месторождения протекают реки и мелкие ручьи с небольшим сбросом в зимнее время и сильно разливающиеся в весенне-летний период, имеются мелкие озера.

Климат района суровый, полярный. Снежный покров держится с середины сентября до середины июня. Среднегодовая температура воздуха равна 8,6°. Особенностью климата являются сильные ветры, наиболее частые в зимний период.

Мерзлота распространена повсеместно. Мощность многолетнемерзлых пород в горной части достигает 300-400 метров, в долинной, под руслами рек и озёр, развиты талики.

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	Лист
					СФУ ИГДГиГ ДП-21.05.04.02-104768ПЗ 7

Источниками промышленного и бытового водоснабжения являются артезианские скважины и р. Норильская. Снабжение электроэнергией осуществляется ТЭЦ-1 и ТЭЦ-2, Хантайской ГЭС, включенной в общую энергосистему комбината.

1.2 Стратиграфия и литология

В поле рудника вскрыты отложения девонской, пермской систем, перми-триаса, образования четвертичного возраста и интрузивные породы.

Девонская система (D)

Нижний отдел (D₁)

Нижний отдел представлен породами Зубовской и Курейской свит.

Зубовская свита (D₁zb) сложена чередующимися мергелями, ангидритами и глинистыми доломитами, мощность свиты 160-180 м.

Курейская свита (D₁ kr) представлена аргиллитами, алевролитами и мергелями, мощность ее составляет 80 м.

Средний отдел (D₂)

В среднем отделе выделяют три свиты:

Разведочнинская свита (D₂rz) сложена слоистыми аргиллитами и алевролитами с мелкой галькой фосфоритов. Мощность свиты 140-160 м.

Мантуровская свита (D₂mt) представлена ангидритоносными мергелями, мощность свиты 220 м.

Макусовская свита (D₂mc) представлена известковистыми доломитами со слоями органогенных доломитов. Мощность свиты 20-35 м.

Верхний отдел (D₃)

Верхний отдел состоит из двух свит:

Накохозская свита (D₃nk) небольшой и изменчивой мощности сложена доломитовыми мергелями с прослойками ангидритов, мощность 30 – 65 м.

Каларгонская свита (D₃kl) представлена доломитами, сменяющимися известняками, и еще выше - кремнистыми доломитами и глинистыми известняками. Мощность свиты 130-160 м.

Позднекаменноугольная - позднепермская система

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	Лист
					СФУ ИГДГиГ ДП-21.05.04.02-104768ПЗ 8

Эти отложения включены в состав Тунгусской серии, по угленасыщенности делятся на нижнюю непродуктивную и верхнюю продуктивную толщи.

Непродуктивная толща объединяет *руднинскую* и *далдыканскую свиты* (*P dl*), а продуктивная – *шмидтихинская* (*P sm*) и *кайерканскую свиты* (*P kr*).

Руднинская, далдыканская и шмидтихинская свиты сложены темными алевролитами и аргиллитами с их углистыми разностями. Мощность свит составляет: Рунинская 40 – 105 м, далдыканская 20 – 45 м, шмидтинская 20 – 50 м и кайерканская 20 – 50 м.

Кайерканская свита характеризуется значительной угленасыщенностью. Общая мощность осадочной толщи 550-600 м.

Нерасчлененные отложения (P-T)

Вулканогенные породы перекрывают отложения тунгусской серии, широко развиты в районе и разделяются на несколько свит, представляющие собой лавовые образования базальтового ряда, разделенных горизонтами туфов и туффитов.

Ивакинская свита (P-T iv) - в подошве залегают туфобрекчии с туфами и туффитами выше располагаются покровы базальтов. Средняя мощность 128 метров.

Сыверминская свита (P-T sv) - представлена потоками толеитовых базальтов микропойкилофитовой структуры, обуславливающей мелкогорошчатый облик породы. Мощность средняя 120 м.

Гудчихинская свита (P-T gd) - состоит из гломеропорфировых, порфировых и пикритовых базальтов. Средняя мощность 170 м.

Надеждинская свита (P-T nd) - представлена полифировыми, толеитовыми, афировыми и гломеропорфировыми базальтами. Общая мощность 550 метров.

Мокулаевская свита (P-T mk) - покровы порфировых и афировых базальтов с маломощными горизонтами туфов. Мощность - 90 м.

Мощность туфолововой толщи составляет 1200 м.

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	Лист
					СФУ ИГДГиГ ДП-21.05.04.02-104768ПЗ 9

Четвертичная система(Q)

Четвертичные отложения представлены песчано-алевролито-глинистыми породами, галечниками, суглинками, песками, прослойками гравия, гальки, валунов. Мощность их в долинной части достигает 120-200 м. у подножия гор уменьшается до 20-30 м. и на склонах последних первых метров.

Интрузивные породы

На площади Октябрьского месторождения развиты две группы интрузивных образований, относимых к трапповой (основной), ультраосновной, основной и щелочно-основной магматическим фармациям.

По особенностям внутреннего строения и химизма, все интрузивные тела подразделяются на недифференцированные и дифференцированные.

Наиболее древними из них являются силлы субщелочных титаноавгитовых долеритов.

Недиференцированные интрузии залегают в форме силлов и даек. Дифференциированная интрузия представлена Северо-Западной ветвью Талнахского рудоносного интрузива. В поле рудника эта ветвь имеет ширину 1-2 км, длину 2,5 км. Мощность ее составляет 80-100 метров.

Рудоносные дифференцированные интрузии состоят из следующих главных псевдостратифицированных горизонтов.

Верхний (первый) объединяет различные гибридные породы эндоконтакта и часто эруптивные брекчии.

Второй - однородные безоливиновые габбро-долериты.

К третьему принадлежат оливиновые габбро-долериты, связанные с вышележащими породами постепенными переходами.

Четвертый - состоит из существенно обогащенных оливином пород пикритовых, троктолитовых габбро-долеритов, оливинитов, плагиоклазовых периодитов.

Пятый - представлен такситовыми габбро-долеритами. Такситы, несущие сульфидное оруденение - это основная часть горизонта вкрапленных руд.

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	Лист 10
					СФУ ИГДГиГ ДП-21.05.04.02-104768ПЗ

Шестой – контактовые разности оливиновых и безоливиновых габбро-долеритов.

Горизонт эруптивных брекчий имеет следующий минеральный состав: плагиоклаз, пироксен.

Горизонт безоливиновых и оливиновых габбро-долеритов содержит малый процент оливина.

Горизонт существенно оливиновых пород, такситовые габбродолериты, контактовые габбро-долериты содержат оливин, плагиоклаз и пироксен в различных соотношениях. [10]

1.3 Морфология рудных тел

В поле рудника выделяются три промышленных типа руд: богатые, медистые и вкрапленные. Все типы руд пространственно тесно связаны и образуют общую субгоризонтальную по форме рудную зону, тяготеющую к подошве интрузива, к контакту его с вмещающими породами. Оруденение принадлежит интрузиву, что определило объединение всех различных типов и разновидностей руд в принципиально единую систему, в которой по условиям кондиций выделяются несколько горизонтов и залежей промышленных типов руд.

Богатые руды

Богатые руды представлены 1-й Хараелахской залежью (основной), представляющей собой плитообразное тело шириной до 1 км, имеющее протяженность в субширотном направлении до горного сброса 1,7 км и полого ($6\text{--}10^\circ$) погружающееся в восточном направлении от 550 м до 1170 м. Положение залежи четко контролирует плоскость контакта подошвы интрузива и вмещающих осадочных пород среднедевонской толщи. В поперечном сечении залежь слегка наклонена к северу. Кровля имеет ровную поверхность, для подошвы фиксируется перепад отметок до 25 м. Установлено значительное количество разноамплитудных смещений рудного тела. На флангах залежь расщепляется на отдельные прожилки и линзы. Мощности залежей богатых руд достаточно устойчивы и изменяются от 0,5 м до 45 м, составляя в

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	Лист
					СФУ ИГДГиГ ДП-21.05.04.02-104768ПЗ 11

среднем 20 м. Внутри залежи имеются безрудные ксенолиты пород мощностью до 3 м. Контакты сплошных руд с вмещающими породами обычно четкие, кроме отдельных случаев подошвы интрузива.

Медистые руды

Запасы медистых руд сосредоточены в горизонте, кулисообразно продолжающим в западную зону локализации богатых руд. Залежь имеет длину 1000м, ширину 800м. Глубина залегания 350м, глубина распространения 1100 м при средней мощности 40-100м. Морфология тел медистых руд определяется конфигурацией и пространственным положением блоков, вмещающих пород и интрузивных инъекций.

Главной текстурой медистых руд является брекчиевидная обусловленная наличием обломков осадочно-метаморфических пород, скементированных массивными сульфидами.

Вкрапленные руды

Вкрапленные руды прослеживаются по всей площади распространения рудного интрузива и локализуются в зоне нижнего эндоконтакта последнего. В поле рудника выделяются несколько горизонтов вкрапленных руд, из которых выделяется основной. Ширина залежи по простирианию от 400 до 1200 м, длина по падению - 800-1000 м. Глубина залегания - 800 м, глубина распространения - 1000 м. Мощность горизонтов вкрапленных руд достигает 40м.

Качество полезного ископаемого

Пирротиновые руды являются наиболее распространенной минеральной разновидностью. Главные минералы представлены: пирротином - 40-70%, халькопиритом - 10-30%, пенландитом - 10-15%, магнетитом - 5-10%. Отношение содержания меди к сере в рудах составляет менее 0,3. Имеются платиноиды.

Халькопиритовые руды сложены: халькопиритом, талнахитом - 40-70%, кубанитом - 10-40%, петландитом - 8-13%. Медь к сере составляет 0,6. Имеются платиноиды.

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	Лист
					СФУ ИГДГиГ ДП-21.05.04.02-104768ПЗ 12

Кубанитовые руды - вторая по распространенности минеральная разновидность богатых руд. Эти руды характеризуются следующим составом: кубанита - 35-55%, троилита - 20-40%, петландита - 10-15%, халькопирита – 5-15%, магнетита - 5-8%. Отношение содержания меди к сере 0,3 - 0,45. Имеются платиноиды. Основным концентратом никеля во всех разновидностях богатых руд является петландит (98% всего никеля). Кобальт рассеян врудообразующих минералах (73-82% в петландите, 5-20% в ипротине, 21% (в халькопиритовых рудах). Вся медь содержится в халькопирите и кубаните (99%). Железо входит во все главные минералы богатых руд. Среднее содержание никеля- 2,8%, меди- 3,8%. Богатые руды находятся в подошве интрузива.

Медистые руды по основным рудным минералам выделяются пять минеральных разновидностей: пирротиновая, пирротин-халькопиритовая, пиритовая и валлериитовая. Первые две являются промышленными залежами. В распределении минеральных разновидностей наблюдается зональность: пирротиновые руды располагаются ближе к контакту интрузива, по удалении от него сменяются халькопиритовыми рудами, затем идут пиритовые руды. Минеральный состав пирротиновых руд: пирротин, халькопирит, петландит, магнетит. Нерудными минералами являются пироксены, плагиоклаз, карбонаты, граниты, серпентины, ангидрит, хлорит.

Халькопиритовой разновидности характерны халькопирит, петландит, миллерит, борнит, кубанит, пирит, магнетит. Нерудные минералы те же, что и в пирротиновых рудах. Среднее содержание никеля- 2,65%, меди-6,6%.

Вкрашенные руды

По минеральному составу вкрашенные руды в интрузиве относятся к пирротиновой разновидности и располагаются между богатыми рудами и медистыми. Содержание металлов в руде колеблется по никелю от 0 до 1,5%, по меди от 2,2%. По всем сортам руд содержание металлов увеличивается по мощности.

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	Лист
					СФУ ИГДГиГ ДП-21.05.04.02-104768ПЗ 13

1.4 Физико-механические свойства руд и вмещающих пород

Объемные веса руд:

- Богатые руды 1 Хаерлахской залежи – 4,2 т/м³;
- Богатые руды 2 Северной залежи – 4,0 т/м³;
- Вкрапленные руды 2 Северной залежи – 3,05 т/м³;
- Медистые руды – 3,3 т/м³;

Значение коэффициента крепости по шкале М.М. Протодьяконова:

- Для богатых руд – 5-10;
- Для медистых руд – 5-16;
- Для вкрапленных руд – 5-10;
- Для вмещающих пород – 5-10.

Сульфидные руды склонны к окислению, разогреву, спеканию, само-возгоранию и слеживанию с выделением тепла (3400-4700 ккал на 1 м³ по-глощенного кислорода). Температура пород в поле рудника колеблется в пределах 23-36°. В породах свободная кремнекислота отсутствует. Влажность руды в естественном залегании составляет 1-4 %, в отбитой массе – до 7 %.

Газоносность пород

Все породы рудника руды газоносны. В этой связи рудник "Октябрьский" работает на индивидуальном газовом режиме без отнесения к определенной категории по газу. Наличие горючих газов, связанных с угленосными отложениями тунгусской серии (интервал 20-350 м) и грантолитовыми сланцами нижнего силура (глубина залегания около 2000 м) из которых газы могут мигрировать в вышележащую зону толщ. Установлено наличие углекислого газа, метана, тяжелых углеводородов, азота и гелия в газовых выделениях. Абсолютная метаностность примерно 200 м³/сутки. [22]

1.5 Тектоника

Главным структурным элементом Талнахского рудного поля является зона Норильско - Хаерлахского разлома, которая представляет собой грабеноподобную структуру, проявившуюся серией сбросо - сдвиговых дислокаций. В зоне выделяют ряд субпараллельных швов с углами падения от 40 до

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	Лист
					СФУ ИГДГиГ ДП-21.05.04.02-104768ПЗ 14

85°, из них наиболее крутым является восточное нарушение – главный шов. Нарушения, расположенные к западу от Главного шва (система западных сбросов), имеют более пологие углы падения. Амплитуды смещения вдоль тектонических зон колеблются от 50 до 400 м. Зона разлома делит всю площадь на две части – восточную и западную. Для восточной наблюдается ограниченное количество сбросов параллельных основной зоне разлома, для западной (Октябрьское месторождение) интенсивная тектоническая нарушенность, широкое развитие пликативных и дизъюнктивных дислокаций.

Интенсивное проявление разрывной тектоники в районе обусловило соответствующее развитие тектонической трещиноватости. Наиболее трещиноваты рассланцованые породы Тунгусской серии, наименее – толстоплитчатые карбонатные породы девона и габбро-диориты верхней половины рудоносной интрузии.

В осадочных породах преобладают пологие трещины, в сплошных рудах – крутопадающие, в породах интрузии – наклонные и крутопадающие. По трещинам, особенно в породах нижней части рудоносной интрузии, расположены так называемые ослабляющие минералы типа хлорита, серпентина, талька, слюд, цеолита, вторичных сульфидов, графита и т.п.

С приближением к тектоническому нарушению трещиноватость руд и пород, как правило увеличивается, образуя зону повышенной (или высокой) сопутствующей трещиноватости шириной в 0,5 – 0,8 амплитуды смещения по данному разлому. Такая зона в большинстве случаев асимметрична, ее ширина в висячем боку в 2 – 6 раз больше, чем в лежачем. Для сплошных руд указанные зависимости менее характерны, так как в них тектонические нарушения чаще всего имеют один вид.

«Пластовые» зоны высокой (или повышенной) трещиноватости мощностью до 5 м отмечены в кровле и, реже, в почве сплошных руд, в непосредственной кровле горизонта существенно оливиновых разностей габбро-долеритов, в пикритовых габбро-долеритах и в кровле рудоносной интрузии.

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	Лист
					СФУ ИГДГиГ ДП-21.05.04.02-104768ПЗ 15

Рудные поля Норильского горно - рудного района представляют собой закономерные сообщества интрузивных породи сульфидных медно - никелевых руд. Размещение рудных полей обусловлено особенностями тектонического строения территории: характером и интенсивностью движений земной коры и положением глубинных разломов.

Рудные поля образованы дифференцированными интрузивными массивами. Горизонтом локализации интрузий и связанных с ними сульфидных руд могут являться любые породы платформенного чехла. Сульфидное оруднение концентрируется в пределах интрузивных массивов, в осадочно - метаморфических и вулканогенных породах. Основными рудными полями Норильского района являются Норильское и Талнахское.

Талнахское рудное поле объединяет два пространственно сближенных месторождений - Талнахское и Октябрьское. Оба месторождения ассоциируются с дифференцированными интрузивными массивами, объединёнными под названием Талнахской интрузии. Талнахское рудное поле соединяет в себе многие типичные черты, свойственные медно - никелевым месторождениям Норильского района.

Стратиграфический разрез Талнахского рудного поля типичен для Норильского района. Разрез образован осадочными комплексами силура - перми и эфузивами траппами нижнего триаса. Наиболее молодым эфузивами являются покровы базальтов мокулаевской свиты.

Талнахское рудное поле локализуется на периферии хараэлахской трапповой мульды, в области её южного замыкания. Зона перехода отрицательной структуры - Хараэлахской впадин в валообразное поднятие - Хантайско - Рыбининский вал, представляющая собой флексурообразную структуру, явилась одним из важнейших факторов, определивших современную тектоническую позицию Талнахского рудного поля. В пределах Талнахского и Октябрьского месторождений эта тектоническая зона проявилась серией сбросо - сдвиговых дислокаций и пострудного времени, что определено

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	Лист
					СФУ ИГДГиГ ДП-21.05.04.02-104768ПЗ 16

весьма сложную современную структуру рудного поля в целом и в особенностях проявления магматизма и морфологии интрузивных массивов.

Осенняя зона Норильско - Хараэлахского разлома представляет собой грабеноподобную структуру. В её составе выделяется ряд субпараллельных швов. Углы падения колеблются от 40 до 85°. Наиболее крупным является восточное нарушение, получившее название главного шва. Серия нарушений, расположенных к западу от главного шва, характеризуется более пологими углами. Амплитуды смещений вдоль тектонических зон колеблются от 50 до 400 метров.

Весьма интересная особенность тектоники лавового горизонта заключается в том, что нарушения, ограничивающие блоки, довольно быстро затухают при переходе в нижележащие осадочные породы. Только отдельные из них прослеживаются в терригенно - угленосных перми - карбоновых породах, но полностью отсутствуют в карбонатно - сульфатных отложения девона. В этих породах наблюдается своя система нарушений, также не переходящих в породы верхних горизонтов.

Все рассмотренные тектонические элементы, по - видимому, взаимосвязаны общим временем формирования. Начало заложения структур предшествует внедрению дифференцированных интрузий, поскольку особенности тектонического строения отдельных частей рудного поля вполне определенно отражаются на строении интрузивных массивов, локализующихся в каждом из них. Продолжения развития структур, очевидно, соответствует времени движения магматических масс. [13]

1.6 Гидрогеология

Норильский район относится к северо - западной окраине Тунгусского артезианского бассейна и приурочен к зоне многолетней мерзлоты. Основные черты гидрогеологии Норильского района определяются геолого - тектоническим строением северо - западной части Сибирской платформы, схемой формирования, движение и разгрузки подземных вод и характером распределения многолетней мерзлоты. Многолетняя мерзлота распределена

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	Лист
					СФУ ИГДГиГ ДП-21.05.04.02-104768ПЗ 17

весьма неравномерно, отсутствует в зона распространения глубоких водоёма (талики) и достигает максимальной величины на высокогорье (до 300 метров).

Многолетняя мерзлота обуславливает наличие трех видов вод: надмерзлотных, межмерзлотных и подмерзлотных. Многолетняя мерзлота является водоупором и в сочетании с физической характеристикой горных горных пород и их структурными особенностями определяет напорный режим надмерзлотных и подмерзлотных вод и затрудняет гидравлическую связь.

Надмерзлотные вод в течение 8 - 9 месяцев образуют твёрдую фазу (лёд) и, заполняя рыхлые отложения, играют роль цемента. В летнее время из них формируется фильтрационный поток в поверхности отложения, представленных валунно - галечными грунтами, супесями и суглинками. Эти воды характерны для долин, рек и подножий склонов, глубина их залегания 0,2 - 1,5 метров от поверхности, мощность водоносного горизонта колеблется от 0,4 - 1,2 до 2,4 - 3,6 метров. Водообильность низкая (0,03 - 0,1 л/с до 0,4 - 0,65 л/с). K_f для супесей и суглинков 0,003 - 0,02 м/сут. В летнее время надмерзлотные воды характеризуются безнапорным режимом, а в период частичного промерзания водного почвенного слоя - напорным, при этом возможно образование наледей. Общим стоком намерзлотных и поверхностных вод является озеро Пясино. Для хозяйствственно - питьевых целей эти воды интереса не представляют.

Подмерзлотные воды Норильского рудного района образуют единый водоносный комплекс, в пределах которого выделяются в несколько взаимосвязанных тектоническими трещинами водоносных блоков. В выделении водоносных зон, кроме этого, важное значение имеет литологический - стратиграфический характер пород, последний обуславливает разделение всего водоносного комплекса на две зоны. В верхнюю зону входят поровые воды четвертичных отложений, горизонты трещено - пластовых вод в туфоловавых породах и в породах тунгусской серии. Эти воды отличаются гидрокарбонатно-

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	Лист
					СФУ ИГДГиГ ДП-21.05.04.02-104768ПЗ 18

- кальциево - натриевым составом общей минерализацией 0,1 - 1,0 г/л. Мощность верхней зоны в пределах плато достигает 250 - 1100 метров в долинах рек Норильской, Рыбной, Талнах не более 35 - 90 метров. В долинах верхняя зона образована четвертичными гравийно - галечными породами.

Воды нижней водоносной зоны распространены в карбонатной - сульфатных и галогенных породах девона, силура, ордовика и верхнего кембрия. Режим этого горизонта застойный, что объясняется весьма незначительной водопроницаемостью пород. Важным источником водоснабжения Талнахского рудного поля является гравийно - галечный водоносный горизонт, заполняющий глубокую эрозионную впадину, совпадающую с долиной реки Талнах. Это воды напорные в южной части плато ($h = 70 \div 80$ м) и безнапорные в северной. Гидрогеологические условия месторождений Талнахского рудного поля весьма благоприятны - рудники сухие.

Гидрогеологические условия.

На месторождении развиты три водоносных горизонта Горизонт верхнечетвертичных и современных аллювиальных отложений приурочен к гравийно-галечным супесчано-суглинистым отложениям, имеет мощность от 5 до 25 м. Коэффициент фильтрации 10 м/сут водопритока 100 м³/сут. Характер потока - безнапорный. Подземные воды горизонта пополняются атмосферными осадками. Воды гидрокарбонатные, пресные. Горизонт ниже-среднечетвертичных аллювиальных отложений локализуется в валунно-гравийно - галечных отложениях.

Коэффициент фильтрации пород 100 м/сут и коэффициент водопритока 1000 м. куб./сут. Воды напорные, гидрокарбонатные, с минерализацией до 0,5 г/л. Водоносный горизонт коренных пород приурочен к комплексу водовмещающих пород: базальтом, осадком тунгусской серии в девоне, а также интрузивным образованиям. Коэффициент фильтрации 4,4 м/сут, коэффициент водопроводимости 1161 м³/сут. Проницаемость коренных пород с глубиной уменьшается. Воды по химическому составу относятся к гидрокарбонатно-кальциевому, а с глубины 315 м хлоридно – сульфатно – натриевым.

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	Лист
					СФУ ИГДГиГ ДП-21.05.04.02-104768ПЗ 19

Минерализация достигает 17,9 г/л. Руда и рудоносная интрузии не обнаруживаются значительной проницаемости. По данным гидрогеологической службы для рудника "Октябрьский" максимальный водоприток составляет 3-5 м³/ч.

1.7 Основные сведения о запасах

[изъято 3 абзаца]

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	Лист 20
					СФУ ИГДГиГ ДП-21.05.04.02-104768ПЗ

2 ГОРНАЯ ЧАСТЬ

2.1 Годовая производительность и срок существования рудника

Размеры залежи богатых руд взяты по данным практики. Угол падения рудного тела 10° , глубина залегания – 950 м, длина рудного тела по простиранию 1000 м, длина рудного тела по падению 400 м.

Балансовые запасы можно определить по формуле [1]:

$$B = \frac{m \cdot L_{\text{пр}} \cdot L_{\text{пад}} \cdot \gamma}{\cos \alpha}, \quad (2.1)$$

где m – мощность рудного тела, м; $L_{\text{пр}}$ – длина рудного тела по простиранию, м; $L_{\text{пад}}$ – длина рудного тела по падению, м; γ – объемная плотность руды, $\text{т}/\text{м}^3$; α – угол падения рудного тела, град.

[изъяты расчеты]

По исходным данным определяем годовую производительность предприятия и срок существования рудника.

Горизонтальную площадь залежи богатых руд при угле падения рудного тела менее 30° определяем по формуле:

$$S = \frac{L_{\text{пад}} \cdot L_{\text{пр}}}{\cos \alpha}, \quad (2.2)$$

где m – мощность рудного тела, м; $L_{\text{пр}}$ – длина рудного тела по простиранию, м; α – угол падения рудного тела, град.

[изъяты расчеты]

Теперь определяем годовую производительность по горным возможностям, при угле падения рудного тела менее 30° :

$$A_r = S \cdot i \left[\left(\tau_1 \cdot \left(\frac{q_1}{S_1} \right) + \tau_2 \cdot \left(\frac{q_2}{S_2} \right) + \dots + \tau_n \cdot \left(\frac{q_n}{S_n} \right) \right) \right], \quad (2.3)$$

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	Лист 21
					СФУ ИГДГиГ ДП-21.05.04.02-104768ПЗ

где i – коэффициент использования рудной площади; τ_i – удельный вес i -й системы разработки в общем объеме добычи, доли ед.; q_1 – производительность очистного блока при i -й системы разработки (15 – 200 тыс. т/год); S_i – площадь блока, находящегося в очистной выемки i -й системы разработки, тыс. м².

[изъяты расчеты]

Расчетный срок существования рудника определяется по формуле:

$$T_p = \frac{B \cdot (1 - \pi)}{A_r \cdot (1 - p)}, \quad (2.4)$$

где B – балансовые запасы, млн. т/год; A_r – годовая производительность рудника, млн. т/год; Π и P – планируемые величины потерь и разубоживания руды, доли ед.;

[изъяты расчеты]

Окончательно принимаем годовую производительность равной [изъято]

2.2 Вскрытие и подготовка залежи богатых руд, календарный план строительства

2.2.1 Установление конкурирующих вариантов вскрытия

Правильный выбор способа вскрытия 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 службы, ценности руды и применяемой техники. Учёт влияния перечисленных факторов должен производиться комплексно.

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	Лист
					СФУ ИГДГиГ ДП-21.05.04.02-104768ПЗ 22

Учитывая все геологические, горно – технические и экономические факторы, главной вскрывающей выработкой принимается вертикальный ствол, к достоинствами вскрытия месторождения вертикальными стволами относятся: более надежная работа подъема, меньшее сечение ствола при одной и той же производительности. К недостаткам можно отнести большую длину квершлагов.

В данном дипломном проекте для вскрытия залежи богатых руд рудника «Октябрьский» к дальнейшему рассмотрению принимаются два варианта вскрытий:

Первый вариант:

Четырьмя вертикальными стволами на двух разных промышленных площадках (рис. 2.1). В данном варианте принимается простая схема вскрытия, предполагается проведение четырех главных вскрывающих выработок, а именно клетьевого и скипового стволов посередине линии простирания со стороны висячего бока и вентиляционно – закладочного и вентиляционного стволов со стороны лежачего бока, с применением петлевого околоствольного двора. Положение главных вскрывающих выработок в плоскости простирания центрально отнесенное, за зоной сдвижения горных пород. Так же в данном варианте осуществляется проходка вентиляционно – закладочного и откаточного квершлагов. Высота этажа равна 50 м. Тип подъема скиповой. Вскрытие осуществляется в один этап.

Второй вариант:

Четырьмя вертикальными стволами на трех разных промышленных площадках (рис. 2.2). Во втором варианте так же принимается простая схема вскрытия, предполагается проведение четырех главных вскрывающих выра-

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	Лист
					СФУ ИГДГиГ ДП-21.05.04.02-104768ПЗ 23

боток, а именно клетьевого и скипового стволов расположенных посередине линии простирания со стороны висячего бока и вентиляционно – закладочного и вентиляционного стволов со стороны лежачего бока, с применением петлевого околоствольного двора. Все стволы расположены на разных промышленных площадках: клетьевой и скиповой на первой промышленной площадке, вентиляционный на второй, а вентиляционно – закладочный на третьей. Положение главных вскрывающих выработок в плоскости простирания по середине линии простирания со стороны висячего бока клетьевой и скиповой стволов, а вентиляционный и вентиляционно – закладочный стволы по флагам. Так же осуществляется проходка вентиляционно – закладочного квершлага и уклона и проходка конвейерного уклона и откаточного квершлага.. Высота этажа равна 50 м. Тип подъема скиповой. Вскрытие осуществляется в один этап.

Окончательный выбор варианта вскрытия буден приниматься после расчета затрат по двум представленным вариантам.

Рисунок 2.1 – Способ вскрытия четырьмя вертикальными стволами на двух промышленных площадках (Вариант 1) [изъят рисунок]

Рисунок 2.2 – Способ вскрытия четырьмя вертикальными стволами на трех промышленных площадках (Вариант 2) [изъят рисунок]

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	Лист 24
					СФУ ИГДГиГ ДП-21.05.04.02-104768ПЗ

Глубина и диаметр стволов:

Клетьевой ствол (КС) имеет глубину 960 м и диаметр в свету 8 м, предназначен для спуска-подъема людей, материалов, оборудования, ВВ, подачи свежего воздуха, вскрывает горизонты -700 м, -800м, -900м и -950м.

Скиповой ствол (СС) имеет длину 980 м и диаметр в свету 6,5 м, предназначен для выдачи руды, исходящей струи воздуха и вскрывает горизонты -700 м, -800м, -900м и -950м.

Вентиляционно – закладочный ствол (ВЗС) имеет глубину 960 м, диаметр в свету 6,5 м, служит для подачи свежей струи, подачи закладочной смеси, спуска-подъема людей, материалов и оборудования, вскрывает горизонты -500, -600, -700, -800 и -850 м.

Вентиляционный ствол (ВС) является запасным выходом в случае аварии, имеет глубину 960 м и диаметр в свету 6,5 м. Вскрывает горизонты - 500, -700, -800, -850, -900 и -950 м.

Поперечные сечения квершлагов, штреков так же принимаются по данным практики с учетом применяемого оборудования и равно 16 м^2 .

Объемы околоствольных дворов можно определить из выражений:

– основного околоствольного двора

$$V_{\text{осн}} = 4 + 7,6 \cdot A_g, \quad (2.5)$$

где A_g – годовая производительность, млн.т/год

[изъяты расчеты]

– вспомогательного двора

$$V_{\text{всп}} = 1 + 0,2 \cdot A_g, \quad (2.6)$$

где A_g – годовая производительность, млн.т/год

[изъяты расчеты]

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	Лист 25
					СФУ ИГДГиГ ДП-21.05.04.02-104768ПЗ

Далее производим расчёт капитальных затрат для обоих вариантов вскрытия залежи богатых руд, представляя расчёт в виде таблицы 2.1 и таблицы 2.2.

Таблица 2.1 – Расчёт объёма и себестоимости горно-капитальных выработок, зданий сооружений и установленного оборудования (Вариант 1) [изъяты данные таблицы]

Наименование выработок, зданий.	Параметры выработок			Стоимость выработки руб/м ³	Капитальные затраты, тыс.руб
	Длина, м	Сечение, м ²	Объем, м ³		
Итого:					

Таблица 2.2 – Расчёт объёма и себестоимости горно-капитальных выработок, зданий сооружений и установленного оборудования (Вариант 2) [изъяты данные таблицы]

Наименование выработок, зданий.	Параметры выработок			Стоимость выработки, руб/м ³	Капитальные затраты, тыс.руб
	Длина, м	Сечение, м ²	Объем, м ³		
Итого:					

2.2.2 Составление календарного графика отработки запасов залежи богатых руд рудника «Октябрьский»

Главной целью календарного графика является обеспечение строительства рудника к заданным срокам, строго своевременного вскрытия запасов новых этажей взамен погашаемых горными работами и 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. Распределение капитальных затрат по этажам представлено в виде таблицы 2.3 и 2.4 и календарный график вскрытия и отработки запасов представлен в таблице 2.5 и 2.6.

Таблица 2.3 – Распределение капитальных затрат (Вариант 1) [изъяты данные таблицы]

Этап	Вскрывае- мый этаж	Запасы, млн. т			Кн/К к	Количество рудной массы, тыс.т.	Кап. затраты для вскрытия этажа, мил. руб.
		балансовые	в охран- ных цели- ках	активные			
I	1						
Всего							
Производственная мощность рудника, млн. т/год –							

Таблица 2.4 – Распределение капитальных затрат (Вариант 2) [изъяты данные таблицы]

Этап	Вскрывае- мый этаж	Запасы, млн. т			Кн/К к	Количество рудной массы, тыс.т.	Кап. затраты для вскрытия этажа, мил. руб.
		балансо- вые	в охран- ных цели- ках	активные			
I	1						
Всего							
Производственная мощность рудника, млн. т/год –							

Таблица 2.5 – Календарный график вскрытия и отработки запасов(Вариант 1) [изъяты данные таблицы]

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	СФУ ИГДГиГ ДП-21.05.04.02-104768ПЗ	Лист 27
------	------	----------	---------	------	------------------------------------	------------

Таблица 2.6 – Календарный график вскрытия и отработки запасов(Вариант 2)
[изъяты данные таблицы]

Календарный график вскрытия составляется для определения сроков строительства рудника и вскрытия этажей, он 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.

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 представлены в таблице 2.7 и 2.8.

Таблица 2.7 – Расчет эксплуатационных затрат (Вариант 1) [изъяты данные таблицы]

Наименование затрат	Расчёт			Затраты млн.руб
	Длина, м.	Время поддер- жания	Себестоимость	
1.Поддержание выработок				

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	Лист
					СФУ ИГДГиГ ДП-21.05.04.02-104768ПЗ 28

Всего уточненных затрат за рассматриваемый период эксплуатации			
в т.ч. средние годовые затраты			

Таблица 2.8 – Расчет эксплуатационных затрат (Вариант 2) [изъяты данные таблицы]

2.2.3 Сравнение конкурирующих вариантов вскрытия

Выбор оптимального варианта вскрытия производится по критерию минимума приведенных затрат. Затраты по (капитальным и эксплуатационным) вариантам могут значительно отличаться по величине и производится в разное время, что требует их приведения к одному и тому же моменту времени. Приведение (дисконтирование) затрат обычно производят к моменту сдачи рудника в эксплуатацию или к началу строительства.

При равноценных вариантах вскрытия, когда затраты отличаются не более чем на 10% окончательный выбор способа вскрытия производится с учетом технических факторов.

При приведении затрат к моменту сдачи объекта в эксплуатацию удельные приведенные затраты определяются по формуле, согласно расчетам таблица 2.9 и 2.10.

$$Z_{\text{пр}} = \frac{(C_t + K_t \cdot E_h) \cdot (1 + E_{\text{ип}})^{-t}}{B \cdot \frac{K_h}{K_k}}, \quad (2.7)$$

Удельно приведенные затраты для первого варианта составят:

[изъяты расчеты]

А для второго варианта:

[изъяты расчеты]

Для двух вариантов был проведен расчет капитальных затрат, по первому варианту капитальные затраты составят [изъято]., а по второму [изъято] руб. Составлен календарные график вскрытия и подготовки запасов с распределением капитальных затрат, проведены расчеты эксплуатационных затрат, которые составят по первому варианту [изъято]руб., а по второму [изъято]руб.,

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	СФУ ИГДГиГ ДП-21.05.04.02-104768ПЗ	Лист 30

Далее капитальные и эксплуатационные затраты были приведены к моменту сдачи объекта в эксплуатацию, таким образом на основании приведенных расчетов величина приведенных затрат по первому варианту вскрытия составит [изъято], для второго варианта [изъято].

Приведенные затраты по первому варианту больше чем по второму на 8%, а значит рассматриваемые варианты являются равноценными так как разница менее 10%.

Окончательно для вскрытия залежи богатых руд рудник «Октябрьский» принимаем вариант с четырьмя вертикальными стволами на трех разных промышленных площадках, так как для этого варианта капитальные, эксплуатационные и приведенные затраты меньше чем по первому варианту вскрытия.

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	Лист 31
					СФУ ИГДГиГ ДП-21.05.04.02-104768ПЗ

ТАБЛИЦА 2.9 [изъяты данные таблицы]

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	Лист 32
					СФУ ИГДГиГ ДП-21.05.04.02-104768ПЗ

ТАБЛИЦА 2.10 [изъяты данные таблицы]

2.2.4 Технико-экономические показатели

На основании предыдущих расчетов определяются основные технико-экономические показатели вскрытия и подготовки, таблица 2.11.

Таблица 2.11 – Технико-экономические показатели [изъяты данные таблицы]

Наименование	Значение	
	Вариант 1	Вариант 2
Балансовые запасы, тыс. т.		
Годовая производительность по залежи богатых руд, тыс. т.		
Коэффициент извлечения из недр, д. ед.		
Коэффициент изменения качества, д. ед.		
Срок службы предприятия, Т, лет		
Коэффициент эффективности ГКР, k_3 , тыс. т/м ³		
Удельные капитальные затраты k_y , руб./т		
Коэффициент подготовки k_n , м/1000 т		
Удельный расход ГПР, q_{grp} , м ³ /т		
Норма погашения ГПР, руб./т		
Удельно приведенные затраты, руб./т		

Коэффициент эффективности ГКР:

$$k_3 = \frac{Q_b}{V_{gkp}}, \quad (2.8)$$

где Q_b – количество вскрытых запасов, тыс. т; V_{gkp} – объем ГКР, м³;

Коэффициент эффективности ГКР для первого варианта составит:

[изъято]

А для второго варианта:

[изъято]

Удельные капитальные затраты:

$$Z_{уд.кап} = \sum \frac{Z_k}{B_3}, \quad (2.9)$$

где Z_k – капитальные затраты, руб; B_3 – эксплуатационные запасы месторождения, т

Для варианта 1 составят:

[изъято]

Для варианта 2:

[изъято]

Коэффициент подготовки:

$$k_n = \frac{1000 \cdot L}{Q_n}, \text{ м}/1000 \text{ т}, \quad (2.10)$$

где L – суммарная длина горно – подготовительных выработок, м; Q_n – количество подготовленных запасов, т;

Для варианта 1 составит:

[изъято]

Для второго варианта:

[изъято]

Удельный расход ГПР:

$$k_{гпр} = \frac{V_{гпр}}{Q_n}, \text{ м}^3/\text{т} \quad (2.11)$$

где $V_{гпр}$ – суммарный объем горно – подготовительных выработок, м^3 .

Для первого варианта:

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Да -	СФУ ИГДГиГ ДП-21.05.04.02-104768ПЗ	Лист 34

[изъято]

Для второго варианта:

[изъято]

Норма погашения горно – подготовительных работ определяется по формуле:

$$H_{ГПР} = \frac{(V_{ГПР} \cdot C_{ГПР} - D_{ГПР} \cdot C_{СД}) \cdot K_k}{Q_p \cdot K_n}, \text{ рубль/т} \quad (2.12)$$

где $C_{ГПР}$ – удельная стоимость проведения горно подготовительных выработок, руб./м³; $C_{СД}$ – себестоимость добычи 1 т руды (без погашения ГПР), руб./т; $D_{ГПР}$ – количество попутно добываемой руды при проведении ГПР, т.

Для первого и второго варианта соответственно:

[изъято]

2.3 Проведение выработок

2.3.1 Проведение наклонной выработки

В данном дипломном проекте в качестве наклонной горной выработки, будет рассмотрено и представлено строительство уклона длиной 450 м с углом наклона 8°.

Для ведения взрывных работ используются взрывчатые материалы: ВВ-Аммонит №6; средства инициирования – электродетонаторы.

Во время ведения взрывных работ по проходке всех видов выработок работы осуществляются согласно паспорту буровзрывных работ (БВР), составленным на основании актов опытного взрывания.

Паспорт буровзрывных работ определяет: параметры и схему расположения шпуров (скважин) в тупиковом забое для различных типов горного массива; конструкцию и массу зарядов взрывчатого вещества, тип ВВ, материал и длину забойки; последовательность и интервалы инициирования зарядов ВВ; время производства взрывов в соответствии с графиком цикличности горно –

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Да-	СФУ ИГДГиГ ДП-21.05.04.02-104768ПЗ	Лист 35

проходческих работ и время на проветривание призабойного пространства после каждого взрыва; другие мероприятия по обеспечению безопасности, в том числе по ликвидации негативных и нежелательных последствий буровзрывных работ. В их числе регламентируются радиус опасной зоны, места укрытия взрывников во время взрывов, способы и правила ликвидации невзорвавшихся зарядов ВВ (отказов). [16]

Так же разрешается производство взрывных работ при отсутствии паспортов БВР, но только при проведении опытных взрываний, дроблении негабаритов, доведений выработки до проектного сечения, ликвидации "отказов, заколов".

На границы опасной зоны, при ведении взрывных работ, выставляется постов охраны.

Взрывчатые материалы хранятся на подземных расходных складах.

Выбор оборудования и определение сечения выработки

В данном дипломном проекте оборудование принимается согласно данным с рудника «Октябрьский», на проходческих работах применяем следующее оборудование:

Буровая установка – Boomer 282H;

Погрузочно – доставочная машина – TORO – 400D;

Учитывая применяемое оборудование и зная его габариты (Таблица 2.12) рассчитаем сечение выработки.

Таблица 2.12 – Параметры применяемого оборудования

Параметр	Boomer 282H	TORO – 400D
Ширина, мм	1990	2425
Высота, мм	3000	2320

Площадь поперечного сечения в свету:

$$S_{\text{св}} = B \cdot (h_1 + 0,26 \cdot B), \quad (2.13)$$

где B — ширина выработки в свету, м; h_1 — высота стенки выработки от дорожного перекрытия, м.

$$S_{\text{св}} = 4,0 \cdot (2,2 + 0,26 \cdot 4,0) = 12,96 \text{ м}^2,$$

Площадь поперечного сечения выработки вчерне:

$$S_{\text{q}} = S_{\text{св}} + B \cdot h_{\text{п}}, \quad (2.14)$$

где $h_{\text{п}}$ — толщина дорожного покрытия, м.

$$S_{\text{q}} = 12,96 + 4,0 \cdot 0,35 = 14,36 \text{ м}^2,$$

Ширина выработки определяется по формуле:

$$B = a + A_{\text{м}} + b, \quad (2.15)$$

где a — минимальный зазор со стороны прохода людей, м; $A_{\text{м}}$ — ширина машины, м; b — минимальный зазор с противоположной стороны, м.

$$B = 1,2 + 2,4 + 0,5 = 4,0 \text{ м},$$

Высота стенки выработки от дорожного покрытия:

$$h_1 = H_{\text{св}} - h_{\text{с}}, \quad (2.16)$$

где $H_{\text{св}}$ — минимальная высота по оси выработки в свету, м; $h_{\text{с}}$ — высота свода, м.

$$h_1 = 3,6 - 1,3 = 2,3 \text{ м},$$

Минимальная высота оси выработки в свету:

$$H_{\text{св}} = h + e + d_{\text{т}}, \quad (2.17)$$

где h — высота машины, м; e — минимальный зазор между выступающей частью машины и кровлей выработки, м; $d_{\text{т}}$ — диаметр трубы или размер габарита подвешенного к кровле выработки, м.

$$H_{\text{св}} = 2,3 + 0,5 + 0,8 = 3,6 \text{ м},$$

Высота свода:

$$h_{\text{с}} = B/3, \quad (2.18)$$

где B — ширина выработки в свету, м.

$$h_{\text{с}} = 4,0/3 = 1,3 \text{ м},$$

Периметр выработки в свету:

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Да-	СФУ ИГДГиГ ДП-21.05.04.02-104768ПЗ	Лист 37

$$P = 2 \cdot h_1 + 2,33 \cdot B, \quad (2.19)$$

где B – ширина выработки в свету, м; h_1 – высота стенки выработки от дорожного перекрытия, м.

$$P = 2 \cdot 2,9 + 2,33 \cdot 4,0 = 15,12 \text{ м},$$

Проведя расчеты поперечного сечения выработки окончательно принимаем поперечное сечение $S_{\text{св}} = 16 \text{ м}^2$ и $S_{\text{ч}} = 17,4 \text{ м}^2$, $S_{\text{прок}} = 18 \text{ м}^2$, так как полученные значения при расчете не удовлетворяют требованиям вентиляции и высоте применяемого бурового оборудования.

Размеры поперечного сечения проектируемой выработки представлены на рисунке 2.3.

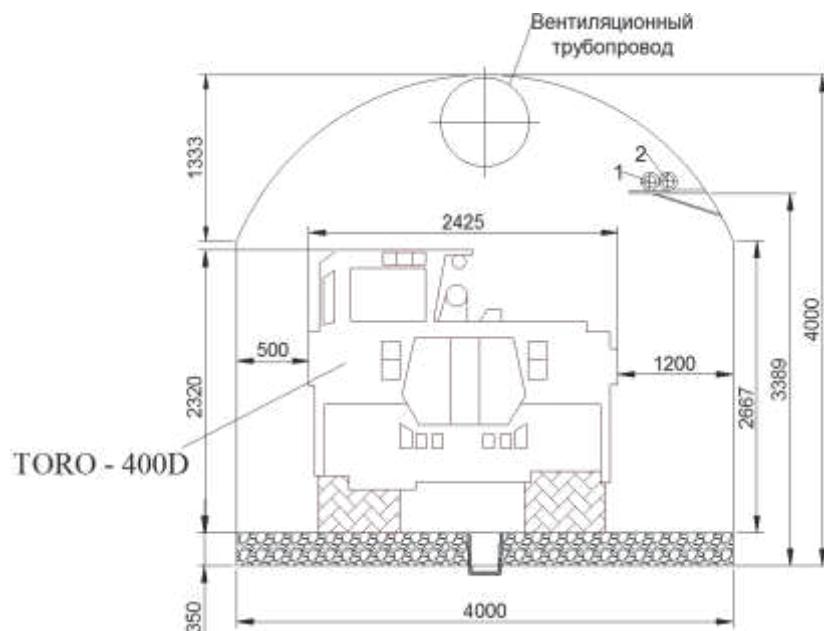


Рисунок 2.3 – Параметры проектируемой горной выработки; 1 – водопроводный трубопровод; 2 – трубопровод сжатого воздуха.

Буровзрывные работы

При проходке выработки в качестве ВВ принимаем Аммонит №6ЖВ, его характеристика представлена в виде таблица 2.13, так как породы крепкие и условие работы благоприятны.[24]

Таблица 2.13 – Характеристика ВВ

Наименование	Коэф.	Работоспособ-	Плот-	Параметры патрона ВВ
--------------	-------	---------------	-------	----------------------

ние ВВ	крепо-сти	ность, см ³	ность заряжания, г/см ³	Масса патро-на, г	Диаметр патро-на, мм	Длина патро-на, мм	Плот-ность ВВ в па-трунах, г/см ³
Аммонит №6ЖВ	14	380	1,2	200	32	200	1 – 1,2

Общее число шпурков в забое, шт:

$$N = \frac{12,7 q_{BB} S}{\Delta d_n^2 K_3} = \frac{12,7 \cdot 1,6 \cdot 18}{1,2 \cdot 3,6^2 \cdot 0,6} = 42, \quad (2.20)$$

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 шпурков, доли ед.

$$q_{BB} = 0,1 f f_0 U m e = 0,1 \cdot 14 \cdot 0,9 \cdot 1,6 \cdot 0,8 \cdot 1 = 1,6 \text{ кг/м}^3,$$

где f – коэффициент крепости по шкале проф. М. М. Протодьяконова; 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.

Принимаем 42 шт.

$$U = \frac{6,5}{\sqrt{S}} = \frac{6,5}{\sqrt{16}} = 1,6, \quad (2.21)$$

$$m = 32/d_k = 32/40 = 0,8, \quad (2.22)$$

$$e = P/P_{BB} = 1, \quad (2.23)$$

Принимаем вертикальный клиновой вруб.

Число врубовых шпурков, шт:

$$N_{BP} = (2h_k/a) + 2 = (2 \cdot 1,1/0,7) + 2 = 5,2 \text{ шт}, \quad (2.24)$$

Принимаем $N_{BP} = 6$ штук;

где $a = 0,7$ м – расстояние между парами сходящихся шпурков; h_k – высота клинового вруба, м.

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Да-	СФУ ИГДГиГ ДП-21.05.04.02-104768ПЗ	Лист 39

Высота вруба определяется по формуле, м:

$$h_k = W_{om} = 47d_3 \sqrt{\Delta / \gamma e U_{om\delta}} = 47 \cdot 0,036 \sqrt{1,2 / 4,1 \cdot 1 \cdot 0,7} = 1,1 \text{м}, \quad (2.25)$$

Расстояние между оконтуривающими шпурами, мм:

$$a_{ok} = (0,6 - 0,7)W_{om} = 0,7 \cdot 1,1 = 0,770 = 770 \text{мм}, \quad (2.26)$$

Расчёт числа оконтуривающих шпуротов по почве, шт:

$$N_p = \frac{B_n^{noq}}{a_{ok}} + 1 = \frac{4000}{770} + 1 = 6,2 = 7 \text{штук}, \quad (2.27)$$

Фактическое расстояние между шпурами по почве, мм:

$$a_\phi = \frac{B^{noq}}{N_n - 1} = \frac{4000}{7 - 1} = 667 \text{мм}, \quad (2.28)$$

Число шпуров по кровле, шт:

$$N_k = \frac{B_k^{kroq}}{a_{ok}} + 1 = \frac{4000}{770} + 1 = 6,2 = 7 \text{штук}, \quad (2.29)$$

Фактическое расстояние между шпурами по кровле, мм:

$$a_\phi = \frac{B^{kroq}}{N_n - 1} = \frac{4000}{7 - 1} = 667 \text{мм}, \quad (2.30)$$

Расчёт числа оконтуривающих шпуротов по бортам, шт:

$$N_b = \frac{B_n^\delta}{a_{ok}} + 1 = \frac{2667}{770} + 1 = 4,5 = 5 \text{штук}, \quad (2.31)$$

Фактическое расстояние между шпурами по бортам, мм:

$$a_\phi^\delta = \frac{B_n^\delta}{N_b - 1} = \frac{2667}{5 - 1} = 667 \text{мм}, \quad (2.32)$$

Число вспомогательных отбойных шпуров, шт:

$$N_{bc} = N - N_{bp} - N_{ok} = 42 - 6 - 20 = 16 \text{ шт.} \quad (2.33)$$

Теперь производится проверка количества шпуров графическим методом (Рисунок 2.4), а также определим точное расстояние между оконтуривающими шпурами.

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Да-	СФУ ИГДГиГ ДП-21.05.04.02-104768ПЗ	Лист 40

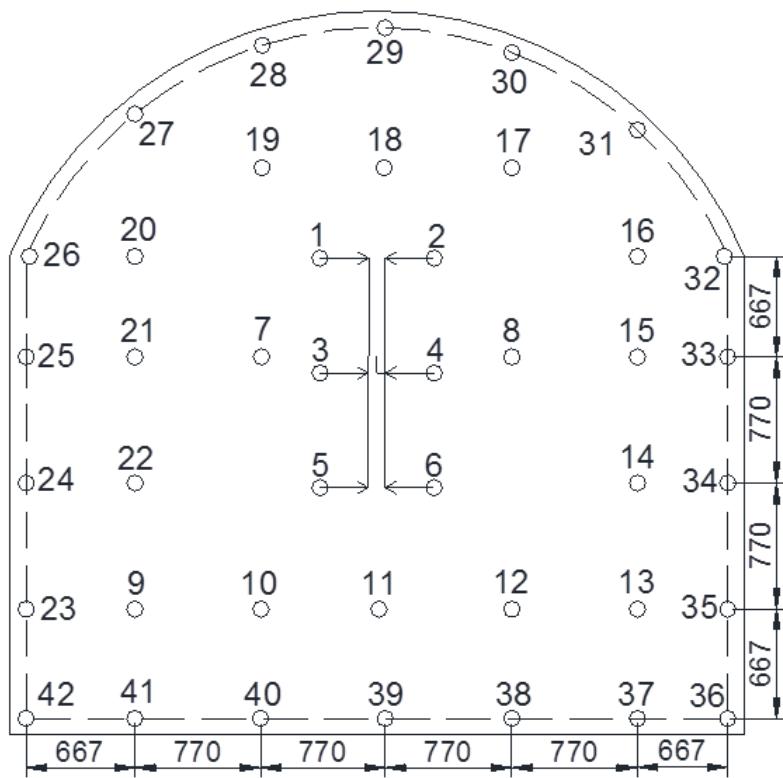


Рисунок 2.4 – Схема расположения шпуро

Конструкция заряда

В дипломном проекте выбираем обратное инициирование, так как оно способствует более эффективному использованию эффекта взрыва. Конструкция шпуроов представлена на рисунке 2.5. Конструкция заряда определяется расположением патронов ВВ в шпуре, местом находления инициатора в заряде, длиной и типом забойки.

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Да-	СФУ ИГДГиГ ДП-21.05.04.02-104768ПЗ	Лист 41

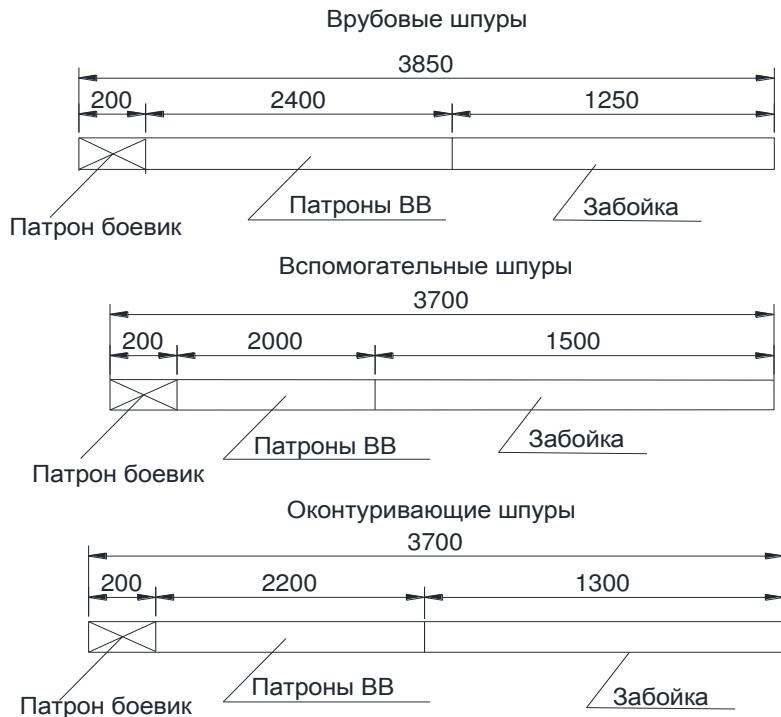


Рисунок 2.5 – Конструкция заряда

Выбор и расчёт крепи

Выбор крепи капитальных и подготовительных выработок для поддержания их в конкретной горно – геологической ситуации обуславливается и определяется рядом основных факторов и показателей в соответствии с видом и назначением выработок:

Сроком службы выработки. Этот фактор, обусловливаемый видом и назначением выработки, является определяющим при выборе крепи; физико-механическими свойствами горных пород; Расположением и способом охраны выработок.

Горную крепь изготавливают из крепежных материалов, к которым относятся дерево, металл, бетон, железобетон, естественные и искусственные камни, синтетические смолы, стеклопластики и др.

Согласно СНиП выбор крепи производится по безразмерному показателю устойчивости пород:

$$\Pi_y = \gamma \cdot H_p / R_{сж}; \quad (2.34)$$

$$\Pi_y = 4,1 \cdot 900 / 122 = 0,30,$$

Изм.	Лист	№ докцм.	Подпись	Да-	СФУ ИГДГиГ ДП-21.05.04.02-104768ПЗ	Лист 42

где γ - объёмная плотность пород, кг/м³; H_p – расчётная глубина расположения выработки, м; $R_{сж}$ – расчётное сопротивление пород сжатию, МПа.

$$R_{сж} = G_{сж} \cdot K_c \cdot \xi; \quad (2.35)$$

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.

$$R_{сж} = 170 \cdot 0,8 \cdot 0,9 = 122 \text{ МПа}, \quad (2.36)$$

Далее выбор крепи осуществляем по показателю устойчивости (Таблица 2.14)

Таблица 2.14 – Выбор крепи по показателю устойчивости пород

Значение Π_y	Рекомендуемая крепь
до 0,10	Крепь не требуется. При интенсивной трещиноватости пород следует применять набрызгбетон толщиной до 30 мм.
0,10-0,30	Анкерная либо комбинированная крепь.
0,30-0,45	Крепи: монолитная бетонная без обратного свода; деревянная; металлическая податливая; комбинированная с металлическими рамами или арками, либо с бетоном.

Так как при проведенных расчётах показатель устойчивости получился равен $\Pi_y = 0,3$, то к дальнейшему рассмотрению может приниматься анкерная или комбинированная крепь.

К расчёту принимаем анкерную крепь, так как крепость пород $f = 14$, то рекомендовано применение железобетонного или сталеполимерного анкера.

Определяем действующее на контуре выработки напряжение, МПа:

$$G_{max} = K_1 \cdot \gamma \cdot H, \quad (2.37)$$

$$G_{min} = K_2 \cdot \gamma \cdot H, \quad (2.38)$$

где K_1, K_2 – коэффициент концентрации напряжений; H – глубина расположения выработки, м.

$$G_{max} = 2 \cdot 4100 \cdot 900 = 74 \text{ МПа}, \quad (2.39)$$

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Да-	СФУ ИГДГиГ ДП-21.05.04.02-104768ПЗ	Лист 43

$$G_{min} = 0,4 \cdot 4100 \cdot 900 = 15 \text{ МПа}, \quad (2.40)$$

Рассчитываем коэффициент запасов прочности пород на контуре выработки по следующим формулам:

$$n_b = R_{cж}/G_{max} = 122/74 = 1,6 < 4, \quad (2.41)$$

$$n_k = R_p/G_{min} = 4,7/15 = 0,3 < 4, \quad (2.42)$$

Коэффициент и угол внутреннего трения породы:

$$tg \varphi = (R_{cж} - R_p)/(R_{cж} + R_p) = (122 - 4,7)/(122 + 4,7) = 0,93,$$

$$\varphi = 43^\circ, \quad (2.43)$$

Высота зоны обрушения с учётом запаса прочности пород кровли:

$$b_k = (a + h_1 \cdot ctg \theta) / tg \varphi - h_0 = \frac{2 + 2,6 Ctg(45^\circ + 43^\circ/2)}{0,93} - 1 = 2,4 \text{ м},$$

Интенсивность давления со стороны кровли:

$$q_1' = b_k \cdot \gamma = 2,4 \cdot 4,1 = 98,4 \text{ кПа}, \quad (2.45)$$

Интенсивность бокового давления почвы у выработки с учётом $n_b = 1,6$:

$$q_n = (b_1 + h_1) \cdot \gamma \cdot \lambda_2 = (3,4 + 2,6) \cdot 4,1 \cdot 0,19 = 4,6 \text{ кПа},$$

Высота свода равновесия:

$$b_1 = b_k + h_o = 2,4 + 1 = 3,4 \text{ м}, \quad (2.47)$$

Рассчитываем железобетонный анкер со стержнем из круглой гладкой стали класса А – I диаметром $d_c = 0,016 \text{ м}$; расчётное сопротивление стали $R_p = 210 \text{ МПа}$; бетон М300, имеющий сцепление со стержнем $\tau_1 = 11 \text{ МПа}$; расчётная длина заделки $l_s = 0,4 \text{ м}$; диаметр шпура $d_{ш} = 0,036 \text{ м}$; удельное сцепление бетона с породой $\tau_2 = 1 \text{ МПа}$.

Расчётная несущая способность стержня анкера из условия его прочности на разрыв:

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Да-	СФУ ИГДГиГ ДП-21.05.04.02-104768ПЗ	Лист 44

$$P_c = F \cdot R_p \cdot m, \quad (2.48)$$

где F – площадь поперечного сечения стержня ($F = \pi \cdot R_c^2$), м² (рекомендуемый диаметр стержня $d_{ш} = 0,036$ м); R_c – радиус стержня, м; R_p – расчетное сопротивление материала стержня растяжению $R_p = 210$ МПа; m – коэффициент условной работы стержня анкера, который в обычных условиях работы можно принять равным 0,9 – 1.

$$P_c = 3,14 \cdot 0,008^2 \cdot 210 \cdot 10^6 \cdot 0,9 = 3,7 \cdot 10^4 \text{ Н}, \quad (2.49)$$

Расчётная несущая способность стержня анкера из условия прочности его закрепления в бетоне (или полимербетона):

$$P_3 = \pi \cdot d_c \cdot \tau_1 \cdot l_3 \cdot k_l \cdot m_1, \quad (2.50)$$

где d_c – диаметр арматурного стержня, м; τ_1 – удельное сцепление стержня с бетоном, МПа; l_3 – расчетная длина заделки, м; k_l – поправочный коэффициент на длину заделки; m_1 – коэффициент условий работы замка, равный при сухом шпуре – 0,9; при влажном шпуре – 0,75; при капеже из шпура – 0,6.

$$P_3 = 3,14 \cdot 0,016 \cdot 11 \cdot 10^6 \cdot 0,4 \cdot 0,55 \cdot 0,9 = 10,9 \cdot 10^4 \text{ Н},$$

Расчётная несущая способность замка из условия его сдвига относительно стен шпура:

$$P_{cd} = \pi \cdot d_{ш} \cdot \tau_2 \cdot l_3 \cdot m_1, \quad (2.51)$$

где $d_{ш}$ – диаметр шпура, м; τ_2 – удельное сцепление бетона с породой, МПа; m_1 – коэффициент условий работы замка, равный при сухом шпуре – 0,9; при влажном шпуре – 0,75; при капеже из шпура – 0,6.

$$P_{cd} = 3,14 \cdot 0,016 \cdot 1 \cdot 10^6 \cdot 0,4 \cdot 0,9 = 1,8 \cdot 10^4 \text{ Н},$$

Дальнейший расчёт ведем по наименьшей несущей способности:

$$P_a = P_{cd} = 1,8 \cdot 10^4 \text{ Н}, \quad (2.52)$$

Определяем длину анкера, приняв $l_b = b'_k = 2,4$ м:

$$l_a = l_b + l_{зг} + l_{п} = 2,4 + 0,4 + 0,2 = 3,0 \text{ м}, \quad (2.53)$$

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Да-	СФУ ИГДГиГ ДП-21.05.04.02-104768ПЗ	Лист 45

где l_b – высота зоны возможного обрушения или отслоения пород в зависимости от запаса прочности пород кровли и принятой расчётной схемы горного давления; $l_{зг}$ – величина заглубления анкера в устойчивую зону массива пород, равная $0,3 - 0,4$ м; l_n – длина выступающей из шпура части анкера, равная $0,05 - 0,2$ м.

Принимаем длину анкера в кровле равной 3,0 м.

Плотность расстановки анкеров в кровле, шт/м²:

$$S = q'_1 \cdot n_n / P_a' \quad (2.54)$$

где q'_1 – нормативное давление со стороны кровли (Па), зависящее от расчётной схемы горного давления, формы выработки и запаса прочности пород кровли; n_n – коэффициент перегрузки равный 1,2; P_a – расчётная несущая способность анкера, принимается меньшее из значений.

$$S = 98,4 \cdot 10^3 \cdot 1,2 / 1,8 \cdot 10^4 = 6,56 \text{ шт/м}^2,$$

Расстояние между анкерами по кровли, м:

$$a_1 = \left(1/S \right)^{1/2}, \quad (2.55)$$

где S – Плотность расстановки анкеров в кровле, шт/м².

$$a_1 = \left(1/6,56 \right)^{1/2} = 0,4 \text{ м},$$

Принимаем установку анкеров в кровле по сетке $0,4 \times 0,4$ м.

Определяем длину анкера в боку выработки, предварительно рассчитываем увеличение полупролета выработки, м:

$$C = h_1 \cdot ctg \left(45^\circ + \varphi/2 \right) = 2,6 \cdot ctg \left(45^\circ + 43/2 \right) = 4,42 \text{ м},$$

$$l_b = C / n_b + l_{зг} + l_n = 4,42 / 1,6 + 0,4 + 0,2 = 2,0 \text{ м}, \quad (2.57)$$

Принимаем длину анкера в бортах выработки равной 2,0 м.

Рассчитываем плотность расстановки анкеров в борту выработки шт/м²:

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Да-	СФУ ИГДГиГ ДП-21.05.04.02-104768ПЗ	Лист 46

$$S' = q_{\text{п}} \cdot n_{\text{п}} / P_a, \quad (2.58)$$

где $q_{\text{п}}$ – интенсивность бокового давления почвы у выработки, кПа.

$$S' = \frac{4,6 \cdot 10^3 \cdot 1,2}{1,8 \cdot 10^4} = 0,31 \text{ шт/м}^2,$$

Расстояние между анкерами в борту, при расположение их по квадратной сетке, м:

$$a_2 = \left(\frac{1}{S'} \right)^{1/2} = a_1 = \left(\frac{1}{0,31} \right)^{1/2} = 1,8 \text{ м}, \quad (2.59)$$

Принимаем сетку расположения анкеров в борту выработки $1,8 \times 1,8$ м.

Количество закрепляющего состава определяется по формуле, см³:

$$V = 0,825 \cdot (d_{\text{ш}}^2 - d_{\text{c}}^2) \cdot l_s = 0,825 \cdot (3,6^2 - 1,6^2) \cdot 25 = 214,5 \text{ см}^3$$

Определение норм выработки и производительности по процессам

Производим расчёт для погрузочно – доставочной машины *TORO – 400D*.

Среднюю эксплуатационную производительность считаем по формуле:

$$Q_{\text{эксп}} = \frac{\frac{3600 \cdot E \cdot T \cdot K_3}{t_{\text{погр}} + t_{\text{движ}} + t_{\text{разгр}}}}{14 + 94 + 15} = 1527 \quad (2.60)$$

где Е – вместимость ковша машины; Т = 7 ч – продолжительность работы машины в течение смены; $t_{\text{разгр}} \approx 10 \dots 20$ с; $t_{\text{погр}}$ – время погрузки, с; $t_{\text{движ}}$ – время движения машины от забоя до пункта разгрузки и обратно, с.

$$t_{\text{погр}} = t_{\text{ц}} \cdot K_{\text{н}} \cdot K_{\text{ман}} \cdot K_{\text{рем}} = 8 \cdot 1,2 \cdot 1,3 \cdot 1,1 = 14 \text{ с}, \quad (2.61)$$

$$t_{\text{движ}} = 3600 \cdot L \cdot \left(\frac{1}{V_{\text{гр}}} + \frac{1}{V_{\text{пор}}} \right) \cdot K_{\text{дв}}, \quad (2.62)$$

где L ≈ 0,12 км – длина откатки руды; $V_{\text{гр}} \approx 10$ км/ч – скорость машины груженой; $V_{\text{пор}} \approx 15$ км/ч – скорость машины порожней; $K_{\text{дв}}$ – коэффициент учитывающий неравномерность движения машины.

$$t_{\text{движ}} = 3600 \cdot 0,2 \cdot \left(\frac{1}{10} + \frac{1}{15} \right) \cdot 1,3 = 156 \text{ с}, \quad (2.63)$$

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Да -

$$Q_{\text{эксп}} = \frac{3600 \cdot 4,3 \cdot 7 \cdot 4,1 \cdot 0,95}{14 + 156 + 15} = 2161 \text{т/смену} = 308,7 \text{т/час},$$

С учётом плотности породы $\gamma = 4,1 \text{ т/м}^3$:

$$Q_{\text{эксп}} = \frac{308,7}{4,1} = 75,29 \text{ м}^3/\text{ч}, \quad (2.64)$$

Таким образом, норма времени погрузки составит:

$$H_{\text{п}} = \frac{1}{Q_{\text{з}}} = \frac{1}{75,29} = 0,013 \text{ маш.ч/м}^3, \quad (2.65)$$

Объём горной массы отбиваемой за цикл, м^3 :

$$V_{\text{ц}} = S_{\text{ц}} \cdot l_{\text{yx}} = 18 \cdot 3,33 = 59,94 \text{ м}^3, \quad (2.66)$$

В разрыхлённом состоянии, м^3 :

$$V_{\text{раз}} = V_{\text{ц}} \cdot K_{\text{раз}} = 59,94 \cdot 1,3 = 77,92 \text{ м}^3, \quad (2.67)$$

Теперь рассчитываем производительность буровой машины *Boomer 282Н*.

Эксплуатационная сменная производительность составит:

$$Q_{\text{экс}} = \frac{T - (t_{n_3} + t_{n_3}^I + t_0 + t_{взр})}{t_{бур} + t_{вспом}}, \text{ илpm/смену}, \quad (2.68)$$

где $T = 420$ мин – продолжительность рабочей смены; $t_{n_3} = 10,5$ мин – время общих подготовительных и заключительных операций за смену (2,5 % от 420 мин); $t_{n_3}^I = 39,9$ мин (9,5 % от 420 мин); $t_0 = 42$ мин – время отдыха бурильщика (10 % от 420 мин); $t_{взр} = 50,4$ мин – время на технологический перерыв, связанный с ведением взрывных работ (12 % от 420 мин).

$$Q_{\text{эксп}} = \frac{420 - (10,5 + 39,9 + 42 + 50,4)}{1 + 1,1} \approx 132 \text{ илpm/смену} = 18,85 \text{ илpm/ч},$$

Норма времени бурения составит:

$$H_{\text{бур}} = \frac{1}{Q_{\text{эксп}}} = \frac{1}{18,85} = 0,053 \text{ маш.ч/м}, \quad (2.69)$$

Объем работ по обуриванию забоя составит, м:

$$V_{\text{бур}} = N_{\text{шп}} \cdot l_{\text{yx}} = 42 \cdot 3,33 = 140 \text{ м}, \quad (2.70)$$

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Да-	СФУ ИГДГиГ ДП-21.05.04.02-104768ПЗ	Лист 48

Во время крепления горной выработки норма времени на установку одного анкера составляет 0,1 часа. Бурение производиться также буровой установкой Boomer 282Н.

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

Определение комплексной нормы выработки. Построение паспорта БВР

В данном дипломном проекте принимаем продолжительность смены равной 7 часам, один цикл составляет три смены в сутки (21час), количество рабочих дней в году 365. Определяем явочное число рабочих в смену:

$$N_s = \frac{(l_{yx} \cdot H_k)}{(T_{cm} \cdot K)} = \frac{3,33 \cdot 2,1}{7 \cdot 1,1} = 0,9 = 1, \quad (2.71)$$

где К – средний коэффициент сокращения нормы времени, 1,1.

Списочный состав бригады определяется по формуле:

$$N_{cn} = N_s \cdot K_{cn} \cdot N_3 = 1 \cdot 1,25 \cdot 3 = 3,75 = 4 \text{ человека}, \quad (2.72)$$

где K_{cn} – коэффициент списочного состава.

$$K_{cn} = \frac{T_{pd}}{(T_{kd} - t_1 - t_2 - t_3) \cdot 0,96} = \frac{305}{(365 - 62 - 36 - 13) \cdot 0,96} = 1,25$$

где T_{pd} – число рабочих дней в году, 305дней; T_{kd} – число календарных дней в году, 365дней; t_1 – число праздничных дней году, 13 дней; t_2 – число выходных дней в году, 62 дня; t_3 –число дней отпуска в году, 36дней.

Далее составляем циклограмму, которая представляет собой линейный график, который отражает только время и последовательность выполнения отдельных процессов (операций) цикла в виде горизонтальных линий, проведенных в определенном масштабе (Таблица 2.15).

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Да-

Таблица 2.15 – Продолжительность цикла [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			
Приведение забоя в без- опасное состояние				
Бурение шпуров				
Заряжание и взрывание				
Проветривание				
Погрузка ПДМ				
Крепление				
Вспомогательные опера- ции				
ИТОГО:				

Таблица 2.16 – Циклограмма проходческих работ [изъяты данные таблицы]

Процесс	Количе- ство чел.	Прод -ть, час	Смены													
			1							2						
			1	2	3	4	5	6	7	1	2	3	4	5	6	7
Приведение забоя в безопасное со- стояние			-													
Бурение																
Заряжание, взры- вание																
Проветривание																
Погрузка, достав- ка ПДМ																
Крепление																
Вспомогательные операции																

Длина вспомогательных шпуров с учётом КИШ:

$$l_{вспом} = l_u / \eta; \quad (2.73)$$

$$l_{вспом} = 3,33 / 0,9 = 3,7 \text{ м.}$$

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

$$l_{\text{шпу} \delta} = l_{\text{вспом}} + 0,15 = 3,7 + 0,15 = 3,85 \text{ м.} \quad (2.74)$$

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

$$l_{\text{оконн.}} = 3,7 \text{ м.} \quad (2.75)$$

Тип вруба принимается исходя из рекомендации методического указания. Исходя из принятого бурового оборудования и горно-геологических условий проходки выработки, принимается вертикальный клиновой вруб. Паспорт БВР для уклона $S=16 \text{ м}^2$ изображен на рисунке 2.6.

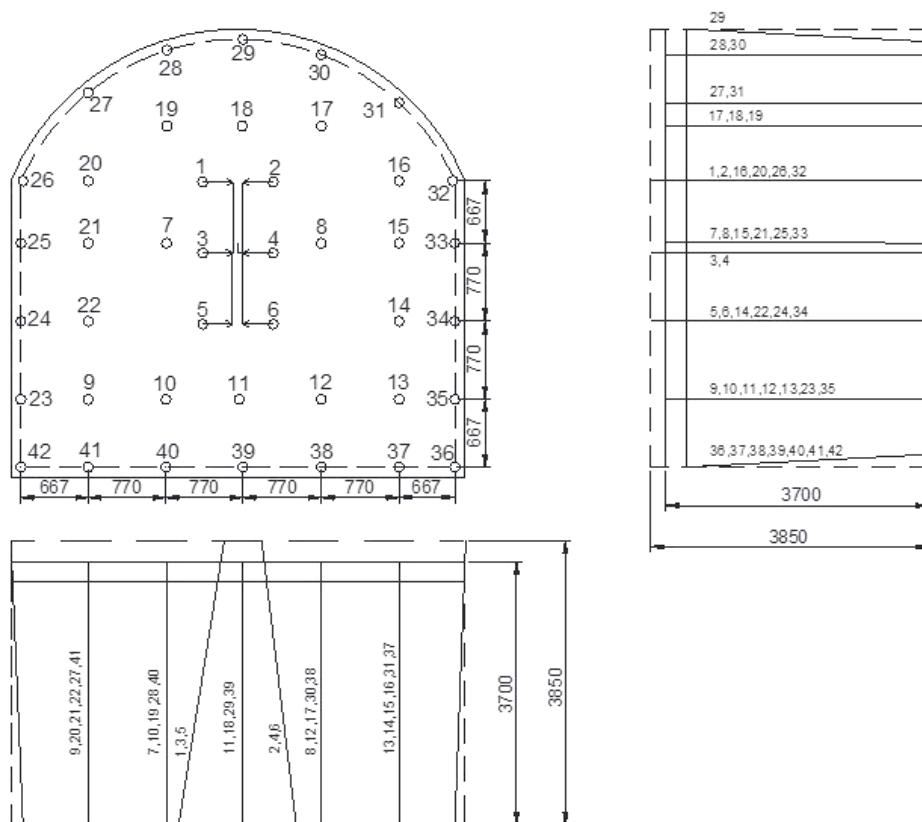


Рисунок 2.6 – Паспорт буровзрывных работ (БВР)

Уточнение параметров БВР

Общий расход ВВ на цикл, кг:

$$Q_p = q_{\text{БВ}} \cdot S \cdot l_y = 1,6 \cdot 18 \cdot 3,33 = 95,9 \text{ кг,} \quad (2.76)$$

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Да-	СФУ ИГДГиГ ДП-21.05.04.02-104768ПЗ	Лист
						51

Средняя величина заряда в шпуре, кг:

$$q_{cp} = \frac{Q_p}{N_{3P}} = \frac{95,9}{42} = 2,20 \text{ кг}; \quad (2.77)$$

где N_{3P} – число заряжаемых шпуротов в комплекте, шт.

Величина заряда в отдельных шпурах уточняется с учётом их назначения и глубины. Для врубовых шпуротов её принимают на 15-20% больше средней величины заряда, для вспомогательных на 15-20% меньше, а для оконтуривающих около средней величины заряда. При этом необходимо иметь в виду, что в каждом шпуре размещается целое число патронов ВВ.

Для ведения взрывных работ принимаем патронированное ВВ с массой патрона 200 грамм.

Количество патронов во врубовых шпурах:

$$n_{ep}^n = \frac{q_{ep}}{m_n} = \frac{2,4}{0,2} = 12 \text{ патронов}, \quad (2.78)$$

$$q_{ep}^n = 2,20 + \frac{20}{100} = 2,4 \text{ кг}, \quad (2.79)$$

В отбойных аналогично формулам 2.78 и 2.79:

$$n_{om\delta}^n = \frac{q_{om\delta}}{m_n} = \frac{2,0}{0,2} = 10 \text{ патронов},$$

$$q_{om\delta}^n = 2,28 - \frac{20}{100} = 2,0 \text{ кг},$$

В оконтуривающих шпурах аналогично 2.78 и 2.79:

$$n_{ok}^n = \frac{q_{ok}}{m_n} = \frac{2,20}{0,2} = 11 \text{ патронов},$$

$$q_{ok}^n = q_{cp} \approx 2,20 \text{ кг},$$

Длина заряда в шпуре:

- во врубовом

$$l_{3,ep} = l_n \times n_1 = 0,2 \cdot 12 = 2,4 \text{ м}, \quad (2.80)$$

- в вспомогательном аналогично формуле 2.80:

$$l_{3,vcn} = l_n \times n_2 = 0,2 \cdot 10 = 2,0 \text{ м},$$

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Да-

- в оконтуривающем аналогично формуле 2.80:

$$l_{3,ok} = l_n \times n_{33} = 0,2 \cdot 11 = 2,2 \text{ м},$$

где l_n – длина стандартного патрона ВВ, м; n_1, n_2, n_3 – число патронов ВВ во врубовом, вспомогательном и оконтуривающем шпурах.

Уточнённый общий расход ВВ на цикл должен быть в пределах рассчитанного и составлять, кг:

$$Q_\phi = q_{bp} \cdot N_{bp} + q_{vsp} \cdot N_{vsp} + q_{ok} \cdot N_{ok}, \quad (2.81)$$

$$Q_\phi = 2,4 \cdot 6 + 2,0 \cdot 16 + 2,2 \cdot 20 = 90,4 \text{ кг},$$

где q_{bp} , q_{vsp} , q_{ok} – величина заряда соответственно во врубовом, вспомогательном, и оконтуривающем шпурах, кг.

Основные параметры врубовых, оконтуривающих и вспомогательных шпуров представлены в таблице 2.17

Таблица 2.17 – Основные параметры

№ шпур-ров	Наименование шпур-ров	Глубина шпуров, м	Величина заряда в шпуре, кг	Длина заряда, м	Длина забойки, м	Очерёд-ность взрывания
1-6	Врубовые	3,85	2,4	2,4	1,25	I
7-22	Отбойные	3,70	2,0	2,0	1,50	II
23-42	Оконтуривающие	3,70	2,2	2,2	1,30	III

Расчёт основных показателей БВР

Объём горной массы, оторванной за взрыв:

$$V = S \cdot l_y = 18 \cdot 3,33 = 59,94 \text{ м}^3, \quad (2.82)$$

где S – площадь поперечного сечения выработки в проходке, м^2 .

Расход шпурометров:

на цикл:

$$L_u = l_{bp} \cdot N_{bp} + l_{om} \cdot N_{om} + l_{ok} \cdot N_{ok} = 3,8 \cdot 6 + 3,7 \cdot 16 + 3,7 \cdot 20 = 156 \text{ м/цикл}, \quad (2.83)$$

где l_{bp} – глубина врубовых шпуров, м.

на 1 м проходки:

$$L_{1,m} = L_u / l_y = 156 / 3,33 = 46,8 \text{ м/пм}, \quad (2.84)$$

на 1 м³ горной массы:

$$L_{un1m^3} = L_u / V = 156 / 59,94 = 2,6 \text{ м/м}^3. \quad (2.85)$$

Расход ВВ, кг:

на цикл:

$$Q_\phi = q_{ep} \cdot N_{ep} + q_{om\delta} \cdot N_{om\delta} + q_{ok} \cdot N_{ok}, \quad (2.86)$$

$$Q_\phi = 2,4 \cdot 6 + 2,0 \cdot 16 + 2,2 \cdot 20 = 90,4 \text{ кг},$$

на 1 м проходки:

$$Q_{1m} = Q_\phi / l_y = 90,4 / 3,33 = 27,1 \text{ кг/пм}, \quad (2.87)$$

на 1 м³ горной массы:

$$q_\phi = Q_\phi / V = 90,4 / 59,94 = 1,5 \text{ кг/м}^3. \quad (2.88)$$

Расход средств инициирования (ЭД), шт:

на цикл:

$$n_{\phi} = n_{u} = 42 \text{ шт}, \quad (2.89)$$

на 1 м проходки:

$$n_{\phi1m} = n_{\phi} / l_y = 42 / 3,33 = 12,6 \text{ шт/пм}, \quad (2.90)$$

на 1 м³ горной массы:

$$n_{\phi m^3} = n_{\phi} / V = 42 / 59,94 = 0,7 \text{ шт/м}^3. \quad (2.91)$$

Фактическая месячная скорость проходки выработки, м/мес:

$$E_\phi = l_y \cdot n_{p,\phi} \cdot n_{cm} \cdot n_u = 3,33 \cdot 25 \cdot 3 \cdot 1 = 250 \text{ м/мес.} \quad (2.92)$$

Продолжительность сооружения выработки:

$$T_{np} = L / E_\phi = 450 / 250 = 1,8 \text{ мес.}; \quad (2.93)$$

где L – длина заданной выработки, м.

Все основные показатели БВР сведены в таблицу 2.18.

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Да-	СФУ ИГДГиГ ДП-21.05.04.02-104768ПЗ	Лист 54

Таблица 2.18 – Основные показатели БВР [изъяты данные таблицы]

Наименование показателя	Значение
1. Сечение выработки в проходке, м ²	
2. Длина выработки, м	
3. Количество шпурков на цикл, шт	
4. Глубина шпурков в комплекте, м	
5. Коэффициент использования шпурков	
6. Подвигание забоя за взрыв, м	
7. Объем горной массы, оторванной за взрыв, м ³	
8. Расход шпурометров:	
а) на цикл, п.м/цикл	
б) на 1 п.м выработки, м/пм	
в) на 1м ³ горной массы, пм/м ³	
9. Расход ВВ:	
а) на цикл, кг	
б) на 1 п.м выработки, кг/пм	
в) на 1м ³ горной массы, кг/м ³	
11. Расход СИ:	
а) на цикл	
б) на 1 пог. м выработки	
в) на 1м ³ горной массы, кг/м ³	
12. Месячная скорость проходки выработки, м/мес	
13. Продолжительность сооружения выработки, мес.	

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 10 м от устья проветриваемой выработки 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 в выработке:

$$Q_{\text{н}} = \frac{2,25 \cdot S_{\text{св}}}{60 \cdot t} \sqrt[3]{\frac{A \cdot L^2 \cdot b \cdot \varphi}{S_{\text{св}} \cdot K_y^2}} = \frac{2,25 \cdot 16}{60 \cdot 30} \sqrt[3]{\frac{90,4 \cdot 450^2 \cdot 40 \cdot 0,8}{16 \cdot 1,24^2}} = 3,45 \text{ м}^3 / \text{с}, \quad (2.94)$$

где А - количество одновременно взрываемого ВВ в выработке, кг; S_{CB} – площадь поперечного сечения выработки в свету, м²; L – длина выработки, проветриваемой нагнетательным способом, м; b – объем вредных газов, образующихся при взрыве 1 кг ВВ, л/кг (при взрывании по породе b = 40, при взрывании по углю b= 100); t – нормальное время проветривания выработки, мин; ω – коэффициент, учитывающий обводненность выработки, доли ед. (для сухих выработок ω = 0,8, для влажных ω = 0,6, для выработок, проводимых по водоносным породам или с применением водяных заслонов ω= 0,3); K_y – коэффициент утечек воздуха из трубопроводов, доли ед.

По наибольшему числу людей:

$$Q = 6 \cdot n = 6 \cdot 2 = 12 \text{ м}^3 / \text{мин}, \quad (2.95)$$

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

По выносу пыли:

$$Q = 60 \cdot V_{\min} \cdot S_{CB} = 60 \cdot 0,5 \cdot 16 = 480 \text{ м}^3 / \text{мин}, \quad (2.96)$$

где V_{\min} – минимальная скорость движения воздуха, м/с; S_{CB} – площадь сечения выработки в свету, м².

По тепловому фактору:

$$Q_M = 20 \cdot S_{CB} \cdot V_{\min}, \quad (2.97)$$

$$Q_M = 20 \cdot 16 \cdot 0,4 = 128 \text{ м}^3/\text{мин},$$

Производим выбор ВМП.

$$Q_B = Q_{\max} \cdot K_y = 480 \cdot 1,24 = 595,2 \text{ м}^3 / \text{мин}, \quad (2.98)$$

Депрессия ВМП:

$$h_B = Q_B \cdot R_{TP} \cdot (0,59 / K_y + 0,41) = 595,2 \cdot 26,24 \cdot (0,59 / 1,24 + 0,41) = 13743 \text{ Па}, \quad (2.99)$$

где R_{TP} – аэродинамическое сопротивление трубопровода.

Учитывая все расчётные значения дебита и депрессии, в данном дипломном проекте принимаем вентилятор ВМ – 8М.

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Да-	СФУ ИГДГиГ ДП-21.05.04.02-104768ПЗ	Лист 56

Количество вентиляторов составляет:

$$\text{по подаче воздуха: } \frac{595,2}{600} = 1 \text{ вентилятор;}$$

$$\text{по депрессии: } \frac{13743}{3200} \geq 1 \text{ вентилятор.}$$

Для проветривания уклона нам понадобиться 2 вентилятора ВМ – 8М.

Схематичная схема проветривания представлена на рисунке 2.7

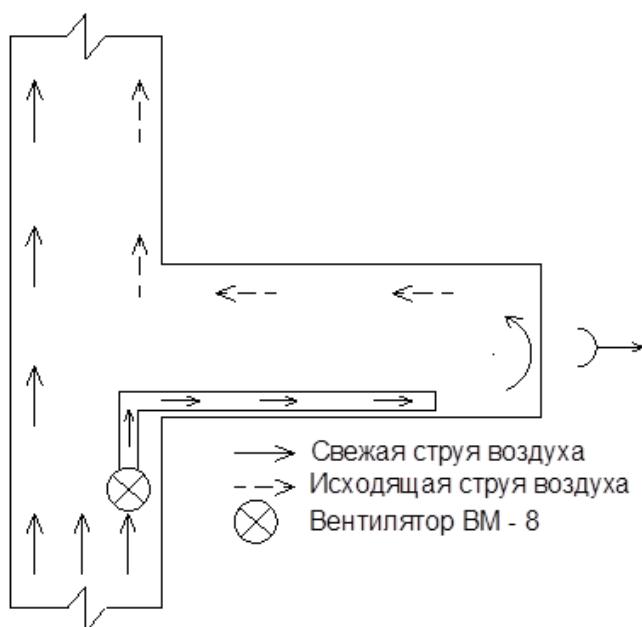


Рисунок 2.7 - Схема проветривания выработки

Водоотлив

В дипломном проекте проходка уклона осуществляется сверху вниз, поэтому одной из проблем становится вода, скапливаемая у забоя. Наличие воды в забое выработки осложняет производство горных работ, снижает скорость проведение и производительность труда, поэтому при проведении подобных выработок необходимо применение забойных насосов Н – 1М. Вода из забоя перекачивается в приемный колодец насоса установленный в сбойке, далее вода перекачивается на откаточный горизонт. Забойный насос Н – 1М может обеспечивать откачуку воды по наклонной выработке с углом наклона 5 – 15⁰ на расстояние до 100м.

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Да-	СФУ ИГДГиГ ДП-21.05.04.02-104768ПЗ	Лист 57

Расчёт себестоимости проведения выработки

Для расчета себестоимости проведения выработки рассчитываем затраты на проходку по статье «Заработка плата» (Таблица 2.19), так же учитываются затраты по статье «Материалы» (Таблица 2.20), «Энергия» (Таблица 2.21) и «Амортизация» (Таблица 2.22). Далее рассчитываем общую стоимость сооружения выработки.

Таблица 2.19 – Затраты по статье «Заработка 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.
Итого по тарифу							
Доплата за работу в ночные времена (7 %)							
Итого с ночными							
Премиальные доплаты (40 %)							
Итого с премиальными							
Районный коэффициент (1,8)							
Итого с районным коэффициентом							
Доплата за работу в условиях крайнего севера (80 %)							
Итого с доплатой							
ECH (27,1 %):							
С учётом ECH:							
Стоимость всей выработки							
Стоимость 1 м ³ , руб							

Таблица 2.20 – Затраты по статье «Материалы» [изъяты данные таблицы]

Наименование	Единица измерения	Расход на цикл	Стоимость единицы, руб.	Сумма, руб.
1. Взрывание:				
Итого на цикл:				
Неучтенные материалы (10%):				
Итого с неучтенными на цикл.:				
Итого на всю выработку:				
Итого на 1 м ³ :				

Таблица 2.21 – Затраты по статье «Энергия» [изъяты данные таблицы]

Вид энергии. Процесс. Потребитель	Количество потребителей	Ед. измерения	Расход в час или мощность двигателя, л.с.	Продолжительность процесса в цикле, ч	Расход энергоносителя на цикл	Стоимость единицы энергии, руб.	Сумма на цикл, руб.
1. Сжатый воздух:							
2. Электроэнергия:							
3. Технологическая вода:							
Итого на 1 цикл:							
Неучтенные материалы (10%):							
Итого с неучтенными на цикл.:							
Итого на всю выработку:							
Итого на 1 м ³ :							

Таблица 2.22 – Затраты по статье «Амортизация» [изъяты данные таблицы]

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

Таблица 2.23 – Общая стоимость сооружения выработки [изъяты данные таблицы]

Статьи расходов	Затраты, руб.			Удельный вес затрат, %
	На всю выработку	На цикл	На 1 м ³ выработки	
Итого затрат:				
Общешахтные услуги (45%)				
Итого прямых затрат:				
Накладные расходы (10 %)				
Всего:				

Таблица 2.24 – Технико – экономические показатели [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. Протодьяконова	
6. Общее число шпурков, 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.	
17. Стоимость проведения 1 м ³ выработки, руб.	
18. Продолжительность проходки выработки, мес.	

2.3.2 Проведение вертикальной выработки

В дипломном проекте в качестве вертикальной горной выработки, будет рассмотрено проведение рудоспуска длиной 50 м, буровой установкой «Robbins».

Выбор способа проходки

Физико-механические свойства пород:

Крепость пород - 10;

Плотность - 4,1 т/м³;

Коэффициент разрыхления - 1,2;

Прочность на сжатие - 122 МПа;

Прочность на растяжение - 4,7 МПа.

Способы проходки

Существует несколько видов проходки вертикальных выработок, например такие как: проходка с помощью подвесных клетей, проходческих щитов и механизированных комплексов типа КПВ, КПН; проходка с помощью специализированных установок типа «Robbins» и проходка восстающей выработки взрыванием скважинных зарядов.

Применяем способ проходки рудоспуска с помощью специализированной установки типа «Robbins», так как данный способ является наиболее прогрессивным по сравнению с другими, простым и автоматизированным.

Определение формы и размеров поперечного сечения выработки

Для увеличения естественной устойчивости стенок рудоспуска, его необходимо пройти круглой формой.

Сечение рудоспуска принимается равным $4,5 \text{ м}^2$, согласно данным рудника «Октябрьский».

Выбор горно-проходческого оборудования и материалов

Для проходки выработки круглого сечения будем использовать буровую установку «Robbins», которую используют для проходки выработок круглого сечения. Для погрузки и доставки отбитой породы принимается ПДМ TORO – 400D.

Описание технологии осуществления процессов проходческого цикла

Для проходки выработки буровой установкой «Robbins» сначала проходят на вентиляционном горизонте монтажную камеру, к которой подведены вентиляционная и воздушная магистраль, а так же налажено освещение. После чего с нижележащего горизонта буровой машиной пробуривается pilotная скважина, затем в нишу устанавливают буровую установку «Robbins», а на нижнем горизонте монтируют расширитель, который в дальнейшем и осуществляет проходку выработки круглого сечения.

В процессе бурения отбитая порода падает на нижележащую выработку, откуда ее транспортируют на откаточный горизонт с помощью погрузочно – доставочной машины.

Схема расположения буровой установки представлена на рисунке 2.8.

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Да -	Лист	62
					СФУ ИГДГиГ ДП-21.05.04.02-104768ПЗ	

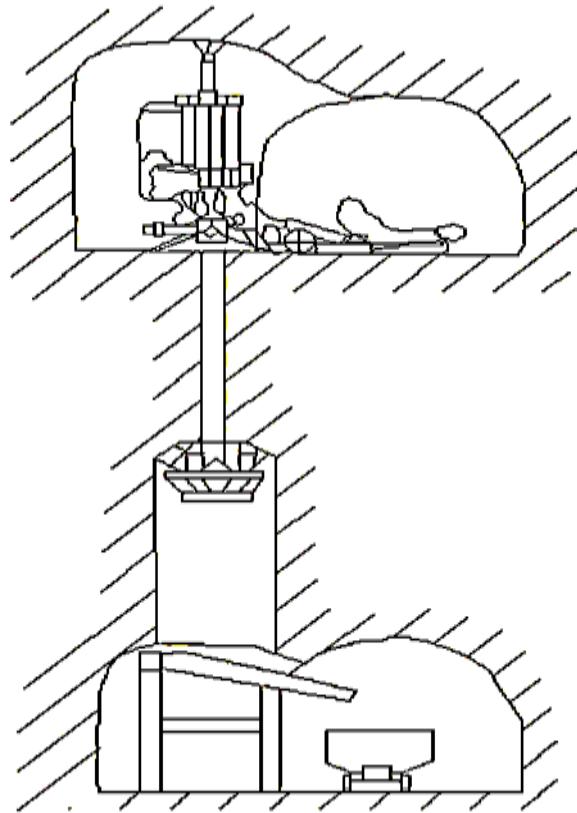


Рисунок 2.8 – Схема расположения буровой установки «Robbins»

Организация работ

При организации работ учитывается комплексная норма времени, которая необходима для расчёта потребности в трудозатратах при проектировании организации работ в забое, расчета длины уходки, а также расчёта оплаты труда проходчиков. Бурение осуществляется 1 человеком за пультом и один рабочий на вспомогательных работах. Расчёт комплексной нормы времени представлен в таблице 2.25.

Изм.	Лист	№ докцм.	Подпись	Да-
------	------	----------	---------	-----

Таблица 2.25 – Расчёт комплексной нормы времени [изъяты данные таблицы]

Наименование процесса	Норма времени. (чел-час/ед; машин-час/ед)			Объём работ на 1 м. выработки V_1	Кол-во Машин, человек	Трудозатраты по процессу, T_i , Чел-час/п.м
	Табличная, H_t	Коэффициент сложности, k	Установленная, H_y			
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:

$$L_{ц} = \frac{(T_{ц} - T_{п.з.})}{H_{к.}} \quad (2.100)$$

где $T_{ц}$ - принятая продолжительность цикла, час; $T_{п.з.}$ - продолжительность подготовительно - заключительных операций в цикле ($T_{п.з.} = 0,52$ час).

$$L_{ц} = \frac{(7,0 - 0,52)}{2,42} = 2,7 \text{ м.}$$

Проветривание выработки

Так как рудоспуск проходится методом бурения, то необходимости в проветривании нет. Отсутствует выделение ядовитых газов. Отбитая порода накапливается в нижней части рудоспуска, а затем выпускается на нижележащий горизонт.

Определение режима работы при проходке выработки

Продолжительность смены -7,0 ч; рабочих дней в году 305.

Явочное число рабочих в смену:

$$N_{\text{я}} = \frac{(l_{\text{yx}} \cdot H_{\kappa})}{(T_{\text{см}} \cdot K)}, \quad (2.101)$$

где $N_{\text{я}}$ — явочное число рабочих в смену, чел.; $T_{\text{см}}$ — продолжительность смены, ч; K — средний коэффициент сокращения нормы времени, 1,1.

$$N_{\text{я}} = \frac{(2,7 \cdot 3)}{(7 \cdot 1,1)} = 1 \text{ человек},$$

Списочный состав бригады:

$$N_{\text{сп}} = N_{\text{я}} \cdot K_{\text{сп}}, \quad (2.102)$$

где $K_{\text{сп}}$ — коэффициент списочного состава.

$$K_{\text{сп}} = \frac{T_{\text{рд}}}{(T_{\text{кд}} - t_1 - t_2 - t_3)}, \quad (2.103)$$

где $T_{\text{рд}}$ — число рабочих дней в году, 305 дней; $T_{\text{кд}}$ — число календарных дней в году, 365 дней; t_1 — число праздничных дней году, 13 дней; t_2 — число выходных дней в году, 62 дня; t_3 — число дней отпуска в году, 36 дней.

$$K_{\text{сп}} = \frac{305}{(365 - 13 - 62 - 36)} = 1,25,$$

$$N_{\text{сп}} = 1 \cdot 1,25 = 2 \text{ человека},$$

Далее составляем циклограмму работ по проходке вертикальной выработки (Таблица 2.26)

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Да-	Лист	65
					СФУ ИГДГиГ ДП-21.05.04.02-104768ПЗ	

Таблица 2.26 – Циклограмма проведения вертикальной выработки с помощью буровой установки «Robbins» [изъяты данные таблицы]

Процесс	Количест-во людей (машин)	Продол-жи-тельность процес-са,час	Смена												
			1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13
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.

Расчёт себестоимости проведения выработки

Для расчета себестоимости проведения выработки рассчитываем затраты на проходку по статье «Заработка плата» (Таблица 2.27), так же учитываются затраты по статье «Материалы» (Таблица 2.28), «Энергия» (Таблица 2.29) и «Амортизация» (Таблица 2.30). Далее рассчитываем общую стоимость сооружения выработки (Таблица 2.31.).

Таблица 2.27 – Затраты по статье «Заработка плата» [изъяты данные таблицы]

Процесс	Объём работ на 1 п.м.	Установленная норма времени	Трудозатраты, чел.час./п.м.	Разряд	Часовая тарифная ставка, руб	Кол-во человек	Суммарные затраты
Итого по тарифу							
Доплата за работу в ночное время (7%)							
Итого с ночными							
Премиальные доплаты (40%)							
Итого с премиальными							
Районный коэффициент (1,8)							
Итого с районным коэффициентом							
Доплата за работу в условиях крайнего севера (80%)							
И того с доплатой							
ECH (27,1%)							
С учетом ECH							
Стоимость всей выработки							
Стоимость 1 м ³ , руб.							

Таблица 2.28 – Затраты по статье «Материалы» [изъяты данные таблицы]

Наименование	Единица измерения	Расход на проходку восстающего	Стоимость единицы, руб.	Сумма, руб.
Итого на восстающий				
Неучтенные материалы (10%)				
Итого с неучтеными материалами				
Итого на 1 м ³ , руб.				

Таблица 2.29 – Затраты по статье «Энергия» [изъяты данные таблицы]

Потребитель	Кол-во по-требите-лей	Ед. Изме-рения	Расход в час или мощность двигателя, л.с.	Продолжи-тельность процесса в цикле, часов	Расход энергоно-сителя на цикл	Стои-мость единицы энергии, руб.	Сумма на цикл, руб.
Итого на восстающий							
Итого на 1 м ³ , руб.							

Таблица 2.30 – Затраты по статье «Амортизация» [изъяты данные таблицы]

Оборудование	Годовая норма амортизационных отчислений, %	Время работы оборудования в блоке, лет	Норма от-числений на выемочную единицу,%	Стоймость оборудования, руб.	Сумма расходов, руб.
Robbins					
Итого					
Прочие не-учтенные, 5%					
Всего:					

Таблица 2.31 – Общая себестоимость проведения выработки [изъяты данные таблицы]

Статьи расходов	Затраты, руб.		Удельный вес затрат, %
	На всю выработку	На 1 м ³ выработки	
Итого затрат:			
Накладные расходы (10%)			
ВСЕГО:			

Таблица 2.32 – 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. Длина выработки, м	
4. Коэффициент крепости пород по шкале М.М. Протодьяконова	
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 м ³ выработки, руб.	
11. Продолжительность проходки выработки, мес.	

2.4 Система разработки

2.4.1 Анализ систем разработки

Задача выбора систем разработки является одной из самых сложных и ответственных поскольку эффективность и качество работ горного предприятия главным образом зависит от системы разработки при правильно выбранной системе разработки обеспечивается безопасность работ, создаются условия для наивысшей производительности труда, определяется прибыль, обеспечивается рациональное и комплексное использование запасов полезного ископаемого, таким образом, выбранная система разработки должна удовлетворять главным требованиям такие как: безопасность, производительность, экономичность, рациональное использование и охрана труда.

Факторы, влияющие на выбор системы разработки, принято делить условно на постоянные, учитываемые в любых случаях, и переменные, которые выдвигаются как ограничения в неблагоприятных случаях. Постоянные факторы – устойчивость руды и вмещающих пород, мощность и угол падения рудного тела.

Важнейшим из условий является устойчивость пород, т.к. в большей мере и на больший срок обнажаются именно они, что представляет основную опасность как для рабочих очистных забоев, так и для всех окружающих. В неустойчивых породах нельзя применять системы разработки, в которых в ре-

зультате выемки полезного ископаемого внутри выемочной единицы останется пустое пространство (наличие в нем крепей и временных целиков проблему сохранения породного массива в равновесии не решает, после их разрушения произойдет обрушение). Также в данном случае невозможно использовать любые камерные варианты технологии очистной выемки (даже если в последующем они будут заполнены закладкой или обрушины).

Фактор устойчивости рудного массива необходимо учитывать совместно с мощностью рудного тела. Чем больше мощность, тем выше должна быть устойчивость руды, так как камеры обнажаются на большей площади.

Мощность рудного тела определяет возможность применения менее дорогостоящих камерных вариантов систем разработки. При большей мощности морфология залежи менее сказывается на потерях и разубоживании, поэтому, как правило, системы разработки применяют со скважинной отбойкой: камерные. Следует отметить, что изложенное выше справедливо для крутопадающих (с углом падения более 50°) залежей. Кроме того, для разработки наклонных и пологих залежей камерными вариантами систем разработки или вариантами со скважинной отбойкой руды должны иметь мощность более 20 м (в данном случае так же налицо имеем парапризнак: мощность-угол падения).

Угол падения рудного тела предопределяет способ доставки руды по очистному пространству, подготовку выемочной единицы, тем самым как монопризнак данный фактор участвует в формировании варианта технологии очистной выемки.

Переменные факторы – ценность руды; склонность к слеживанию, окислению и возгоранию; необходимость предотвращения обрушения налегающих пород; минералогический состав вмещающих пород (наличие полезного компонента в ряде случаев благоприятствует применению отдельных систем и наоборот наличие вредных примесей ограничивает применение отдельных систем); наличие в рудном теле пустых пород и забалансовых руд; характер кон-

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Да -	СФУ ИГДГиГ ДП-21.05.04.02-104768ПЗ	Лист 70

такта рудного тела и вмещающих пород; необходимость выдачи руды по сортам.

Кроме перечисленных в качестве переменных факторов могут рассматриваться: формы и размеры распространения рудного тела; степень изученности и разведенности запасов; наличие и стоимость закладочных и крепежных материалов. Из перечня переменных факторов становится очевидным, что они могут играть в отдельных случаях решающую роль.

При выборе необходимо иметь четкое представление о различии между сравниваемыми вариантами, для чего следует выделить набор бинарных свойств, позволяющих разделять множество вариантов на пару подмножеств, одно из которых будет обладать этими свойствами, другое – нет.

Все системы разработки рудных месторождений с экономической точки зрения могут быть разделены на две группы.

К первой относятся системы разработки, у которых себестоимость добычи 1 тонны руды небольшая, но потери и разубоживание повышенны: Это системы с естественным поддержанием очистного пространства при оставлении постоянных целиков и системы с обрушением руды и вмещающих пород.

Вторая группа включает системы разработки с небольшими потерями и разубоживанием, но с большой себестоимостью 1 тонны руды. К ним относят системы с искусственным поддержанием очистного пространства.

Для окончательного выбора системы разработки используем сравнение технико-экономических параметров.

2.4.2 Выбор системы разработки

Метод выбора системы разработки по горно – геологическим факторам можно назвать методом экспертных оценок. Суть метода заключается в последовательном рассмотрении постоянных и переменных факторов для всей совокупности классов и групп систем разработки, при этом в конечном счете выяв-

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Да -	СФУ ИГДГиГ ДП-21.05.04.02-104768ПЗ	Лист 71

ляется две – три , а иногда и одна система разработки для отработки месторождения полезного ископаемого.

Таблица 2.12 - Классификация систем разработки по ПТЭ [изъяты данные таблицы]

Факторы	Характеристика месторождения	Класс систем																								
		I						II		III				IV				V				VI				
1	2	3	4	5	6	1	2	1	2	3	4	1	2	3	4	1	2	3	4	1	2	3	4	1	2	3
Устойчивость руды и породы	Устойчивые ($f = 14$)																									
Угол падения рудного тела	6 – 14° Пологое МПИ																									
Мощность рудного тела	Средняя (20 м)																									
Ценность руды	Высокоценные																									
Склонность руды к возгоранию и слеживанию	нет																									
Наличие полезного компонента во вмещающих породах	Есть																									
Необходимость сохранения поверхности	Есть																									
Характер контакта руда – порода	Четкий																									
Глубина разработки	- 950 м																									

В ходе анализа классификации систем по ПТЭ, в заданных горно - геологических условиях были выбраны две системы разработки для дальнейших расчетов и сравнения:

- *Сплошная слоевая система разработки (система горизонтальных слоев с закладкой);*
- *Система разработки с камерной выемкой и закладкой выработанного пространства.*

Камерная система разработки с закладкой

Комплекс подготовительных работ по блоку (Рисунок 2.8) заключается в проведении транспортных штреков, слоевых ортов, рудоспусков и вентиляционных восстающих выработок.

Нарезные работы включают в себя проведение разрезных штреков и отрезных восстающих. Днище камер плоское с торцовым выпуском руды.

Выемка блока осуществляется камерами шириной 8 м, порядок отработки – сплошной. Очистные работы в камере начинаются с образования отрезной щели, возможен вариант с образованием верхней подсечки на всю ширину камеры. Отбойку руды ведут вертикальными слоями, обуривание которых осуществляется нисходящими или восходящими скважинами из верхнего или нижнего разрезного штреков. Доставка отбитой руды осуществляется погрузочно-доставочными машинами из нижнего разрезного штреека, через слоевой орт с последующей разгрузкой в рудоспуск. Безопасность работ при погрузке руды ПДМ в открытой камере обеспечивается дистанционным управлением машин из прилегающих выработок (зачистка камеры). После выемки запасов камеры (ленты) производят полную закладку выработанного пространства твердеющими смесями типа АШЦЩ-30, ЩЦЩ-30 с вентиляционно-закладочного горизонта по вертикальным или наклонным скважинам.

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Да-	СФУ ИГДГиГ ДП-21.05.04.02-104768ПЗ	Лист 73

Рисунок 2.8 - Сплошная камерная система разработки (СК): 1 – транспортный штрек; 2 – слоевой орт; 3 – разрезной штрек; 4 – вентиляционно-ходовой восстающий; 5 – рудоспуск. [изъят рисунок]

Сплошная слоевая система разработки с нисходящим порядком выемки слоев

При слоевой системе разработки (Рисунок 2.9) рудная залежь делится на выемочные блоки (панели) размерами 120×72 м, а последние – на ленты шириной 8 м. В свою очередь каждая лента делится на горизонтальные (слабонаклонные) слои размерами, как правило, $8,0 \times 8,0$ м. Порядок отработки – сплошной, нисходящий.[23]

К подготовительным выработкам (в порядке их проведения) относятся транспортные штреки, слоевые орты, рудоспуски и вентиляционно-ходовые восстающие. К нарезным выработкам – выработки защитного слоя (штреки, орты), разрезные штреки, ниши и сбойки различного назначения.

Выемка слоев ведется заходками на полное сечение очистной выработки под предварительно созданным закладочным массивом. Отбойку руды ведут вертикальными слоями с различными схемами расположения скважин. Доставка горной массы до рудоспусков осуществляется ПДМ.

По завершению отработки слоя ленты, производят его закладку. Подачу закладочной смеси в выработанное пространство осуществляют по скважинам с вентиляционно-закладочного горизонта.

Рисунок 2.9 - Слоевая система разработки с нисходящим порядком выемки слоев: 1 – слоевой орт; 2 – разрезной штрек; 3 – рудоспуск; 4 – вентиляционно-ходовой восстающий; 5 – выработки защитного слоя. [изъят рисунок]

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Да-	СФУ ИГДГиГ ДП-21.05.04.02-104768ПЗ	Лист 74

2.4.3 Расчёт параметров сплошной камерной системы с закладкой

Рассчитаем баланс блока [2]:

$$B = l \cdot m \cdot \frac{h}{\cos \alpha} \cdot \gamma ; \text{ т,} \quad (2.104)$$

где l – длина блока, м; m – мощность рудного тела, м; h – ширина блока, м; α – угол падения рудного тела, град; γ – плотность рудной массы, кг/м³.

[изъято]

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Да-	Лист	75
					СФУ ИГДГиГ ДП-21.05.04.02-104768ПЗ	

[изъята страница]

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Да-	СФУ ИГДГиГ ДП-21.05.04.02-104768ПЗ	Лист 76
------	------	----------	---------	-----	------------------------------------	------------

Трудоемкость и себестоимость подготовительно-нарезных работ (ПНР) при сплошной камерной системе разработки:

Затраты на подготовительно-нарезные работы определяются величиной стоимости 1 м³ горной выработки, средневзвешенным поперечным сечением 18,22 м². При расчете затрат на ПНР принимались соответствующие нормы выработок и имеющиеся данные рудника «Октябрьский» с учетом поправок на объемы работ и многозабойной организации труда. Скорость проходки горизонтальных выработок на один проходческий комплекс, состоящий из буровой каретки, погрузочно-доставочной машины и анкеровщика с учетом проведения вертикальных выработок принята равной 100 м/месяц. Данные показатели проходческих работ равноценны для всех рассматриваемых систем разработки.

Объем работ на бурение определяем исходя из удельного расхода бурения $q_{бур}$, равного 1,87 м/м³ (принимаем на основе экспертных оценок), и объема отбиваемого массива за цикл. Количество одновременно отбиваемого массива определяется таким образом, чтобы увязать смены с выполняемыми объемами работ в цикле очистной выемки. Принимаем объем отбиваемого массива за один цикл $V_{ц}$ равный 1950 м³.

Тогда объем бурения шпуров за цикл:

$$Q_{бур} = q_{бур} \cdot V_{ц} = 1,87 \cdot 1950 = 3647 \text{ м.} \quad (2.105)$$

Объем доставки рудной массы при выемке запасов слоя объемом 80 м³ с учетом ее средней плотности составит:

$$Q_{дп} = \frac{V_{ц} \cdot q_p \cdot (\frac{K_n}{K_k})}{g_{р.м}} = \frac{1950 \cdot 4,1^{0,96}}{4,1 / 0,88} = 2126 \text{ м}^3. \quad (2.106)$$

где $q_{р.м}$ — плотность руды, т/м³; g_p — плотность рудной массы, т/м³.

Плотность рудной массы определена как средневзвешенная величина:

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Да -	СФУ ИГДГиГ ДП-21.05.04.02-104768ПЗ	Лист 77

$$g_{\text{р.м}} = \frac{(\Delta_{\text{ cop }} - B_{\text{ cop }}) \cdot q_{\text{ п }} + B_{\text{ cop }} \cdot q_{\text{ п }}}{\Delta_{\text{ cop }}}, \quad (2.107)$$

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

$$g_{\text{р.м}} = \frac{(669645 - 606866) \cdot 4,1 + 606866 \cdot 4,1}{669645} = 4,1 \text{ т/м}^3.$$

Количество рудной массы, добываемой за цикл, составит:

$$M_{\text{дп}} = V_{\text{ц}} \cdot g_{\text{р.м}} \cdot \left(\frac{K_{\text{н}}}{K_{\text{к}}} \right) = 1950 \cdot 4,1 \cdot \left(\frac{0,96}{0,88} \right) = 8715 \text{ т.} \quad (2.108)$$

Количество циклов очистной выемки $N_{\text{цикл}}$ определяется отношением количества добытой рудной массы при собственно очистных работах $\Delta_{\text{ cop }}$ к количеству рудной массы, добываемой за цикл $M_{\text{дп}}$:

$$N_{\text{цикл}} = \frac{\Delta_{\text{ cop }}}{M_{\text{дп}}} = \frac{669645}{8715} = 77 \text{ циклов.} \quad (2.109)$$

Расчет продолжительности цикла очистной выемки представлен в таблице 2.14.

Таблица 2.14 – Продолжительность цикла очистной выемки [изъяты данные таблицы]

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

Скорость погашения запасов выемочной единицы:

$$Q_{\text{бл}} = N_{\text{пд}} \cdot D_{\text{ц}} \cdot N_{\text{ц}}, \quad (2.110)$$

где $N_{\text{пд}}$ — количество рабочих дней в месяц; $D_{\text{ц}}$ — количество добытой руды в цикле из очистных выработок, т, $D_{\text{ц}} = V_{\text{ц}} \cdot g_{\text{р.м.}}$; $N_{\text{ц}}$ — количество циклов в сутки, $N_{\text{ц}} = 3/4$.

$$Q_{\text{бл}} = 28 \cdot 1950 \cdot \frac{3}{4} = 40950 \text{ т/мес.}$$

Таблица 2.15 – Циклограмма собственно очистных работ [изъяты данные таблицы]

Процесс	Смены			
	1	2	3	4
Приведение забоя в безопасное состояние				
Доставка руды				
Бурение скважин				
Заряжание, взрывание скважин				

Продолжительность собственно очистной выемки:

$$t_{\text{o.в}} = \frac{B_{\text{оч}}}{Q_{\text{бл}}}, \quad (2.111)$$

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

$$t_{\text{o.в}} = \frac{606866}{40950} = 14,8 = 15 \text{ месяцев,}$$

Таблица 2.16 – График организации работ выемочной единицы [изъяты данные таблицы]

Выработка	$L (V)$, $m(m^3)$	V , $m/m^3/\text{мес.}$	t , мес.	Месяцы											
				1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12
ГПВ: Транспортный штрек															
Слоевой орт															
Рудоспуск															
Вент.ходовой восстающий															
НВ: Разрезной штрек															
Отрез. восста- ющий															
Подсечка															
Отрезная щель															
Очистные рабо- ты															

Месячная производительность выемочной единицы:

$$P_6 = \frac{(D_{\text{коп}} + D_{\text{нар}})}{t_{\text{об}}}, \quad (2.112)$$

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

$$P_6 = \frac{669645 + 92745}{15} = 50826 \text{ т/мес}$$

Производительность труда забойного рабочего:

$$P_{\text{п.з}} = \frac{T_{\text{см}} \cdot M_{\text{дп}}}{\sum Z_t}, \quad (2.113)$$

где $T_{\text{см}}$ – продолжительность смены, ч; $\sum Z_t$ – суммарное трудозатраты на цикл очистной выемки, чел. ч.

$$P_{\text{п.з}} = \frac{7 \cdot 8715}{184,24} = 331 \text{ т/чел.см.}$$

Трудозатраты на проведение выработок:

$$Z_{\text{п}} = N_{\text{зв}} \cdot t \cdot N_{\text{см}} \cdot N_{\text{рд}}, \quad (2.114)$$

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

$$Z_{\text{п}} = 2 \cdot 15 \cdot 3 \cdot 28 = 2520 \text{ чел.см.}$$

Производительность труда по системе разработки:

$$P_c = \frac{A_6}{(Z_{\text{п}} + N_{\text{цикл}} \cdot \Sigma Z_T)}, \quad (2.115)$$

$$P_c = \frac{792663}{(2520 + 77 \cdot 184,24)} = 47 \text{ т/чел.см.}$$

Количество выемочных единиц в очистной выемке, при $A_r = 17000$ тыс. т составит:

$$N_6 = \frac{A_r}{P_6 \cdot 12}, \quad (2.116)$$

$$N_6 = \frac{17000}{50826 \cdot 12} = 1 \text{ блок.}$$

Расчет прямых затрат по системе разработки выполняется по основным статьям затрат: «Вспомогательные материалы» (табл. 2.17), «Технологические цели» (табл. 2.20 и 2.21), Основная заработка плата» (табл. 2.18), «Амортизация оборудования» (табл. 2.19).

Дополнительная заработка плата определена для условий продолжительностью отпуска $T_{\text{отп}} = 54$ дня, количества невыходов по болезни $T_{\text{пр}} = 10$,

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Да-	СФУ ИГДГиГ ДП-21.05.04.02-104768ПЗ	Лист 81

7 дневной рабочей недели на руднике, что означает $T_b = 104$ выходных дня в год.

Таблица 2.17 - Статья «Вспомогательные материалы» [изъяты данные таблицы]

Наименование материала	Норма расхода, ед/м ³	Объем работ	Суммарный расход	Цена руб/ед	Сумма расходов, тыс.руб.
Материалы расходуются на 1м ³ балансовых запасов, погашаемых собственно очистными работами					
Материалы расходуемые на 1м скважины					
Материалы расходуются на 1м ³					
Материал расходуется на 1м ² обнаженного массива					
Итого:					
Прочие неучтенные 5%					
Всего:					

Таблица 2.18 - Статья «Основная заработка плата» [изъяты данные таблицы]

Процессы	Норма времени, чел.ч	Объем работ	Трудоемкость, чел.ч	Тарифная ставка, руб/ч	З/пл по ставкам, тыс.руб
Доплаты сверх тарифа					
Итого					
Прочие неучтенные, 5%					
Всего:					
Сдельный приработка, %					
Доплата за работу ночью					
Премия, %					
Итого с доплатами					
Районный коэффициент					

Северный коэффициент		
Всего по основной заработной плате с коэффициентами $Q_{зп}$		

Таблица 2.19 - Статья «Амортизация оборудования» [изъяты данные таблицы]

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

Таблица 2.20 - Статья «Топливо на технологические цели» [изъяты данные таблицы]

Потребители	Норма расхода, ед/ч	Время выполнения работ, ч	Суммарный расход	Цена, руб/ед	Сумма расходов, руб.
Итого:					
Всего:					

Таблица 2.21 - Статья «Энергия на технологические цели» [изъяты данные таблицы]

Наименование, потребители	Норма расхода	Время выполнение работ, час	Суммарный расход	Цена	Сумма расходов, руб.
	ед/час				
Вода					
Электроэнергия					
Итого:					

Всего:		

Таблица 2.22 - Статья «Затраты на выработки» [изъяты данные таблицы]

Выработка	Объем, м ³	Стоимость руб/м ³	Сумма расходов, руб.
ГПР:			
Итого ГПР:			
НР:			
Итого НР:			
Очистные работы:			
Всего:			

Таблица 2.23 - Статья «Расчет себестоимости добычи по системе разработки» [изъяты данные таблицы]

Статья затрат	Всего:
	тыс.руб
1. Вспомогательные материалы	
2. Энергия на технологические цели	
3. Топливо на технологические цели	
4. Основная заработная плата О _{зп}	
5. Дополнительная заработная плата Д _{зп}	
7. Амортизационные отчисления	
Итоги по собственно очистным работам	
Затраты на нарезные выработки	
Затраты на горно – подготовительные выработки	
Всего затрат на блок	
Себестоимость по системе разработки	

2.4.4 Расчёт параметров слоевой системы разработки с нисходящим порядком выемки слоев и закладкой

Рассчитаем баланс блока осуществляется по формуле 2.104:

[изъято],

[изъята страница]

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Да-	СФУ ИГДГиГ ДП-21.05.04.02-104768ПЗ	Лист 85
------	------	----------	---------	-----	------------------------------------	------------

Трудоемкость и себестоимость подготовительно-нарезных работ (ПНР) при слоевой системе разработке. Объем бурения шпуров за цикл рассчитывают по формуле 2.105:

$$Q_{\text{бур}} = 1,87 \cdot 1200 = 2244 \text{ м}.$$

Объем доставки рудной массы при выемке запасов слоя учетом ее средней плотности составит (формула 2.106):

$$Q_{\text{дп}} = \frac{1200 \cdot 4,1 \cdot 0,99 / 0,91}{4,1} = 1308 \text{ м}^3.$$

Плотность рудной массы определена как средневзвешенная величина по формуле 2.107:

$$g_{\text{р.м}} = \frac{(346051 - 314592) \cdot 4,1 + 314592 \cdot 4,1}{300069} = 4,1 \text{ т/м}^3.$$

Количество рудной массы добываемой за цикл, составит (Формула 2.108):

$$M_{\text{дп}} = 1200 \cdot 4,1 \cdot \left(\frac{0,99}{0,91} \right) = 5363 \text{ т.}$$

Количество циклов очистной выемки $N_{\text{цикл}}$ (Формула 2.109) определяется отношением количества добытой рудной массы при собственно очистных работах $D_{\text{соп}}$ к количеству рудной массы, добываемой за цикл $M_{\text{дп}}$:

$$N_{\text{цикл}} = \frac{346051}{5363} = 65 \text{ циклов.}$$

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	Лист 94
					СФУ ИГДГиГ ДП-21.05.04.02-104768ПЗ

Таблица 2.25 – Расчет продолжительности цикла очистной выемки [изъяты данные таблицы]

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

Скорость погашения запасов выемочной единицы рассчитываем по формуле 2.110:

$$Q_{бл} = 28 \cdot 1200 \cdot \frac{3}{4} = 25200 \text{ т/мес.}$$

Таблица 2.26 - Циклограмма собственно очистных работ [изъяты данные таблицы]

Процесс	Смены			
	1	2	3	4
Приведение забоя в безопасное состояние				
Доставка руды				
Бурение скважин				
Заряжание, взрывание скважин				

Продолжительность собственно очистной выемки определяем по формуле 2.111:

$$t_{о.в} = \frac{314592}{25200} = 12,5 = 13 \text{ месяцев.}$$

Таблица 2.27 - График организации работ в выемочной единице [изъяты данные таблицы]

Выработка	$L(V)$, $m(m^3)$	v , $m/m^3/\text{мес.}$	t , мес.	Месяцы											
				1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12
ГПВ: Транспортный штрек															
Слоевой орт															
Рудоспуск															
Вент. ходовой восст															
Вент.закладочный орт															
Вент.закладочный штрек															
НВ: Разрезной штрек															
Выработки за- щитного слоя															
Очистные работы															

Месячная производительность выемочной единицы (Формула 2.112):

[изъято]

Производительность труда забойного рабочего определяется по формуле 2.113:

$$P_{\text{п.з}} = \frac{7 \cdot 5363}{113,48} = 331 \text{ т/чел. см},$$

Трудозатраты на проведение выработок (Формула 2.114):

$$Z_{\text{п}} = N_{\text{зв}} \cdot t \cdot N_{\text{см}} \cdot N_{\text{рд}} = 2 \cdot 13 \cdot 3 \cdot 28 = 2184 \text{ чел. см},$$

Производительность труда по системе разработки (Формула 2.115):

$$P_c = \frac{782727}{(2184 + 65 \cdot 113,48)} = 82 \text{ т/чел. см}.$$

Количество выемочных единиц в очистной выемке, при $A_r = 17000$ тыс. т составит (Формула 2.116):

$$N_6 = \frac{17000}{58888 \cdot 12} = 1 \text{ блок.}$$

Расчет прямых затрат по системе разработки выполняется по основным статьям затрат: «Вспомогательные материалы» (табл. 2.28), «Технологические цели» (табл. 2.31 и 2.32), «Основная заработка плата» (табл. 2.29), «Амортизация оборудования» (табл. 2.30).

Дополнительная заработка плата определена для условий продолжительностью отпуска $T_{отп} = 54$ дня, количества невыходов по болезни $T_{ph} = 10$, 7 дневной рабочей недели на руднике, что означает $T_b = 104$ выходных дня в год.

Таблица 2.28 – Статья «Вспомогательные материалы» [изъяты данные таблицы]

Наименование материала	Норма расхода, ед/м ³	Объем работ	Суммарный расход	Цена руб/ед	Сумма расходов, руб.
Материалы расходуются на 1м ³ балансовых запасов, погашаемых собственно очистными работами					
Материалы расходуемые на 1м скважины					
Материалы расходуются на 1м ³					
Материал расходуется на 1м ² обнаженного массива					
Итого:					
Прочие неучтенные 5%					

Всего:						180793804
--------	--	--	--	--	--	-----------

Таблица 2.29 – Статья «Основная заработная плата» [изъяты данные таблицы]

Процессы	Норма вр, чел.ч	Объем ра- бот	Трудоем- кость, чел.ч	Тарифная ставка, руб/ч	З/пл по ставкам, руб
Доплаты сверх тарифа					
Итого:					
Прочие неучтенные, 5%					
Всего:					
Сдельный приработка, %		10			
Доплата за работу ночью		20			
Премия,%		30			
Итого с доплатами					
Районный коэффициент		1,8			
Северный коэффициент		1,8			
Всего по основной заработной плате с коэффициентами $Q_{зп}$					

Таблица 2.30 – Статья «Амортизация оборудования» [изъяты данные таблицы]

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

Таблица 2.31 – Статья «Энергия на технологические цели» [изъяты данные таблицы]

Наименование, потребители	Норма расхо- да	Время вы- полнение работ, час	Суммарный расход	Цена	Сумма рас- ходов, руб.
	ед/час				
Вода					
Электроэнергия					

Итого					
Прочие не учтенные, 5%					
Всего:					

Таблица 2.32 – Статья « Топливо на технологические цели» [изъяты данные таблицы]

Потребители	Норма расхода, ед/ч	Время выполнения работ, ч	Суммарный расход	Цена, руб/ед	Сумма расходов, руб
Итого					
Прочие не учтенные, 5 %					
Всего					

Таблица 2.33 – Статья «Затраты на выработки» [изъяты данные таблицы]

Выработка	Объем, м ³	Стоимость руб/м ³	Сумма расходов, руб.
ГПР:			
НР:			
Итого НР:			
Очистные работы:			
Всего:			

Таблица 2.34 – Статья «Расчет себестоимости добычи по системе разработки» [изъяты данные таблицы]

Статья затрат	Всего:
	тыс.руб
1. Вспомогательные материалы	
2. Энергия на технологические цели	
3. Топливо на технологические цели	
4. Основная заработка плата Озп	
5. Дополнительная заработка плата Дзп	
6. Единый социальный налог 36,5% от Озп + Дзп	
7. Амортизационные отчисления	
Итоги по собственно очистным работам	
Затраты на нарезные выработки	
Затраты на горно – подготовительные выработки	
Всего затрат на блок	
Себестоимость по системе разработки	

2.4.5 Основные показатели, учитываемые при экономическом сравнении вариантов

Рассчитаем прибыль по двум системам разработки и выясним, какая система преобладает:

$$\Pi_p = \Pi \cdot U \cdot K_h - C_{\text{тov}} \cdot \frac{K_h}{K_k}, \quad (2.117)$$

где Π – цена руды за 1 тонну, руб.; U – коэффициент извлечения при обогащении; K_h – коэффициент извлечения из недр; K_k – коэффициент изменения качества; $C_{\text{тov}}$ – товарная себестоимость, руб.

$$C_{\text{тov}} = Z_d + Z_o + Z_m, \quad (2.118)$$

где Z_d – затраты на добычу, у.е; Z_o – затраты на обогащение, у.е; $Z_o=4$ у.е.; Z_m – затраты на metallurgical передел, у.е; $Z_m=10$ у.е.

$$Z_d = \frac{3,15 \cdot K_3^{1,3} \cdot (1,2^{R-1})^{0,4} \cdot H_c^{0,25}}{A_p^{0,21}}, \quad (2.119)$$

где K , – районный коэффициент к заработной плате; - 1,8; R – ранг системы разработки, характеризующий стоимостные затраты по системе, ед; A_p – годовая производительность рудника; $A_p = 1700000$ т/год.

Рассчитываем прибыль для камерной системы разработки:

Затраты на добычу считаем по формуле 2.119:

[изъято].

Товарная себестоимость рассчитывается по формуле 2.118:

[изъято]

Прибыль для камерной системы разработки (Формула 2.117):

[изъято]

Рассчитываем прибыль для слоевой системы разработки:

Затраты на добычу (Формула 2.119):

[изъято].

Товарная себестоимость считается по формуле 2.118:

[изъято]

Прибыль для слоевой системы разработки (Формула 2.117):

[изъято]

Расчёты показали, что камерная система разработки приносит больше прибыли, чем слоевая система, поэтому окончательно выбираем камерную систему разработки с закладкой выработанного пространства.

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	Лист СФУ ИГДГиГ ДП-21.05.04.02-104768ПЗ 101

2.5 Повышение безопасности работ при отработке руд на больших глубинах

2.5.1 Методы прогнозирования напряженного состояния горных пород

Последние годы характеризуются возрастанием количества подземных рудников, увеличивающих глубину отработки запасов, в связи с этим одной актуальных проблем становится увеличение горного давления.

Под воздействием силы тяжести вышележащих слоев горных пород, а так же вследствие тектонических процессов в земной толще горный массив постоянно находится в напряженном, но статичном (равновесном) состоянии. При подработке горного массива в нем возникают дополнительные нагрузки и существовавшее до этого равновесие нарушается. При достижении определенного напряжения происходят вначале деформации, а затем смещение и обрушение горных пород, расположенных над выработанным пространством и в боковых его частях.

Силы гравитационного и тектонического происхождения, проявляющиеся в земной толще при ведении в ней горных работ, стремящиеся ликвидировать образовавшееся свободное пространство, получили название *горное давление*.[16]

Так же как и разрушение (отбойка) горных пород, борьба с горным давлением является важнейшей функцией очистных и горно – проходческих работ. Но цели и способы борьбы с горным давлением при этом существенно различаются.

При горно – проходческих работах основная цель борьбы с горным давлением – это сохранение целостности горной выработки (подземного сооружения) на более длительные сроки. Для этого применяют средства крепления кровли и стенок горных выработок, а также упрочнение массива горных пород вокруг горных выработок.

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	Лист	СФУ ИГДГиГ ДП-21.05.04.02-104768ПЗ	102

Для горно – добывчных работ, как правило, не требуется долговременного сохранения выработанного пространства, образовавшегося после извлечения руды. При этом необходимо обеспечивать временное поддержание ограниченной (рабочей) зоны очистного пространства на период извлечения запасов полезного ископаемого из конкретного очистного блока. Как правило, в этой зоне находятся люди и горное оборудование, задействованные на очистных работах. После извлечения из недр запасов полезного ископаемого, подлежащих выемке, соответствующая часть выработанного пространства может погашаться.

Меры прогноза и предупреждения горных ударов и внезапных выбросов в значительной степени базируются на одних и тех же принципах, поскольку эти явления близки по своей природе и определяются сочетанием повышенной напряженности массива горных пород и способностью накапливать и быстро выделять упругую энергию.

Существуют следующие методы прогнозирования напряженного состояния горных пород:

1. По поведению пород в процессе проведения и эксплуатации горных выработок;
2. По толщине дисков выбуриемых кернов;
3. По выходу буровой мелочи;
4. По деформируемости пород;

Метод прогноза напряжений по поведению пород в процессе проведения и эксплуатации горных выработок

Этот метод основан на визуальных признаках высокого давления (закрытие пор и трещин, отслоение и обрушение пород, реакция крепи и т.д.) и применим, когда напряжения в массиве горных пород достаточно высоки и способны вызывать разрушения на контуре выработок. При этом прибли-

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	Лист 103
					СФУ ИГДГиГ ДП-21.05.04.02-104768ПЗ

женно величины напряжений оцениваются по известным значениям предела прочности на одноосное сжатие.

Так же применение данного метода возможно для решения следующих задач: оценка структуры напряжений в массиве горных пород, определение величины и направления действия, наибольших напряжений в нетронутом массиве и качественное сравнение степени напряженности отдельных конструктивных методов.

Метод определения напряжения в массиве по толщине дисков выбуриемых кернов

Метод дискования керна является базовым. Другие существующие и вновь вводимые методы, методики и критерии определения удароопасности в обязательном порядке должны быть сверены на сходимость с результатами базового метода для каждого месторождения.

Диски имеют выпукло - вогнутую форму с выпуклостью в направлении массива. К учету принимаются диски, толщина которых не превышает половины их диаметра.

Информация, получаемая по дискованию керна, является комплексной характеристикой состояния массива. Она отражает и прочностные свойства руды, и степень ее хрупкости, и величину напряжений, действующих в массиве. Свойство разрушения керна на диски определяет склонность руд (пород) к хрупкому разрушению, а толщина дисков – уровень напряженности массива.

Толщина дисков, образующихся при выбуривании кернов в хрупких породах, зависит от прочности пород, диаметра керна и величины напряжений во вмещающих горных породах.

При толщине дисков можно определить значения величин максимальных сжимающих напряжений в массиве горных пород.

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	СФУ ИГДГиГ ДП-21.05.04.02-104768ПЗ	Лист 104



Рисунок 2.10 – Дискование керна

Для условий Талнахского месторождения, при оценке напряженности рудного массива по дискованию керна для бурения скважин применять буровое оборудование со следующими характеристиками: скорость вращения бурового става 350-450 об/мин, усилие подачи 1 МПа, скорость бурения 1-2 см/мин, количество воды, подаваемой в скважину 3-7 л/мин.

Величина нормальных напряжений определяется по формуле:

$$\sigma = 0,5 \sqrt{\frac{d_k}{t_d}} \sigma_{cж}, \text{ МПа} \quad (2.120)$$

где d_k - диаметр керна, см; t_d - толщина диска, см; $\sigma_{cж}$ - значение предела прочности руды на одноосное сжатие, МПа

Для условий Североуральского бокситового рудника (СУБР), когда вертикальные (σ_z) и горизонтальные (σ_x и σ_y) напряжения находятся в соотношении:

$$\begin{aligned} \sigma_x &= \sigma_y = (0,1 \div 0,3) \sigma_z, \\ \sigma_z &= \sqrt{\frac{d}{t}} \cdot \sigma_{cж} \cdot (1,32 + 0,1 \cdot d + 0,165\sqrt{d})^{-1}. \end{aligned} \quad (2.121)$$

Для условий Таштагольского месторождения:

$$\sigma_{cж} = 80 \div 120 \text{ МПа}; \quad (2.122)$$

$$\sigma_z = 185/t; 12\text{мм} \leq t \leq 60 \text{ мм.}$$

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	Лист
					СФУ ИГДГиГ ДП-21.05.04.02-104768ПЗ 105

Величину действующих в массиве напряжений определяют по диаграмме, представленной на рисунке 2.11. [27], она является универсальной для всех типов пород, склонных к горным ударам.

Рисунок 2.11 - Диаграмма по определения максимальных напряжений. [изъято]

Напряженное состояние массива по разделению керна на диски вне зоны опорного давления можно количественно оценивать с достаточной достоверностью по зависимостям, представленным на рисунке 2.12.

Рисунок 2.12 - Зависимость параметров дискования керна t/d от уровня напряженности массива $\sigma_p/\sigma_{сж}$ при различных соотношениях между осевыми и радиальными напряжениями: d - диаметр скважины; t_{cp} - средняя толщина дисков. [изъято]

Проанализировав диаграмму для определения максимальных напряжений и зависимость параметров дискования керна, определена следующая зависимость: чем больше отношение толщины диска к диаметру диска, тем меньше величина максимальных напряжений в массиве.

Метод определения напряжения в массиве по выходу буровой мелочи

При бурении скважин в массиве горных пород, на участках, на которых напряжения превышают предел прочности на одноосное сжатие в $G_z = (1,7 \div 3,5) \cdot G_{сж}$ раза, наблюдается повышенный выход буровой мелочи. В этих условиях значения максимального напряжения в массиве горных пород может быть определено по формуле:

$$\sigma_{max} = (4V_1 \cdot V_2^{-1} - 2,3) \cdot \sigma_{сж} : , \quad (2.123)$$

где V_1 - фактический выход буровой мелочи; V_2 - номинальный выход буровой мелочи; $\sigma_{сж}$ - предел прочности на одноосное сжатие, МПа.

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	СФУ ИГДГиГ ДП-21.05.04.02-104768ПЗ	Лист 106

Данная формула будет справедлива при $1 < V_1/V_2 < 1,3$.

2.5.2 Методы приведение выработок в неудароопасное состояние

На рудниках Октябрьского месторождения, входящих в состав горно – рудных предприятий ГМК «Норильский Никель», в настоящее время работы ведутся на глубинах 700 м и более, таким образом рудники относится к опасным по горным ударам. Основываясь на ранее проведенных исследования напряженного состояния нетронутого, тектонически нарушенного горного массива, было выявлено, что на некоторых участках месторождения отмечено превышение горизонтальных напряжений в 2 и более раз над вертикальными, как правило, на таких участках в горных выработках проявляются внешние признаки удароопасности.

Согласно рекомендаций «Указаний по безопасному ведению горных работ на Талнахском и Октябрьском месторождениях, склонных и опасных по горным ударам – 2007г.» при установлении категории «Опасно» выработка на этом участке должна быть выведена из эксплуатации и погашена путем закладки твердеющей смесью или приведена в неудароопасное состояние.

Для этого как основные мероприятия рекомендуются: надработка или подработка горными работами, взрывание камуфлетных зарядов в шпурах или скважинах, бурение разгрузочных шпуров или скважин большого диаметра.

Камуфлетно – сотрясательное взрывание

В данной работе рассматривалась проходка разрезного штрека по кровле или по почве рудного тела шириной 4 м и высотой 4 м. Ширина защищенной зоны принимается 2 м. Бурение шпуров для камуфлетного взрывания будет производиться коронками с диаметром 64 мм.[9]

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	Лист	СФУ ИГДГиГ ДП-21.05.04.02-104768ПЗ	107

Параметры камуфлетного взрывания в данной работе определены по номограмме, приведенной в «Указаниях по безопасному ведению горных работ.....» (Рисунок 2.13)

Рисунок 2.13 - Номограмма параметров взрывания камуфлетного взрывания [изъято]

Для следующих горно-технологических параметров: коэффициент крепости по шкале проф. Протодьяконова $f = 14$; количество ВВ $q = 2,0$; энергоемкость Аммонита – АБЖВ; плотность заряжания 1,0; диаметр компенсационных скважин $d = 0$; вид забойки – глинистая. По номограмме определяется расстояние между шпурами для камуфлетного взрывания. Оно равно 0,7м. Схема расположения шпуроров показана на рисунке 2.14.

Рисунок 2.14 - Схема камуфлетного взрывания [изъято]

Для этих же условий, но при $f = 8; 10$ и 12 расстояние между шпурами составит 1 м; 0,9 м; 0,8 м соответственно. График зависимости можно увидеть на рисунке 2.15.

Рисунок 2.15 – График зависимости расстояния между камуфлетными зарядами от крепости пород [изъято]

Проведенные исследования параметров расположения шпуроров для камуфлетного взрывания показывают, что с увеличением коэффициента крепости пород или руд расстояние между шпурами уменьшается при повышении крепости пород, и наоборот увеличивается при понижении крепости руд и пород.

Бурение разгрузочных скважин

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	СФУ ИГДГиГ ДП-21.05.04.02-104768ПЗ	Лист 108

При формировании защищенной зоны для проведения горных выработок и отработки запасов рудного тела можно использовать бурение параллельных (Рисунок 2.16) или веерных скважин большого диаметра. Бурение скважин может быть в один, два или три ряда. Скважины располагают в шахматном порядке при бурении более чем в один ряд. Защищенная зона отстраивается от концов скважин под углом защиты β между плоскостью разгрузочных скважин и границей защищаемой зоны. Для условий рудников ЗФ ОАО «ГМК «Норильский никель» согласно «Указаниям по безопасному ведению горных работ на Талнахском и Октябрьском месторождениях, склонных и опасных по горным ударам. Санкт-Петербург, 2007 г.» угол β принимается равным 60° при расположении скважин по кровле, и 70° при расположении скважин по почве рудного тела. Разгрузочные скважины бурятся диаметром 105 - 165 мм; длиной - не более 25 м; расстояние между стенками скважин не более 0,7 м для сплошных руд, и не более 0,6м - для «медиистых» руд. Однако, согласно [17], для отдельных участков месторождения допускается принимать расстояние между стенками скважин 0,9 м и до 1,4 м. В зонах повышенного горного давления, для обеспечения плавной передачи опорных нагрузок с разгружающего участка на нетронутый массив бурение скважин может проводиться в две стадии: на первой стадии скважины бурятся с удвоенным от рекомендуемого расстоянием; на второй стадии интервал между скважинами доводится до рекомендуемого. Применение таких способов проводится по локальному проекту. [8]

Рисунок 2.16 – Формирование защищенной зоны путем бурения разгрузочных скважин [изъято]

В ходе анализа формирования защищенной зоны с помощью бурения разгрузочных скважин были выведены следующие зависимости и представлены в виде графиков:

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	Лист СФУ ИГДГиГ ДП-21.05.04.02-104768ПЗ 109

1. Чем больше коэффициент концентрации вертикальных напряжений, тем больше расстояние между разгрузочными скважинами;
2. Из чего следует вывод, что чем больше расстояние между скважинами, тем меньше себестоимость формирования защищенной зоны;

График 2.1 – Зависимость расстояний между разгрузочных скважин от коэффициента концентрации вертикальных напряжений [изъято]

График 2.2 – Зависимость себестоимости формирования защищенной зоны на 1 т от коэффициента концентрации вертикальных напряжений [изъято]

Формирование защищенной зоны путем бурения перекрещивающихся скважин

В зонах повышенного горного давления, для обеспечения плавной передачи опорных нагрузок с разгруженного участка на нетронутый массив бурение скважин может проводиться в две стадии: на первой стадии скважины бурятся с удвоенным от рекомендуемого расстоянием; на второй стадии интервал между скважинами доводится до рекомендуемого. Применение таких способов проводится по локальному проекту. При особо сложных условиях, когда уже при бурении скважин первой стадии происходят значительные деформации их стенок, зажатие бурового инструмента и состояние выработок, из которых производилось бурение, становится критическим, возможна к применению схема формирования защищенной зоны перекрещивающимися под прямым углом скважинами. Для этого необходимо провести выработку перпендикулярно той, из которой велось бурение скважин первой стадии (или воспользоваться имеющейся). Бурение скважин из этой выработки произво-

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	Лист 110
					СФУ ИГДГиГ ДП-21.05.04.02-104768ПЗ

дится под прямым углом к ранее забуренным скважинам на первой стадии, рисунок 2.17.

Рисунок 2.17 – Формирование защищенной зоны с помощью бурения перекрещивающихся разгрузочных скважин [изъято]

Формирование защищенной зоны с помощью надработки подкровельного слоя

Согласно «Инструкция по безопасному ведению горных работ на рудных и нерудных месторождениях, объектах строительства подземных сооружений, склонных и опасных по горным.» на всех горнодобывающих предприятиях должны быть составлены указания по безопасному ведению горных работ. Месторождения с высокими упругими свойствами, способные к разрушению под нагрузкой, а так же горные массивы в которых происходит стреляние, пучение, толчки или заколообразование относятся к удароопасным.. Защищенные зоны при отработке защитного слоя могут формироваться как при надработке, так и подработке мощного рудного тела в результате опережающей отработки подкровельного или надпочвенного слоя.

Угол защиты согласно «Указания по безопасному ведению горных работ на Талнахском и Октябрьском месторождениях, склонных и опасных по горным ударам. Санкт-Петербург, 2007.» при надработке для ЗФ ГМК «Норильский никель» принимается 55° . Линия защиты должна составлять с горизонтальной линией угол, находящийся в интервале 45° - 75° . При рекомендованном угле $\beta=55^\circ$ угол, состоящий из линии защиты и горизонтальной линией будет составлять 55° - 10° = 45° , а это значит что полученное значение попадает в заданный интервал 45° - 75° . Отстраивается защитное перекрытие высотой $h_{зс} = 4$ м до боковой границы защищенной зоны. По построенной схеме определяется необходимое опережение защитного слоя $C = 20,54$ м. (Рисунок 2.18)[3]

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	Лист	СФУ ИГДГиГ ДП-21.05.04.02-104768ПЗ	111

Рисунок 2.18 – Формирование защищенной зоны с помощью опережающей надработки подкровельного слоя [изъято]

Все исследования и построения проводились в системе проектирования AutoCad, в результате чего и были определены параметры защитного слоя. Так же для исследований применялись данные по Всероссийской научно-технической конференции «Молодёжь и наука».[14]

2.5.3 Себестоимость проведения мероприятий

Для всех четырех методов приведения массива в неудароопасное состояние так же рассчитана себестоимость их проведения, которая итогово представлена в таблице 2.35.

Таблица 2.35 – Себестоимость проведения мероприятий [изъяты данные таблицы]

Название мероприятия	Себестоимость проведения, руб	Себестоимость проведения на 1 т, руб
Камуфлетно - сотрясательное взрывание		
Бурение разгрузочных скважин		
Бурение перекрещивающихся разгрузочных скважин		
Опережающая надработка подкровельного слоя		

Расчёт себестоимости камуфлетно – сотрясательного взрывания

В расчёте себестоимости проведения камуфлетного взрывания учитывается стоимость частичной закладки штрека объёмом $V_{штрека} = 4 \cdot 2 \cdot 10 = 80 \text{ м}^3$, стоимость закладки $M_{100} = 1356 \text{ руб}/\text{м}^3$, себестоимость закладочных работ равна:

$$[изъято] \quad (2.124)$$

Так же учитывается стоимость бурения, которую можно определить по формуле:

$$[изъято] \quad (2.125)$$

Далее полученные значения суммируются:

$$[изъято] \quad (2.126)$$

Для определения затрат на одну тонну общая себестоимость проведения выработки делиться на объем камеры с учетом плотности руды,
 $V_{кам} = 20 \cdot 8 \cdot 10 = 1600 \text{ м}^3$.

$$[изъято] \quad (2.127)$$

Так как представленное мероприятие является дополнительным, то определяется себестоимость с учётом очистной выемки:

$$[изъято] \quad (2.128)$$

Аналогичным методом рассчитывается проведение остальных методов.

Расчёт себестоимости бурения разгрузочных скважин

Затраты на закладку составят аналогично формуле 2.124:

$$[изъято]$$

Стоимость бурения равна (Формула 2.125):

$$[изъято]$$

Общие затраты на проведение мероприятия (Формула 2.126):

$$[изъято]$$

Себестоимость на одну тонну составит (Формула 2.127):

$$[изъято]$$

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	СФУ ИГДГиГ ДП-21.05.04.02-104768ПЗ	Лист 113

Так как представленное мероприятие так же является дополнительным, то определяется себестоимость с учётом очистной выемки (Формула 2.128):

[изъято]

Расчёт затрат на бурение сетки разгрузочных скважин

При расчёте себестоимости проведения мероприятия учитывается проходение дополнительной выработки длиной 20,54 м. Затраты на проходку одного метра выработки 34983 рублей, а на 20,54 м эти затраты составят 718551 рубль.

Так же учитываются затраты на закладку этих выработок, объём закладочных работ:

$$V_{штрека} = (2 \cdot 4 \cdot 20,54) + (4 \cdot 2 \cdot 10) = 244 \text{ м}^3. \quad (2.129)$$

Себестоимость закладочных работ (Формула 2.124):

[изъято]

Стоимость бурения равна (Формула 2.125):

[изъято]

Общие затраты на проведение мероприятия (Формула 2.126):

[изъято]

Себестоимость на одну тонну составит (Формула 2.127):

[изъято]

Себестоимость с учётом очистной выемки составит (Формула 2.128):

[изъято]

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	Лист СФУ ИГДГиГ ДП-21.05.04.02-104768ПЗ 114

Расчёт затрат на опережающую надработку подкровельного слоя

Учитывается себестоимость проведения дополнительной выработки, она составит 349830 рублей на 10 м.

Объём закладочных работ равен (Формула 2.129):

$$V_{\text{штрека}} = (2 \cdot 4 \cdot 10) \cdot 2 = 160 \text{ м}^3.$$

Себестоимость закладки Формула 2.124):

[изъято]

Общая стоимость равна (Формула 2.125):

[изъято]

Себестоимость на одну тонну составит (Формула 2.126):

[изъято]

Себестоимость с учётом очистной выемки составит (Формула 2.127):

[изъято]

Таким образом проведенные исследования позволили установить что, по критерию себестоимости отработки запасов блока, наиболее эффективным мероприятием является камуфлетно – сотрясательное взрывание, а в особо сложных горно – геологических условиях бурение перекрещивающихся разгрузочных скважин.

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	Лист СФУ ИГДГиГ ДП-21.05.04.02-104768ПЗ 115

3 ЭЛЕКТРОМЕХАНИЧЕСКАЯ ЧАСТЬ

3.1 Рудничный транспорт

Расчет ленточного конвейера по уклону

При выборе конвейера по уклону и при его проверке необходимо учитывать, что не допускается проскальзывание ленты на барабанах и перегрузка конвейера свышерасчётной, достигается выравниванием грузопотока в пределах расчетной производительности.[21]

Расчетная производительность 450 т/ч, плотность рути 4,1 т/м³, максимальная крупность кусков $a_{max} = 300$ мм, угол естественного откоса груза на ленте при движении $\rho'' = 25^\circ$, длина конвейера 294 м, угол наклона выработки 8° .

Принимаем ленточный конвейер типа 2ЛБ100 со следующими характеристиками, представленными в таблице 3.1

Таблица 3.1 – Характеристика конвейера [изъяты данные таблицы]

Ширина ленты, см	Прием-ная способ-соб-ность, м3/мин	Произво-дитель-ность, т/ч	Длина, м	Мощ-ность привода, кВт	Число при-водных ба-рабанов, шт	Скорость ленты, м/с	Угол наглона

Проверяем конвейер по ширине ленты (Формула 3.1):

$$B \geq 1,1 \cdot \left(\sqrt{\frac{Q_p}{C_n \cdot \gamma \cdot V}} \right) \cdot 1000 = 1,1 \cdot \left(\sqrt{\frac{450}{640 \cdot 4,1 \cdot 2}} \right) \cdot 1000 = 322 \text{ мм},$$

$$322 \text{ мм} < 1000 \text{ мм},$$

$$B \geq 2 \cdot a_{max} = 2 \cdot 300 + 200 = 800 \text{ мм} < 1000 \text{ мм}. \quad (3.2)$$

Выбираем материал и тип ленты, а именно тип ленты 2РТЛО – 1000, ширина ленты 100 см и масса 20,5 кг.

Максимальная возможная масса груза, приходящая на 1м длины конвейера определяемого расчетной производительности конвейера:

$$q = \frac{Q_p}{3,6 \cdot V \cdot 1000} = \frac{450000}{3,6 \cdot 2 \cdot 1000} = 62,5 \text{ кг/м.} \quad (3.3)$$

Масса вращающихся роликов $q_{\text{пр}} = 22 \text{ кг}$ и $q_{\text{px}} = 19 \text{ кг}$. На уклоне устанавливаем роликоопоры с расстоянием $l' = 1 \text{ м}$ и $l'' = 2,5 \text{ м}$, тогда

$$q'_p = \frac{22}{1} = 22 \text{ кг/м,} \quad (3.4)$$

$$q''_p = \frac{19}{2,5} = 7,5 \text{ кг/м.} \quad (3.5)$$

Проверяем ленту на разрыв, определяем усилия в точках методом обхода точек по контуру.

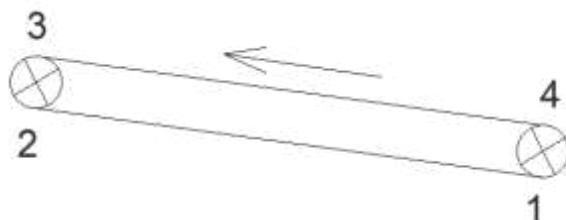


Рисунок 3.1 – Схема конвейера

Принимаем первоначальное усилие натяжение ленты в точке 1 $S_1 = 300 \text{ H}$; тогда согласно $S_2 = S_1 + W_{1-2}$ и согласно формуле 3.6:

$$\begin{aligned} W_{(1-2)} &= L \cdot g [(q_{\text{л}} \cdot \cos \beta + q_{\text{р}} \cdot \sin \beta) \cdot \omega + q_{\text{л}} \cdot \sin \beta] \\ &= 294 \cdot 9,81 [(20,5 \cdot \cos 8^\circ + 7,6) \cdot 0,03 - 20,5 \cdot \sin 8^\circ] = -5864, \end{aligned}$$

В точке 2 усилие натяжения ленты не может быть отрицательным, то есть выражаться со знаком минус, иначе лента в этом месте будет проскользывать по барабану, что недопустимо. Для этого необходимо натянуть ленту

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	Лист
					СФУ ИГДГиГ ДП-21.05.04.02-104768ПЗ 117

с таким усилием, чтобы S_1 превышала W_{1-2} , для чего принимаем $S_1 = 32000 \text{ Н}$.

$$S_2 = S_1 + W_{1-2} = 32000 - 5864 = 26136 \text{ Н}, \quad (3.7)$$

$$S_3 = K_y + S_2 = 0,4 - 26136 = 10454 \text{ Н}. \quad (3.8)$$

Определяем (Формула 3.9) W_{3-4} :

$$W_{3-4} = L \cdot g \{ [(q_n + q) \cdot \cos\beta + q'_p] \cdot \omega + (q + q_n) \cdot \sin\beta \} = 294 \cdot 9,81 \{ [(20,5 + 66,7) \cdot \cos 8^\circ + 22] \cdot 0,03 + (66,7 + 20,5) \cdot \sin 8^\circ \} = 312445 \text{ Н},$$

$$S_4 = S_3 + W_{3-4} = 10454 + 312445 = 322,8 \text{ кН}. \quad (3.10)$$

Проверим ленту на разрыв считая, что $S_4 = S_{max}$,

$$S_p \geq S_{max} \cdot m = 322,8 \cdot 10,5 = 3389,4 \text{ кН}, \quad (3.11)$$

$$S_p = 5 \cdot 9900 \cdot 100 = 4950 \text{ кН} > 3389,4 \text{ кН}. \quad (3.12)$$

Принятая лента выдержит условия эксплуатации.

Определяем мощность двигателя:

$$N_{\text{дв}} = \frac{1,2 \cdot F \cdot V}{\mu} = \frac{1,2 \cdot 290,8 \cdot 2}{0,85} = 821 \text{ кВт}. \quad (3.13)$$

Конвейер комплектуется приводом с четырьмя двигателями по 250 кВт, что соответствует условиям эксплуатации.

Удельный расход энергии:

$$\omega_{\text{уд}} = \frac{N_{\text{дв}}}{Q \cdot L} = \frac{1000}{450 \cdot 0,294} = 7,55 \text{ кВт} \cdot \text{ч/т. км}. \quad (3.14)$$

В денежном выражении:

[изъято] (3.15)

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	Лист 118
					СФУ ИГДГиГ ДП-21.05.04.02-104768ПЗ

Расчёт электровозной откатки

Принимаем контактны электровоз типа К14 и вагонетки типа ВГ0,7.

Расчёт Электровозной откатки представлен в таблице 3.2[4]

Таблица 3.2 – Расчёт электровозной откатки [изъяты данные таблицы]

Параметр	Условное обозначение	Величина
Годовая производительность, млн.т		
Количество рабочих дней		
Количество смен в сутки		
Продолжительность смены, час		
Плотность транспортируемой руды, т/м ³		
средний уклон, °/oo		
Сцепной вес электровоза, кН		
Коэффициент сцепления электровоза с рельсами		
Минимальное пусковое ускорение движения состава, м ² /с		
Максимальное пусковое ускорение движения состава, м ² /с		
Удельное основное сопротивление движению груженых вагонеток, н/кН		
Удельное основное сопротивление движению порожних вагонеток, н/кН		
Вес поезда по условию трогания с места порожнего состава на подъем, кН		
Вес поезда по условию трогания с места груженого состава на спуск, кН		
Вес поезда по условию трогания с места груженого состава на подъем, кН		
Вес поезда по условию движения порожнего состава на подъем , кН		
Вес поезда по условию движения груженого состава на спуск, кН		
Вес поезда по условию движения груженого состава на подъем, кН		
Допустимый вес порожнего поезда, кН		
Допустимый вес груженого поезда, кН		
Вес вагонетки, кг		
Коэффициент заполнения вагонетки		
Вместимость вагонетки, м ³		
Число вагонеток в порожнем составе, шт		
Число вагонеток в груженом составе, шт		
Принимаемое число вагонеток в составе, шт		

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	Лист	СФУ ИГДГиГ ДП-21.05.04.02-104768ПЗ	119

Продолжение таблицы 3.2

Вес порожнего состава по принятому числу вагонеток, кН		
Вес груженого состава по принятому числу вагонеток, кН		
Тормозной путь в соответствии с ПБ, м		
Удельная тормозная сила груженого состава, Н/кН		
Удельная тормозная сила порожнего состава, Н/кН		
Допустимая скорость движения груженого состава на уклоне, км/ч		
Допустимая скорость движения порожнего состава на подъеме км/ч		
Принятая скорость движения груженого состава на уклоне, км/ч		
Принятая скорость движения порожнего состава на подъеме км/ч		
Длина откатки, км		
Продолжительность разгрузки состава, мин		
Продолжительность погрузки состава, мин		
Продолжительность простоя состава на разминовках, мин		
Время движения груженого состава, мин		
Время движения порожнего состава, мин		
Время рейса, мин		
Коэффициент неравномерности выдачи груза		
Сменный суммарный грузопоток, т		
Необходимое число рейсов для вывоза груза		
Продолжительность непроизводственных перерывов, час		
Чистое время работы электровозной откатки, ч		
Число возможных рейсов одним электровозом в смену		
Расчетное количество рабочих электровозов по шахте, шт		
Принимаемое количество рабочих электровозов по шахте, шт		
Сменная производительность одного рабочего локомотива, т км		

3.2 Подъем

В данном дипломном проекте, согласно принятой схеме вскрытия с четырьмя вертикальными стволами на трех промышленных площадках (Рисунок 2.2) залежи богатых руд в пределах поля рудника «Октябрьский», принимается подъем с помощью скипового ствола (СС), подъем осуществляется с горизонта – 900 м. Выбор и обоснование технологического подъема руды представлены в таблице 3.3

Таблица 3.3 – Выбор и обоснование технологического подъема руды [изъяты данные таблицы]

Показатель	Расчетная формула	Значение
Производственная мощность предприятия, млн.т		
Глубина ствола, м		
Плотность руды в разрыхленном состоянии, т/м ³		
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		
Количество подъемных сосудов		
Грузоподъемность, т		
Количество циклов подъема в час		

Для вертикального подъема мы принимаем скип 1CH9,5 – 2 грузоподъемностью 22 т, далее осуществляем выбор и расчет канатов для многоканатного подъема (Таблица 3.4)

Таблица 3.4 – Выбор и расчёт канатов для многоканатного подъема [изъяты данные таблицы]

Масса подъемного сосуда, т		
Предельно допустимое разрывное усилие на единицу площади сечения каната, МПа		
Удельное давление, создаваемое весом 1 м каната, МПа/м		
Отношение суммарного разрывного усилия всех проволок каната к концевому грузу		
Минимально необходимая суммарная масса канатов, кг/м		
Высота переподъема, м		
Длина петли, м		
Длина отвеса подъемного каната, м		
Фактическое значение коэффициента статических натяжений канатов		
Отношение диаметров барабана и каната		
Удельное давление на футеровку приводного шкива от канатов, МПа/м		
Квадратурный параметр многоканатной машины, м ²		
Типоразмер барабанов, м		
Расчетное количество канатов		
Подъемная машина		
ЦШ		
Уточненная масса 1м головных канатов, кг/м		
Масса 1 м стандартных головных канатов, кг/м		
Диаметр головного каната, мм		
Суммарное разрывное усилие всех проволок каната на разрыв, Н		
Суммарная масса головных канатов, кгм		
Количество хвост.канатов		
Расчетная масса 1 м хвостовых канатов, кг/м		
Масса 1 м стандартных хвостовых канатов, кг/м		
Диаметр хвостового каната, мм		
Отношение диаметров барабана и каната		
Удельное давление каната на футеровку приводного шкива, МПа		
Максимальное статическое натяжение в подъемных канатах, кН		
Минимальное статическое натяжение в подъемных канатах, кН		
Максимальная разность статических натяжений канатов, кН		
Значение коэффициента запаса прочности каната при крайнем верхнем расположении груженого скипа		
Коэффициент статических натяжений канатов		

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	Лист
					СФУ ИГДГиГ ДП-21.05.04.02-104768ПЗ 122

Продолжение таблицы 3.4

Высота копра		
Радиус шкива, м		
Высота подъемного сосуда, м		
Высота копра, м		
Высота типового копра, м		
Расчетная 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		
КПД 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		
Радиус навивки, м		
Ориентировочное значение врачающего момента на тихоходном валу двигателя, Н·м		
Редуктор		
Расход электроэнергии		
КПД. подъемной установки		
Расход электроэнергии за один цикл, кВт ч		
Расход электроэнергии на подъем 1 т, кВт·ч/т		
Годовой расход электроэнергии, кВт·ч/год		

Окончательно принимаем многоканатные подъёмные машины типо-размера ЦШ – 3,25 × 4, количество подъемных канатов ровняется 4, двигатель типа АКН2 – 17 – 31 – 16, редуктор ЦДН – 170У.

3.3 Водоотлив

В проектируемой схеме водоотлива (Рисунок 3.2) главный водосборник находится на горизонте – 900 м, откуда вся вода поднимается на поверхность по вентиляционному стволу (ВС). Вода, выдаваемая на поверхность насосами главной водоотливной установки, используется для приготовления закладочной смеси на ПЗК рудника.

Рисунок 3.2 – Схема проектируемого водоотлива [изъят рисунок]

Таблица 3.5– Расчет водоотливного комплекса [изъяты данные таблицы]

Высота нагнетания, м		
Суммарный нормальный водоприток на горизонте водоотлива, $\text{м}^3/\text{ч}$		
Суммарный максимальный водоприток на горизонте водоотлива, $\text{м}^3/\text{ч}$		
Расчетная производительность насоса, $\text{м}^3/\text{ч}$		
Высота всасывания, м		
КПД трубопровода		
Ориентировочное значение напора насоса, м		
Принимаемый насос		
Производительность насоса, $\text{м}^3/\text{ч}$		
Напор насоса, м		
Количество рабочих насосов		
Производительность насосов, $\text{м}^3/\text{ч}$		
Определение параметров нагнетательного трубопровода		
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		
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		
Определение параметров всасывающего трубопровода		
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 нор-		

мального притока воды, ч		
Количество дней с нормальным водопритоком		
Фактическое время работы установки при откачке максимального притока воды, ч		
Количество дней с максимальным водопритоком		
К.п.д. электродвигателя		
К.п.д. электросети		
Годовой расход электроэнергии водоотливной установки, тыс. кВт		
Расход электроэнергии на 1м ³ откачиваемой воды, кВт		
Параметры насосной камеры		
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		
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		

Продолжение таблицы 3.5

Объем насосной камеры, м ³		
Параметры водосборника		
Коэффициент заполнения водосборника водой		
Емкость водосборника, м ³		
Сечение водосборника, м ²		
Длина водосборника, м		
Параметры осветляющего резервуара		
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

Данные для расчета компрессорного хозяйства представлены в таблице

3.6.

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	Лист
					СФУ ИГДГиГ ДП-21.05.04.02-104768ПЗ

Таблица 3.6- Исходные данные [изъяты данные таблицы]

Расстояния, м			Расход воздуха, м ³ /мин	

Расчет начинается с самого удаленного участка сети. Рабочее давление у потребителей P_n принимается = 500 кПа.

Определяется эквивалентная длина участка 1,2:

$$l_1 = 0,007 \cdot l_{1,2}, \text{м,} \quad (3.16)$$

$$l_1 = 6,65 \text{ м,}$$

$$l_2 = 3,06 \text{ м.}$$

и эквивалентная длина направления

$$L_{\vartheta 1} = (1,1 - 1,15) \cdot L, \text{м,} \quad (3.17)$$

$$L_{\vartheta 1} = 1045 \text{ м,}$$

$$L_{\vartheta 2} = 482 \text{ м.}$$

где l – истинная длина участка, м; L – истинная длина направления, м.

Находится удельное падение давления в сети:

$$a_o = \Delta P_o / L_{\vartheta}, \quad (3.18)$$

где ΔP_o – наибольшее падение давления в сети, $\Delta P_o = 0,1-0,15$ кПа.

$$a_{o1} = 0,0001,$$

$$a_{o2} = 0,0003.$$

Падение давления на первом участке:

$$\Delta P_1 = a_o \cdot l_{1,2}, \text{Па,} \quad (3.19)$$

$$\Delta P_1 = 0,00067 \text{ Па,}$$

$$\Delta P_2 = 0,00092 \text{ Па.}$$

Определяется среднее давление на первом участке от потребителя:

$$P_1 = P_n + \Delta P_1 / 2, \text{кПа,} \quad (3.20)$$

$$P_1 = 500 \text{ кПа,}$$

$$P_2 = 500 \text{ кПа.}$$

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	Лист
					СФУ ИГДГиГ ДП-21.05.04.02-104768ПЗ 126

5. Определяется параметр А:

$$A_i = C_i \cdot V_i^2 / (1000 \cdot P_i \cdot a_i), \quad (3.21)$$

где C_i – коэффициент, учитывающий высоту расположения компрессорной станции над уровнем моря, т.к компрессорная находится на уровне +95м, $C_i=0,37$; a_i – удельное падение давления на участке, кПа, $a_1=0,022676$; $a_2=0,041408$; V_i – расход воздуха на i -от участке.

$$A_1 = 3,55$$

$$A_2 = 1,6$$

По расчетному диаметру выбирается диаметр трубопровода:

	1-й участок	2-ой участок
Диаметр трубопровода, м	0,45	0,45
мм	450	450

По расчетному диаметру выбирается диаметр трубопровода по ГОСТ:

	1-й участок	2-ой участок
Условный проход	500	500
Наружный диаметр	529	529
Внутренний диаметр	507	507

Для принятого стандартного диаметра определяется суммарная эквивалентная длина местных сопротивлений и фактическая эквивалентная длина участка:

$$l_{i\phi} = l + \sum l_{\text{сопр},M}, \quad (3.22)$$

где $\sum l_{\text{сопр}}$ – суммарная эквивалентная длина местных сопротивлений, м.

	1-й участок	2-ой участок
$\sum l_{\text{сопр}}$	=805	=805
$l_{i\phi}$	$811,65\text{м.}$	$l_{i\phi 2} = 808,06 \text{ м.}$

Для выбранного диаметра трубопровода, фактической эквивалентной длины участка и фактического расхода воздуха определяется фактическое падение давления на участке:

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	СФУ ИГДГиГ ДП-21.05.04.02-104768ПЗ	Лист 127

$$\Delta P'_i = \beta_i \cdot C_i \cdot l_{i\phi} \cdot V_i^2 / (1000 \cdot P_i), \quad (3.23)$$

где β_i – коэффициент, зависящий от диаметра трубопровода.

1-й участок	2-ой участок
$\beta=35$	$\beta=35$
$\Delta P'_i=2,28$	$\Delta P'_i=1,88$

Таблица 3.7 – Расход воздуха по потребителям [изъяты данные таблицы]

Потребители	Кол-во, шт.	Расход воздуха $m^3/\text{мин}$	$K_n, \text{д.е}$	Общее количество воздуха $m^3/\text{мин}$
Очистные работы				
Продувка шпурков				
Итого на очистных:				
Проходческие работы:				
Продувка шпурков				
Продолжение таблицы 3.7				
Итого на проходке:				124
Всего:				248

Необходимая производительность рудничной компрессорной станции определяется по формуле:

$$V_{к.с.} = \Sigma V_{п} + \Delta V_c, m^3/\text{мин}, \quad (3.24)$$

где $\Sigma V_{п}$ – максимальный расход воздуха всеми потребителями рудника, $m^3/\text{мин}$, $\Sigma V_{п} = 247 \text{ м}^3/\text{мин}$; ΔV_c – величина утечек в магистральной воздухопроводной сети, $m^3/\text{мин}$, $\Delta V_c = 30 \text{ м}^3/\text{мин}$;

$$V_{к.с.} = 277 \text{ м}^3/\text{мин}.$$

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	СФУ ИГДГиГ ДП-21.05.04.02-104768ПЗ	Лист 128

Необходимое давление воздуха на выходе из компрессора равно:

$$P_k = P_n + \Sigma \Delta P + P_a, \text{ кПа}, \quad (3.25)$$

$$P_k = 553,3 \text{ кПа}.$$

где P_n – давление сжатого воздуха у потребителей, кПа; $\Sigma \Delta P$ – суммарные потери давления от пункта потребления до компрессорной станции, кПа; P_a – давление атмосферного воздуха, кПа

Для обеспечения рудника сжатым воздухом необходимо установить 6 компрессоров 4М10-100/8 с производительностью 100 м³/мин.

Определение технико-экономических показателей

Годовая выработка сжатого воздуха:

$$V_{\text{год}} = 60 \cdot k_3 \cdot n \cdot t \cdot V_{\text{к.с.}, \text{м}^3}, \quad (3.26)$$

где k_3 – коэффициент загрузки компрессорной станции (0,8-0,9); n – число рабочих дней в году; t – время работы в сутки, ч.

$$V_{\text{год}} = 95805990 \text{ м}^3$$

Расход сжатого воздуха на 1 т полезного ископаемого:

$$P = V_{\text{год}} / A_r, \text{ м}^3/\text{т}, \quad (3.27)$$

$$A_r = 1700000 \text{ т/год},$$

$$P = 56,4 \text{ м}^3/\text{т}.$$

Годовой расход электроэнергии:

$$E_{\text{год}} = (K_3 \cdot N_b \cdot n \cdot t \cdot m + (1 - K_3) \cdot K_x \cdot N_b \cdot m \cdot n \cdot t) \cdot (1 + K_o + K_b) / (\eta_d \cdot \eta_p \cdot \eta_c) \quad (3.28)$$

где N_b – мощность на валу компрессора, кВт, $N_b=630$; m – число рабочих компрессоров; $K_x \cdot N_b$ – мощность холостого хода ($K_x=0,25-0,3$), кВт; K_o – коэффициент, учитывающий расход электроэнергии на охлаждение (0,01-0,03); K_b – коэффициент, учитывающий вспомогательные работы (0,01); η_d – к.п.д. электродвигателя, $\eta_d=0,9$; η_p – к.п.д. передачи, $\eta_p=0,95$; η_c – к.п.д. электрической сети, $\eta_c=0,95$;

$$E_{\text{год}} = 10309427 \text{ кВт}.$$

Расход электроэнергии на 1т:

$$e = E_{\text{год}} / A_r, \text{ руб/кВт} \quad (3.29)$$

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	Лист	СФУ ИГДГиГ ДП-21.05.04.02-104768ПЗ	129

$$e = 6,06 \text{ руб/кВт.}$$

Себестоимость сжатого воздуха определяется по статьям затрат

Расходы на электроэнергию:

$$C_e = E_{год} \cdot \varphi_e, \text{руб}, \quad (3.30)$$

где φ_e – стоимость 1 кВт электроэнергии, руб.

[изъято]

Расходы на амортизационные отчисления:

$$C_a = K \cdot n_a, \text{руб}, \quad (3.31)$$

где K - капитальные затраты, руб., ($K=1580539$ руб.); n_a - норма амортизации, $n_a=20\%$

[изъято]

Таблица 3.8 – Капитальные затраты на компрессорное хозяйство [изъяты данные таблицы]

Наименование затрат	Ед.измерения	Количество	Стоимость единицы, руб.	Общие затраты, руб.
Компрессор				
Аппаратура				
Трубопровод				
Неучтенные 10%				
Всего затрат на оборудование				
Монтаж, 30% от на оборудование				
Всего кап.затрат				1927862

Вспомогательные материалы: 127536 руб

Расходы на з/п обслуживающего персонала:

$$Z_{пп} = 12 \cdot N_k \cdot n_{сп} \cdot K_{сп} \cdot Z_{пп}, \text{руб}, \quad (3.32)$$

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	Лист СФУ ИГДГиГ ДП-21.05.04.02-104768ПЗ 130

где N_k -количество компрессорных станций; n_{cm} - число смен в сутки; κ_{sp} - коэффициент списочного состава; Z_n - среднемесячная зарплата машиниста насосной станции, руб

[изъято]

Суммарные эксплуатационные затраты:

$$\sum Z_3 = Z_3 + Z_m + Z_a, \text{руб}, \quad (3.33)$$

где Z_3 , Z_m , Z_a , Z_a - соответственно затраты на заработную плату, материалы, энергию, амортизацию, руб.

[изъято].

Себестоимость пневмоснабжения:

$$C/c = \sum Z_3 / A_g, \text{руб/т}, \quad (3.34)$$

[изъято].

3.5 Электроснабжение

Расчёт освещения откаточного штрека

Освещение подземных выработок осуществляется на линейном напряжении 127 В. Для расчёта электроснабжения откаточного штрека принимаем рудничные светильники типа РВЛ-40М. [12]

Длина откаточных выработок на одном горизонте составляет 2000 метров, норма освещенности выработки 1 лк, световой поток лампы 1320 лм.

Горизонтальная освещённость:

$$E_m = 2 \cdot c \cdot I_a \cdot \cos^3 \alpha / K_3 \cdot h^2, \quad (3.35)$$

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.

$$E_m = 2 \cdot 1,32 \cdot 65 \cdot 0,103 / 1,2 \cdot 2,6^2 = 2,2 \text{ лк}$$

Угол наклона лучей к освещенной площади:

$$\operatorname{tg} \alpha = \frac{l}{2 \cdot h}, \quad (3.36)$$

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	Лист
					СФУ ИГДГиГ ДП-21.05.04.02-104768ПЗ 131

$$tg\alpha = \frac{10}{2 \cdot 2,6} = 1,92,$$

где $a = 62^\circ$; $\cos a = 0,47$; $\cos^3 a = 0,103$.

$$E_r = 2,2 > E_r = 1. \quad (3.37)$$

Вертикальная освещённость:

$$E_B = E_M \cdot tg\alpha, \quad (3.38)$$

$$E_B = 2,2 \cdot 1,92 = 4,2 \text{ лк.}$$

Количество светильников для выработок составляет:

$$N_{CB} = L_B/d, \quad (3.39)$$

$$N_{CB} = 2000/10 = 200 \text{ шт},$$

$$P_{yч} = 200 \cdot 20 = 4000 \text{ Вт.}$$

Расчёт освещения камерных выработок производится методом светового потока.

Расчёт освещения депо, принимаем ширину камеры ($B = 5 \text{ м}$), длина камеры ($A = 20 \text{ м}$), высота подвески светильников ($h = 2 \text{ м}$). Минимальная освещенность выработки на уровне 0,8 м от почвы - 10 лк.

Определим показатель освещения:

$$i = A \cdot B / h \cdot (A + B), \quad (3.40)$$

$$i = 20 \cdot 5 / 2 \cdot (20 + 5) = 2.$$

Потребляемый световой поток освещения:

$$F_a = K_3 \cdot E_{min} \cdot S \cdot Z / \eta, \quad (3.41)$$

где K_3 – коэффициент запаса, $K_3 = 1,2$; E_{min} – минимальная норма освещённости, лк, $E_{min} = 10 \text{ лк}$; S – площадь освещения; n – число светильников, шт.; Z – отношение средней освещённости к минимальной, $Z = 1,15$ для люминесцентных ламп; η – коэффициент использования светильником установки.

$$F_a = 1,2 \cdot 10 \cdot 100 \cdot 1,15 / 0,31 \cdot 4 = 2019 \text{ лм.}$$

Для освещения принимаем светильник типа РВЛ-40М во взрывобезопасном исполнении. Расстояние между светильниками 5 метра.

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	Лист
					СФУ ИГДГиГ ДП-21.05.04.02-104768ПЗ 132

Действительная освещённость составит:

$$E_{\text{действ}} = F_a \cdot n \cdot \eta / K_3 \cdot S \cdot Z, \quad (3.42)$$

$$E_{\text{действ}} = 2029 \cdot 4 \cdot 0,34 / 1,2 \cdot 100 \cdot 1,1 = 21 \text{ лк.}$$

$$E_{\text{действ}} \geq E_{\text{мин}}, \quad (3.43)$$

$$21 > 10.$$

Общая мощность осветительной установки:

$$P_y = P_n \cdot n \cdot 10^{-3}, \quad (3.44)$$

$$P_y = 40 \cdot 4 \cdot 10^{-3} = 0,16 \text{ кВт.}$$

Таблица 3.9 – Расчет освещения камерных выработок [изъяты данные таблицы]

Наименование выработок	Расстояние, м	Тип светильника	Световой поток	Мощность светильника	Количество светильников	Суммарная мощность, кВт
Раздаточная камера ВМ						
Откаточные выработки						
Камера приема за-кладки						
Камера ожидания						
Насосная камера						

Необходимая мощность осветительных трансформаторов:

$$S_{\text{тр}} = P_l \cdot n \cdot K_c / 1000 \cdot n_c \cdot \cos \varphi \cdot n_l \quad (3.45)$$

где K_c – коэффициент спроса; n_c – КПД осветительной сети; n_l - КПД осветительных ламп; P_l – мощность лампы, Вт; n - количество светильников, шт.

$$S_{\text{тр}} = 40 \cdot 220 / 1000 \cdot 0,95 \cdot 0,47 \cdot 0,34 = 52,1 \text{ кВА.}$$

Принимаем тип пускового агрегата для питания осветительной сети АП – 4, мощностью 4 кВт. В соответствии с необходимой мощностью для осве-

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	Лист
					СФУ ИГДГиГ ДП-21.05.04.02-104768ПЗ 133

щения необходимо 13 пусковых агрегатов. Средняя длина осветительного кабеля составит 1000 м.

Суммарная сила тока в питающем кабеле:

$$I_k = S_{mp} \cdot 1000 / \sqrt{3} \cdot U, \quad (3.46)$$

где S_{mp} - мощность пускового агрегата, кВт; U - напряжение в питающем кабеле, В.

$$I_k = 4 \cdot 1000 / \sqrt{3} \cdot 127 = 18 \text{ А.}$$

Сечение кабеля при равномерном распределении нагрузки:

$$S_{osn} = \sqrt{3} \cdot 100 \cdot I_l \cdot L_k \cdot (2 \cdot \gamma \Delta U_{osn,k} \cdot U_n), \quad (3.47)$$

где L_k – длина магистрального кабеля, м; γ – удельная проводимость алюминия, м/Ом·мм²; ΔU – допустимая потеря напряжения в магистральном осветительном кабеле.

$$\Delta U_{osn,k} = 0,05 \cdot U_n = 0,05 \cdot 127 = 6,4 \text{ В}, \quad (3.48)$$

где U_n - номинальное напряжение осветительной сети, В.

$$S_{osn} = \sqrt{3} \cdot 100 \cdot 16 \cdot 1000 \cdot (2 \cdot 6,4 \cdot 127 \cdot 32) = 53 \text{ мм}^2.$$

По полученному значению принимаем ближайшее значение стандартного сечения кабеля типа СБ – В $S_k = 75 \text{ мм}^2$.

Расчет подземной передвижной трансформаторной подстанции.

Расчет производится из типов и количества работающих механизмов (Таблица 3.10)

Таблица 3.10 – Расчёт количества потребляемой энергии участка [изъяты данные таблицы]

Наименование по- требителей	Кол-во, шт	Установ. мощность, кВт	Коэф. спро-са	Cosφ	P, кВт	Q,кВАр

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	СФУ ИГДГиГ ДП-21.05.04.02-104768ПЗ	Лист 134

ИТОГО					

$$\operatorname{tg} \varphi = \sum Q / \sum P = 584 / 756 = 0,77, \quad (3.49)$$

$$\cos \varphi = 0,70.$$

Расчетная мощность подземной подстанции:

$$S_{mp} = \sum P_p / \cos \varphi + S_{tp.osv}, \quad (3.50)$$

$$S_{mp} = 756 / 0,70 + 53,5 = 1133,5 \text{ кВА.}$$

Расчётная суммарная мощность трансформаторов с учётом рекомендуемой загрузки в нормальном рабочем режиме (60-80 %):

$$S_{tp\Sigma} = S_{tp} / (0,6-0,8), \quad (3.51)$$

$$S_{tp\Sigma} = 1133,5 / 0,7 = 1619 \text{ кВА.}$$

Для обеспечения заданной мощности трансформатора принимаем 3 трансформаторные подстанции ТСШВП – 630/6.

Расчет кабеля от ГПП до ТСШВП – 630/6.

Ток нагрузки кабеля:

$$I_p = S_{mp} / \sqrt{3} \cdot U, \quad (3.52)$$

где S_{mp} - сечение кабеля по допустимой потере напряжения.

$$I_p = 756 / \sqrt{3} \cdot 6 = 73 \text{ А.}$$

По данному типу нагрузки проходит кабель с сечением 16 мм², допускающий нагрузку 80 А.

Определим сечение кабеля по допустимой потере напряжения:

$$S_{mp} = \sum P \cdot L \cdot 10^3 \cdot K / \gamma \cdot U_h \cdot \Delta U \cdot \xi, \quad (3.53)$$

где $K = 1,1$ - коэффициент учитывающий относительную величину индуктивного сопротивления кабеля; L - длина гибкого кабеля, м; γ - удельная проводимость металла, м/(Ом · мм²).

$$S_{mp} = 756 \cdot 1000 \cdot 10^3 \cdot 1,1 / 32 \cdot 6 \cdot 0,15 \cdot 0,8 = 16 \text{ мм}^2.$$

Определим сечение кабеля по нагреву:

$$J_{\text{кф}} = \sum P_p / 1,73 \cdot U_h \cdot \cos \varphi, \quad (3.54)$$

$$J_{\text{кф}} = 756 / 1,73 \cdot 6 \cdot 0,70 = 104 \text{ А.}$$

По данному току нагрузки подходит кабель сечением 35 мм².

Определим сечение кабеля по условию экономичности:

$$S_{\text{ЭК}} = J_h \cdot \sqrt{T \cdot C_m \cdot 10^{-3}}, \quad (3.55)$$

где Т - продолжительность использования максимума нагрузки электроприемников в год; С_m- стоимость 1 кВт·ч электроэнергии, руб.

$$S_{\text{ЭК}} = 31 \cdot \sqrt{1000 \cdot 1 \cdot 10^{-3}} = 31 \text{ мм}^2. \quad (3.56)$$

Принимаем кабель типа СБнЛШнг-1(3х35) сечением 35 мм².

Проверим по потере напряжения (Формула 3.57):

$$\Delta U = 1,73 J L - 100 / U_y (\cos \varphi + x_o - \sin \varphi) = 1,73 - 55 - 100 / 380 = 4,8 \% \\ 4,8\% < 5\%, \text{ что допустимо.}$$

Сечение кабеля по нагреву:

$$J_{\text{кф}} = P / K_c / 1,73 \cdot U_h \cdot \cos \varphi = 756 / 0,7 / 1,73 \cdot 6 \cdot 0,7 = 55 \text{ А.} \quad (3.58)$$

По данному параметру кабель с сечением 35 мм² подходит.

Проверим сечение кабеля по условию экономичности:

$$S_{\text{ЭК}} = J_h \cdot \sqrt{T \cdot C_m \cdot 10^{-3}} = 99 \cdot \sqrt{1000 \cdot 1 \cdot 10^{-3}} = 3,2 \text{ мм}^2. \quad (3.59)$$

По данному условию кабель сечением 35 мм² подходит.

Выбор трансформатора ГПП

Таблица 3.11 - Потребители энергии на поверхности

Наименование по- требителей	Кол-во	Мощн., кВт	Установленная мощность, кВт	$\cos \varphi$	K_s	Расчетная мощность	
						Q_p , квар	P_p , кВт

Итого:							

$$\sum Q / \sum P = 1709,2 / 2374 = 0,72. \quad (3.60)$$

Мощность трансформатора ГПП без подземных потребителей.

$$S_{tp} = \sum P_p / \cos \varphi = 2374 / 0,70 = 3297 \text{ кВт}. \quad (3.61)$$

Мощность трансформатора ГПП с учетом подземных потребителей:

$$\sum S_{tp} = S_{tp1} + S_{tp2} = 1133,5 + 3297 = 4430,5 \text{ кВт}.$$

К установке на ГПП принимаем трансформатор типа ТМ 4000.

Принимаем два трансформатора типа ТМ 4000.

Коэффициент загрузки трансформатора в нормальном режиме:

$$K_{zh} = 4430,5 / 8000 = 0,55. \quad (3.62)$$

Удельный расход электроэнергии:

$$a = \sum P_p / \Pi = 2374 / 1700000 = 0,0014 \text{ кВт} \cdot \text{ч/т}. \quad (3.63)$$

где Π — производительность рудника, т/год.

Стоимость электроэнергии за год:

$$C_{год} = a \cdot P_{max} + \frac{bP_p}{100}, \quad (3.64)$$

где c — поправочный коэффициент на световой поток.

[изъято].

Удельная стоимость электроэнергии:

$$[изъято]. \quad (3.65)$$

Стоимость электроэнергии на тонну добычи:

$$[изъято]. \quad (3.66)$$

4 ВЕНТИЛЯЦИЯ

Рудничная вентиляция - это отрасль горного дела, охватывающая научные основы и технологические средства для поддержания во всех действующих горных выработках шахты атмосферы с параметрами, необходимыми для ведения горных работ.

Средствами инженерного обеспечения вентиляции шахт являются: вентиляторные установки, вентиляционные выработки, вентиляционные сооружения, вентиляционные регуляторы, вентиляционные трубопроводы и средства снижения аэродинамического сопротивления выработок и утечек воздуха.

Выбор схемы проветривания рудника должен осуществляться с учетом таких требований как: запрещается подача воздуха в шахту по склоновым 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.

Проветривание рудника осуществляется нагнетательно – всасывающим способом по фланговой схеме. Свежий воздух подается во клетьевому стволу (КС) и вентиляционно – закладочному стволу (ВЗС), а выдается через склоновой (СС) и вентиляционный ствол (ВС). Очистные выработки на руднике проветриваются за счет общешахтной депрессии. Проветривание тупиковых выработок осуществляется вентиляторами местного проветривания нагнетательным способом и сжатым воздухом (преимущественно после взрывных работ). Вентиляционная схема проветривания предусматривает возможность реверсирования воздушной струи в аварийных случаях.

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

4.1 Расчёт расхода воздуха шахты

Расход воздуха для проветривания рудников рассчитывается по определённым факторам, окончательно принимается большее количество воздуха. При проектировании может использоваться как упрощённый 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.

Расчёт расхода воздуха для проветривания очистных забоев

Необходимый расход воздуха $\text{м}^3/\text{мин}$, составит [20]:

$$Q_{0\text{ч}} = \frac{100 \cdot J_{0\text{ч}} \cdot K_n}{C_d - C_o}, \quad (4.1)$$

Где $J_{0\text{ч}}$ – среднее ожидаемое газовыделение в очистной выработке, $\text{м}^3/\text{мин}$; K_n – коэффициент неравномерности газовыделения; C_d – допустимое содержание газа в забое, %; C_o – содержание газа в свежем воздухе, %.

$$Q_{0\text{ч}} = \frac{100 \cdot 0,1 \cdot 2,1}{0,1 - 0,01} = 233 \text{ м}^3/\text{мин},$$

Расчёт воздуха по пылевому фактору:

$$Q_{0\text{ч}} = 60 \cdot V_{min} \cdot S, \quad (4.2)$$

где V_{min} – минимальная скорость движения воздуха, $\text{м}/\text{с}$; S – площадь поперечного сечения очистной выработки или суммарная площадь доставочных выработок, м^2 ;

$$Q_{0\text{ч}} = 60 \cdot 0,10 \cdot 16, = 96 \text{ м}^3/\text{мин},$$

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	Лист	СФУ ИГДГиГ ДП-21.05.04.02-104768ПЗ	139

Расчёт воздуха по газам ДВС:

$$Q_{0\text{ч}} = q \cdot k_o \cdot \sum M, \quad (4.3)$$

где q – подачи свежего воздуха на 1 кВт мощности, м³/мин; k_o – коэффициент неравномерности работы машины; $\sum M$ – суммарная мощность машин работающих в блоке одновременно, кВт;

$$Q_{0\text{ч}} = 6,8 \cdot 0,85 \cdot 128,8 = 744 \text{ м}^3/\text{мин},$$

Расчёт воздуха по газам ВВ в камерных системах разработки представлен в таблице 4.1.

Таблица 4.1 – Расчет воздуха по газам ВВ в камерных системах разработки [изъяты данные таблицы]

Время на проветривание, мин		
Масса одновременно взрываемого ВВ, кг		
Удельное образование ядовитых газов ВВ в пересчете на условную окись азота, л/кг		
Удельное образование всех газов ВВ (0,35-1), м ³ /кг		
Плотность ВВ в зарядах, кг/м ³		
Толщина отбиваемого слоя, м		
Коэффициент разрыхления руды		
Площадь поперечного сечения камеры, м ²		
Объем проветриваемой камеры, м ³		
Расстояние от стенки выработки со свежей струей до стенки камеры, м		
Коэффициент структуры свободной струи (0,08-0,1)		
Условия проветривания		
Объем подсечного пространства в блоке перед взрыванием, м ³		
Производительность выпуска руды из блока, м ³ /ч		
Коэффициент неравномерности выделения газов при выпуске		
Коэффициент ударной вязкости		
Объем зоны отброса газов ВВ при взрывании, м ³		
Коэффициент турбулентной диффузии свободной струи		
Объем зоны действия свободной струи, м ³		
Коэффициент пустотности отбитой руды		
Коэффициент, учитывающий объем выделения газов ВВ при массовом взрыве в выработки блока		
Расход воздуха на проветривание после взрыва, м ³ /мин		
Расход воздуха на проветривание при выпуске, м ³ /мин	$Q_{0\text{ч}}$	971

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	Лист
					СФУ ИГДГиГ ДП-21.05.04.02-104768ПЗ 140

Принимаемый расход воздуха, м ³ /мин			
---	--	--	--

Расчёт расхода воздуха для проветривания подготовительно нарезных забоев

Расход воздуха по газовыделению:

$$Q_{\text{пп}} = \frac{100 \cdot 0,1}{0,3 - 0,01} = 34 \text{ м}^3/\text{мин}, \quad (4.4)$$

Расход воздуха по пылевому фактору:

$$Q_{\text{пп}} = 60 \cdot 0,15 \cdot 16 = 144 \text{ м}^3/\text{мин}, \quad (4.5)$$

Расход воздуха по газам ДВС:

$$Q_{\text{пп}} = 6,8 \cdot 0,85 \cdot 128,8 = 744 \text{ м}^3/\text{мин}, \quad (4.6)$$

Расчет воздуха по газам ВВ проветривании представлен в таблицы 4.2.

Таблица 4.2 – Расчет расхода воздуха по газам ВВ [изъяты данные таблицы]

Время на проветривание, мин		
Масса одновременно взрываемого ВВ, кг		
Удельное образование ядовитых газов ВВ в пересчете на условную окись азота, л/кг		
Удельное образование всех газов ВВ (0,35-1), м ³ /кг		
Площадь поперечного сечения подготовительной выработки, м ²		
Плотность ВВ в зарядах, кг/м ³		
Длина шпура, м		
Коэффициент разрыхления руды		
Условия проветривания		
Коэффициент турбулентной диффузии свободной струи		
Коэффициент ударной вязкости		
Длина зоны отброса газов ВВ при взрывании, м		
Расход воздуха, м ³ /мин		

Расчёт расхода воздуха для проветривания технологических камер

В данном расчете учитываются такие виды технологических камер как: насосная, электроподстанция, склад ВМ, количество камер принимается рав-

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	Лист 141
					СФУ ИГДГиГ ДП-21.05.04.02-104768ПЗ

ным по 1, нормативный коэффициент кратности равняется 0,33, а объем камер 97, 70, 105 м³ соответственно.

$$Q_{\text{пп}} = 97 \cdot 0,33 + 70 \cdot 0,33 + 105 \cdot 0,33 = 90 \text{ м}^3/\text{мин.} \quad (4.7)$$

Расчёт расхода воздуха для проветривания транспортных выработок

Расход воздуха по газовыделению (Формула 4.4):

$$Q_{\text{т}} = \frac{100 \cdot 0,1}{0,3 - 0,01} = 34 \text{ м}^3/\text{мин},$$

Расход воздуха по пылевому фактору(Формула 4.5):

$$Q_{\text{т}} = 60 \cdot 0,15 \cdot 16 = 144 \text{ м}^3/\text{мин},$$

Расход воздуха по газам ДВС (Формула 4.6):

$$Q_{\text{т}} = 0,9 \cdot 1,0 \cdot 128,8 = 116 \text{ м}^3/\text{мин.}$$

Далее все расчёт воздуха шахты сводится в единую таблицу 4.3.

Таблица 4.3 – Расчёт расхода воздуха шахты [изъяты данные таблицы]

Расход воздуха для проветривания очистных забоев	
Расход воздуха для проветривания подготовительно-нарезных забоев	
Расход воздуха для проветривания технологических камер	
Расход воздуха для проветривания транспортных выработок	
Расход воздуха для проветривания поддерживаемых выработок	
Количество рабочих горизонтов	
Коэффициент учитывающий утечки воздуха в пределах выемочного участка	
Коэффициент учитывающий утечки воздуха на квершлагах	
Коэффициент учитывающий неравномерность распределения воздуха по горизонтам	
Суммарный расход воздуха, м ³ /мин	

Проверка сечения выработок по допустимым скоростям движения воздуха

Расчетная скорость движения воздуха в выработках должна удовлетворять условию:

$$V_{\min} \leq V_p \leq V_{\max}, \quad (4.8)$$

где V_{\max} , V_{\min} – соответственно максимально и минимально допустимая скорость движения воздуха в выработке.

При $V_p \leq V_{\max}$ необходимо увеличивать расход воздуха до условия $V_{\min} \leq V_p \leq V_{\max}$, при $V_p \geq V_{\max}$ - 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 стволях, по которым производится спуск и подъем людей и грузов, 8 м/с;
- в стволях, служащих только для подъема и спуска грузов, 12 м/с;
- в вентиляционных стволях, не оборудованных подъемами, а также в вентиляционных каналах 15 м/с; в отдельных случаях в стволях, где скорость вентиляционное 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;

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	СФУ ИГДГиГ ДП-21.05.04.02-104768ПЗ	Лист 143

- в вентиляционных скважинах и восстающих, не имеющих лестничных отделений, скорость воздуха не ограничивается.

Для стволов V_p определяется по формуле:

$$V_p = \frac{Q_c}{DS}, \quad (4.9)$$

где Q_c - расчетный расход воздуха, проходящий по стволу, $\text{м}^3/\text{с}$; D - коэффициент загромождения площади сечения ствола, $D = 0,9 \div 0,95$; S - площадь сечения ствола, м^2 .

Таблица 4.4 – Проверка сечения выработок [изъяты данные таблицы]

Наименование выработок	$S, \text{м}^2$	Макс.скорость $V_{\max}, \text{м/с}$	D коэффициент загромождения	Макс. расход. $Q_{\max}, \text{м}^3/\text{с}$
Воздухопадающие стволы				
Воздуховыдающие стволы				
Выработки				

4.2 Депрессия шахты

Расчёт депрессии рудника представлен в таблице 4.5.

Таблица 4.5 – Расчёт депрессии рудника [изъяты данные таблицы]

Выбор вентилятора осуществляют по графику 4.1, учитывая депрессию и скорость движения воздуха.

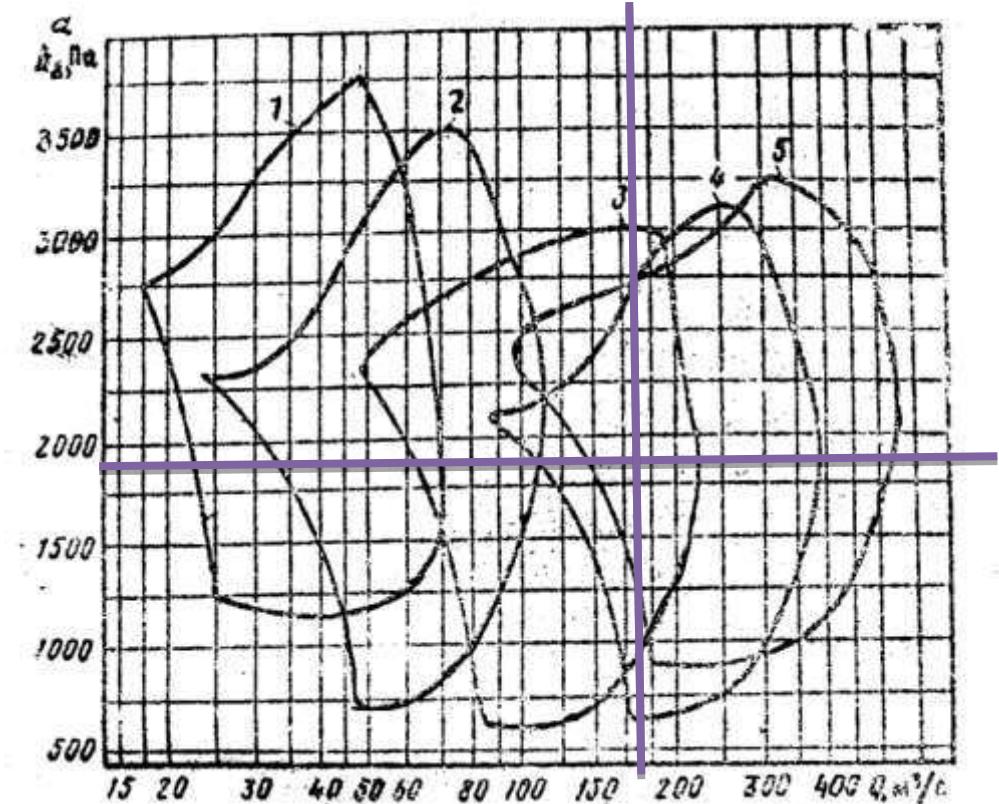


График 4.1 – График зон промышленного использования вентиляторов

Таким образом, согласно рабочей характеристике вентиляторов, для обеспечении рудника свежим воздухом при депрессии 1968 Па принимаем вентилятор типа ВОД – 40 М.

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата

6 ГЕНЕРАЛЬНЫЙ ПЛАН

Генеральный план рудника состоит из трех промышленных площадок, одна основная и две вспомогательные.

Основная площадка рудника включает в себя: блок клетьевого ствола; блок скипового ствола и административно – бытового комбината.

В состав блока клетьевого ствола (КС) входит: башенный копер с подъемными установками, шахтные и ремонтные мастерские, калориферную, компрессорную, склады материалов и противопожарного оборудования, электроподстанцию.

Блок скипового ствола (СС) включает в себя: так же железобетонный копер, многоканатные подъемные установки, бункер для дробления руды и рудно – погрузочный комплекс. Руда выдаваемая на поверхность попадает на склад, а оттуда уже попадает на конвейер, располагающийся в галерее, после конвейера руда так же попадает на склад и уже оттуда с помощью экскаваторов грузится в думкары и отправляется на обогатительную фабрику.

Здания блока административно – бытового комплекса (АБК) разделяются на собственно сам АБК, столовую и склад АХЧ.

Все здания на основной площадке рудника выполнены из бетона или железобетона, имеют подъездные пути, а так же оборудованы противопожарным трубопроводом. Так же через автомобильную дорогу осуществляется связь с городом Норильск и Талнах, а так же вспомогательными площадками.

Вспомогательная площадка рудника включает в себя: поверхностно закладочный комплекс (ПЗК) со складом и материальным цехом для производства закладочной смеси. Материальный склад для хранения материалов (лес, арматура) и т.д. перегрузка материалов и складирования осуществляют с помощью крана. В состав второй вспомогательной площадки входит вентиляционный ствол с облаживающим его комплексом оборудования.

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	Лист СФУ ИГДГиГ ДП-21.05.04.02-104768ПЗ 147

Все здания вспомогательных промышленных площадок так же выполнены из бетона и железобетона, имеют связь с городом и основной промышленной площадкой за счет автомобильной дороги, оборудованы трубопроводом и линией электропередачи.

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	Лист	148
					СФУ ИГДГиГ ДП-21.05.04.02-104768ПЗ	

7 БЕЗОПАСНОСТЬ И ЭКОЛОГИЧНОСТЬ ПРОЕКТА

7.1 Охрана труда и промышленная безопасность

Общие положения

Все работы на рудниках ЗФ ПАО «ГМК «Норильский Никель» ведутся в соответствии с требованиями нормативных документов, такие как: «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 НГМК в условиях газопроявлений метана», СНиП 12-03-2001 «Безопасность труда в строительстве» ч.1., «РТПП ведения взрывных работ в подземных условиях», «РТПП по производству заливочных работ», «РТПП по возведению крепей».

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 безопасности, ознакомлены с запасными выходами и путями следования на поверхность в аварийных случаях и уметь ими пользоваться.

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	Лист 149
					СФУ ИГДГиГ ДП-21.05.04.02-104768ПЗ

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, громкогово-

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	Лист	СФУ ИГДГиГ ДП-21.05.04.02-104768ПЗ	150

рящей и беспроводной связью (СУБР-1СВ) и другими средствами, улучшающими оперативность оповещения и вывода людей из опасных зон.[17]

Анализ опасных производственных факторов

К опасным факторам на производственных объектах, при ведении горно – строительных работ, в результате которых происходит травматизм относят: обрушение пород; буровзрывные работы (БВР); эксплуатация машин и механизмов, а так же передвижение людей и грузов.

Обрушение пород может быть вызвано следующими основными причинами: низкое качество крепи или ее отсутствие, в следствие нарушения паспорта крепления (проекта); несоответствие принятых технологических решений горно – геологическим условиям; не приведение забоя в безопасное состояние.

Наибольшее число опасных ситуаций при ведении взрывных работ возникает по вине лиц, производящих эти работы.

А причинами несчастных случаев общего характера является: преждевременный вход людей в опасную зону; не обеспечение вывода людей из опасной зоны; загромождение выработок.; небрежное отношение к средствам взрывания и некачественное заряжание шпуров (скважин).

При эксплуатации машин и механизмов причины травматизма делятся на две категории организационные и технические. К организационным причинам можно отнести неудовлетворительный надзор за производством; несоблюдение проекта (паспорта) работ; нарушение трудовой дисциплины.

К техническим же относят: несовершенство конструкции оборудования, в том числе отсутствие средств защиты вращающихся частей; несовершенство отдельных узлов.

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	Лист СФУ ИГДГиГ ДП-21.05.04.02-104768ПЗ 151

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 откаточным горизонтом, до заполнения горной массой выработок выпуска, выходящих 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.

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	Лист СФУ ИГДГиГ ДП-21.05.04.02-104768ПЗ 152

Подходные выработки к отработанным очистным камерам должны быть перекрыты. Допуск людей в отработанные камеры запрещается. Ликвидация зависаний, 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. Так же запрещается применение в подземных выработках машин с двигателями внутреннего сгорания без эффективных нейтрализаторов выхлопных газов.

Предупреждение взрыва газов

Этот пункт характеризуется следующими положениями: на очистных и подготовительных – нарезных работах проводить ежесменный 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

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	Лист	СФУ ИГДГиГ ДП-21.05.04.02-104768ПЗ	153

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 заряжанием 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 $3\text{м}^3/\text{час}$ на 1м^2 поперечного сечения выработки. На трубопроводах через каждые 250 м предусмотрены пожарные краны.

Так же необходимо соблюдение следующих положений: в пунктах обслуживания машин запрещается применение открытого огня, вывешиваются плакаты с надписью “Курить и пользоваться открытым огнем запрещается”; комплектование противопожарными средствами и материалами проводится в соответствии с проектом; запрещается хранить в камерах постороннее обо-

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	Лист	СФУ ИГДГиГ ДП-21.05.04.02-104768ПЗ	154

рудование, материалы и предметы, не относящиеся к назначению данных камер; заправка машин топливом, маслом должна производиться на складе ГСМ или с помощью самоходной машины (автозаправщика); каждая самоходная дизельная машина оснащается индивидуальной стационарной автономной установкой пожаротушения; слив масел, горючих жидкостей на почву в подземных выработках не допускается.

Комплекс камерных выработок по ремонту и техническому обслуживанию самоходных дизельных машин (гараж, ремонтная база, склад ГСМ), эксплуатируемых на руднике “Октябрьский”, расположен в околосвольном дворе ВЗС-1 гор. -800 м.

На применение в шахте каждого типа (марки) машин с двигателями внутреннего сгорания должно быть получено разрешение местных органов Госгортехнадзора. Каждая самоходная машина с двигателем внутреннего сгорания должна быть обеспечена стационарной автономной установкой пожаротушения.

План ликвидации аварии

План ликвидации аварий (ПЛА) должен составляться для каждой эксплуатационной, реконструирующейся или строящейся шахты или рудника. ПЛА 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

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	Лист	СФУ ИГДГиГ ДП-21.05.04.02-104768ПЗ	155

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: мероприятия по спасению людей, застигнутых аварией в шахте; мероприятия по ликвидации аварий в начальной стадии их возникновения.

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,

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	Лист	СФУ ИГДГиГ ДП-21.05.04.02-104768ПЗ	156

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:

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, вентиляй, пожарных гаек, складов противопожарных материалов и оборудования, административно-бытового комбината и подъездных путей к объектам.

Вентиляционный план (схема вентиляции), составленный в соответствии с требованиями "Инструкции по составлению вентиляционных планов". 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. 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.

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	Лист	СФУ ИГДГиГ ДП-21.05.04.02-104768ПЗ	157

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.

1.Основным командным пунктом является кабинет главного инженера рудника, резервным – помещение диспетчерской, запасным - кабинет главного механика рудника.

2.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.

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	Лист	СФУ ИГДГиГ ДП-21.05.04.02-104768ПЗ	158

3. Термины "до очага пожара" и "за очагом пожара" следует считать по ходу вентиляционной струи при аварийном режиме вентиляции, предусмотренном для данной позиции ПЛА.

4. 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, отпремычиваются подручными средствами (вентиляционными рукавами, штангами и др.). И ждут прихода горноспасателей, подавая периодически сигналы частыми ударами по трубам, количество ударов соответствует числу людей находящихся в "тупике".

5. Средствами оповещения об аварии являются: ИГАС, телефонная связь, мигание света, полное отключение электроэнергии и частые удары по трубам. Каждый должен выяснить причину отключения электроэнергии или ударов по трубам.

6. Склады противопожарных материалов находятся: в надшахтном здании КС; в надшахтном здании ПЗС; на 8 откаточном квершлаге гор. – 1250 м; на 8 откаточном квершлаге гор. – 1300 м; на ВЗУ 1 гор. – 1150 м.

7. Места хранения самоспасателей: башенный копер КС; башенный копер ПЗС; башенный копер СС: здание ГВУ ВС – 1; здание ГВУ ВС – 2; главный выход – подъем КС; рудничный запасной выход подъем ВС – 1, 2.

ПРИМЕЧАНИЕ:

Люди, вышедшие из шахты, обязаны находятся на своем участке до особого распоряжения. Последующие (прибывающие после второго взвода) отделения ВГСЧ находятся в распоряжении ответственного руководителя работ по ликвидации аварии. В тех позициях, где не указан режим работы ВОД – 40 КС, ПЗС работают в нормальном рабочем режиме. Бойцам ВГСЧ

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	Лист	СФУ ИГДГиГ ДП-21.05.04.02-104768ПЗ	159

руководствоваться "Действиями личного состава ВГСЧ при пожаре на объектах рудников, где установлены радиоизотопные приборы (РИП)".

Средства оповещения об аварии

Система аварийного оповещения "Земля 3М", предусматривающая сигнал аварийного оповещения, подаваемый сменным диспетчером и преобразуемый в мигание светильника; система оповещения источниками громкоговорящей аварийной связи (ИГАС), установленными в местах наибольшего количества трудящихся; полное отключение электроэнергии в подземных выработках; телефонная связь по шахтным телефонам; мигание света; оповещение трудящихся в очистных забоях производится горными мастерами.

При авариях в тупиковых выработках и невозможности выхода из них сигналом являются частые удары по трубам.

Каждый должен узнать причину отключения электроэнергии, частых ударов по трубам или срабатывание системы «Земля 3М».

7.2 Экология производства

Охрана недр

Горный отвод для подземной разработки Октябрьского месторождения медно-никелевых руд в поле рудника "Октябрьский", в том числе и медиистых руд, разработан институтом "Норильскпроект", утвержден Красноярским управлением Ростехнадзора и представлен предприятию для разработки полезных ископаемых. Правилами охраны зданий и сооружений установлено, что никаких дополнительных мер защиты подземных и поверхностных объектов от вредного влияния подземных разработок не требуется.

Принятые в проекте схема вскрытия богатых руд, порядок отработки участков шахтного поля, управлением горным давлением, системы разработки и технологические процессы отвечают условиям безопасности горных работ и обеспечивают полноту извлечения и качество полезного ископаемого.

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	Лист СФУ ИГДГиГ ДП-21.05.04.02-104768ПЗ 160

Управление горным давлением с использованием полной закладки выработанного пространства твердеющими смесями исключает возможность оставления богатых руд в целиках и предотвращает разрушение выше налегающей толщи горных пород, которые могут быть использованы со временем как полезные ископаемые, а также проникновение в рудник подземных вод из водоносного горизонта.

Охрана окружающей среды

Мероприятия по охране окружающей среды разработаны в соответствии с требованиями следующих директивных и нормативных документов по проектированию: "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, 1987г. и предварительных рекомендаций института "Гипроникель" по охране атмосферного воздуха для проектирования отработки медистых руд, 1990г.

Мероприятия по предотвращению загрязнения атмосферы

Для ранее введенных в эксплуатацию действующих объектов рудника, таких как ПЗК, транспортерные 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.

Самым крупным источником загрязнения атмосферы может быть рудничный воздух, выбрасываемый в атмосферу вентиляционными стволами.

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	Лист СФУ ИГДГиГ ДП-21.05.04.02-104768ПЗ 161

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".

Наиболее полная информация о размерах выбросов вредных веществ из рудника в атмосферу имеется по нерастворимым компонентам оксида углерода и оксидов азота, источниками образования которых являются взрывные работы и эксплуатация дизельного оборудования. Выполненный институтом "Гипроникель" предварительный расчет, учитывающий величины выбросов веществ в атмосферу вент. стволами только по этим факторам показывает, что при достижении рудником расчетной мощности по медистым рудам с применением на горных работах малотоксичного дизельного оборудования суммарный годовой выброс оксида углерода (СО) составит 136т, оксида азота (N)-167т. Максимальный же выброс вредных веществ при взрыве укрупненного заряда ВВ предельно возможной величины в 12т составит по оксиду углерода (СО)-123, /г/с и по оксидам азота (N)-13,3г/с. По предварительным данным этот выброс особой опасности не представляет.

Мероприятия по предотвращению загрязнения водоемов

Источником возможного загрязнения окружающей среды являются хозяйственно – бытовые стоки с промышленных площадок рудника и шахтные воды. Хозяйственно – бытовые сточные воды промышленных площадок по внутриплощадочным канализационным сетям отводятся в канализационную насосную станцию, расположенную в районе вспомогательной площадки и вместе с хозяйственно-бытовыми сточными водами объектов вспомогатель-

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	Лист	СФУ ИГДГиГ ДП-21.05.04.02-104768ПЗ	162

ной и основной площадок, перекачиваются на очистные сооружения хозфельной канализации Талнахского промышленного района для полной биологической очистки.

Все шахтные воды рудника "Октябрьский" поступают в водосборники главной водоотливной установки, расположенной на основной площадке откаточного гор. -1050 м. 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 Талнахского промрайона 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 складируется в породный отвалах, расположенных на специально отведенных участках вблизи промышленных площадках.

В выдаваемых на поверхность породе вредных примесей не содержится. В связи с отработкой богатых руд системами с закладкой выработанного пространства при проседании налагающих на закладочный массив пород прогиб поверхности образуется плавным, без разрывов земной толщи и не окажет вредного влияния на существующий природный ландшафт земельного отвода рудника.

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	Лист СФУ ИГДГиГ ДП-21.05.04.02-104768ПЗ 163

7 Организация производства и экономики

7.1 Проектирование режима и организации работ рудника

В данном разделе обосновывается и выбирается режим работы рудника. Режим работы принимаем по базовому предприятию – непрерывный. Количество смен в сутки – 3. Продолжительность смен по 7 часов, продолжительность отпуска 56 календарных дней. На добыче работает комплексная бригада, выполняющая все основные и вспомогательные операции, а также ремонтные работы в забое. Оплата рабочим и ИТР производится по сдельно - премиальной системе. Оплата поверхностных рабочих производится по тарифным ставкам. На основании принятого режима работы и организации производства составляется баланс рабочего времени и рассчитывается коэффициент списочного состава (Таблица 7.1).

Таблица 7.1 – Баланс рабочего времени [изъяты данные таблицы]

Показатели	Режим работы	
	Непрерывный	Прерывный
Календарный фонд времени, дни		
Количество праздничных дней		
Кол-во выходных дней		
Номинальный фонд времени, дни		
Невыходы по причинам,		
в т.ч.:		
отпуск		
болезнь		
Эффективный фонд времени:		
дни		
часы		
Коэффициент списочного состава		

ТАБЛИЦА 7.2 [изъяты данные таблицы]

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	Лист
					СФУ ИГДГиГ ДП-21.05.04.02-104768ПЗ 165

7.2 Планирование объёмов производства и реализации

В этом разделе рассчитываем плановые показатели объемов производства и реализации. Завершается раздел таблицей калькуляции себестоимости добычи руды.[15]

При использовании нескольких систем разработки добчу по каждой из них будут определять по формуле, но так как в данном дипломном проекте в качестве системы разработки принимается только одна система , то годовая добыча составит:

$$[изъято] \quad (7.1)$$

Годовой объём ГПР рудника вычисляют по формуле:

$$V_{\text{ГПР}} = V_{\text{ГПР}}^{\text{БЛ}} \cdot \frac{A_r}{D_c}, \quad (7.2)$$

где $V_{\text{ГПР}}^{\text{БЛ}}$ – объём ГПР в балансе блока по системе разработки, м³; D_c – количество руды, добываемой по системе разработки из одного блока, т.

$$[изъято]$$

Попутную добчу из ГПР рассчитывают аналогично:

$$D_{\text{ГПР}}^{\text{поп}} = D_{\text{ГПР}}^{\text{БЛ}} \cdot \frac{A_r}{D_c}, \quad (7.3)$$

где $D_{\text{ГПР}}^{\text{поп}}$, $D_{\text{ГПР}}^{\text{БЛ}}$ – соответственно, попутная добча из ГПР за год по системе разработки и из баланса блока, т.

$$[изъято]$$

Далее аналогичным образом рассчитываем объём нарезных работ.

Годовой объем нарезных работ вычисляют равен (Формула 7.2):

$$V_{\text{НР}} = V_{\text{НР}}^{\text{БЛ}} \cdot \frac{A_r}{D_c},$$

где $V_{\text{НР}}^{\text{БЛ}}$ – объём НР в балансе блока по системе разработки, м³; D_c – количество руды, добываемой по системе разработки из одного блока, т.

$$[изъято]$$

Попутную добчу из НР рассчитывают аналогично (Формула 7.3):

$$D_{\text{НР}}^{\text{поп}} = D_{\text{НР}}^{\text{БЛ}} \cdot \frac{A_r}{D_c},$$

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата

где $D_{\text{НР}}^{\text{поп}}$, $D_{\text{ПОП}}^{\text{БЛ}}$ – соответственно, попутная добыча из ГПР за год по системе разработки и из баланса блока, т.

[изъято]

Объем собственно очистных работ:

[изъято] (7.4)

Стоимость реализованной продукции определяют по формуле:

$$P_П = B \cdot Ц, \quad (7.5)$$

где B – объем добычи, т; $Ц$ – цена за единицу продукции, руб.

[изъято]

7.3. Планирование капитальных вложений в строительство рудника. Расчёт амортизационных отчислений

Для определения суммы капитальных вложений составляют сводный сметный расчет (Таблица 7.3).

Таблица 7.3 – Сводный сметный расчёт на строительство рудника [изъяты данные таблицы]

Наименование затрат	Сумма затрат, тыс. руб.
Часть 1	
Подготовка территории строительства, 1%	
Горно-капитальные работы	
Промышленные здания и сооружения	
Электромеханическое оборудование и его монтаж	
Инструменты и производственный инвентарь, 15%	
Благоустройство и озеленение территории, 1,5%	
Временные объекты на строительные работы, 9%	
Прочие затраты, 15%	
Итого по первой части сметы	
Часть 2	
Содержание дирекции строящегося предприятия, 0,8%	
Подготовка эксплуатационных кадров	
Проектные и изыскательские работы, 2%	
Итого по второй части сметы	
Всего по 1-ой и 2-ой части сметы	
Непредвиденные работы	
Всего по смете	

7.4 Капитальные затраты на горные работы

Сумма затрат на горные работы определяется в соответствии с принятой в проекте схемой вскрытия. Для расчета амортизационных отчислений горно капитальные выработки делят на две группы.

Выработки, используемые в течение всего срока эксплуатации месторождения, относят к I группе. Их стоимость должна быть погашена ко времени отработки всех запасов месторождения.

Выработки, вскрывающие запасы горизонта, участка блока крыла относят ко II группе. Стоимость этих выработок должна погашена ко времени окончания отработки вскрываемой ими части запасов месторождения. Отнесение выработки к той или иной группе зависит от схемы вскрытия и способа подготовки рудного поля.

Капитальные затраты на проведение горных выработок и амортизационные отчисления рассчитаны в таблице 7.4.

Таблица 7.4 – Капитальные затраты на горные работы и амортизационные отчисления [изъяты данные таблицы]

Продолжение таблицы 7.4

Неучтенные выработки 5%	-	-				
Всего:						

7.5 Капитальные затраты на строительство зданий и сооружений

Капитальные затраты на производственные здания и сооружения (кроме горных выработок) вычисляют исходя из объёмов и стоимости строительства (Таблица 7.5).

Таблица 7.5 – Капитальные затраты на строительство зданий и сооружений и амортизационные отчисления [изъяты данные таблицы]

Наименование зданий и сооружений	Ко-личе-чество	Цена за единицу, тыс. руб.	Общая сумма затрат, тыс. руб.	Норма амортизации, %	Потон-ная ставка, руб./т	Годовая сумма амортизационных отчислений тыс. руб.
1 группа						
2 группа						

Продолжение таблицы 7.5

7.6 Капитальные затраты на приобретение и монтаж оборудования

Капитальные затраты на приобретение и монтаж оборудования, необходимого в процессе эксплуатации месторождения, определяют в таблице 7.6.

Таблица 7.6 – Капитальные затраты на приобретение и монтаж оборудования и амортизационные отчисления [изъяты данные таблицы]

Итого							
Неучченное обо-рудование, 10%							
Всего							

7.7 Планирование численности от фонда оплаты труда

В процессе планирования численности производственных рабочих в зависимости от организации труда расчет выполняется или по нормам выработки, или нормам обслуживания.

$$\chi_i = \frac{V_i}{H_b \cdot K_n \cdot T_{\text{эфф}}}, \text{чел}; \quad (7.6)$$

где χ_i – численность рабочих, выполняющих i -ый рабочий процесс, чел; V_i – годовой объём работ по i -ому рабочему процессу; H_b – установленная в данном рабочем процессе норма выработки; K_n – коэффициент перевыполнения норм выработки (1,05-1,15); $T_{\text{эфф}}$ – эффективный фонд рабочего времени.

Численность проходчиков занятых на ГПР и НР:

$$\chi_{HP} = \frac{46108 + 14899}{8 \cdot 1 \cdot 210} \approx 36 \text{чел}. \quad (7.7)$$

Численность рабочих занятых на ОР:

$$\chi_{OP} = \frac{350284,7}{6,65 \cdot 1 \cdot 210} \approx 251 \text{чел}. \quad (7.8)$$

Результаты расчетов представлены в таблицах 7.7 и 7.8.

При планировании фонда заработной платы производственных рабочих необходимо учитывать доплаты за работу в ночное время и праздники, которые определяются в соответствии с формулами:

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	СФУ ИГДГиГ ДП-21.05.04.02-104768ПЗ	Лист 171

Доплата за работу в ночное время:

$$d_H = \frac{t_H}{t_{CYT}} \cdot 0,4 \cdot 100\%, \quad (7.9)$$

где $t_{\text{н}}$ - количество ночных рабочих часов; $t_{\text{сут}}$ - количество рабочих часов в сутки, ч.

$$d_H = \frac{8}{24} \cdot 0,4 \cdot 100 = 13,3\%.$$

Доплата за работу в праздничные дни:

$$d_H = \frac{n}{T_K} \cdot 100\%, \quad (7.10)$$

где n - количество праздничных дней; T_k - календарный фонд времени, дней.

$$d_H = \frac{12}{365} \cdot 100 = 3,3\%. \quad (7.11)$$

Доплата за работу в районе крайнего севера – 80%

Таблица 7.7 – Расчёт фонда оплаты труда ИТР и служащих [изъяты данные таблицы]

Итого				

ТАБЛИЦА 7.8 [изъяты данные таблицы]

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	Лист
					СФУ ИГДГиГ ДП-21.05.04.02-104768ПЗ 174

7.8 Планирование себестоимости продукции

Для расчета себестоимости добычи одной тонны руды составляются калькуляции на ГПР, на добычу при проведении очистных работ и собственно добычи руды по предприятию. Результаты расчетов представлены в таблице 7.9.

Таблица 7.9 – Калькуляция себестоимости добычи 1 т 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						
Заработка платы основных производственных рабочих						
Дополнительная з/п						
Отчисления на социальные нужды						
Амортизация основных средств						
Расходы по закладке пустот						
Погашение ГПР						
РСЭО						
Попутная продукция						
Цеховые расходы						
Общерудничные расходы						
Прочие производственные расходы						
Внепроизводственные расходы						
Итого						

Далее рассчитываем статью «Вспомогательные материалы на технологические цели», расчёт представлен в таблице 7.10.

Таблица 7.10– Расчёт вспомогательных материалов на технологические цели [изъяты данные таблицы]

Наименование материалов	Норма расхода	Годовой объем работ	Расход материалов	Цена за ед., руб.	Общая стоимость, тыс. руб.
ГПР и НР					
Очистные работы					
Итого					

Затраты на энергию составят [изъято] тыс.руб, в том числе на ГПР – [изъято] тыс.руб., на очистные работы – [изъято] тыс.руб.

Стоимость закладочного материала равна [изъято] руб/м³, таким образом стоимость закладочных работ составит [изъято] тыс.руб.

Далее смета цеховых расходов и расходов на содержание и эксплуатацию оборудования представлены в таблицах 7.11 и 7.12 соответственно.

Таблица 7.11 – Смета цеховых расходов [изъяты данные таблицы]

Номенклатура статей	Сумма, тыс.руб.
Содержание аппарата управления и ИТР	
Содержание зданий, 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 учтенных выше)	
Итого:	

7.12 – Расходы на содержание и эксплуатацию оборудования [изъяты данные таблицы]

Номенклатура статей	Сумма, тыс.руб.
Эксплуатация оборудования (3% от стоимости оборудования)	
Основная заработка плата	
Дополнительная заработка плата	
Отчисления на социальные нужды	
Текущий ремонт оборудования (8% балансовой стоимости)	
Прочие (внутризаводское перемещение грузов, и т.п.) - 10% от эксплуатации оборудования и текущего ремонта	
Итого:	

7.9 Планирование финансовых показателей

Годовая прибыль предприятия определяется по формуле:

$$\Pi_p = (\Pi - C) \cdot Q, \text{руб}, \quad (7.12)$$

где Π – отпускная цена 1 т руды, руб./т; C – себестоимость добычи, руб./т; Q – объём продаж, тыс.т.

[изъято] млн.руб.

Чистая прибыль предприятия рассчитывается:

$$[\text{изъято}] \quad (7.13)$$

7.10 Оценка экономической эффективности проекта

Определение экономической эффективности проекта сводится к определению интегрального ЧДД на последнем году эксплуатации рудника. ЧДД представляет собой общий финансовый поток, от реализации проекта приведенный на определенный момент времени. Чистый дисконтированный доход определяется по формуле:

$$ЧДД = \sum_{t=0}^T (B_r * (\Pi - C) + A_o - K) * \frac{1}{(1 + E_{HP})^t}, \quad (7.14)$$

Результаты расчета интегрального ЧДД представлены в таблице 7.14.

Таблица 14 – Расчёт ЧДД [изъяты данные таблицы]

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	Лист
					СФУ ИГДГиГ ДП-21.05.04.02-104768ПЗ 177

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							
21							
22							
Итого:							

Индекс доходности определяется по формуле:

$$ИД = \frac{ЧДД}{\sum K} = \frac{12815827}{4697902} = 1,72$$

Технико-экономические показатели предприятия по проекту и руднику аналогу сводятся в таблицу 7.15.

Таблица 7.15 – Технико – экономические показатели [изъяты данные таблицы]

Наименование показателя	Аналог	Проект
Балансовые запасы месторождения, 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		
Чистая прибыль, млн. руб.		
Рентабельность кап.вложений, %		
Индекс доходности		
Экономический эффект,млн.руб		

Заключение

В данном дипломном проекте в ходе работы была освещена геологическая характеристика месторождения, посчитаны балансовые запасы равные [изъяты данные] млн. т и годовая производительность рудника равная [изъяты данные] млн.т/год. Так же было предложено два варианта вскрытия залежи богатых руд в пределах поля рудника «Октябрьский», которые оценивались по таким показателям как капитальные затраты, эксплуатационные затраты и приведенные затраты. В ходе анализа окончательно принимается вариант вскрытия залежи богатых руд четырьмя вертикальными стволами на трех разных промышленных площадках, капитальные затраты для этого варианта составят [изъяты данные] млн. руб., эксплуатационные [изъяты данные]. и приведенные затраты [изъяты данные] руб/т.

Так же для отработки запасов в ходе анализа была принята камерная система разработки с закладкой выработанного пространства, себестоимость по системе разработки составит [изъяты данные] руб/т, а прибыл с 1 тонны погашаемых запасов [изъяты данные] у.е.

В специальной части дипломного проекта рассмотрен вопрос повышения безопасности ведения горных работ на больших глубинах. В сравнении было представлено четыре варианта: камуфлетно – сотрясательное взрывание, бурение разгрузочных скважин и сетки скважин, а так же опережающая надработка подкровельного слоя, для всех способов была рассчитана себестоимость их проведения. Таким образом можно сделать вывод о том, что по критерию себестоимости отработки запасов блока, наиболее эффективным мероприятием является камуфлетно – сотрясательное взрывание, а в особо сложных горно – геологических условиях бурение перекрещивающихся разгрузочных скважин.

Так же по данному проекту были рассчитаны технико экономические показатели чистая прибыль по проекту составит [изъяты данные] млн. руб. , рентабельность капитальных вложений равна 38,7%, а индекс доходности

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	Лист СФУ ИГДГиГ ДП-21.05.04.02-104768ПЗ 180

1,72, таким образом экономический эффект составит [изъяты данные] млн. руб.

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	Лист
					СФУ ИГДГиГ ДП-21.05.04.02-104768ПЗ 181

Литература

1. Ахпашев Б.А и др. Технология подземной разработки месторождений. Методические указания. Красноярск, 2011. – 68 с.
2. Ахпашев Б.А и др. Технология подземной разработки месторождений. Методические указания. Красноярск, 2010. – 68 с.
3. Ахпашев Б.А. и др. Управление состоянием массива горных пород. Практикум. Красноярск: Сибирский федеральный университет, 2014 – 105 с.
4. Баранников Н. М. и др. Пособие к курсовому и дипломному проектированию по рудничным и стационарным установкам.
5. Богдановская С.Ф. и др. Экономика горного предприятия. Учебное пособие. Красноярск: Сибирский Федеральный Университет, 2011 – 156 с.
6. Богдановская С.Ф. и др. Экономика горного предприятия. Практикум. Красноярск: Сибирский Федеральный Университет, 2011 – 140 с.
7. Васильев В.В., Павлов М.Г., и др. Расширение добычи медистых и вкрапленных руд. Проект на отработку медистых и вкрапленных руд. Т. 2. кн.1. Геологическая часть. Рудник «Октябрьский». Норильск 2009г., 98 с.
8. Глухова К. О. и др. Технико – экономическая оценка способов создания защищенных от горных ударов зон. Красноярск: Сибирский федеральный университет , 2016 – 4 с.
9. Глухова К.О. Расчёт параметров по приведению горных выработок в неудароопасное состояние. Красноярск: Сибирский федеральный университет, 2015 – 4 с.
10. Гошев А.А., и др. Геологический отчет (зона Большого горста). Рудник Таймырский. АО «ИНСТИТУТ ГИПРОНИКЕЛЬ», ОАО «Норильская горная компания» 2001 г. 230 с.

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	Лист СФУ ИГДГиГ ДП-21.05.04.02-104768ПЗ 182

- 11.Григорьев И.Ф.. Отчет о работах в Норильском районе в 1925 г. «Территориальный фонд геологической информации по Сибирскому Федеральному Округу» 1950 г. – 215 с.
- 12.Заварыкин Б.С. и др. Электроснабжение подземных горных работ. Учебное пособие. Красноярск, 2012 – 57 с.
- 13.Зонтов Н.С.. Геолого – тектоническое изучение Норильских медноникелевых месторождений. ЗФ ПАО «ГМК «Норильский Никель». Рудник «Комсомольский» 1954 г. – 245 с.
- 14.Ионкина Е.В. Обоснование рационального способа защиты горных работ на удароопасных месторождениях. Красноярск: Сибирский Федеральный Университет, 2015 – 4 с.
- 15.Кузина Л.Н.. Методические указания к выполнению курсовой работы и экономической части дипломного проекта для студентов специальности 090200 «Подземная разработка месторождений полезных ископаемых». Красноярск: ГАЦМиЗ – 2000.
- 16.Ломоносов Г.Г Производственные процессы подземной разработки рудных месторождений. – 2-е изд. – М.: Издательство «Горная книга», 2013 – 517 с.
- 17.Правила безопасности при ведении горных работ и переработке твердых полезных ископаемых. №32935 от 2.07.14 г.
- 18.РТПП – 045 – 2004. Регламент технологических производственных процессов при ведении закладочных работ на рудниках ЗФ «ГМК «Норильский никель».
- 19.«Указаний по безопасному ведению горных работ на Талнахском и Октябрьском месторождениях, склонных и опасных по горным ударам – 2007г.»
- 20.Сатаров В. Н. Основы проектирования вентиляции подземных рудников. Учебное пособие. Красноярск: ГАЦМиЗ, 1996.
- 21.Серый А.М. и др. Методические казания по выполнению лабораторных и практических работ по дисциплине «Транспортные маши-

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	Лист
					СФУ ИГДГиГ ДП-21.05.04.02-104768ПЗ 183

- ны»./Инженерная школа ДВФУ. – Электрон.дан. – Владивосток: Дальневосточный Федеральный Университет, 2014 – 68 с.
22. Смирнов А.А. и др. Технологический регламент для ТЭО вскрытия, подготовки и отработки залежей С-2, С-3, С-4 рудником «Таймырский» ОАО «ИНСТИТУТ ГИПРОНИКЕЛЬ», М., 2005 г. – 254с.
23. Тапсиев А.П., и др. Разработка технологического регламента для отработки вкрапленных руд залежи В-о рудника «Октябрьский». Новосибирск 2007 г.
24. Требуш Ю.П. Технология проведения горных выработок. Красноярск 2004 г.
25. «Указаний по безопасному ведению горных работ на Талнахском и Октябрьском месторождениях, склонных и опасных по горным ударам – 2007г.»
26. Опорное давление вокруг выработок - <http://studopedia.org>

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	Лист
					СФУ ИГДГиГ ДП-21.05.04.02-104768ПЗ 184

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

« 14 » 02 2017 г.

ДИПЛОМНЫЙ ПРОЕКТ

Специальность 21.05.04 «Горное дело»
специализация 21.05.04.02 «Подземная разработка рудных месторождений»

«Вскрытие и разработка богатых руд в пределах рудника «Октябрьский» ЗФ ПАО «ГМК
«Норильский никель»»
тема
со специальной частью «Повышение безопасности работ при отработке руд на больших
глубинах»

Пояснительная записка

Руководитель

 19.02.17

доц, канд. техн. наук

должность, ученая степень

Выпускник


подпись, дата

Голованов А.И.

инициалы, фамилия

Глухова К.О.

инициалы, фамилия

Красноярск 2017

Продолжение титульного листа ВКР по Вскрытие и разработка
богатых руд в пределах рудника «Октябрьский» ЗФ ПАО «Г
«Норильский Никель»

Консультанты по
разделам:

Геология месторождения

С.Н.Прусская
подпись, дата

Горная часть

А.И. Голованов
подпись, дата

Проведение выработок

С.А.Вохмин
подпись, дата

Электроснабжение

О.А.Ковалева
подпись, дата

Транспорт

Е.С.Волков
подпись, дата

Вентиляция

Е.С.Майоров
подпись, дата

Подъем, водоотлив,
пневмоснабжение

Б.А.Ахпашев
подпись, дата

Генеральный план

Б.А.Ахпашев
подпись, дата

Охрана труда

А.В.Галайко
подпись, дата

Безопасность и экологичность

А.В.Галайко
подпись, дата

Организация производства и
экономика

Л.Н.Кузина
подпись, дата