

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

«25» 06 2016 г.

ДИПЛОМНЫЙ ПРОЕКТ

130404.65 Подземная разработка месторождений полезных ископаемых

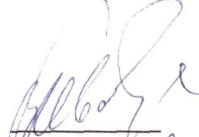
« ПОДЗЕМНАЯ РАЗРАБОТКА ВЫСОКОЦЕННЫХ СВИНЦОВО-ЦИНКОВЫХ РУД НА
ПРИМЕРЕ ГОРЕВСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ»

тема

со специальной частью «Инновационный поиск и проектирование конструктивно-
технологического исполнения системы разработки, обеспечивающего высокие показатели
извлечения из недр»

Пояснительная записка

Руководитель


подпись, дата

Профессор

должность, ученая степень

В.М. Иванцов

инициалы, фамилия

Выпускник


подпись, дата

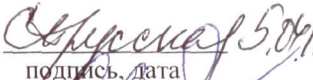
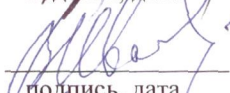
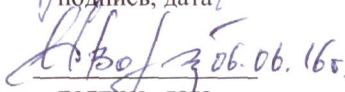
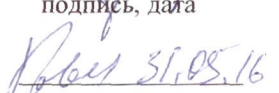
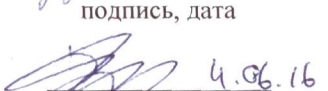
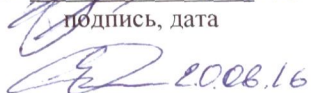

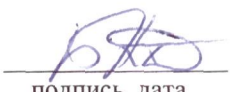
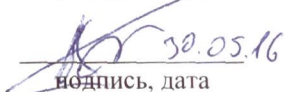

А.А. Меркушин

инициалы, фамилия

Красноярск 2016

Продолжение титульного листа ВКР по теме «ПОДЗЕМНАЯ
РАЗРАБОТКА ВЫСОКОЦЕННЫХ СВИНЦОВО-ЦИНКОВЫХ РУД НА ПРИМЕРЕ
ГОРЕВСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ»

Консультанты по
разделам:

<u>Геология месторождения</u>	 подпись, дата 5.06.16	<u>С.Н.Прусская</u> инициалы, фамилия
<u>Горная часть</u>	 подпись, дата	<u>В.М. Иванцов</u> инициалы, фамилия
<u>Проведение выработок</u>	 подпись, дата 3.06.16	<u>С.А.Вохмин</u> инициалы, фамилия
<u>Электроснабжение</u>	 подпись, дата 31.05.16	<u>О.А.Ковалева</u> инициалы, фамилия
<u>Транспорт</u>	 подпись, дата 4.06.16	<u>Е.С. Волков</u> инициалы, фамилия
<u>Вентиляция</u>	 подпись, дата 2.06.16	<u>Е.С.Майоров</u> инициалы, фамилия
<u>Подъем, водоотлив, пневмоснабжение</u>	 подпись, дата 3.06.16	<u>Б.А.Ахпашев</u> инициалы, фамилия
<u>Генеральный план</u>	 подпись, дата	<u>Б.А.Ахпашев</u> инициалы, фамилия
<u>Охрана труда</u>	 подпись, дата 30.05.16	<u>А.В.Галайко</u> инициалы, фамилия
<u>Безопасность и экологичность</u>	 подпись, дата 30.05.16	<u>А.В.Галайко</u> инициалы, фамилия
<u>Организация производства и экономика</u>	 подпись, дата	<u>Л.Н.Кузина</u> инициалы, фамилия

1. ГЕОЛОГИЧЕСКОЕ СТРОЕНИЕ МЕСТОРОЖДЕНИЯ И ГОРНОГЕОЛОГИЧЕСКИЕ УСЛОВИЯ ЭКСПЛУАТАЦИИ

1.1 Краткие сведения о районе месторождения

1.2 Стратиграфия

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

Девонская система (Д)

Нижний отдел представлен породами Зубовской и Курейской свит. Зубовская свита сложена чередующимися мергелями, ангидритами и глинистыми доломитами, мощность свиты 160-180 м. Курейская свита представлена аргиллитами, алевролитами и мергелями, мощность ее составляет 80 м.

В среднем отделе выделяют три свиты:

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

Мантуровская свита представлена ангидритонасными мергелями.

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

Верхний отдел состоит из двух свит:

Накохозская свита небольшой и изменчивой мощности сложена доломитовыми амвро-песчанистыми мергелями с прослоями ангидритов.

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

Позднекаменноугольная - позднепермская система

Отложения этой серии по угленасыщенности делятся на нижнюю непродуктивную и верхнюю продуктивную толщи.

Непродуктивная толща объединяет руднинскую и далдыканскую свиты, а продуктивная - шмидтинскую, кайерканскую и амбарнинскую свиты.

Руднинская, далдыканская и шмидтинская свиты сложены темными алевролитами и аргиллитами с их углистыми разностями.

Кайерканская свита характеризуется значительной угленасыщенностью. Амбарнинская свита венчает разрез тунгусской серии и сложена песчаниками с прослоями гравелитовиконгломератов. Общая мощность осадочной толщи

550-600 м.

Туфолавый комплекс

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.

Туфолавовая толща.

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

Сыверминская свита - представлена потоками толеитовых базальтов микропойкилоофитовой структуры, обуславливающей мелкогорошчатый облик породы. Мощность средняя 120 м.

Гудчихинская свита - состоит из гломеропорфировых, порфировых и пикритовых базальтов. Средняя мощность 170 м.

Надеждинская свита - представлена полифировыми, толеитовыми, афировыми и гломеропорфировыми базальтами. Общая мощность 550 метров.

Моронговская свита - покровы порфировых и афировых базальтов с мало-мощными горизонтами туфов. Мощность - 90 м.

Мощность туфолавовой толщи составляет 1200 м.

Четвертичная система

Четвертичные отложения представлены песчано-алевролитоглинистыми 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 трапковой (основной), ультраосновной, основной и щелочно-основной магматическим формациям.

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

Наиболее древними из них являются силлы субщелочных титано-авгитовых долеритов.

Недифференцированные интрузии залегают в форме силлов и даек. Дифференцированная 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 выше-лежащими 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.

Шестой - контактовые разности оливиновых и безоливиновых габбродолеритов.

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.

1.3 Краткая структурно-тектоническая характеристика

1.4 Морфология рудных тел

Морфология и условия залегания тела полезного ископаемого.

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 (6-10°) 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 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, сцементированных 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 простиранию 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.

1.5 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.

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 в рудообразующих минералах (73-82% в петландите, 5-20% в ипрротине, 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%.

Вкрапленные руды.

По минеральному составу вкрапленные 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 вниз.

1.6 Гидрогеологические условия

1.7 Инженерно-геологические условия

2. ВСКРЫТИЕ И ПОДГОТОВКА МЕСТОРОЖДЕНИЯ

2.1 Вскрытие рудника

Вскрытие залежи, обрабатываемых богатых руд, осуществляется одиннадцатью вертикальными стволами и главными квершлагами откаточных и вентиляционно-закладочных горизонтов –600 м, -700 м, -750 м, -800 м, -850 м, -900 м, -950 м.

На основной площадке рудника находится четыре ствола: клетевые стволы КС-1 и КС-2, предназначенные для подачи свежего воздуха в горные выработки, спуска-подъема людей, материалов, оборудования, взрывчатых материалов; скиповые стволы СС-1 и СС-2, предназначенные для подъема руды и породы.

На вспомогательной площадке рудника находится три ствола: вспомогательно-закладочный ствол (ВЗС), предназначен для подачи свежего воздуха в горные выработки, спуска-подъема людей, материалов, оборудования; вспомогательно-скиповый ствол (ВСС) предназначен для выдачи руды и породы; гру-

зовой ствол (ГС) предназначен для спуска самоходных машин, длинномерных материалов, крупногабаритного оборудования.

На промплощадке вентиляционных стволов находится четыре вентиляционных ствола: ВС-1, ВС-2, ВС-3, ВС-4, которые служат для выдачи исходящей струи воздуха из шахты. Стволы оборудованы подъемными установками для аварийного выхода людей из шахты.

2.2 Горнотехническая характеристика месторождения

Нижняя граница оруденения $H_H=850$ м; длина месторождения по простиранию и падению соответственно $L=1000$ м, $B=600$ м; угол падения $\alpha=10^\circ$; мощность месторождения $m=25$ м.; объемный вес руды $\gamma=4.4$ т/м³; годовая производительность проектируемого рудника $A=4$ млн.т.; месторождение располагается в равнинной местности; налегающий массив представлен крепкими скальными породами с углом сдвижения $\delta=75^\circ$.

2.3 Земельный отвод

Для определения площади земельного отвода необходимо определить размеры X_1 , X_2 (рис. 2.1).

$$X_1 = H_H \cdot \operatorname{tg}(90 - \delta) = 850 \cdot \operatorname{tg}(90 - 75) = 228 \text{ м.} \quad (2.1)$$

$$H_B = H_H - (B \cdot \sin \alpha) - m = 850 - (600 \cdot \sin 10) - 25 = 745 \text{ м.} \quad (2.2)$$

$$X_2 = H_B \cdot \operatorname{tg}(90 - \delta) = 745 \cdot \operatorname{tg}(90 - 75) = 199 \text{ м.} \quad (2.3)$$

где H_H – нижняя точка оруденения, м.;

H_B – верхняя точка оруденения, м.;

m – мощность месторождения, м.;

δ - угол зоны сдвижения, град.;

α - угол падения, град.

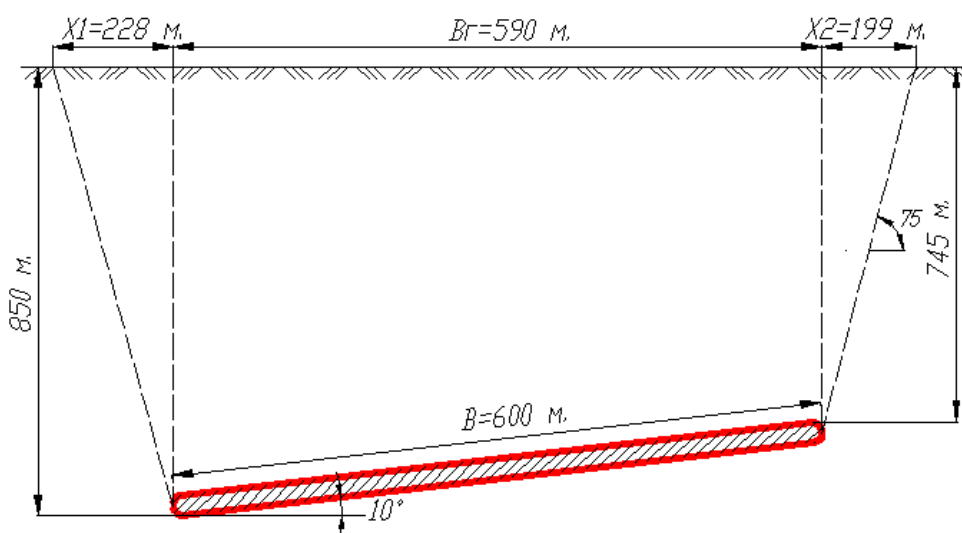


Рис. 2.1 Схема залегания месторождения.

Площадь земельного отвода:

$$S = \frac{(2X_1 + L) + (2X_2 + L)}{2} (X_1 + X_2 + B_{\Gamma}) =$$
$$= \frac{(2 \cdot 228 + 1000) + (2 \cdot 199 + 1000)}{2} (228 + 199 + 590) = 144,5 \text{ га}$$
(2.4)

где B_{Γ} – проекция линии падения на горизонтальную плоскость.

$$B_{\Gamma} = B \cdot \cos \alpha = 600 \cdot \cos 10 = 590 \text{ м.}$$
(2.5)

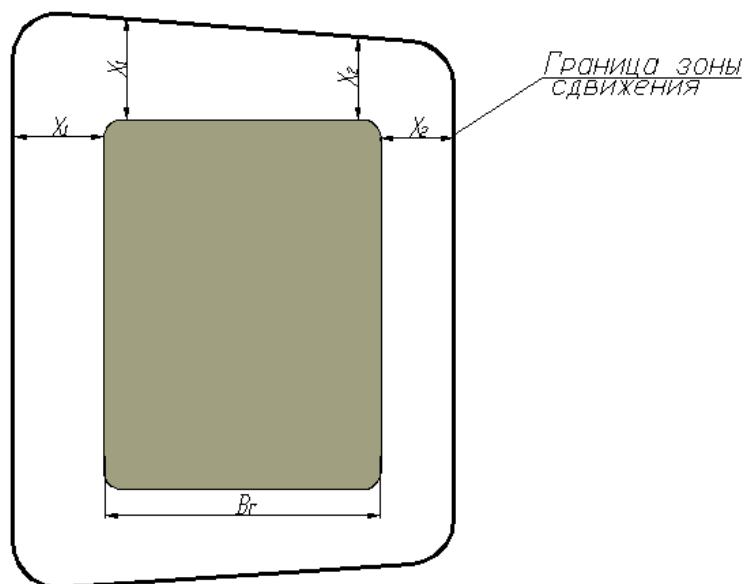


Рис. 2.2 Граница зоны сдвига пород.

2.4 Выбор варианта вскрытия месторождения

Рассмотрим два варианта вскрытия месторождения:

1. Вскрытие месторождения вертикальным скиповым стволом в лежачем боку месторождения посередине линии простирания, вне мульды сдвига горных пород (рис. 2.3).
2. Вскрытие месторождения вертикальным скиповым стволом в лежачем боку месторождения посередине линии простирания вне зоны сдвига пород и конвейерным наклонным стволом (рис. 2.4).

2.4.1. Первый вариант вскрытия

Данный способ вскрытия предполагает проведения следующих вскрывающих выработок: скипового ствола, двух вскрывающих квершлаггов, а также клетового и вентиляционного стволов, капитального рудоспуска.

Проектируем горизонты так, чтобы высота этажей была не более 70 м.

Высота первого этажа 65 метров, где верхняя граница - 735м., нижняя граница - 800м. Высота второго этажа 60 метров, где верхняя граница - 800м., нижняя граница - 860м.

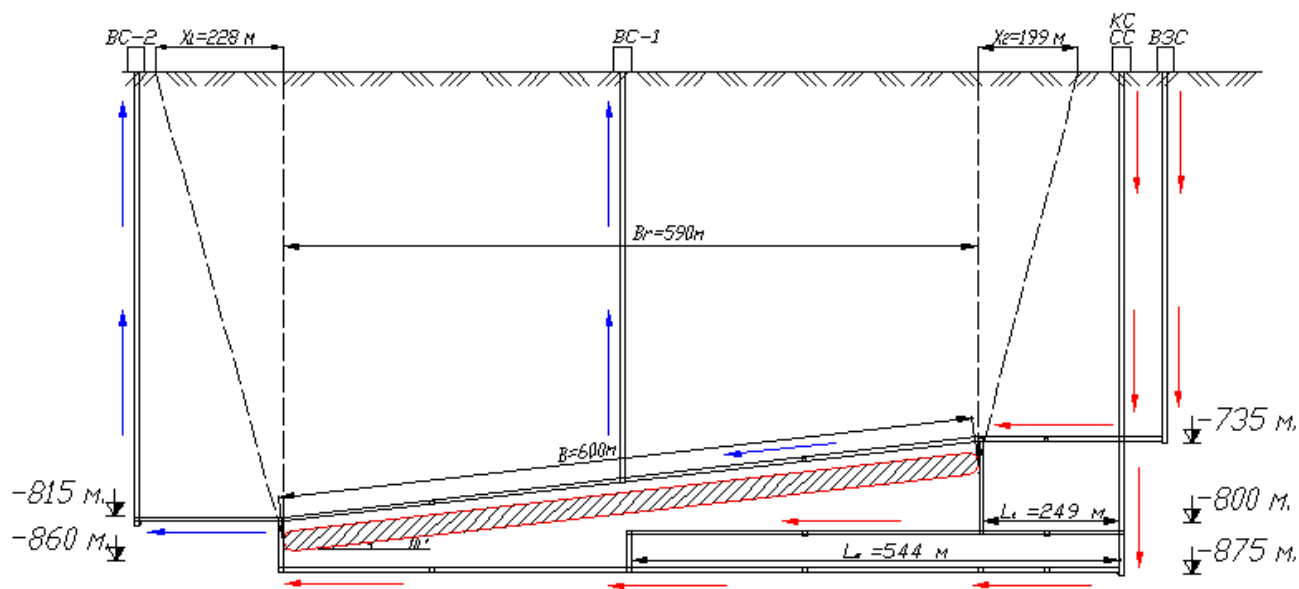


Рис. 2.3 Вскрытие месторождения вертикальным скиповым стволом в лежащем боку месторождения посередине линии простирания, вне мульды сдвижения горных пород.

Размеры вскрывающих выработок:

Глубина скипового ствола:

$$H_{cc} = H_{н2} + H_3 = 860 + 15 = 875 \text{ м.} \quad (2.6)$$

где $H_{н2} = 860$ – нижняя граница второго этажа, м;

$H_3 = 15$ – глубина зумпфа, м.

Глубина клетового ствола:

$$H_{kc} = H_{cc} = 875 \text{ м.} \quad (2.7)$$

Общая длина вскрывающих квершлагов:

$$L_1 = X_2 + X_0 = 199 + 50 = 249 \text{ м.} \quad (2.8)$$

$$L_2 = L_1 + \frac{B_1}{2} = 249 + \frac{590}{2} = 544 \text{ м.} \quad (2.9)$$

$$2L_{кв} = 2 \cdot (L_1 + L_2) = 2 \cdot (249 + 544) = 1586 \text{ м.} \quad (2.10)$$

где X_0 – величина охранного целика, м. ($X_0 = 50$ м);

Глубина капитального рудоспуска: $H_p = 83$ м.

2.4.2. Второй вариант вскрытия

Вертикальным скиповым стволом до горизонта -807 метров в лежащем боку месторождения посередине линии простирания вне зоны сдвижения пород и

конвейерным наклонным стволом с горизонта -902 метров до горизонта -777 метров.

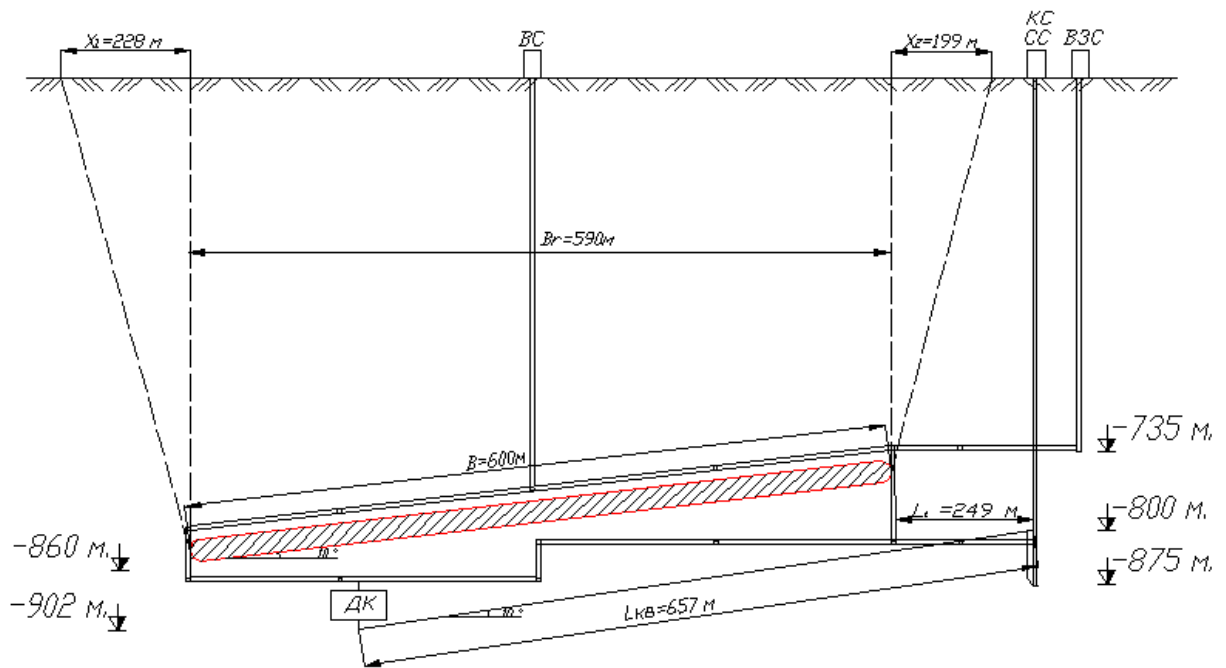


Рис. 2.4 Вскрытие месторождения вертикальным скиповым стволом в лежачем боку месторождения посередине линии простирания вне зоны сдвижения пород и конвейерным наклонным стволом.

Глубина скипового ствола: $H_{cc}=807\text{м}$.

Угол наклона конвейерного ствола:

$$\alpha_{kc} = \arctg \frac{H_p + H_k + H_3 + H_{pb}}{L_2 + \frac{B_r}{4}} = \arctg \frac{22 + 20 + 60 + 15}{499 + \frac{590}{4}} = 10^\circ \quad (2.11)$$

где H_{pb} – глубина резервного бункера, $H_{pb}=15\text{м}$.;

H_p – суммарная глубина рудоспусков над и под дробильной камерой, $H_p=22\text{м}$.;

H_3 – высота второго этажа, $H_3=60\text{м}$.;

H_k – высота дробильной камеры, $H_k=20\text{м}$.;

L_3 – длина проекции конвейерного ствола, $L_3=646,5\text{м}$.

Длина конвейерного ствола:

$$\begin{aligned} L_{ky} &= \sqrt{\left(L_2 + \frac{B_r}{4}\right)^2 + (H_p + H_k + H_3 + H_{pb})^2} = \\ &= \sqrt{\left(499 + \frac{590}{4}\right)^2 + (22 + 20 + 60 + 15)^2} = 657\text{м}. \end{aligned} \quad (2.12)$$

Длина вскрывающих квершлаггов:

$$2L_{kv} = 2 \cdot L_1 = 2 \cdot 247 = 498\text{м}. \quad (2.13)$$

Суммарная длина капитальных рудоспусков:

$$H_p = 22\text{м}. \quad (2.14)$$

2.4.3. Определение капитальных и эксплуатационных затрат на вскрытие месторождения

При определении капитальных вложений учитываются только вскрывающие выработки. Условные стоимостные показатели сведены в таблицу 2.1

Условные стоимостные показатели

Таблица 2.1

Наименование объекта	Капитальные затраты	Годовые эксплуатационные
Скиповой ствол	73800 руб. 1м. пог.	1% от стоимости
Клетевой ствол	196800 руб. 1м. пог.	1% от стоимости
Конвейерный ствол	12210 руб. 1м. пог.	2,5% от стоимости
Рудоспуск капитальный	11529 руб. 1м. пог.	–
Вскрывающие квершлага	11964 руб. 1м. пог.	2,5% от стоимости
Дробильная камера	13546 руб. 1м ³	–
Скиповой подъем	–	1.73 руб. за 1т. на 100м.
Конвейерный подъем	–	5.4 руб. за 1т. на 100м.
Дробление	–	130 руб. за 1т.
Электровозная откатка	–	8.2 руб. за 1т. на 1000м.

Определение капитальных затрат на вскрытие:

Капитальные затраты на строительство скипового ствола:

$$K_{cc} = H_{cc} \cdot q_{cc}, \text{руб} \quad (2.15)$$

где q_{cc} – стоимость 1 погонного метра (п.м.) скипового ствола, руб.;

$$K_{1cc} = 875 \cdot 73800 = 64.5 \text{млн.руб} \quad K_{2cc} = 807 \cdot 73800 = 59.56 \text{млн.руб}$$

Капитальные затраты на строительство капитального рудоспуска:

$$K_{кр} = H_{кр} \cdot q_{кр}, \text{руб} \quad (2.16)$$

где $q_{кр}$ – стоимость 1 п.м. капитального рудоспуска, руб.,

$H_{кр}$ – глубина капитального рудоспуска;

$$K_{1кк} = 83 \cdot 11529 = 957 \text{ тыс.руб} \quad K_{2кк} = 22 \cdot 11529 = 523.64 \text{ тыс.руб}$$

Стоимость строительства вскрывающих квершлагов:

$$K_{кв} = 2L_{кв} \cdot q_{кв}, \text{руб} \quad (2.17)$$

где $q_{кв}$ – стоимость 1 п.м вскрывающего квершлага, руб.;

$$K_{1кв} = 1586 \cdot 11964 = 18.9 \text{млн.руб} \quad K_{2кв} = 498 \cdot 11964 = 5.9 \text{млн.руб}$$

Затраты на строительство клетевго ствола:

$$K_{кc} = H_{кc} \cdot q_{кc}, \text{руб} \quad (2.18)$$

где $q_{кc}$ – стоимость 1 п.м клетевго ствола, руб.,

$$K_{1кc} = 875 \cdot 196800 = 172.2 \text{млн.руб} \quad K_{2кc} = 807 \cdot 196800 = 158.8 \text{млн.руб}$$

Затраты на строительство конвейерного ствола:

$$K_{кy} = q_{кy} \cdot L_{кy}, \text{руб} \quad (2.19)$$

где $q_{кc}$ – стоимость 1 п.м конвейерного ствола, руб.,

$$K_{кy} = 12210 \cdot 657 = 8 \text{млн.руб}$$

Капитальные затраты на строительство дробильной камеры:

$$K_{дк} = q_{дк} \cdot V_{дк}, \text{руб} \quad (2.20)$$

где $V_{дк}$ – объем дробильной камеры, $V_{дк} = 10$ тыс.м³.

$$K_{дк} = 13546 \cdot 10 \cdot 10^3 = 135.5 \text{млн.руб}$$

Определим удельные годовые капитальные затраты:

$$K_y = \sum \frac{K}{A}, \text{руб./т.} \quad (2.21)$$

где $\sum K$ – сумма капитальных затрат по выработкам, руб.,

$$K_{1y} = \frac{(K_{1cc} + K_{1кр} + K_{1кв} + K_{1кc})}{A} = \frac{(64,5 + 0,957 + 18,9 + 172,2) \cdot 10^6}{4} = 63,9 \text{руб./т.}$$

$$K_{2y} = \frac{(K_{2cc} + K_{2кр} + K_{2кв} + K_{2кc} + K_{кy} + K_{дк})}{A}, \text{руб./т.}$$

$$K_{2y} = \frac{(59.56 + 0.524 + 5.9 + 158.8 + 8 + 135.5) \cdot 10^6}{4 \cdot 10^6} = 92,1 \text{руб./т.}$$

Годовые эксплуатационные расходы на поддержание вскрывающих горных выработок:

а) скипового ствола:

$$C_{пcc} = \frac{K_{cc} \cdot q_{пcc}}{100\%}, \text{руб.} \quad (2.22)$$

где $q_{псс}$ – годовые расходы на поддержание скипового ствола, % от стоимости,
 $C_{псс} = 64.5 \cdot 10^6 \cdot 1/100 = 645$ тыс.руб. $C_{п2сс} = 59.56 \cdot 1/100 = 595.6$ тыс.руб.

б) клетового ствола:

$$C_{пкc} = \frac{K_{кc} \cdot q_{пкc}}{100\%}, \text{руб.} \quad (2.23)$$

где $q_{пкc}$ – годовые расходы на поддержание клетового ствола, % от стоимости

$$C_{п1кc} = \frac{172.2 \cdot 10^6 \cdot 1}{100} = 1.722 \text{ млн.руб.} \quad C_{п2кc} = \frac{158.8 \cdot 1}{100} = 1.588 \text{ тыс.руб.}$$

в) вскрывающих квершлагов:

$$C_{пкв} = \frac{K_{кв} \cdot q_{пкв}}{100\%}, \text{руб.} \quad (2.24)$$

где $q_{пкв}$ – годовые расходы на поддержание вскрывающих квершлагов, % от стоимости

$$C_{п1кв} = \frac{18.9 \cdot 10^6 \cdot 2.5}{100} = 472 \text{ тыс.руб.} \quad C_{п2кв} = \frac{5.9 \cdot 10^6 \cdot 2.5}{100} = 147.5 \text{ тыс.руб.}$$

г) наклонный конвейерный ствол:

$$C_{пкy} = \frac{K_{кy} \cdot q_{пкy}}{100\%}, \text{руб.} \quad (2.25)$$

где $q_{пкy}$ – годовые расходы на поддержание конвейерного уклона, % от стоимости

$$C_{пкy} = \frac{8 \cdot 10^6 \cdot 2.5}{100} = 200 \text{ тыс.руб.}$$

д) сумма годовых эксплуатационных расходов на поддержание горных выработок:

$$\sum C_{1п} = C_{1сс} + C_{1кc} + C_{1кв} = (645 + 1722 + 472) \cdot 10^3 = 2.84 \text{ млн.руб}$$

$$\sum C_{2п} = C_{2сс} + C_{2кc} + C_{2кв} + C_{кy} = (595.6 + 1588 + 147.5 + 200) \cdot 10^3 = 2.53 \text{ млн.руб}$$

Расчет годовых эксплуатационных затрат на транспортировку горной массы:

- по скиповому стволу:

$$C_{тсс} = \frac{q_{тсс} \cdot A \cdot H_{сс}}{100}, \text{руб} \quad (2.26)$$

где $q_{тсс}$ – стоимость транспортировки 1 т горной массы по скиповому стволу на 100 м по вертикали, руб.,

$$C_{Г_{1cc}} = \frac{q_{Г_{cc}} \cdot A \cdot H_{1cc}}{100} = \frac{1.73 \cdot 4 \cdot 10^6 \cdot 875}{100} = 60,6 \text{ млн.руб}$$

$$C_{Г_{2cc}} = \frac{q_{Г_{cc}} \cdot A \cdot H_{2cc}}{100} = \frac{1.73 \cdot 4 \cdot 10^6 \cdot 807}{100} = 55,8 \text{ млн.руб}$$

- электровозная откатка:

$$C_{эл} = \frac{q_{эл} \cdot A \cdot \sum L_{кв}}{1000}, \text{руб} \quad (2.27)$$

где $q_{эл}$ – стоимость транспортировки 1 т горной массы по откаточному квершлагу на 1000 м по горизонтали, руб.,

$$C_{1эл} = \frac{q_{эл} \cdot A \cdot \sum L_{1кв}}{1000} = \frac{8.2 \cdot 4 \cdot 10^6 \cdot 1586}{1000} = 52 \text{ млн.руб}$$

$$C_{2эл} = \frac{q_{эл} \cdot A \cdot \sum L_{2кв}}{1000} = \frac{8.2 \cdot 4 \cdot 10^6 \cdot 498}{1000} = 16,4 \text{ млн.руб}$$

- конвейерный подъем руды:

$$C_{пк} = \frac{q_{пк} \cdot A \cdot h}{100}, \text{руб} \quad (2.28)$$

где $q_{пк}$ – стоимость транспортировки 1 т горной массы по конвейерному стволу на 100 м по вертикали, руб.

h – высота подъема руды конвейером, $h=125$ м.

$$C_{пк} = \frac{5.4 \cdot 4 \cdot 10^6 \cdot 125}{100} = 27 \text{ млн.руб}$$

- суммарные затраты на транспортировку:

$$\sum C_{1т} = C_{Г_{1cc}} + C_{эл} = (60,6 + 52) \cdot 10^6 = 112,6 \text{ млн.руб}$$

$$\sum C_{2т} = C_{Г_{2cc}} + C_{2эл} + C_{пк} = (27 + 16,4 + 55,8) \cdot 10^6 = 99,2 \text{ млн.руб}$$

Годовые эксплуатационные затраты на дробление руды:

$$C_{дк} = q_{дк} \cdot A = 130 \cdot 4 \cdot 10^6 = 520 \text{ млн.руб} \quad (2.29)$$

где $q_{дк}$ – дробления 1 т. горной массы, руб.

Общие эксплуатационные затраты:

$$C_1 = \sum C_{1т} + \sum C_{1г} = (2.84 + 112,6) \cdot 10^6 = 115,44 \text{ млн.руб}$$

$$C_2 = \sum C_{2т} + \sum C_{2г} + C_{дк} = (2.53 + 99,2 + 520) = 621,73 \text{ млн.руб}$$

Удельные годовые эксплуатационные расходы:

$$C_{1y} = \frac{C_1}{A} = \frac{115,43 \cdot 10^6}{4 \cdot 10^6} = 28,86 \text{ руб/т.}$$

$$C_{2y} = \frac{C_2}{A} = \frac{621,73 \cdot 10^6}{4 \cdot 10^6} = 155,43 \text{ руб/т.}$$

Приведенные затраты:

$$\Pi_{1р} = C_{1y} + n \cdot K_{1y} = 28,86 + 0,14 \cdot 63,9 = 37,8 \text{ руб/т.}$$

$$П_{2p} = C_{2y} + n \cdot K_{2y} = 155,43 + 0,14 \cdot 92,1 = 168,3 \text{ руб./т.}$$

где $n=0,14$ – коэффициент экономической эффективности капитальных вложений.

2.4.4. Окончательный выбор варианта вскрытия месторождения

Занесем полученные капитальные и годовые эксплуатационные затраты в таблицу 2.2.

Таблица 2.2

Наименование	Показатели по вариантам	
	1 вариант	2 вариант
Капитальные затраты		
Проведение, крепление, армировка СС, млн.руб.	64,5	59,56
Проведение, крепление, армировка КС, млн.руб.	172,2	158,8
Проведение, крепление вскрывающих квершлагов, млн.руб.	18,9	5,9
Проведение капитальных рудоспусков, тыс.руб.	957	523,64
Проведение, крепление конвейерного ствола, млн.руб.	–	8
Строительство дробильной камеры, млн.руб.	–	135,5
Удельные годовые капитальные затраты, руб./т.	63,9	92,1
Годовые эксплуатационные затраты		
Поддержание СС, тыс.руб.	645	595,6
Поддержание КС, млн.руб.	1.722	1.588
Поддержание конвейерного ствола, тыс.руб.	–	200
Поддержание вскрывающих квершлагов, тыс.руб.	472	147,5
Подъем руды скипами, млн.руб.	60,6	55,8
Электровозная откатка, млн.руб.	52	16,4
Подъем руды по конвейерному стволу, млн.руб.	–	27
Дробление руды, млн.руб.	–	520
Всего годовых эксплуатационных расходов, млн.руб.	115,44	621,73
Удельные эксплуатационные расходы, руб./т.	28,86	155,43
Приведенные затраты, руб./т.	37,8	168,3

Исходя из анализа достоинств и недостатков каждого варианта вскрытия, расчетов по экономическому критерию минимальных приведенных затрат, сделан вывод в том, что наиболее целесообразен к применению первый вариант вскрытия месторождения – вскрытие месторождения вертикальным скиповым стволом в лежачем боку месторождения посередине линии простирания, вне мульды сдвижения горных пород.

2.5 Выбор схемы подготовки откаточного и вентиляционного горизонтов

При разработке пологопадающего месторождения выбирается панельная схема подготовки откаточного и вентиляционного горизонтов.

Выработки откаточных горизонтов сечением $S=12\text{м}^2$ пройдены в подстилающих породах с минимальным расстоянием от почвы рудного тела 10 метров.

Проектируем панель длиной 300 метров по падению и шириной 100 метров по простиранию месторождения (рис.2.5).

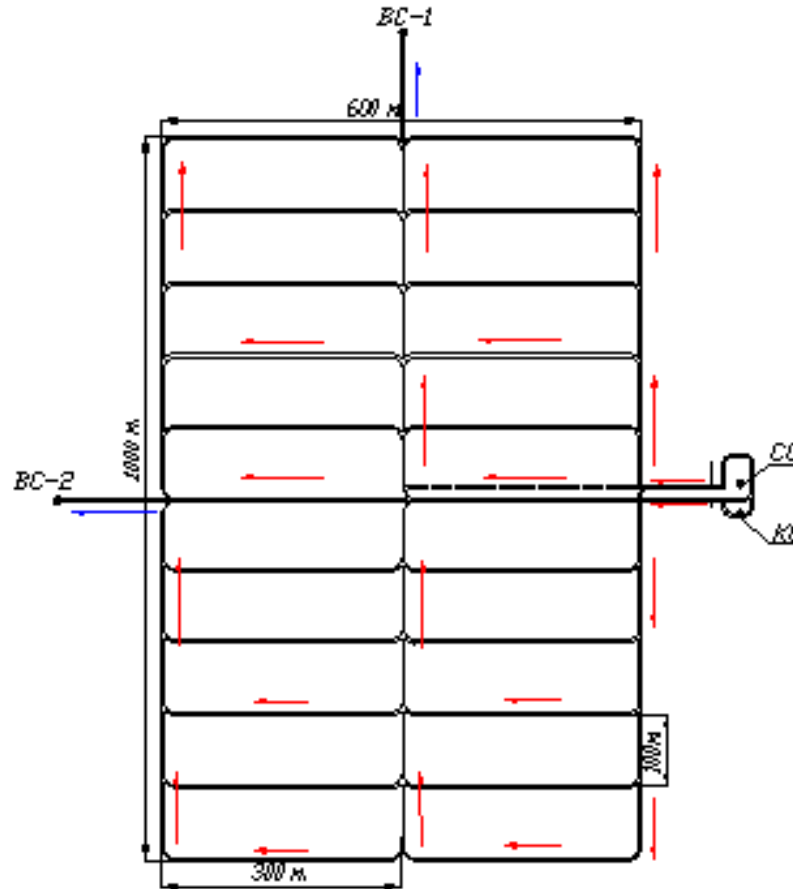


Рис 2.5 Панельная схема подготовки откаточных горизонтов.

Следовательно, на откаточных горизонтах подготавливаемого месторождения будут пройдены четыре откаточных штрека длиной 1000 метров (всего 4000 метров) и 22 откаточных квершлага длиной по 300 метров (всего 6600 метров). Схема вентиляционно-закладочного горизонта подобна схеме откаточного горизонта, но без промежуточных квершлага. Сечение выработок вентиляционно-закладочного горизонта $S=15.7\text{м}^2$. На вентиляционно-закладочном горизонте будут пройдены три штрека длиной 1000 метров (всего 3000 метров) и два квершлага длиной 600 метров (всего 1000 метров). Суммарная длина всех подготовительных выработок составит $\sum L_n = 14200\text{м}$.

Линейный коэффициент подготовки откаточных и вентиляционно-закладочного горизонтов:

$$K_{л} = \frac{\sum L_n}{B} \cdot 1000 = \frac{14800}{66 \cdot 10^6} \cdot 1000 = 0,22 \text{ м}/1000 \text{ т.} \quad (2.30)$$

где B – балансовые запасы месторождения, в тоннах.

$$B = m \cdot L \cdot V \cdot \gamma, \text{ млн.т.} \quad (2.31)$$

$$B = m \cdot L \cdot V \cdot \gamma = 25 \cdot 1000 \cdot 600 \cdot 4,4 = 66 \text{ млн.т.}$$

где L – длина месторождения по линии простирания, $L=1000 \text{ м}$;

V – длина месторождения по линии падения, $V=600 \text{ м}$;

γ - объемный вес руды, $\gamma=4,4 \text{ т./м}^3$.

m – мощность месторождения, $m=25$ м.

Объемный коэффициент подготовки:

$$K_v = \frac{\sum V_o + \sum V_{вз}}{B} \cdot 1000 = \frac{127200 + 62800}{66 \cdot 10^6} \cdot 1000 = 2.89 \text{ м}^3 / 1000 \text{ т} \quad (2.32)$$

где $\sum V_o$ – суммарный объем выработок откаточных горизонтов:

$$\sum V_o = \sum L_o \cdot S_o = 10600 \cdot 12 = 127200 \text{ м}^3.$$

$\sum V_{вз}$ – суммарный объем выработок вентиляционно-закладочного горизонта:

$$\sum V_{вз} = \sum L_{вз} \cdot S_{вз} = 4000 \cdot 15,7 = 62800 \text{ м}^3.$$

2.6 Выбор типа скипа

Сечение скипового ствола.

$$S = 23.4 + 3.6 \cdot A = 37,8 \text{ м}^3 \quad (2.33)$$

$D=6.5$ м

Производительность подъема.

$$Q_{\text{час}} = \frac{A \cdot c}{N \cdot n} = \frac{4 \cdot 10^6 \cdot 1,2}{360 \cdot 12} = 1111 \text{ т} \quad (2.34)$$

где c - коэффициент неравномерности;

N - число рабочих дней;

n - число рабочих часов в сутки.

Средняя скорость движения скипа

$$v_{\text{ср}} = \frac{H}{T_{\text{п}}}, \text{ м/с} \quad T_{\text{п}} = \frac{3600}{n_{\text{ч}}}; \quad n_{\text{ч}} = \frac{Q_{\text{час}}}{Q_{\Gamma}}$$

где $T_{\text{п}}$ - время подъема скипа;

$n_{\text{час}}$ - число подъемов скипа в час;

Q_{Γ} - наивыгоднейший груз, поднимаемый 1 раз в скипе.

$$Q_{\Gamma} = Q_{\text{час}} \cdot \frac{4\sqrt{H + t_{\text{п}}}}{3600} = 833,3 \cdot \frac{4\sqrt{875 + 14}}{3600} = 27,6 \text{ т} \quad (2.35)$$

где $t_{\text{п}}$ - время пауз.

$$n_{\text{ч}} = \frac{875}{27,6} \approx 32; \quad T_{\text{п}} = \frac{3600}{32} = 112,5 \text{ с};$$

$$v_{\text{ср}} = \frac{875}{112,5} = 7,7 \text{ м/с}$$

Объем скипа.

$$W = \frac{Q_{\Gamma}}{\gamma} = \frac{27,6}{4,4} = 7,5 \text{ м}^3 \quad (2.36)$$

Выбираем четыре скипа: 1СН 5-2;
 Емкость (м³) - 5;
 Грузоподъемность (т) - 11;
 Размеры (мм) -1440 ÷ 1640.

2.7 Расчет времени на проведение вскрывающих выработок первой очереди строительства рудника

В первую очередь разрабатываются запасы расположенные в пределах второго этажа гор. -800 м. Во вторую очередь разрабатываются первый этаж. количество балансовых запасов подлежащих разработке в первую очередь:

$$B_3 = \frac{B}{2} = \frac{66}{2} = 33 \text{млн.т} \quad (2.37)$$

Продолжительность отработки запасов первой очереди:

$$E = \frac{B_3}{A} = \frac{33}{4} = 8,25 \text{года.} \quad (2.38)$$

За это время проводятся вскрывающие и подготовительные выработки для второй очереди разработки месторождения. Все расчеты по определению времени строительства первой очереди сведены в таблицу №2.3

Таблица № 2.3

Время проведения главных вскрывающих выработок.

Наименование объекта	Объем, протяженность, глубина	Норма выработки	Продолжительность строительства
Скиповой ствол	875 м	50 м	17,5 мес.
Клетевой ствол	875 м	50 м	17,5 мес.
Вентиляционный ствол	735 м	50 м	14,7 мес.
Околоствольный двор	34800 м ³	350 м ³	99,4 мес.
Капитальный вентиляционный квершлаг горизонт –725м	274 м	100 м	2,74 мес.
Вскрывающие квершлаг Горизонт –792 м	548м	100 м	5,48 мес.
Вентиляционный	4706 м	100 м	47,06 мес.

Наименование объекта	Объем, протяженность, глубина	Норма выработки	Продолжительность строительства
Горизонт			
Откаточный горизонт м -792	4706 м	100 м	47,06 мес.
Капитальный рудоспуск	83 м	70 м	1,2 мес.
Всего	-----	-----	252,6 мес.

3. СТРОИТЕЛЬСТВО ГОРНОЙ ВЫРАБОТКИ

3.1 Выбор параметров и формы горной выработки

Рассмотрим подробно расчет параметров, паспортов БВР, вентиляции и крепления для откаточного квершлага. Сечение которого мы выбрали при вскрытии месторождения $S=10 \text{ м}^2$ (в свету).

По таблице параметров горных выработок находим необходимые нам размеры для заданного сечения выработки $S=11.4 \text{ м}^2$ (в проходке).

$B=3800 \text{ мм}$ – ширина выработки;

$H=3300 \text{ мм}$ – высота выработки;

3.2 Выбор режима проходческих работ

По закону предельных норм рабочего времени рабочих, занятых на горных работах, принимаем режим работы:

Число рабочих смен в сутки $n_{\text{см}}=3$

Число рабочих дней в месяц $n_{\text{дн}}=21$

Продолжительность рабочей смены $T=7$ часов.

Определение нормы проходки за цикл.

Месячная норма выработки - 70 метров ($L=70$ метров).

Суточную норму проходки определяем по формуле:

$$L_{\text{сут}} = \frac{L}{n_{\text{дн}}} = \frac{70}{21} = 3.3 \text{ м.} \quad (3.1)$$

Следовательно, в сутки необходимо пройти не менее 3.3 метра.

Определяем норму проходки за цикл:

$$L_{\text{yx}} = \frac{L_{\text{сут}}}{n_{\text{ц}}} = \frac{3.3}{2} = 1.65 \text{ м.} \quad (3.2)$$

Принимаем $L_{yx}=1.65$ метров.

Вывод: для выполнения плана по проходке за один цикл необходимо пройти 1.65 метров.

3.3 Проектирование и расчет буровзрывных работ

3.3.1 Определение глубины шпуров

$$l = \frac{3 \cdot L}{n_{\text{ц}} \cdot n_{\text{см}} \cdot n_{\text{дн}} \cdot \eta}, \text{ м} \quad (3.3)$$

где l – глубина шпуров, м;

L – длина выработки, м;

$n_{\text{ц}}$ – число циклов в смену;

$n_{\text{см}}$ – число смен в смене;

$n_{\text{дн}}$ – число рабочих дней в месяце;

$\eta=0.9$ – коэффициент использования шпуров.

$$l = \frac{3 \cdot L}{n_{\text{ц}} \cdot n_{\text{см}} \cdot n_{\text{дн}} \cdot \eta} = \frac{3 \cdot 70}{2 \cdot 3 \cdot 21 \cdot 0.9} = 1.85 \text{ м} \quad (3.4)$$

Глубину врубовых шпуров принимаем на 10÷20% больше

Получаем:

$$l_{\text{вр}}=2 \text{ м}$$

3.3.2 Выбор типа ВВ

На практике наиболее широкое применение получило ВВ гранулит АС8. Это гранулированное взрывчатое вещество можно использовать как при механизированном, так и при ручном заряжении. Он имеет низкую чувствительность к механическим воздействиям, хорошую сыпучесть, низкую слеживаемость и водостойчивость, наиболее безопасно.

Для прямого инициирования заряда ВВ принимаем патрон – боевик аммонит номер 6ЖВ массой 200 грамм.

3.3.3 Определение удельного расхода ВВ

Для расчета удельного расхода ВВ воспользуемся формулой профессора Покровского:

$$Q = q_1 \cdot S_1 \cdot V_1 \cdot e, \text{ кг/м}^3 \quad (3.5)$$

где q_1 – коэффициент взрываемости горных пород, значение которого принимаем из соотношения: $q_1=0.1 \cdot f$, f – коэффициент крепости по профессору Протодьяконову $q_1=0.1 \cdot 11=1.1$

S_1 – коэффициент структуры породы $0.8 \div 2$. Принимаем $S_1 = 1.7$

V_1 – коэффициент зажима породы, вычисляемый для данного случая одной обнаженной поверхности по формуле:

$$V_1 = \frac{3 \cdot 1}{\sqrt{S}} = \frac{3 \cdot 1.85}{\sqrt{11.4}} = 1.64 \quad (3.6)$$

E – коэффициент работоспособности ВВ, определяемый по соотношению:
 $e = 380/p$,

где p – работоспособность применяемого ВВ, для гранулита АС8 $p = 400$

$$e = \frac{380}{400} = 0.95 \quad (3.7)$$

Вносим все определенные величины в формулу:

$$Q = q_1 \cdot S_1 \cdot V_1 \cdot e = 1.1 \cdot 1.7 \cdot 1.64 \cdot 0.95 = 2.9 \frac{\text{кг}}{\text{м}^3} \quad (3.8)$$

Удельный расход ВВ на 1 м^3 породы составит 2.9 кг.

3.3.4 Определение количества шпуров на забой

Для расчета количества шпуров воспользуемся формулой, рекомендованной СНиП:

$$N = \frac{1.27 \cdot q \cdot S}{E \cdot \Delta \cdot d_3^2}, \text{ шпуров} \quad (3.9)$$

где $q = 2.9 \text{ кг/м}^3$ – удельный расход ВВ;

$S = 11.4$ – сечение выработки в проходке;

$E = 0.7$ – коэффициент заполнения шпуров, принимают в зависимости от коэффициента крепости f ;

Δ – плотность ВВ, для гранулита АС8 она составляет от $1 \cdot 10^3$ до $1.2 \cdot 10^3 \text{ кг/м}^3$. Принимаем $\Delta = 1 \cdot 10^3 \text{ кг/м}^3$;

$d_3 = 42 \text{ мм}$ – диаметр заряда, равный диаметру шпура;

$$N = \frac{1.27 \cdot q \cdot S}{E \cdot \Delta \cdot d_3^2} = \frac{1.27 \cdot 2.9 \cdot 11.4}{0.7 \cdot 1000 \cdot 0.042^2} = 40 \text{ шпуров}$$

3.3.5 Выбор типа вруба и схемы расположения шпуров в забое

Определяем количество оконтуривающих и врубовых шпуров, по формуле, предложенной по методике В.М. Рогинского:

$$N_{\text{вр}} = \frac{S}{(0.203 + 0.0085 \cdot S)}, \text{ шпуров} \quad (3.10)$$

$$N_{\text{ок}} = \frac{S}{(0.285 + 0.025 \cdot S)}, \text{ шпуров} \quad (3.11)$$

где S – сечение выработки.

$$N_{\text{вр}} = \frac{11.4}{(0.203 + 0.085 \cdot 11.4)} = 10 \text{ шпуров}$$

$$N_{\text{ок}} = \frac{11.4}{(0.285 + 0.025 \cdot 11.4)} = 20 \text{ шпуров}$$

Определим количество вспомогательных шпуров:

$$N_{\text{всп}} = N - (N_{\text{вр}} + N_{\text{ок}}) = 40 - (10 + 20) = 10 \text{ шпуров} \quad (3.12)$$

где N – общее число шпуров.

Согласно количеству и глубине врубовых шпуров определяем тип вруба. Выбираем вертикально-клиновой тип вруба.

Графическое изображение выработки и схему расположения шпуров выполняем в паспорте буровзрывных работ.

3.3.6 Определение расхода ВВ на один цикл и средней величины заряда

Расход ВВ на цикл определяем по формуле, предложенной в методике Рогинского:

$$Q = q \cdot S \cdot l, \text{ кг} \quad (3.13)$$

где q – удельный расход ВВ равный 2.9 кг/м^3

S – сечение выработки равное 11.4 м^2

l – глубина шпура равная 1.85 м

$$Q = q \cdot S \cdot l = 2.9 \cdot 11.4 \cdot 1.85 = 61 \text{ кг}$$

Средняя масса ВВ в шпуре определяется по формуле:

$$q_{\text{ср}} = \frac{Q}{N} = \frac{61}{40} = 1.5 \text{ кг.} \quad (3.14)$$

где N – количество шпуров, равное 40.

Заряд врубовых шпуров увеличиваем на $10 \div 20 \%$, вспомогательные и оконтурирующие принимаем средней величины.

$q_{\text{ср.вр}} = 1.65 \text{ кг.}$

Для заряжания ВВ гранулит АС8 принимаем пневмозарядчик типа ЗП-5, патроны заряжаются вручную. В качестве забойки используется глина. После формирования зарядов во всех шпурах уточняется общий расход ВВ на цикл.

$$Q_{\text{ц}} = q_{\text{ср.вр}} \cdot N_{\text{вр}} + q_{\text{ср.всп}} \cdot N_{\text{всп}} + q_{\text{ср.ок}} \cdot N_{\text{ок}} + q_{\text{пб}} \cdot N \quad (3.15)$$

где $q_{\text{пб}}$ – масса патрона – боевика.

$$Q_{\text{ц}} = 1.65 \cdot 10 + 1.5 \cdot 10 + 1.5 \cdot 20 + 0.2 \cdot 40 = 69.5 \text{ кг}$$

Общий расход ВВ на цикл составит 69.5 кг.

3.3.7 Определение и расчет конструкции заряда

Определение вместимости одного метра шнура:

$$\rho_{\text{ш}} = \frac{\Delta \pi d_3^2}{4}, \text{ кг/м} \quad (3.16)$$

где: Δ - плотность ВВ, равная 1000 кг/м³

d_3 – диаметр заряда, равный 0.042 м

$$\rho_{\text{ш}} = \frac{1000 \cdot 3,14 \cdot 0,042^2}{4} = 1,6 \text{ кг/м}$$

Длина заряда в шнуре определяется выражением:

$$l_3 = \frac{q_{\text{ср}}}{\rho_{\text{ш}}} = \frac{1,5}{1,6} = 0,9 \text{ м} \quad (3.17)$$

где $q_{\text{ср}}=1.5$ кг – средняя масса заряда в шнуре.

Определим расход ВВ по его типу на цикл:

Расход на цикл гранулита АС8:

$$\begin{aligned} Q_{\text{АС8}} &= q_{\text{ср.вр}} \cdot N_{\text{вр}} + q_{\text{ср.всп}} \cdot N_{\text{всп}} + q_{\text{ср.ок}} \cdot N_{\text{ок}} \\ Q_{\text{АС8}} &= 1,65 \cdot 10 + 1,5 \cdot 10 + 1,5 \cdot 20 = 61,5 \text{ кг} \end{aligned} \quad (3.18)$$

Расход на цикл патронов аммонита 6ЖВ:

$$\begin{aligned} Q_{\text{6ЖВ}} &= N_{\text{ок}} \cdot q_{\text{пб}} \\ Q_{\text{6ЖВ}} &= 40 \cdot 0,2 = 8 \text{ кг} \end{aligned} \quad (3.19)$$

3.3.8 Расчеты, производимые в паспорте БВР

Определение шпурометров для врубовых шпуров:

$$l_{\text{ш/м.вр}} = N_{\text{вр}} \cdot l_{\text{вр}} = 10 \cdot 2 = 20 \text{ шпурометров.} \quad (3.20)$$

Для вспомогательных шпуров:

$$l_{\text{ш/м.всп}} = N_{\text{всп}} \cdot l_{\text{всп}} = 10 \cdot 1,85 = 18,5 \text{ шпурометров.} \quad (3.21)$$

Для оконтуривающих шпуров:

$$l_{\text{ш/м.ок}} = N_{\text{ок}} \cdot l_{\text{ок}} = 20 \cdot 1,85 = 37 \text{ шпурометров.} \quad (3.22)$$

Всего шпурометров на забой:

$$\sum L = l_{\text{вр}} + l_{\text{ок}} + l_{\text{всп}} = 20 + 37 + 18,5 = 75,5 \text{ шпурометров}$$

Полученные значения заносятся в таблицу буровзрывных данных паспорта БВР.

Определение продвижения забоя за цикл:

$$L_{yx} = \eta \cdot l_{cp} = 0,9 \cdot 1,85 = 1,66 \text{ м} \quad (3.23)$$

Определение отрыва горной массы за цикл:

$$V_{ц} = S \cdot L_{yx} = 11,4 \cdot 1,66 = 19 \text{ м}^3 \quad (3.24)$$

Определение удельного расхода электродетонаторов.

$$Q_{эд} = \frac{N}{V_{ц}} = \frac{40}{19} = 2,1 \text{ шт/м}^3 \quad (3.25)$$

Определение удельного расхода бурения:

$$Q_{бур} = \frac{\sum L}{V_{ц}} = \frac{75,5}{19} = 4 \text{ шт/м}^3 \quad (3.26)$$

Полученные значения заносятся в таблицу буровзрывных данных паспорта БВР.

3.4 Выбор комплекса проходческого оборудования

Производим выбор бурового оборудования, учитывая наибольшую сменную производительность, которая ведет к сокращению сроков строительства.

Предложено два типа оборудования:

Самоходная бурильная установка Буммер-135

Самоходная бурильная установка Каводрилл 555

При бурении шпуров бурильными установками типа Буммер-135 сменная производительность бурения находится по формуле:

$$Q_б = 60 \cdot K_о \cdot K_в \cdot n \cdot (1 - K1 - K2) \cdot v \cdot T_{см} \quad (3.27)$$

где $K_о$ - коэффициент одновременности работ бурильных машин ($K_о = 0,95$ - Буммер -135; $K_о = 0,8$ - Каводрилл 555);

$n = 2$ - количество бурильных машин;

v - средняя скорость бурения (при $f = 10$, для Буммер -135 $v = 54,7$ м/час; для Каводрилл 555 $v = 52,4$ м/час);

$K_в = 0,75$ - коэффициент использования установки в течении смены;

$K1 = 0,1$ - коэффициент, учитывающий время на замену бурового инструмента;

$K2 = 0,2$ - коэффициент, учитывающий вспомогательные операции;

$T_{см} = 7$ часов - продолжительность смены.

$$Q_б = 60 \cdot 0,7 \cdot 0,75 \cdot 2 \cdot (1 - 0,1 - 0,2) \cdot 7 \cdot 0,911 = 281,2 \text{ м}^3/\text{смену}$$

При бурении шпуров бурильными установками типа Каводрилл 555:

$$Q_6 = 60 \cdot 0,8 \cdot 0,75 \cdot 2 \cdot (1 - 0,1 - 0,2) \cdot 7 \cdot 0,873 = 308 \text{ м/смену}$$

На основании проведенных расчетов принимаем: бурение шпуров по забою и под штанги ЖБШ - Каводрилл 555

Исходя из рекомендованных погрузочно-доставочных машин для эксплуатации с самоходной буровой установкой Каводрилл 555 рассмотрим машины: Каво 511 (ёмкость ковша для сплошных сульфидных руд $V=2,2 \text{ м}^3$) фирмы Атлас Копко, Швеция и КСС М9 (ёмкость ковша для сплошных сульфидных руд $V=2,5 \text{ м}^3$) фирмы Кавасаки, Япония

Рассчитаем техническую производительность ПДМ по формуле:

$$A_T^{\Pi} = \frac{60 \cdot V_k \cdot \varphi_k}{(t_3 + t_p + 0,06 \cdot 2 \cdot L / v_{cp} + t_B^{\Pi})} \cdot K_p \quad (3.28)$$

где V_k - вместимость ковша;

φ_k - коэффициент заполнения ковша (для Каво 911 – 0,95; КСС М9 – 0,9);

t_3 - время загрузки (для Каво 911 – 2,7 мин; КСС М9 – 0,6 мин);

t_p - время разгрузки (для Каво 911 – 0,3 мин; КСС М9 – 0,4 мин);

L - плечо доставки ($L=180 \text{ м.}$);

v_{cp} - средняя скорость движения машины (по рекомендациям, если плечо доставки более 30 м., принимаем 8 км/ч);

t_B^{Π} - вспомогательное время отнесенное к одному рейсу машины (для Каво 911 – 0,78 мин/рейс; КСС М9 – 0,85 мин/рейс);

Каво 911: $A_T^{\Pi} = 9,1 \text{ м}^3/\text{час}$

КСС М9: $A_T^{\Pi} = 14,6 \text{ м}^3/\text{час}$

Исходя из этого выбираем погрузочно-доставочную машину КСС М9 .

3.5 Крепление горных выработок

Работы, связанные с креплением горных выработок производятся согласно паспортам крепления разработанными на основании расчетов крепи и геологической характеристики горных пород.

Расчет параметров крепи включает определение величины нагрузки (горного давления) и прочных размеров крепи.

Расчет нагрузки на крепь. Наиболее общей формой проявления горного давления является деформирование горных пород, которое приводит к потере ими устойчивости, формированию нагрузки на крепь. Нагрузки на крепь зависят от глубины заложения выработки, горно-геологических и сейсмических условий, формы и размеров выработки, конструктивных особенностей и собственной массы крепи, ее предварительного напряжения, температурных напряжений, воздействия соседних выработок, гидростатического давления воды, способа проведения выработок.

Расчет паспорта крепления

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

$$P = \frac{4}{3} \cdot \gamma \cdot \frac{a}{f}, \quad (3.29)$$

где P - нагрузка, МН/м.;

γ - удельный вес пород;

a - полупролет выработки, м.;

f - коэффициент крепости пород.

Согласно заданным условиям: $a=2,25$; $f=10$; $\gamma=4,4$ т/м³. Тогда:

$$P = \frac{4}{3} \cdot \gamma \cdot \frac{a}{f} = \frac{4}{3} \cdot 4,4 \cdot \frac{2,25^2}{10} = 2970 \text{ Па} \quad (3.30)$$

Длину железобетонных штанг (ЖБШ) определяем по формуле:

$$l_{шт} = b + l_3 + l_k, \quad (3.31)$$

где b - высота зоны обрушения пород, м.;

l_3 - величина заглубления в устойчивый массив пород, $l_3=0,5$ м.;

l_k - отрезок штанги, $l_k=0,07$ м.

Определяем высоту зоны обрушения пород:

$$b = \frac{L'}{2 \cdot \operatorname{tg} \varphi}, \quad (3.32)$$

где φ - угол внутреннего трения (для $f=10$ $\varphi=84^\circ$);

L' - ширина свода обрушения, м.

Определяем ширину свода обрушения:

$$L' = L + 2 \cdot H \cdot \operatorname{tg} \frac{90 - \varphi}{2}, \quad (3.33)$$

где H - высота выработки, $H=3,65$ м.;

L - ширина выработки, $L=4,2$ м.

$$L' = L + 2 \cdot H \cdot \operatorname{tg} \frac{90 - \varphi}{2} = 4,2 + 2 \cdot 3,65 \cdot \operatorname{tg} \frac{90 - 84}{2} = 4,58 \text{ м.}$$

$$b = \frac{L'}{2 \cdot \operatorname{tg} \varphi} = \frac{4,58}{2 \cdot \operatorname{tg} 84} = 0,24 \text{ м.}$$

Используя полученные данные, определяем длину штанги

$$l_{шт} = b + l_3 + l_k = 0,24 + 0,5 + 0,07 = 0,81 \text{ м.} \quad (3.34)$$

Принимаем длину штанги $l_{шт}=1,8$ м. Сетка штангования $0,7 \times 0,7$. Рассчитаем толщину набрызг-бетонной крепи (первичной). Расчет набрызг-бетонной крепи включает подбор состава бетонной смеси и определение толщины набрызг - бе-

тонного покрытия. Набрызг-бетон включает: воду, цемент, песок (соотношение песок÷цемент = 1÷2) . Рассчитаем толщину набрызг-бетонной (первичной) крепи по формуле:

$$\Delta = 0,35 \cdot K_1 \cdot \sqrt{\frac{P \cdot n_{\text{п}}}{m_{\sigma} \cdot R_p}} = 0,35 \cdot 0,8 \cdot \sqrt{\frac{2970 \cdot 1,2}{1 \cdot 1330000}} = 0,035 \text{ м.} \quad (3.35)$$

где Δ - толщина крепи;

$K_1=0,8$ - расчетный коэффициент;

P - давление пород со стороны кровли;

$n_{\text{п}}$ - коэффициент перегрузки $n_{\text{п}}=1,2$;

$R_p=1,33$ Мпа - сопротивление набрызг-бетона растяжению;

$m_{\sigma}=1$ - коэффициент условий работы.

Принимаем толщину первичного набрызг-бетона $A=1$ см.

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

$$P = 1,33 \cdot B + 2 \cdot h, \quad (3.36)$$

где $B=3,8$ м.- ширина выработки;

$h=2,0$ м.- высота выработки до пяты свода.

$$P = 1,33 \cdot B + 2 \cdot h = 1,33 \cdot 3,8 + 2 \cdot 2 = 9 \text{ м.}$$

Учитывая, что от почвы выработки до места установки первой ЖБШ расстояние не должно превышать один метр, принимаем его 0,5 м. Рассчитаем количество ЖБШ в ряду.

$$N = \frac{P - 0,5 \cdot 2}{0,7} + 1 = 13 \text{ шт.} \quad (3.37)$$

Исходя из вышеприведенных расчетов и горно-геологических условий, принимаем следующие параметры крепи:

В качестве предохранительной крепи применяются деревянные предохранительные стойки диаметром 120 мм. из расчета: одна стойка на $2,5 \text{ м}^2$ обнаженной поверхности кровли. Они устанавливаются в призабойной части выработки после тщательной оборке "заколов". Количество стоек предохранительной крепи определяется в паспортах крепления.

В качестве временной крепи используются железобетонные штанги длиной 1.8 м. и набрызг-бетон толщиной 1 см.

Виды постоянной крепи определены проектами института "Норильскпроект". В качестве постоянной крепи применяется усиленная комбинированная крепь (далее по тексту УКК), состоящая из металлической сетки, которая кре-

пится на ЖБШ и набрызг-бетона толщиной 3 см. Тип и параметры постоянной крепи разрабатываются в паспортах крепления.

3.6 Расчет проветривания и подбор вентилятора местного проветривания

Расход воздуха по условию разжижения газов после взрывных работ должен быть таким, чтобы за время не свыше 30 минут после окончания взрывных работ концентрация ядовитых газов не превышала норм, предусмотренных ЕПБ.

Расчет воздуха, необходимого для проветривания тупиковой выработки по расходу ВВ производится по формуле:

$$Q_{\text{вр}} = 2.25 \cdot \frac{S}{t} \sqrt[3]{\frac{Q_{\text{ц}} \cdot b \cdot \varphi \cdot L^2}{S \cdot \rho}}, \text{ м}^3/\text{с} \quad (3.38)$$

где $S=11.4\text{м}^2$ – сечение выработки;

$t=1800$ с – время проветривания выработки;

$Q_{\text{ц}}=69.5\text{кг}$. – количество одновременно взрываемого ВВ;

$b=40\text{л/кг}$ – газовость ВВ

$\varphi=0.8$ – коэффициент обводненности выработки

$L=150$ м – длина тупиковой выработки равная

$\rho=1.04$ – коэффициента утечек воздуха в вентиляционном трубопроводе.

Работы ведутся в сухом забое, ссылаясь на «Руководство по проектированию технологического паспорта на проведение горизонтальных горных выработок с использованием ВМП». По таблице 2.1. стр. 6 определяем, что $\varphi=0.8$.

$$Q_{\text{вр}} = 2.25 \cdot \frac{S}{t} \sqrt[3]{\frac{Q_{\text{ц}} \cdot b \cdot \varphi \cdot L^2}{S \cdot \rho}} = 2.25 \cdot \frac{11.4}{1800} \sqrt[3]{\frac{69.5 \cdot 40 \cdot 0.8 \cdot 150^2}{11.4 \cdot 1.04}} = 2.3 \text{ м}^3/\text{с}$$

Расход воздуха по наибольшему числу работающих в забое людей.

По ЕПБ норма воздуха на одного работающего в подземных условиях человека составляет $6 \text{ м}^3/\text{мин}$.

Расход воздуха определяется по формуле:

$$Q_{\text{л}} = \frac{6 \cdot n}{60}, \text{ м}^3/\text{с} \quad (3.39)$$

Где n – количество работающих людей в забое, принимаем его равным 2.

$$Q_{\text{л}} = \frac{6 \cdot 2}{60} = 0,2 \text{ м}^3/\text{с}$$

Расчет расхода воздуха при использовании дизельного оборудования производится по формуле:

$$Q_{\text{диз}} = \frac{q_{\text{м}} \cdot H}{60}, \text{ м}^3/\text{с} \quad (3.40)$$

Где q_m – минимальная норма воздуха на 1 л.с. для дизельного двигателя регламентированная письмом Госгортехнадзора $q_m=4 \text{ м}^3/\text{мин}$

N – мощность ДВС, выбираем значение самого мощного оборудования ST-8с, $N=277 \text{ л.с.}$

Подставим все приведенные значения в формулу и получим:

$$Q_{\text{диз}} = 18, \text{ м}^3/\text{с} \quad (3.41)$$

Проверка на минимально допустимую скорость движения воздуха в выработке осуществляется по формуле:

$$v_{\text{min}} \geq \frac{Q_c}{S} \Rightarrow Q_c = v_{\text{min}} \cdot S, \text{ м}^3/\text{с} \quad (3.42)$$

Где: v_{min} – минимально допустимая скорость движения воздуха в выработках в соответствии с ЕПБ § 11 v_{min} не менее $0.25 \text{ м}^3/\text{с.}$

$$Q_c = 0,25 \cdot 11,4 = 2,85 \text{ м}^3/\text{с}$$

Вывод: скорость движения воздуха в выработке допустима необходимая и достаточная для проветривания выработки принимается наибольшее значение, полученное в приведенных выше расчетах

$$Q_{\text{диз}} = 18, \text{ м}^3/\text{с}, v = \frac{Q_{\text{диз}}}{S} = \frac{18}{11,4} = 1,6 \text{ м}^3/\text{с}$$

Устанавливаем производительность вентилятора местного проветривания (ВМП).

$$Q_{\text{вмп}} = p \cdot Q_{\text{диз}} 1,04 \cdot 18 = 18,7 \text{ м}^3/\text{с} \quad (3.43)$$

Устанавливаем аэродинамическое сопротивление трубопровода по формуле:

$$R = \frac{6,45 \cdot \alpha \cdot L_{\text{тр}}}{d_{\text{тр}}} = \frac{6,45 \cdot 0,0047 \cdot 150}{0,8} = 5,6 \text{ кПа} \quad (3.44)$$

где $\alpha=0.0046 \div 0.0048$ – коэффициент аэродинамического сопротивления гибкого вентиляционного трубопровода типа МУ. Принимаем $\alpha=0.0047$.

$L_{\text{тр}}$ – длина трубопровода равна $L=150 \text{ м.}$

$d_{\text{тр}}$ – диаметр трубопровода равен 0.8 м/

Статическое давление определим по формуле:

$$H_{\text{ст}} = R \cdot Q_{\text{диз}}^2 = 185 \text{ мм. вод. ст.} \quad (3.45)$$

В руководстве по проектированию, таблица 3.3. стр. 11 по полученным данным производительности и давления вентилятора выбираем ВМП типа ВМ-12м, но это устройство имеет большие габаритные размеры и массу, поэтому заменяем его двумя вентиляторами типа ВМ-8м.

Для подачи воздуха в выработку используется прорезиненный гибкий вентиляционный трубопровод типа МУ длиной 150 метров и диаметром 0.8 м.

3.7 Организация работ проходческого цикла

Организация работ в забоях осуществляется в следующем порядке:

1. Допуск людей в забой производит горный мастер или по его поручению бригадир, звеньевой или старший забоя, после проверки на содержание вредных и ядовитых газов, замера содержания метана, а также проверки забоя на наличие "отказов".
 2. Забой приводится в безопасное состояние:
 - производится оборка "заколов" по кровле и бортам забоя, а также по всей длине действующей выработки;
 - производится навеска вентиляционных труб;
 - наращиваются ставы сжатого воздуха и воды;
 - устанавливаются деревянные предохранительные стойки (из расчета одна деревянная стойка на $2,5 \text{ м}^2$ обнаженной поверхности кровли), а в слабоустойчивых породах в качестве предохранительной крепи применяются щелеклиновые штанги (из расчета одна штанга на 2 м^2 обнаженной поверхности кровли).
 - производится орошение отбитой горной массы и груди забоя, а также осуществляется промывка "стаканов" водой, после чего в них вставляются деревянные пробки.
 3. Производится бурение шпуров по кровле выработки под железобетонные штанги (далее по тексту ЖБШ) от закрепленной части выработки согласно паспорту крепления.
 4. Приготавливается песчано-цементный раствор согласно нормам расхода материалов для установки ЖБШ. Шпуры заполняются раствором полностью до устья с помощью переносного пневмонагнетателя, и затем с помощью кувалды в них забиваются арматурные стержни диаметром 16-18 мм, длиной в соответствии с паспортом крепления.
 5. Производится уборка рабочего места, убираются деревянные стойки при помощи кувалды с рукояткой $L > 1 \text{ м}$. (перед уборкой стоек предохранительной крепи производится тщательная оборка "заколов").
 6. Производится отгрузка горной массы ПДМ.
 7. Далее производится оборка "заколов" по бортам и груди забоя.
 8. Производится проверка нижней части забоя на "отказы".
С этой целью грудь забоя омывается водой также промываются "стаканы", в них вставляются деревянные пробки.
 9. Производится бурение шпуров под ЖБШ по борту выработки и крепление нижней части согласно паспорту крепления.
 10. Производится бурение шпуров по забою бурильной установкой типа Каводрилл 555.
 11. Производится продувка забуренных шпуров сжатым воздухом при помощи спец. устройства, оборудованной двухходовым краном.
 12. Производится уборка рабочего места и подготовка забоя к заряданию.
 13. Производится взрывание забоя: по времени взрывные работы ведутся согласно циклограмме утвержденной главным инженером рудника.
- Расчет времени на технологические операции проходческого цикла при прове-

дении ОК.

3.8. Расчет графика цикличности.

3.8.1 Объем работ по всем операциям

а) Бурение шпуров в забое.

$$V_{ш1} = 75,5 \text{ шпм.}$$

б) Бурение шпуров под штанги

$$\text{Число рядов } n_p = \frac{150}{0.7} + 1 = 215 \text{ рядов} \quad (3.46)$$

$$\text{Число штанг } n_{ш} = n_p \cdot n_{штангвряду} = 215 \cdot 13 = 2795 \text{ шт} \quad (3.47)$$

$$\text{Число циклов } n_{ц} = \frac{L}{l_{ц}} = \frac{150}{2} = 75 \text{ циклов.} \quad (3.48)$$

$$\text{Число штанг выставленных за цикл } n_{штц} = \frac{n_{ш}}{n_{ц}} = \frac{2795}{75} = 37 \text{ шт.} \quad (3.49)$$

$$V_{бш2} = 37 \cdot 1,8 = 67 \text{ шп.м.} \quad (3.50)$$

$$\text{в) Общий метраж шпуров } \sum V_6 = V_{бш1} + V_{бш2} = 67 + 75,5 = 142,5 \text{ м.} \quad (3.51)$$

$$\text{г) Заряжание шпуров } V_3 = V_{бш2} = 75,5 \text{ м.} \quad (3.52)$$

$$\text{д) Отгрузка горной массы } V_y = S \cdot l_{ц} = 11,4 \cdot 1,66 = 1,9 \text{ м}^3 \quad (3.53)$$

е) Нанесение набрызг-бетона

$$S_n - \text{площадь нанесения набрызг-бетона. } S_n = P \cdot L = 9 \cdot 150 = 1350 \text{ м}^2. \quad (3.54)$$

где : P - периметр выработки, P = 9 м.

$$S_{n \text{ за цикл}} = \frac{S_n}{n_{ц}} = \frac{1350}{75} = 18 \text{ м}^2. \quad (3.55)$$

3.8.2 Трудоемкость процессов проходческого цикла.

а) Бурение шпуров в забое

$$N_6 = \frac{\sum V_6}{n_{выр} \cdot n} = \frac{75,5}{140} = 0,5 \text{ чел.смены} \quad (3.56)$$

где: $n_{выр}$ - комплексная норма выработки проходческого звена.

$$\text{б) Бурение шпуров под ЖБШ } N_{6жбш} = \frac{\sum V_6}{n_{выр} \cdot n} = \frac{66,6}{160} = 0,4 \text{ чел.смены} \quad (3.57)$$

$$\text{в) Заряжание } N_z = \frac{\sum V_{\text{бш1}}}{n_{\text{выр}} \cdot n} = \frac{75.5}{240} = 0.3 \text{ чел.смены} \quad (3.58)$$

$$\text{г) Уборка горной массы } N_y = \frac{V_y}{n_{\text{выр}} \cdot n} = \frac{19}{80} = 0.2 \text{ чел.смены} \quad (3.59)$$

$$\text{д) Установка ЖБШ } N_{\text{ш}} = \frac{n_{\text{шц}}}{n_{\text{выр}} \cdot n} = \frac{37}{40} = 0.9 \text{ чел.смены} \quad (3.60)$$

Суммарная трудоемкость $\sum N = N_6 + N_{\text{бжбш}} + N_z + N_y + N_{\text{ш}} = 2,3 \text{ чел.смены}$

Прочие работы составляют 10% от суммарной трудоемкости $N_{10\%} = 0,23 \text{ чел.см}$

Общая трудоемкость $2,3 + 0,23 = 2,53 \text{ чел. смены}$

Принимаем проходческое звено 3 человека.

3.8.3 Продолжительность процессов

$$t = \frac{N_i \cdot T}{n}; \quad (3.61)$$

где: T - продолжительность смены, 7 час.

n - количество человек в звене, 3 чел.

$$\text{Бурение шпуров: } t_6 = \frac{N_6 \cdot T}{n} = \frac{0,5 \cdot 7}{3} = 1,2 \text{ ч.} \quad (3.62)$$

$$\text{Бурение шпуров под ЖБШ: } t_{\text{бжбш}} = \frac{N_{\text{бжбш}} \cdot T}{n} = \frac{0,4 \cdot 7}{3} = 0,9 \text{ ч.} \quad (3.63)$$

$$\text{Заряжание: } t_z = \frac{N_z \cdot T}{n} = \frac{0,3 \cdot 7}{3} = 0,7 \text{ ч.} \quad (3.64)$$

$$\text{Уборка горной массы: } t_y = \frac{N_y \cdot T}{n} = \frac{0,2 \cdot 7}{3} = 0,4 \text{ ч.} \quad (3.65)$$

$$\text{Установка штанг ЖБ: } t_{\text{ш}} = \frac{N_{\text{ш}} \cdot T}{n} = \frac{0,9 \cdot 7}{3} = 2,1 \text{ ч.} \quad (3.66)$$

Определяем продолжительность проходческого цикла:
Время вспомогательных операций определяется по формуле:

$$T_{\text{всп}} = T_{\text{см}} - T_{\text{оп}} = 7 - 5,3 = 1,7 \text{ часа.} \quad (3.67)$$

где: $T_{\text{см}}$ - продолжительность рабочей смены, 7 часов.

Распределяем оставшееся время на следующие операции:

- ☑ Оборка заколов – 0.5 часа
- ☑ Настройка вентиляции – 0.5 часа
- ☑ Осмотр забоя – 0.4 часа
- ☑ Заключительные операции – 0.3 часа

$$T_{ц} = T_{жбш} + T_{бз} + T_{отгр} + T_{вс} + T_{зв} + T_{бур,жбш} = 1,2 + 0,4 + 2,1 + 0,7 + 0,9 + 1,7 = 7 \text{ часов.}$$

4. СИСТЕМА РАЗРАБОТКИ

4.1 Выбор системы разработки

Так как в пределах месторождения рудное тело невыдержанное по мощности, средняя мощность равна 25 м, выдержанное по углу наклона 10°, залегание пологое, устойчивость руды и вмещающих пород непостоянна и изменяется от средней до неустойчивой, а также резко снижается в местах тектонических нарушений, глубина залегания от 850 до 745 м, земная поверхность охраняется, руда ценная, сульфидная склонная к слёживанию и самовозгоранию, то для таких условий возможность выбора системы разработки весьма узка.

Целесообразно выбрать систему разработки с минимальными потерями и разубоживанием (из-за высокой ценности руды), с закладкой выработанного пространства (из-за необходимости сохранения земной поверхности, так как $(H/m) < 200$, большой глубины разработки и удароопасности месторождения) твердеющими смесями (из-за опасности самовозгорания руды). К таким системам относится сплошная (без оставления целиков) слоевая (из-за колебаний мощности рудного тела) система разработки с закладкой выработанного пространства твердеющими смесями, потому что она обеспечивает необходимые параметры и технико-экономические показатели по системе разработки. Известно три варианта такой системы разработки:

1. С восходящим порядком выемки слоёв – применяется только при устойчивых вмещающих породах и рудах, так как работы ведутся под естественной кровлей, это наиболее быстрый (не требует армировки и большой прочности закладочного массива), дешёвый и наименее трудоёмкий вариант системы;
2. С нисходящим порядком выемки слоёв – один из наиболее безопасных вариантов этой системы (работы ведутся под искусственной кровлей из прочного бетонного армированного массива), его можно применять в тяжёлых горно-геологических условиях, с другой стороны – это один из наиболее трудоёмких и дорогих вариантов;
3. Третий вариант имеет восходящий порядок выемки, поэтому требует устойчивости руды, но отличается тем, что в кровле залежи проходятся выработки защитного слоя, которые впоследствии армируются и заполняются твердеющей закладкой. Таким образом, создается искусственная кровля, как при нисходя-

щем порядке выемки, поэтому этот вариант известен как комбинированный. Такой способ выемки не требует устойчивых вмещающих пород, и позволяет сэкономить на армировке и дорогостоящих прочных закладочных смесях (потребность в них возникает только при строительстве бетонного перекрытия защитного слоя). Следовательно, данный вариант в некоторой степени сочетает в себе достоинства двух предыдущих.

4.2 Конструкция и параметры восходящей системы разработки

В соответствии с подготовкой месторождения рудное тело по простиранию разбивается на секции (ленты) длиной 100 м и шириной 8 м. Секции отрабатываются слоями высотой 3,5 м снизу вверх с последующей закладкой отработанного пространства твердеющей смесью.

Для прохода самоходного оборудования на слои по границам секции с почвы рудного тела в шахматном порядке проходят слоевые орты. Очистные работы начинаются после проведения разрезного штрека (РШ) размерами 4×3,5 м по почве рудного тела (секции).

При значительном изменении мощности рудного тела параметры системы разработки будут меняться (количество слоёв, наличие и количество слоевых ортов для заезда на слои и т.п.), поэтому принимаем мощность рудного тела, для дальнейших расчётов, равной 25 м. При вышеупомянутых изменениях в конструкции системы разработки её технико-экономические показатели изменятся.

Конструируя систему разработки, выбираем следующие параметры подготовительно-нарезных выработок:

- откаточный квершлаг, расположенный в 10 м под рудным телом, сечением в черне $S=12 \text{ м}^2$;
- вентиляционно-закладочный уклон, расположенный в 10 м над рудным телом, сечением в черне $S=15,7 \text{ м}^2$;
- вентиляционный восстающий-рудоспуск (ВВР) сечением 4 м^2 , обслуживающий 2 секции (ленты);
- разрезной штрек по почве первого слоя рудного тела, сечением 14 м^2 .

Параметры очистных выработок:

- расширение РШ до параметров слоя 7×8 м.

В процессе разработки принимаем следующие условия.

1. При проведении подготовительно-нарезных выработок в рудном массиве нормативные потери и разубоживание соответственно $n=1 \%$ и $p=1 \%$, при очистной выемке $n=2 \%$, $p=10 \%$.

2. При проведении подготовительно-нарезных и очистных выработок используется дизельное самоходное оборудование (ДСО), имеющее следующие закупочную стоимость и норму выработки:

- бурильная установка со сменной производительностью $H_B=400$ шпм/см, стоимостью $K_B=8,3$ млн.руб;
- погрузочно-транспортная машина (ПТМ) со сменной производительностью $H_{ПТМ}=400$ т/см, стоимостью $K_{ПТМ}=6,2$ млн.р;
- кровлеоборочная машина стоимостью $K_k=3,7$ млн.р.

3. Годовая норма амортизации ДСО:

- буровая установка $H_{AB}=25$ %;
- погрузочно-транспортная машина $H_{A ПТМ}=25$ %;
- кровлеоборочная машина $H_{A k}=25$ %.

4. При закладке выработанного пространства производительность ПЗК составляет $H_3=631$ м³/смену.

5. Месячная скорость проведения подготовительно-нарезных выработок одним забоем – 70 м.

6. Число шпуров на забой при сечении выработок $S=4,0; 12; 14; 15,7$ м² соответственно равно $N=16; 39; 49; 49$ шпуров.

7. Глубина шпуров при очистных работах $L_{оч}=3,9$ м, расстояние между шпурами $a=0,5$ м, между рядами шпуров $b=1$ м.

Принимаем следующий порядок разработки выемочного блока.

1. Проходится разрезной штрек первого слоя с размерами $3,5 \times 4$ м, сечением 14 м², длиной 100 м.
2. Следующей стадией очистных работ является расширение РШ первого слоя до размеров слоя 7×8 м.
3. После полной отгрузки отбитой руды и зачистки почвы на границах отработанного слоя возводятся перемычки и производится частичная его закладка твердеющей смесью с оставлением недозаложенного пространства высотой $3,5$ м, верхний слой $0,5$ м на который предусматривается заезд самоходного оборудования закладывается 100 кгс/см². Заезд самоходного оборудования на слой осуществляется по выше лежащему слоевому орту через $3-5$ дней после уплотнения твердеющей закладки до 15 кгс/см². После обурирования вышележащего слоя $3,5$ м, и его отработки цикл работ повторяется.

4.2.1 Расчёт технико-экономических показателей системы разработки

Для расчёта технико-экономических показателей (ТЭП) выбранной системы разработки принимаем следующие нормы расхода материалов, энергии и их стоимость (см. табл. 4.10).

Таблица 4.10

Основные материалы и энергия

Наименование	Норма расхода	Стоимость ед., руб.
--------------	---------------	---------------------

ВВ для горно-проходческих работ, кг	0,77 кг/т	5,65
ВВ для очистных работ, кг	0,4 кг/т	5,65
ЭД для горно-проходческих и очистных работ, шт	0,4/0,4 шт/т	3,00
Буровая сталь по породе / по руде, кг	0,3/0,2 кг/т	7,57
Дизельное топливо, кг	0,4 кг/т	2,50
Закладочный бетон М100, м ³	0,25 м ³ /т	113,19
Закладочный бетон М30, м ³	0,25 м ³ /т	75,77

Полную сменную зарплату рабочих по профессиям с учётом тарифной ставки, премии, районного коэффициента, северных надбавок, надбавок: за вредные условия труда, за глубину производимых работ, за работу в удароопасных забоях, за работу в условиях «газового режима» и т.д. принимаем для:

- бурильщика – 331,42 руб;
- взрывника – 265,41 руб;
- крепильщика – 248,36 руб;
- машиниста ПТМ – 342,82 руб.

Для расчёта ТЭП выбранной системы разработки принимаем расчетный блок равным одной секции шириной 8 м, длиной 100 м, высотой 7 м.

Количественные потери по видам работ определяем по формуле:

$$\Pi = \frac{n_i \cdot B_i}{100}, \text{ т} \quad (4.1)$$

где n_i – коэффициент потерь при данном виде работ, %,

B_i – количество балансовых запасов, т.

Средневзвешенный коэффициент потерь руды по системе разработки равен:

$$n = \frac{\sum \Pi_i}{\sum B_i} \cdot 100, \text{ долиед.} \quad (4.2)$$

Количество рудной массы при отработке:

$$D = B \cdot \frac{1 - n_i}{1 - p_i}, \text{ т} \quad (4.3)$$

Количество вмещающих горных пород (или закладочного массива), разубоживающих балансовую руду при отработке:

$$V_i = D_i \cdot p_i \text{ м} \quad (4.4)$$

Средневзвешенное разубоживание по системе разработки:

$$P = \frac{\sum V_i \cdot 100}{\sum D_i}, \% \quad (4.5)$$

Линейный коэффициент подготовительно-нарезных выработок по системе разработки находим как:

$$K_n = \frac{\sum l_{\text{пн}}}{B} \cdot 1000, \text{ } \frac{\text{м}}{1000\text{т}} \quad (4.6)$$

$$K_{л} = \frac{(8 + 8 + 0,5 \cdot 48 + 100)}{111126,4 \cdot 1000} = 1,25 \text{ м}^3/1000\text{т}$$

Объёмный коэффициент подготовительно-нарезных выработок по системе разработки равен:

$$K_v = \frac{\sum S_i \cdot l_i}{B} \cdot 1000, \text{ м}^3/1000\text{т} \quad (4.7)$$

где S_i – площадь поперечного сечения подготовительно-нарезных выработок в черне, м^2 ;

l_i – длина подготовительно-нарезных выработок, м;

$$K_v = \frac{(12 \cdot 8 + 15,7 \cdot 8 + 0,5 \cdot 4 \cdot 4 + 14 \cdot 100)}{111126,4 \cdot 1000} = 15,5 \text{ м}^3/1000\text{т}$$

Все необходимые данные для расчётов и результаты сводим в таблицу 4.11

Таблица 4.11

Распределение балансовых и извлекаемых запасов расчётного блока по элементам системы разработки

Виды работ и наименование выработок	Число выработок	Сечение, м^2	Длина, м		Количество балансовых запасов Б, т	Количество вмещающих пород Г, т	Коэффициент потерь п, %	Количественные потери П, т	Разубоживание р, %	Количество примешанных пород В, т	Количество рудной массы Д, т
			По руде	По породе							
Подготовительно-нарезные выработки											
ОК	1	12,0	-	8	-	336,0	-	-	-	-	-
ВЗУ	1	15,7	-	8	-	439,6	-	-	-	-	-
ВВР	0,5	4,0	28	20	246,4	140,0	1	2,4	2	4,8	248,9
РШ	1	14,0	100	-	6160	-	1	61,6	2	123,2	6222,8
Итого	-	-	128	36	6406,4	915,6	1	64	2	128	6471,7
Очистные работы											
Расширение РШ	-	42,0	100	-	18480	-	2	369,6	10	1848	20122,6
Отработка слоев	7	28,0	700	-	86240	-	2	1724,8	10	8624	94864
Итого по системе разработки	-	-	928	36	111126,4	915,6	1,9	2158,4	8,7	10600	121458,3

4.2.2 Расчёт производительности труда по системе разработки

Расчёт производительности труда бурильщика при проходке подготовительно-нарезных выработок производим следующим образом.

Откаточный квершлаг

Принимаем норму выработки бурильщика $H_6=170$ м шпм/смену; количество шпуров на забой $N_{OK}=39$ при $S=12$ м²; протяженность выработки $L_{OK}=8$ м; получено горной массы $\Gamma=336$ т.

Суммарная длина шпуров для проведения ОК:

$$\sum l_{ш} = \frac{N_{ш} \cdot L_{ок}, м}{\eta} \quad (4.8)$$

где η – КИШ, принимаем $\eta=0,9$;

$$\sum l_{ш} = \frac{39 \cdot 8}{0,9} = 347 м$$

Количество смен, необходимых для проведения ОК:

$$r_6 = \frac{\sum l_{ш}}{H} , \text{ смен.} \quad (4.9)$$

$$r_6 = \frac{347}{170} = 2,04 \text{ смены}$$

Производительность бурильщика:

$$n_6 = \frac{\Gamma}{r_6} , \text{ т/смену.} \quad (4.10)$$

$$n_6 = \frac{336}{2,02} = 164,7 \text{ т/смену.}$$

Вентиляционно-закладочный уклон

Принимаем $H_6=170$ м/смену; $N_{ш}=49$; $S=15,7$ м²; $L=8$ м; $\Gamma=439,6$ т.

Расчёт производится аналогично расчету для ОК.

$$\sum l_{ш} = \frac{49 \cdot 8}{0,9} = 435,5 м \quad (4.11)$$

$$r_6 = \frac{435,5}{170} = 2,56 \text{ смены}$$

$$n_6 = \frac{435,5}{2,56} = 171,7 \text{ т/смену.}$$

Вентиляционный восстающий-рудоспуск

Принимаем $H_6=20$ м/смену; $N_{ш}=16$; $S=4,0$ м²; $L=48$ м; $\Gamma+Д=388,9$ т.

Расчёт аналогичен расчёту ОК.

$$\sum l_{ш} = \frac{16 \cdot 48}{0,9} = 853,3 м$$

$$r_6 = \frac{853,3}{20} = 42,66 \text{ смены}$$

$$n_6 = \frac{388,9}{42,66} = 9,12 \text{ т/смену.}$$

Разрезной штрек

Принимаем $H_6=170$ м/смену; $N_{ш}=49$; $S=14$ м²; $L_B=100$ м; $D=6222,8$ т.
Расчёт аналогичен расчёту ОК.

$$\sum l_{ш} = \frac{49 \cdot 100}{0,9} = 5444,4 \text{ м}$$

$$r_6 = \frac{5444,4}{170} = 32,02 \text{ смены}$$

$$n_6 = \frac{6222,8}{32,02} = 194,34 \text{ т/смену.}$$

Определение производительности труда бурильщика при проведении очистных работ

Принимаем $H_6=170$ м/смену; $L=100$ м; $D=20122,6$ т.
Расширение РШ.

Количество шпуров, необходимое для расширения РШ:

$$N_{ш}^{рш} = \frac{S_6}{(a \cdot b)}, \text{ шт} \quad (4.12)$$

где S_6 – площадь бурения м², принимаем, что РШ пройден вприсечку с соседним слоем;

$$S_6 = (B_{рш} + H_{рш}) \cdot L_{рш}, \text{ м}^2 \quad (4.13)$$

где $H_{рш}$ – высота РШ, м;

$L_{рш}$ – длина РШ, м;

$B_{рш}$ – ширина РШ, м.

$$S_6 = 7,5 \cdot 100 = 750 \text{ м}^2$$

a – расстояние между шпурами в ряду, м;

b – расстояние между рядами шпуров, м;

$$N_{ш}^{рш} = \frac{750}{(0,5 \cdot 1)} = 1500 \text{ шт}$$

Общая длина шпуров для расширения РШ:

$$\sum l_{рш}^1 = \frac{l_{от} \cdot N_{ш}}{\eta}, \text{ шпм} \quad (4.14)$$

где $l_{от}$ – длина отбойки бортов РШ до первого слоя, м; $l_{от}=3$ м;

$$\sum l_{рш}^1 = \frac{3 \cdot 1500}{0,9} = 5000 \text{ шпм}$$

Количество смен бурильщика для обуривания первого слоя:

$$r_{\bar{6}} = \frac{\sum l_{\text{ш}}^1}{H_{\bar{6}}}, \text{ смен} \quad (4.15)$$

$$r_{\bar{6}} = \frac{1500}{170} = 29,41 \text{ смен}$$

Производительность труда бурильщика:

$$n_{\bar{6}} = \frac{D}{r_{\bar{6}}}, \text{ \%смену} \quad (4.16)$$

$$n_{\bar{6}} = \frac{20122,6}{29,41} = 684,2 \text{ \%смену}$$

Отработка слоев:

Принимаем $H_{\bar{6}}=170$ м/смену; $L=600$ м; $D=8$ т.

Количество шпуров, необходимое для отработки шести слоев:

$$N_{\text{ш}} = \frac{S_{\bar{6}}}{(a \cdot b)}, \text{ шт} \quad (4.17)$$

где $S_{\bar{6}}$ – площадь бурения м^2 , принимаем;

$$S_{\bar{6}} = L \cdot B, \text{ м}^2 \quad (4.18)$$

где L – общая длина, шести лент, м;

B – ширина ленты, м.

$$S_{\bar{6}} = 700 \cdot 8 = 5600 \text{ м}^2$$

a – расстояние между шпурами в ряду, м;

b – расстояние между рядами шпуров, м;

$$N_{\text{ш}} = \frac{5600}{(0,5 \cdot 1)} = 11200 \text{ шт}$$

Общая длина шпуров:

$$\sum l = \frac{l_{\text{ш}} \cdot N_{\text{ш}}}{\eta}, \text{ шпм} \quad (4.19)$$

где $l_{\text{ш}}$ – длина шпуров, м; $l_{\text{от}}=3,9$ м;

$$\sum l = \frac{3,9 \cdot 11200}{0,9} = 48533 \text{ шпм}$$

Количество смен бурильщика для обуривания слоев:

$$r_{\bar{6}} = \frac{\sum l_{\text{ш}}}{H_{\bar{6}}}, \text{ смен}$$

$$r_{\bar{6}} = \frac{48533}{170} = 285,5 \text{ смен}$$

Производительность труда бурильщика:

$$n_{\text{б}} = \frac{D}{r_{\text{б}}}, \text{ т/смену}$$
$$n_{\text{б}} = \frac{94864}{285,5} = 332,3 \text{ т/смену}$$

Все полученные расчётные данные вносим в таблицу 4.12.

Расчёт производительности труда взрывника

Принимаем норму выработки взрывника при подготовительно-нарезных работах $H_{\text{В}}=120$ кг/смену, удельный расход ВВ $q=0,77$ кг/т; при очистных работах $H_{\text{В}}=400$ кг/смену, удельный расход ВВ $q=0,4$ кг/т.

Расчёт производительности труда крепильщика по установке штанг

Количество ЖБШ, необходимое для крепления ОК, ВЗУ определяем по формуле:

$$Q_{\text{жбш}} = \frac{S_{\text{шт}}}{(0,7 \cdot 0,7)}, \text{ штанг} \quad (4.20)$$

где $S_{\text{шт}}$ – площадь штангования, м^2 ;

$$S_{\text{шт}} = P_{\text{ш}} \cdot L, \text{ м}^2 \quad (4.21)$$

где $P_{\text{ш}}$ – периметр выработки, подлежащий закреплению ЖБШ, м;

L – длина выработки, м;

$0,7 \times 0,7$ – сетка штангования ЖБШ.

Принимаем норму времени на установку одной ЖБШ $H_{\text{ВР}}=0,1$ ч или при 7-ми часовой смене норма выработки:

$$H_{\text{к}} = \frac{T}{H_{\text{вр}}} = \frac{7}{0,1} = 70 \text{ жбш, сетка штангования } 0,7 \times 0,7 \text{ м. Крепятся ОК, ВЗУ.}$$

Расчёт времени работы машиниста ПТМ

Принимаем норму выработки машиниста ПТМ $H_{\text{М}}=400$ т/смену, следовательно $n_{\text{М}}=400$ т/смену.

Количество смен, необходимых для уборки горной массы расчетного блока:

$$r_{\text{М}} = \frac{D}{n_{\text{М}}}, \text{ смен} \quad (4.22)$$
$$r_{\text{М}} = \frac{121458,3}{400} = 303,6 \text{ смены}$$

Расчёт времени на закладку выработанного пространства

Объём расчетного блока $V=8 \cdot 28 \cdot 100=22400 \text{ м}^3$. Количество смен, необходимых для заполнения блока закладкой (теоретически):

$$r_3 = \frac{V}{n_3}, \text{ смен} \quad (4.23)$$

$$r_3 = \frac{22400}{631} = 35,5 \text{ смены}$$

Рассчитанные величины заносим в таблицу 4.12

Средневзвешенную производительность подготовительно-нарезных работ определим как:

$$n_{\text{пн}} = \frac{\sum D_{\text{пн}}}{r_{\text{пн}}}, \text{ т/смену} \quad (4.24)$$

$$n_{\text{пн}} = \frac{6471,7}{179,6} = 36,03 \text{ т/смену}$$

Средневзвешенная производительность очистных работ:

$$n_{\text{оч}} = \frac{\sum D_{\text{оч}}}{r_{\text{оч}}}, \text{ т/смену} \quad (4.25)$$

$$n_{\text{оч}} = \frac{100613,3}{812,6} = 123,8 \text{ т/смену}$$

Трудоёмкость системы разработки составляет:

$$T = \frac{r_c}{(D + \Gamma)} \cdot 1000, \text{ чел.-смену}/1000\text{т} \quad T = \frac{1237,3}{115902,2} \cdot 1000 = 10,6 \text{ чел.-смену}/1000\text{т} \quad (4.26)$$

Таблица 4.12

Показатели производительности n_i (т/смену) и трудоёмкости r_i (чел.-смен) по рабочим профессиям на отработку расчётного блока

Виды работ и выработок	D, т	Г, т	Бурильщик		Взрывник		Крепильщик		Машинист ПГМ		По системе	
			п _б	г _б	п _в	г _в	п _к	г _к	п _{дм}	г _{пгм}	п _с	г _с
Подготовительно-нарезные работы												
ОК	-	336	164,7	2,04	155,8	2,8	70	1,2	400	0,8	49,1	6,84
ВЗУ	-	439,6	171,7	2,56	155,8	3,6	70	1,2	400	1,1	51,9	8,46
ВВР	248,9	140	9,12	42,66	155,8	3,2	-	-	400	1,0	8,3	46,86
РШ	6222,8	-	194,34	32,02	155,8	51,8	-	-	400	15,5	53,23	116,9
Итого	6471,7	915,6	156,3	47,26	155,8	61,4	3078	2,4	400	18,4	41,3	179,06
Очистные работы												

Расшире-ние РШ	20122,6	-	684,2	29,41	1000	50,3	-	-	400	50,3	154,8	130,01
Отработка слоев	94864	-	332,3	285,5	1000	303,6	-	-	400	303,6	124,4	892,7
Закладка	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	631,0	35,5
Итого по системе	121458,3	915,6	336	362,1	345	415,3	45200,2	2,4	400	372,3	108,9	1237,3

4.2.3 Расчёт времени на отработку расчётного блока

Принимаем, что работы ведутся без совмещения процессов бурения, отгрузки горной массы, взрывных работ и закладки. Скорость проведения РШ -90 м/мес. В таком случае время отработки блока складывается из следующих величин процессов:

- проведение РШ длиной 100 метров – 1,1 мес;
 - расширение РШ длиной 100 метров – 1,4 мес;
 - закладка выработанного пространства объемом 22400 м³ – 0,39 мес.
- Всего времени на отработку блока $T_6=2,79$ мес.

4.2.4 Расчёт времени использования самоходного оборудования

Бурильная установка используется:

- 0,35 мес. при проведении РШ;
- 0,30 мес. при расширении РШ;
- 2,7 мес. при отработке слоев.

Всего 3,35 мес. или 0,28 лет

Погрузочно-транспортная машина используется:

- 0,17 мес. на проведение РШ;
- 0,56 мес. при расширении РШ;
- 2,24 мес. при отработке слоев.

Всего 2,97 мес. или 0,25 лет

Кровлеоборочная машина используется 10% от времени на бурение и отгрузку горной массы, т.е. 0,7 мес. или 0,06 лет.

4.2.5 Расчёт расхода основных материалов и энергии

На основании данных из таблиц 4.10 и 4.12 рассчитываем расход основных материалов и энергии, полученные результаты вносим в таблицу 4.13

Средневзвешенный удельный расход материалов и энергии находим по формуле:

$$q = \frac{\sum Q}{(D + \Gamma)}, \frac{ед}{т} \quad (4.27)$$

Таблица 4.13

Показатели расхода основных материалов и энергии

Виды работ и наименование выработок	Д, т	Г, т	Взрыв. веществ.		Электродетонаторы		Буровая сталь		Дизельное топливо		Закладка	
			кг/т	Всего	шт/т	Всего	кг/т	Всего	кг/т	Всего	м ³ /т	Всего
Подготовительно-нарезные выработки												
ОК		336	0,77	258,72	0,4	134	0,3	100,8	0,4	134,4		
ВЗУ		440	0,77	338,49	0,4	176	0,3	131,88	0,4	175,84		
ВВР	248,9	140	0,77	299,45	0,4	156	0,3	116,67	0,4	155,56		
РШ	6222,8		0,77	4791,6	0,4	2489	0,3	1866,8	0,4	2489,1		
Итого	6471,7	916	0,77	5688,2	0,4	2955	0,3	2216,2	0,4	2954,9		
Очистные работы												
Расширение РШ	20122,6		0,4	8049	0,4	8049	0,2	4024,5	0,4	8049		
Отработка слоев	94864		0,4	37946	0,4	37946	0,2	18973	0,4	37946		
Итого	114986,6		0,4	45995	0,4	45995	0,2	22997	0,4	45995		
Итого по системе разработки	121458,3	624	0,42	51683	0,4	48950	0,207	25214	0,4	48950	0,25	30365

4.2.6 Расчёт стоимости материалов и энергии

По результатам расчётов, сведенных в таблицы 4.10 и 4.13, составляем таблицу 4.14.

Таблица 4.14

Стоимость основных материалов и энергии

Наименование материала	Количество на 1 т.	Стоимость единицы, руб.	Стоимость на 1 т. руды, руб.
ВВ, кг	0,43	5,65	2,43
Электродетонаторы, шт.	0,4	3	1,20
Сталь буровая, кг.	0,21	7,57	1,59
Дизельное топливо	0,4	2,5	1,00
ВСЕГО:			6,22
Закладка, м ³	0,25	75,77	18,94
ИТОГО:			25,16
Неучтенные материалы и энергия 30%			7,55
ИТОГО:			32,71

4.2.7 Расчёт заработной платы на 1 т добытой руды

Определяем трудоемкость по видам работ:

$$T_i = \frac{r_{ic}}{D_c}, \text{ чел.} - \text{смен} / \text{т.} \quad (4.28)$$

где T_i – трудоемкость по видам работ;

r_{ic} – количество чел.-смен по видам работ по системе разработки;

D_c – количество рудной массы при отработке всего блока.

Для бурильщика:

$$T_i = \frac{r_{ic}}{D_c} = \frac{321,4}{121458,3} = 0,0026 \text{ чел.} - \text{смен} / \text{т.}$$

Для взрывника:

$$T_i = \frac{r_{ic}}{D_c} = \frac{313}{121458,3} = 0,0025 \text{ чел.} - \text{смен} / \text{т.}$$

Для крепильщика:

$$T_i = \frac{r_{ic}}{D_c} = \frac{2,4}{121458,3} = 0,000019 \text{ чел.} - \text{смен} / \text{т.}$$

Для машиниста ПДМ:

$$T_i = \frac{r_{ic}}{D_c} = \frac{270}{121458,3} = 0,0022 \text{ чел.} - \text{смен} / \text{т.}$$

По приведенным выше расчетам составляем таблицу 4.15

Таблица 4.15

Заработная плата

Наименование профессии	Полная сменная зар.плата, руб.	Трудоемкость, чел.-смен на 1 т.руды	Заработная плата на 1 т. руды, руб.
Бурильщик	331,42	0,0026	0,86
Взрывник	265,41	0,0025	0,66
Крепильщик	266,82	0,000019	0,01
Машинист ПДМ	342,82	0,0022	0,75
ИТОГО:			2,28

4.2.8 Определение амортизационных отчислений на 1т. руды

Продолжительность времени работ самоходных машин определена ранее. Годовая норма амортизации на все виды машин $H_a=25\%$. Расчет амортизационных отчислений на каждый вид самоходного оборудования производим по формуле:

$$A_i = \frac{K_i \cdot H_a \cdot t_i}{100}, \text{руб.} \quad (4.29)$$

где K_i - стоимость вида оборудования, млн.руб.; t_i - продолжительность работ данного оборудования, лет.

Для буровой машины $K_b=8300000$ руб., $t = 0,28$ года.

$$A_b = \frac{K_b \cdot H_a \cdot t_b}{100} = \frac{8300000 \cdot 25 \cdot 0,28}{100} = 581 \text{тыс.руб.} \quad (4.30)$$

Для ПДМ $K_m=6200000$ руб., $t=0,24$ года.:

$$A_m = \frac{K_m \cdot H_m \cdot t_m}{100} = \frac{6200000 \cdot 25 \cdot 0,25}{100} = 387,5 \text{тыс.руб.} \quad (4.31)$$

Для кровлеоборочной машины $K_d = 3700000$ руб., $t=0.06$ года .

$$A_d = \frac{K_d \cdot H_d \cdot t_d}{100} = \frac{3700000 \cdot 25 \cdot 0,06}{100} = 55,5 \text{тыс.руб.} \quad (4.32)$$

Таблица 4.16

Амортизационные отчисления

Наименование оборудования	Стоимость, руб.	Продолжительность работы, лет	Амортизационные отчисления, тыс.руб.
Буровая машина	8300000	0,28	581
ПДМ	6200000	0,25	387,5
Кровлеоборочная	3700000	0,06	55,5
ВСЕГО:			1024
Не учтенное оборудование 20%			204,8
ИТОГО:			1228,8

Расчет амортизационных отчислений на одну тонну руды производим по формуле:

$$a = \frac{\sum A_i}{D} = \frac{1228800}{121458,3} = 10,1 \text{руб./т.} \quad (4.33)$$

4.2.9 Расчёт себестоимости 1 т руды по системе разработки

По результатам вышеприведенных расчетов составляем сводную таблицу 4.17

Себестоимость одной тонны руды.

Статьи затрат	На 1 тонну руды, руб.	Всего на блок, руб
Заработная плата	2,28	241510
Материалы, энергия и закладка	32,71	3464826
Амортизационные отчисления	10,1	1069849
ВСЕГО:	45,09	4776185

4.2.10 Технико-экономические показатели (ТЭП)

ТЭП по системе разработки, из ранее выполненных расчётов, вносим в таблицу 4.18

Коэффициент качества руды по системе разработки:

$$K_k = \frac{a}{c}, \text{ доли ед.} \quad (4.34)$$

где a – содержание металла в рудной массе, %;

$$a = c \cdot (1 - p) + p \cdot v, \% \quad (4.35)$$

где p – разубоживание по системе разработки, %;

v – содержание металла во вмещающих породах, %;

$$a = 4 \cdot (1 - 0,0095) + 0,095 \cdot 0,25 = 3,64\%$$

$$K_k = \frac{3,64}{4} = 0,91$$

Коэффициент извлечения металла из недр равен:

$$K_n = \frac{(D \cdot a)}{(B \cdot c)}, \text{ доли ед.} \quad (4.36)$$

$$K_n = \frac{(121458,3 \cdot 3,64)}{(111126,4 \cdot 4)} = 0,99$$

Таблица 4.18

Технико-экономические показатели по системе разработки

Наименование показателя	Обозначение	Ед. измерения	Величина
Коэффициент потерь	n	%	1,9
Разубоживание	p	%	8,7
Коэффициент качества руды	K_k	доли ед.	0,91
Коэффициент извлечения металла из недр	K_n	доли ед.	0,99
Себестоимость 1 т руды	C_d	тыс.руб	4961,5
Линейный коэффициент подготовки	K_d	м/1000 т	1,25
Объёмный коэффициент подготовки	K_v	м ³ /1000 т	15,5

Производительность труда рабочего по системе разработки	П	т/смену	98,1
Производительность труда рабочего при подг.-нарез. работах	П _{п-н}	т/смену	36,03
Производительность труда рабочего при очистных работах	П _{оч}	т/смену	123,8
Трудоёмкость	Т	чел.-смен/ /1000 т	10,6
Удельный расход ВВ по системе разработки	Q	кг/т	0,42

5. РАСЧЁТ ВЕНТИЛЯЦИИ РУДНИКА

Проветривание рудника осуществляется всасывающим способом по фланговой схеме.

Очистные выработки на руднике проветриваются за счёт общешахтной депрессии. Проветривание тупиковых проходческих забоев осуществляется вентиляторами местного проветривания нагнетательным способом и сжатым воздухом (преимущественно после взрывных работ). Камерные горные выработки: склады взрывчатых материалов, камеры горюче-смазочных материалов, камеры самоходного дизельного оборудования, депо аккумуляторных электровозов проветриваются обособленной струёй воздуха. Вентиляционная схема проветривания предусматривает возможность реверсирования воздушной струи в аварийный случаях.

5.1 Расчёт количества воздуха, необходимого для проветривания выработок рудника

Исходные данные, необходимые для расчётов, сведены в таблицу 5.1:

Таблица №5.1

Данные для расчёта воздуха по руднику

Годовая добыча горной массы, тыс. м ³		600
В том числе из очистных работ:	гор. -800 м	275
	гор. -860м	275
из проходческих работ:	гор. -800 м	25
	гор. -860 м	25
Горнокапитальные работы, тыс. м ³		50
Наибольшее количество людей, одновременно на-ходящихся в руднике, чел		500
Удельный расход ВВ, кг/м ³	очистные	2,26
	подготовительные, нарезные	3,0
	горнокапитальные	3,0
Количество рабочих дней в году, сут		305
Взрывных смен в году, смен		720

5.2 Производим общешахтный расчёт количества воздуха

Расчёт по людям:

$$Q_{\text{Л}}=q_{\text{Л}}\cdot N\cdot K=0,1\cdot 500\cdot 1,2=60 \text{ м}^3/\text{с}, \quad (5.1)$$

где $q_{\text{Л}}=0,1 \text{ м}^3/\text{с}$ – норма количества воздуха на 1 чел.;
 $N=500$ – наибольшее число людей, работающих в смене, чел.;
 $K=1,2$ – коэффициент запаса воздуха для систем разработки с закладкой выработанного пространства.

Расчёт по газовыделению:

$$Q_{\text{Г}}=q_{\text{Г}}\cdot V\cdot K/N=2,1\cdot (550+50)\cdot 1000\cdot 1,2/60\cdot 355=71 \text{ м}^3/\text{с}, \quad (5.2)$$

Где $q_{\text{Г}}=2,1 \text{ м}^3/\text{с}$ – норма подачи воздуха на 1 м^3 горной массы, отбитой в сутки;

V – объём горной массы, отбиваемой за сутки, м³;

Расчёт по газам от взрывных работ:

По гор. –800 м:

$$Q_{\text{ВВ} -792}=500\cdot A_{-792}/T, \text{ кг}, \quad (5.3)$$

где: A_{-800} – количество ВВ, взрываемого в межсменный перерыв на горизонте –800 м;

$T=3600 \text{ с}$ – время проветривания;

$$A_{-800}=275000\cdot 2,26/710+25000\cdot 3,0/710=981 \text{ кг}.$$

$$Q_{\text{ВВ} -792}=500\cdot 981/3600=136 \text{ м}^3/\text{с}.$$

По гор. –860 м:

$$Q_{\text{ВВ} -860}=Q_{\text{ВВ} -800}=136 \text{ м}^3/\text{с}. \quad (5.4)$$

Итого по руднику по газовыделению от взрывных работ

$$Q_{\text{ВВ}}=Q_{\text{ВВ} -800}+Q_{\text{ВВ} -860}=136+136=272 \text{ м}^3/\text{с}. \quad (5.5)$$

Расчёт проветривания по дизельному самоходному оборудованию (ДСО)

Расчёт производим с помощью таблицы 5.2: (см. приложение таблица 5.2)

По гор. –800 м:

$$Q_{\text{ДСО}-792}=4 \cdot \Sigma W / 60, \text{ м}^3/\text{с}, \quad (5.6)$$

где: 4 м³/мин - норма расхода воздуха на 1 л.с;

ΣW – суммарная мощность двигателей ДСО;

$$Q_{\text{ДСО}-792}=4 \cdot 3708 / 60 = 247,2 \text{ м}^3/\text{с}.$$

По гор. –860 м:

$$Q_{\text{ДСО}-860}=4 \cdot 3708 / 60 = 247,2 \text{ м}^3/\text{с}.$$

Итого по фактору применения дизельного оборудования:

$$Q_{\text{руд}}=247,2+247,2=494,4 \text{ м}^3/\text{с}.$$

Расчёт проветривания камерных выработок

По проекту института «Норильскпроект»:

- гор. –800 м – 50 м³/с;

- гор. –860 м 50 м³/с.

По «Методике расчёта воздуха...», отчёт института «Гипроникель»:

- гор. –800 м – 55 м³/с;

- гор. –860 м – 55 м³/с.

Итого для проветривания гор. –800 м с учётом проветривания камер и коэффициента неравномерности распределения воздуха $K_n=1,1$:

$$\Sigma Q_{\text{ДСО}-800}=(247,2+55) \cdot 1,1=307,7 \text{ м}^3/\text{с}. \quad (5.7)$$

Итого для проветривания гор. –860 м учётом коэффициента неравномерности распределения воздуха $K_n=1,1$:

$$\Sigma Q_{\text{ДСО}-860}=(247,2+55) \cdot 1,1=307,7 \text{ м}^3/\text{с}. \quad (5.8)$$

Всего для проветривания рудника необходимо:

$$\Sigma Q_{\text{руд}}=307,7+307,7=615,4 \text{ м}^3/\text{с}. \quad (5.9)$$

5.3 Расчёт необходимого количества стволов

Воздух в рудник обычно подаётся по клетевому (КС) и породозакладочному стволам, а выдаётся по вентиляционным стволам (ВС), на которых установлены вентиляторные установки.

Количество стволов ВС, необходимых для пропуска расчётного количества воздуха равно:

$$n=Q_{\text{ок руд}}/(v_{\text{max}} * S_{\text{св}}), \quad (5.10)$$

где $Q_{\text{ок руд}}$ – окончательное расчётное количество воздуха с учётом особенностей стволов ВС, $\text{м}^3/\text{с}$;

$$Q_{\text{ок руд}}=\Sigma Q_{\text{руд}} * k, \text{ м}^3/\text{с}, \quad (5.11)$$

где k – коэффициент, учитывающий утечки (притечки) воздуха, для стволов не используемых для подъёма $k=1,10$;

$$Q_{\text{ок руд}}=615,4*1,10=677 \text{ м}^3/\text{с};$$

v_{max} – максимально допустимая скорость движения воздуха в стволе, $\text{м}/\text{с}$, для вентиляционных стволов $v_{\text{max}}=15 \text{ м}/\text{с}$;

$S_{\text{св}}$ – площадь поперечного сечения ствола в свету, м^2 , принимаем диаметр вентиляционного ствола равным $d=6,5 \text{ м}$;

$$S_{\text{св}}=\pi*d^2/4, \text{ м}^2, \quad (5.12)$$

$$S_{\text{св}}=3,14*6,5^2/4=33,16 \text{ м}^2;$$

$$n=677/(15*33,16)=1,36.$$

Принимаем необходимое количество вентиляционных стволов $n=2$ ствола диаметром в свету $d=6,5 \text{ м}$.

Вентиляционные стволы располагаем рядом на одном горизонте, а на поверхности - на одной промплощадке.

Свежий воздух с поверхности в подземные выработки на рабочие горизонты -800 м и -860 м поступает по стволам КС и ВЗС за счёт общешахтной депрессии, создаваемой главными вентиляционными установками, расположенными в устьях вентиляционных стволов ВС-1 и ВС-2. Далее по откаточным и транспортным выработкам свежий воздух поступает в очистные, подготовительные, нарезные выработки и технологические камеры. После проветривания очистных, подготовительных, нарезных забоев и технологических камер, воздушная струя, разбавленная рудничными газами (исходящая струя), поступает на вентиляционно-закладочные горизонт -725 м и далее направляется к вентиляционным стволам ВС-1, ВС-2. Из вентиляционных стволов, посредством

вентиляционных установок, исходящая воздушная струя выбрасывается на поверхность в атмосферу.

5.4 Расчёт депрессии рудника

Расчёт депрессии рудника производим по максимальному пути движения воздушной струи. Для расчёта необходимо знать не только геометрические параметры, но и коэффициенты аэродинамического сопротивления выработок на пути движения воздушной струи.

Принимаем, что максимальный путь движения воздушной струи проходит по выработкам. Пользуемся принципом последовательного суммирования депрессий выработок по пути движения всей воздушной струи, необходимой для проветривания всего рудника, с целью получения общей максимальной депрессии вентиляционной сети рудника, что практически никогда не осуществляется и даёт весьма завышенные значения суммарной депрессии рудника с так называемым «запасом» вентиляционной сети.

Все необходимые данные для расчёта сводим в табл. 6.3

Расчёт производим по формуле:

$$h = \sum h_i, \text{ мм. вд. ст.}, \quad (5.13)$$

где $\sum h_i$ – суммарные депрессии выработок на пути движения воздушной струи от сопротивления трению, мм. вд. ст.;

$$h_i = \alpha \cdot P \cdot L \cdot Q^2 / S^3, \text{ Па.}, \quad (5.14)$$

Данные для расчёта депрессии рудника снесены в таблицу (см приложение таблица 5.3)

Выбор вентилятора главного проветривания

Для выбора вентилятора главного проветривания необходимо знать расход воздуха по руднику и депрессию рудника.

Выбор вентилятора главного проветривания производим по техническим характеристикам в зоне промышленного использования.

Принимаем к применению шахтный центробежный вентилятор главного проветривания типа ВЦД-47,5А с регулируемым поворотом лопаток направляющего аппарата в северном исполнении. Технические характеристики данного вентилятора в диапазоне зоны промышленного использования: подача – от 90 до 710 м³/с, статическое давление – от 1300 до 9100 Па. При подаче расчётного количества воздуха, необходимого для проветривания всего рудника, 677 м³/с депрессия составляет от 3400 до 4400 Па, что вполне удовлетворяет потребностям вентиляционной сети рудника, рассчитанной с запасом депрессии.

6. БЕЗОПАСНОСТЬ ЖИЗНЕДЕЯТЕЛЬНОСТИ

6.1. Газовый режим.

Разрушение массива горных пород с целью добычи полезного ископаемого сопровождается выделением в горные выработки газов и образованием пыли.

Наибольшую опасность представляют горючие газы, метан и его гомологи, а также водород, которые в смеси с воздухом при определенных условиях могут взрываться. Взрывчатыми свойствами обладают и другие газы (окись углерода, сероводород и пр.), однако выделения их в горные выработки, как правило, не достигают взрывоопасной концентрации и опасность этих газов заключается в их ядовитых свойствах. Выделение метана происходит не только на угольных шахтах, но и при разработке железорудных, апатитовых, калийных, алмазных, золотоносных и других месторождений.

Взрывчатыми свойствами обладают пыли угольных, сланцевых, серных, медных, серноколчеданных и других месторождений.

В соответствии с действующими правилами шахты и рудники, на которых хотя бы на одном пласте (залежи) обнаружены горючие газы, относятся к опасным по газу и на них распространяется газовый режим.

Вмещающие рудные залежи породы выделяют горючие газы: метан, этан, пропан, пентан и водород. Ориентировочный дебит горючих газов оценивается в целом по руднику «Октябрьский» при добыче богатых руд величиной не более 65 м³/сутки. Такой объем газопроявлений сохранится, как показывают дополнительные исследования, и при разработке медистых руд. В связи с газопроявлениями горные работы на руднике «Октябрьский» ведутся без отнесения к определенной категории по газу, с соблюдением индивидуального режима.

Под *газовым режимом* понимается совокупность требований, предъявляемых к шахте или руднику, разрабатывающему пласты или залежи, опасные по взрывчатым свойствам газа и пыли.

Взрывоопасная ситуация может возникнуть при следующих обстоятельствах: при скоплении такого количества горючего вещества, которое, находясь в воздухе, образует взрывчатую концентрацию, и при наличии источника высокой температуры, способного воспламенить горючее вещество. Поэтому общие принципы мероприятий газового и пылевого режимов строятся, с одной стороны, на недопущении взрывоопасных скоплений газа и пыли, а с другой - на предотвращении появления источника высокой температуры, способного воспламенить взрывчатую среду.

Избежать образования взрывоопасных концентраций возможно путем применения таких способов и средств, которые уменьшают выход взрывоопасных примесей при разрушении массива (например, нагнетание воды в пласт (дегазация), удаляют их с рабочих мест, пылеулавливание, проветривание, нейтрализуют (осланцевание, подача в пожарные участки инертных газов) и подавляют (орошение). Помимо перечисленных выше активных способов борьбы, применяют и пассивные - заблаговременную обработку пласта, например, бактериями, пожирающими метан, контроль за содержанием взрывоопасных примесей в горных выработках и оборудование камер-убежищ. К пассивному способу борьбы можно также отнести способы локализации взрывов с целью уменьшения числа жертв взрыва, что достигается применением различного рода заслонов, разветвлением сети горных выработок на возможно большее число параллельных ветвей и д.

Появление источника открытого огня предотвращают путем применения специально изготовленного оборудования (взрыва- и искрозащитного), соблюдения особого порядка ведения взрывных работ, запрещения курения и др.

Взрывчатые свойства газов и пылей имеют много общего (близкая по величине температура воспламенения, нижний и верхний пределы взрываемости и др.). Однако имеются и существенные различия. Поэтому, несмотря на общие методические основы разработки газового и пылевого режимов, способы и средства борьбы с пылью и газами различны.

6.2. Самовозгорание руд.

Механизм самовозгорания: решающим условием самовозгорания является способность к окислению.

Сульфидные руды сорбируют кислород в присутствии воды. При увлажнении скопления сульфидной руды в раздробленном состоянии удельная скорость поглощения кислорода многократно возрастает.

Практика и прямые измерения скорости сорбции кислорода показали, что наиболее склонны к возгоранию руды, существенную часть которых образуют пирит и марказит. Весьма инертны при окислении галенит и сфалерит. Все сульфидные руды по содержанию серы в пересчете на массовые доли можно разделить на три группы: неопасные с содержанием серы менее 12 %; малоопасные с содержанием серы 12-30 %, опасные с содержанием серы более 30 %.

Однако не менее важна природная и технологическая нарушенность, раздробленность руды. Нарастание скорости сорбции кислорода отстает от нарастания поверхности зерен, что говорит об участии в сорбции поверхности пор и трещин. Весьма важен фактор времени.

В отличие от углей сульфиды вначале снижают скорость сорбции, а затем могут повышать ее при неизменных внешних условиях.

С ростом температуры скорость сорбции кислорода нарастает.

При окислении сульфидов не образуется хорошо выраженный окислой, как при окислении угля. Хотя слой продуктов окисления на поверхности и нараста-

ет, но он рыхлый вследствие гидратации продуктов окисления, осложненной растворением.

Большое значение для возникновения эндогенного пожара имеют геолого-горно-технические факторы.

Условия самовозгорания создаются при ведении горных работ благодаря появлению притока воздуха к скоплениям разрыхленных пород, склонных к возгоранию.

Степень пожароопасности определяется геологическими особенностями месторождения, способами и скоростью ведения горных работ. Относительную пожароопасность залежи или пласта можно оценить по числу пожаров, происходящих на 1 млн. т добычи при одинаковых системах разработки. Аналогично оценивают пожароопасность систем разработки при применении их в разных геологических условиях. Иногда оценивают пожароопасность по времени возникновения пожара от начала работ на участке.

Важнейшими геологическими факторами пожароопасности являются:

- мощность пласта или рудного тела;
- угол залегания;
- сближенность пластов или рудных залежей;
- тектоническая нарушенность;
- характер вмещающих пород;
- глубина залегания;
- петрографический, химический состав пласта или рудного тела.

6.3. Обеспечение безопасности ведения взрывных работ.

Наибольшее число опасных ситуаций при ведении взрывных работ возникает по вине лиц, производящих эти работы. Даже обладая хорошей подготовкой и имея большой опыт ведения этих работ, взрывники должны строго следовать предписаниям правил, всегда относиться к взрывным работам с большой ответственностью и осторожностью и тщательно исполнять свои обязанности.

Причинами несчастных случаев общего характера являются:

- не обеспечение вывода людей из опасной зоны;
- преждевременный вход людей в опасную зону;
- загромождение выработок неубранной отбитой горной массой, вагонетками и различными предметами;
- небрежная подготовка средств взрывания и некачественное зарядание скважин.

В целях предотвращения несчастных случаев:

- до начала ведения взрывных работ устанавливаются границы опасной зоны, зависящие от величины взрывных зарядов ВВ, объема взрывающей горной породы, размеров выработки и способов ведения взрывных работ;
- все люди, не связанные с ведением взрывных работ, выводятся в безопасные места с нормальным проветриванием и защищенные от обрушения и разлета обломков;

- в местах возможных подступов к забою выставляются посты охраны из специально проинструктированных и дисциплинированных работников;
- выработки с исходящей вентиляционной струей, по которым направляются газообразные продукты взрыва, закрываются с запретом входа в них;
- на расстоянии 20 м от места взрыва выработки расчищаются от всевозможных загромождений, затрудняющих проветривание забоя и выход из него;
- для каждого места и вида взрывных работ готовится обязательный к исполнению паспорт буровзрывных работ;
- подготовка зарядов ВВ, монтаж взрывной сети, а также взрыв производятся собственноручно взрывником;
- зарядов подготавливается столько, сколько будет взорвано за один прием;
- обязательно применяется забойка, которая повышает эффект взрывания и предотвращает попадание в горную массу не взорвавшихся патронов;
- патроны-боевики изготавливаются только на месте взрывных работ и строго по числу зарядов;
- боевики массой более 300 г изготавливаются в специально отведенном месте по усмотрению лица, ответственного за взрыв;
- обеспечивается обязательная подача звуковых и световых сигналов;
- осмотр забоя после взрывания производится взрывником вместе с лицом технического надзора по истечении времени разжижения продуктов детонации, но не ранее чем через 15 мин. Мастер-взрывник может производить допуск рабочих к месту взрыва производится только после разрешения мастера-взрывника или лица технического надзора.

Автоматические средства защиты

Для исключения несчастных случаев от случайного попадания в опасную зону людей выпущена система АВВЦ., представляющая собой взрывной прибор с выносным блокиратором контроля уровня засветки в зоне ведения взрывных работ. Блокиратор, снабженный датчиками обнаружения оптического излучения головных светильников, при случайном попадании людей в опасную зону срабатывает, автоматически воздействует на узлы выдачи воспламенительного импульса и предотвращает взрывание.

При каждом способе взрывания возникают свои опасности, требующие определенных мер предосторожности.

Электровзрывание и применение детонирующего шнура:

1. соединение отрезков ДШ производится внакладку по длине шнура не менее 10 см или способом, указанным в инструкции, находящейся в ящике с ДШ;
2. ответвления присоединяются к магистральному шнуру так, чтобы угол между направлением детонации по магистрали и ответвлению был менее 90°, иначе может произойти отсекание отрезков ДШ под действием воздушной ударной волны до того, как произойдет передача детонации от магистрального шнура;
3. при прокладке сетей нельзя допускать витков и скруток ДШ.

Взрывание с помощью электродетонаторов (ЭД) импульс тока подается из укрытия или с безопасного расстояния. Однако и этот способ взрывания имеет свои опасности. Прежде всего это возможность попадания в электровзрывную сеть блуждающих токов и, как результат, преждевременное взрывание снарядов.

Для устранения опасностей, связанные с блуждающими токами, ЕП предписывают:

1. все электроустановки, кабели, контактные и другие провода, находящиеся в пределах зоны монтажа электровзрывной сети, обесточивать;
2. в шахтной сети с помощью реле утечек устранять утечки;
3. стыковые, межрельсовые и межпутевые электрические соединения выполнять тщательно;
4. концы соединяемых проводов изолировать при помощи зажимов;
5. замыкание накоротко проводников ЭД и магистральных проводов до момента присоединения их к проводам последующей части сети;
6. не использовать в качестве второго провода воду, землю, трубы, рельсы и т. п.;
7. регулярно измерять блуждающие токи и следить, чтобы сила их не превышала значения, при котором наступает взрывание ЭД.
8. радикальным мероприятием против опасности блуждающих токов является применение специальных ЭД пониженной чувствительности к посторонним токам.

6.4. Ликвидация отказов.

Отказавшие заряды должны быть обнаружены, зарегистрированы и немедленно ликвидированы мастером - взрывником. Во всех случаях, когда заряды не могут быть взорваны по техническим причинам, они рассматриваются как отказы.

Ликвидация отказов весьма опасна. Поэтому выяснение и устранение причин, а также ликвидацию одиночных и групповых отказов производят, соблюдая все меры предосторожности, способом, обеспечивающим невозможность непредвиденного взрывания отказа.

Если ликвидировать отказ по каким-либо причинам не удалось, мастер-взрывник обязан уведомить об этом руководителя взрывных работ или лицо технического надзора, закрыв предварительно забой. Дальнейшая ликвидация отказа производится по указанию и в присутствии лица технического надзора.

Если работы по ликвидации отказов не могут быть закончены в данной смене, то они передаются мастеру - взрывнику очередной смены.

Запрещается разбуривать стаканы вне зависимости от наличия или отсутствия в них остатков ВВ.

6.5. Проходка вертикальных стволов.

При взрывных работах в вертикальных шахтных стволах требования к условиям безопасности повышаются. Взрывание в стволах производится только электрическим способом с соблюдением следующих основных правил:

1. патроны-боевики изготавливаются только на поверхности в зарядных будках на расстоянии не менее 50 м от ствола;
2. в забое не должно быть никого, кроме машиниста насоса и лиц, занятых заряданием и взрыванием зарядов;
3. электровзрывная сеть монтируется при помощи антенных проводов так, чтобы имеющаяся в забое вода не достигла антенн;
4. в качестве взрывной магистрали может применяться кабель только во влагонепроницаемой оболочке;
5. после выезда на поверхность лиц, производивших зарядание и монтаж сети, в стволе открывают все ляды;
6. по окончании взрывания и проветривания забоя ствол осматривается лицом сменного технического надзора и приводится по его указанию в безопасное состояние;
7. все вновь буримые шпуры необходимо смещать по окружности по отношению к шпурам, пробуренным в предыдущем цикле, но без нарушения принципиальной схемы расположения их.

6.6. Массовые взрывы.

Производится одновременное взрывание значительного числа скважинных и камерных зарядов. Это предъявляет дополнительные требования к обеспечению безопасности ведения взрывных работ.

1. В зависимости от зон обрушения взрыв производят по типовому проекту проведения массовых взрывов или специальному проекту на каждый массовый взрыв.
2. Производится точный расчет. Опасную зону точно рассчитывают и обеспечивают охрану ее.
3. Взрывную сеть монтируют опытные взрывники под непосредственным руководством лица технического надзора.
4. При глубине скважин более 15 м обязательно производят дублирование сети для предупреждения отказов вследствие неисправности сети, ликвидация которых вызывает затруднения. Взрывание допускается электрическим способом или при помощи детонирующего шнура.
5. За сутки до взрыва и перед взрывом проверяют вентиляционные установки и устройства. При обнаружении неисправности взрыв не допускается. Спустя 2 ч после взрыва осуществляют отбор проб воздуха в выработках и его анализ. Разбирать газонепроницаемые перемычки, отделяющие участок взрыва, разрешается не ранее чем через 8 ч после взрыва.

Наряду с опасностью отравления ядовитыми газами при массовых взрывах существует большая опасность от действия воздушной ударной волны, скорость которой может достигать 60-80 м/с при давлении воздуха 30-40 кПа.

При отсутствии подходов к зоне отказа невозможна не только ликвидация его, но даже и обнаружение. Поэтому при малейшем подозрении на не выявленный отказ выпуск ископаемого ведут специальным способом, предусматривающим особую осторожность.

6.7. Профессиональные заболевания горнорабочих.

Основным видом профессиональных заболеваний является пневмокониоз.

Действие пыли на организм человека зависит от ее химического состава, дисперсности, формы пылинок и их возраста. Подразделяясь на ядовитую (ртутная, свинцовая, мышьяковая, марганцевая, бериллиевая и др.) и неядовитую (угольная, породная, торфяная и др.), она оказывает соответствующее воздействие - отравляющее и не отравляющее.

Действие неядовитой пыли проявляется в нарушении жизнедеятельности верхних дыхательных путей, легких, кожи и глаз.

Крупные твердые пылинки с острыми краями (кварца, песчаника, металлов и др.) легко внедряются в слизистую оболочку верхних дыхательных путей и сильно травмируют ее. Крупные пылинки с гладкими краями (угля, глины, гипса) оказывают меньшее механическое воздействие на верхние дыхательные пути. Длинные и гибкие волокнистые пылинки (асбеста, хлопка и др.), задерживаясь на слизистой оболочке верхних дыхательных путей, покрывают ее своеобразной клейкой массой, являющейся причиной хронических заболеваний верхних дыхательных путей, трахей и бронхов.

При нормальном состоянии слизистая оболочка носа, носоглотки, трахей, бронхов задерживает до 90 % пыли, содержащейся во вдыхаемом воздухе. При длительном воздействии пыли происходят изменения как во внешнем виде слизистой оболочки верхних дыхательных путей, так и в ее гистологической структуре.

При продолжительном воздействии пыли уменьшается защитное действие (атрофический катар) слизистой оболочки верхних дыхательных путей, иногда с понижением ее рефлекторной возбудимости, что способствует проникновению пыли из верхних дыхательных путей в более глубокие дыхательные пути и легкие. Некоторые виды пыли (хрома, никеля, мышьяка, бериллия и др.) обладают аллергическими свойствами и могут вызвать у отдельных лиц, астматические бронхиты и даже бронхиальную астму. Поэтому при работе в запыленном воздухе необходимо проводить лечебно-профилактические мероприятия (закапывать в нос до работы и после нее оливковое, персиковое, абрикосовое и другие натуральные масла). Следует систематически осуществлять ингаляцию маслами и тепловыми растворами лекарственных веществ.

При длительном вдыхании пыли происходит разрастание соединительной ткани в дыхательных путях, вызывающее профессиональное заболевание - пневмокониоз.

Согласно классификации различают следующие виды пневмокониоза:

1. Силикоз-заболевание от вдыхания пыли, содержащей свободную двуокись кремния .
2. Силикатозы (асбестоз, талькоз, оливиноз, нефелипаз, апатитоз и др.) - заболевания от вдыхания пыли силикатов, содержащей двуокись кремния в связанном состоянии.
3. Карбокониозы (антракоз, графитоз и др.) - заболевания от вдыхания гле-содержащей пыли (угля, графита, кокса и др.).
4. Пневмокониозы (антракосиликоз, силихоантракоз, сидеросиликоз и др.) - заболевания от вдыхания пыли смешанного состава, содержащей двуокись

кремния (в свободном или связанном состоянии), окислы металлов и другие вещества.

5. Металлокониоз (бериллиоз, алюминоз, манганокониоз и др.) - заболевания от вдыхания пыли металлов, при которых возможно отложение в легких рентгенаконтрастной пыли. Некоторые виды металлокониоза оказывают токсичное и аллергическое воздействия.

Пневмокониоз развивается медленно (обычно через 5-15 лет работы). Быстрота развития и дальнейшее течение зависят не только от характера, концентрации и длительности вдыхания пыли, но и от индивидуальных особенностей организма. Пневмокониоз наиболее часто возникает и быстрее прогрессирует у подростков, что объясняется анатома - физиологическими особенностями молодого организма. Пневмокониоз может прогрессировать и после прекращения контакта человека с пылью. Поэтому весьма важна ранняя его диагностика. При небольших концентрациях пыли в воздухе и содержании двуокси кремния происходят более медленное развитие пневмокониоза.

Опасность кварцсодержащей пыли объясняется наличием на ее поверхности химически активных силанольных групп с полупроводниковыми свойствами кварца.

Угольная пыль вызывает пневмокониоз и пылевой бронхит.

Кроме дыхательных путей, пыль воздействует на кожу и глаза. Проникшая в кожу пыль может вести себя индифферентно или вызывать воспалительные явления, выражающиеся в припухлости, красноте и болезненности кожи. При закупорке пылью сальных желез может возникнуть папулезная сыпь. Особенно вредно воздействие на кожу едкой и раздражающей пыли (мышьяка, сурьмы, извести, поваренной соли и др.), которая может вызвать язвенные дерматиты.

Действие пыли на глаза вызывает заболевание глаз называемое конъюнктивитом.

6.8. Борьба с пылью как профессиональной вредностью.

Борьба с пылью на горнодобывающих предприятиях имеет большое социальное значение. Поэтому разработка и внедрение новых высокоэффективных способов и средств борьбы с пылью являются актуальной задачей.

В настоящее время все мероприятия по борьбе с пылью можно подразделить на следующие основные группы:

1. предупреждение или снижение пылеобразования (разработка и внедрение машин и комбайнов, работающих на принципе крупного скола, и использование струй воды высокого давления, предварительное увлажнение массива);
2. осаждение пыли, взвешенной в воздухе (орошение, применение пены);
3. разжижение взвешенной в воздухе пыли (вентиляция);
4. пылеотсос и осаждение пыли;
5. предупреждение или снижение пылеобразования осуществляется за счет гидравлического или гидромеханического разрушения массива.

Суть первого вида воздействия заключается в непрерывном перемещении струй по забою с определенной скоростью.

Одним из эффективных методов предотвращения пылеобразования является предварительное увлажнение массива. Сущность предварительного увлажнения заключается в том, что нагнетаемая в пласт под давлением жидкость приводит к увеличению влажности, вызывающему образование из пылинок, находящихся в трещинах, агрегатов, которые при поступлении в воздух быстро осаждаются.

Кроме того, при предварительном увлажнении уменьшается механическая прочность и увеличивается смачиваемость тонких фракций пыли. Наибольшее снижение пылеобразования достигается при заполнении жидкостью всего фильтрующего объема трещин и пор.

Противопожарно - оросительный водопровод.

Все протяженные и камерные выработки, предназначенные для разработки медистых руд, крепятся несгораемой крепью: комбинированной, усиленной комбинированной, бетонной и железобетонной, арочной металлической с железобетонной или деревянной затяжкой.

Для борьбы с пожарами и пылью в горных выработках предусматривается прокладка противопожарно - оросительного водопровода, который постоянно заполнен водой и находится под давлением 0.4-1.0 МПа.

Противопожарные трубопроводы оборудованы запорной арматурой, клапанами и вентилями с соединительными головками, устанавливаемыми согласно требованиям ЕПБ.

Для повышения надежности пожаротушения предусматривается подключение воздухопроводов к противопожарным трубопроводам через задвижки. Задвижки устанавливаются на давление не более 10 МПа после редуцирующих клапанов. Расчет противопожарного трубопровода выполняется из условия обеспечения напора у наиболее удаленных пожарных кранов при пропуске противопожарного расхода воды и половины расхода на обеспыливания по магистральному водопроводу и только противопожарного расхода по трубопроводу в откаточных и вент. закладочных выработках.

Расход воды на один пожар в горных выработках принимается на два пожарных ствола с диаметром 19 мм и расходом на один ствол 7 л/с

Сухое пылеулавливание

Комплекс противопылевых мероприятий, основанный на применении жидкости, наряду с положительными сторонами имеет и ряд недостатков. Так, гидрообеспыливание приводит к повышению влажности горной массы, что не всегда допускается, увеличению влажности воздуха и обводнению забоев.

В ряде случаев вода резко ухудшает состояние пород. Поэтому в настоящее время ведут значительные научно - исследовательские и производственно - экспериментальные работы по созданию систем сухого пылеулавливания.

В шахтах применяют следующие способы пылеулавливания:

1. отсос запыленного воздуха от места пылеобразования, отвод и выброс его без очистки вдали от рабочих мест;

2. отсос запыленного воздуха из-под укрытий источников пылеобразования с последующей очисткой его в специальных устройствах; отсос запыленного воздуха высокопроизводительными установками с очисткой его в специальных камерах.

3. В горнорудной промышленности применяют пыле - масло - улавливающую систему при работе перфораторов и самоходных буровых установок, при проходке восстающих и в камерах дроблений горной массы.

4. Применение противопыльных респираторов.

В целях предохранения и защиты организма человека от неблагоприятного воздействия окружающей среды в горной промышленности применяют средства различного назначения:

Для защиты органов дыхания от проникновения пыли применяют противопылевые респираторы. К конструкции респиратора и его техническим данным разработаны определенные требования: он должен обеспечивать очистку воздуха от пыли до допустимых санитарных норм; разность давлений при вдохе не должна превышать 40 Па, а при выдохе 30 Па для бесклапанных и 50 Па для клапанных респираторов; ограничение поля зрения не должно превышать 25 %; масса респиратора не должна превышать 300 г, а если маска одновременно служит фильтрующим элементом - не более 75 г; респиратор не должен стеснять движений при работе, раздражать кожу лица; должен удобно крепиться на голове.

По конструкции противопылевые респираторы делятся на две группы:

1. клапанные, со сменными фильтрами многократного использования;
2. бесклапанные и клапанные, в которых фильтром служит сама маска, предназначенные для одностороннего пользования.

К первой группе относятся респираторы «Астра-2» и Ф-62Ш, ко второй - клапанный У-2К и бесклапанные респираторы ШБ-1, «Лепесток-200», «Лепесток-40» и «Лепесток-6» (цифры обозначают область применения при концентрации запыленности, превышающей предельно допустимую в 200, 40 и 5 раз соответственно при размере частиц пыли до 1 мк). «Лепесток-200» изготовлен из материала ФПП-15-15, а «Лепесток-40» и «Лепесток-5» - из ФПП-70-0,5 или ФПП-70-0,2.

Комплексное обеспыливание.

Для борьбы с запыленностью и загазованностью рудничного воздуха предусматривается комплекс организационно - технических мер в соответствии с действующим на руднике проектом "Комплексное обеспыливание", который будет дополняться или пересматриваться по мере развития горных работ.

Общие положения:

1. действующие откаточные и вент. закладочные горизонты имеют пыле вентиляционную службу и планы мероприятий по борьбе с пылью.
2. на вновь строящиеся горизонты распространяется применение аналогичных мероприятий по борьбе с пылью.
3. во всех горных выработках и забоях на рабочих местах содержание пыли в воздухе не должно превышать уровня ПДК - 4 г/м³

4. запрещается подавать в шахту и на рабочие места воздух, в котором содержание пыли более 30 % от установленной санитарной нормы.

5. пыль со стен и кровли откаточных выработок должна периодически смываться передвижными установками.

6. по всем откаточным, вент. закладочным и основным подготовительным выработкам прокладывается противопожарный трубопровод, используемый также для подачи воды для борьбы с пылью.

7. в местах пылеобразования производится отбор проб воздуха для анализа на запыленность в соответствии с требованиями ЕПБ.

При ведении буровых, взрывных и погрузочно - разгрузочных работ с горной массой выполняются следующие мероприятия по пылеподавлению:

1. орошение рабочего места перед брением на расстоянии 10-15 м.

2. бурение шпуров (скважин) буровыми установками или ручными перфораторами с промывкой водой, с мокрым пылеподавлением или сухим отсосом и последующим улавливанием пыли.

3. применение гидрозабойки, внешней водяной забойки из гидромешков, а также установка туманообразователей (оросителей) при взрывных работах.

4. применение оросителей в местах погрузки и разгрузки горной массы.

5. установка водяных завес на входящих струях воздуха выработок откаточного горизонта и в местах транспортировки составов с горной массой.

6. периодическое орошение и смыв пыли по контурам выработки шлангом или штрекомоечной машиной.

6.9. Выходы из шахты.

Выходы из шахты подразделяются на главные и запасные.

Главными выходами являются выработки, по которым производится доставка людей как в шахту, так и из нее при нормальном (безаварийном) режиме работы предприятия.

Запасные выходы - это выработки, по которым можно покинуть место работы, если главные выходы по каким-либо причинам оказались недоступными.

Все трудящиеся, работающие в подземных выработках, при поступлении на работу знакомятся с главными запасными выходами путем непосредственного прохода от места работы до поверхности или до стволов шахт (при глубине более 200 м). Повторное ознакомление проводится через 6 мес., а если произошли изменения путей следования, то трудящиеся должны быть ознакомлены с этими изменениями в течение суток (путем прохода). Лица технического надзора, ознакомившие трудящихся с выходами, производят запись в «Книге инструктажа рабочих по безопасности работ». Запись удостоверяется подписями лиц, проводивших инструктаж и инструктируемых.

6.10. План ликвидации аварии.

План ликвидации аварий (ПЛА) - это документ, предусматривающий все мероприятия по спасению людей, застигнутых аварией в шахте, по ликвидации

аварий в начальный период их развития, а также определяющий действия инженерно-технических работников, рабочих и ВГСЧ при возникновении аварии.

Согласно Правилам безопасности ПЛА составляется для каждой шахты, находящейся в эксплуатации, строительстве или реконструкции.

Необходимость составления ПЛА определяется особой важностью четких согласованных действий всех работников шахты и ВГСЧ в начальный период развития аварии, когда время для принятия решений крайне ограничено, когда возможно проявление растерянности и паники, отсутствие на месте руководителей шахты и т. л. ПЛА, подготавливаемый заблаговременно на основе всестороннего анализа возможных аварийных ситуаций, с учетом современных методов и средств борьбы с авариями, инженерного опыта и особенностей шахты, позволяет избежать ошибок при спасении людей и ликвидации аварий.

ПЛА разрабатывается главным инженером шахты и командиром обслуживающего шахту ВГСВ на каждые 6 мес, согласовывается с командиром ВГСО и утверждается техническим директором производственного объединения, главным инженером комбината, треста, рудоуправления за 15 дней до ввода плана в действие. ПЛА изучается лицами инженерно-технического надзора до его ввода в действие. Рабочие знакомятся с той частью плана, которая относится к их местам работы, и с правилами поведения при аварии. Ответственность за правильное составление ПЛА несут главный инженер шахты и командир ВГСВ.

Регулярный (через 6 мес) пересмотр ПЛА диктуется изменчивостью условий работы в шахте. Изменения и дополнения в ПЛА вносятся в течение суток, если введен новый или ликвидирован отработанный участок, изменены схемы вентиляции или путей вывода людей.

ПЛА находится у главного инженера шахты, горного диспетчера (дежурного по шахте) и командира обслуживающего шахту ВГСВ.

Ответственным руководителем работ по ликвидации аварии является главный инженер шахты, а до его прибытия - горный диспетчер (ответственный дежурный по шахте). Руководителем горно - спасательных работ является командир взвода, обслуживающего шахту, или в случае необходимости командир отряда, если он прибыл на шахту.

ПЛА составляется для всех возможных мест аварий в шахте. Для удобства каждому месту аварии присваивается номер (позиция), который наносится на схему вентиляции шахты, начиная с поверхности по движению свежей струи (надшахтное здание, ствол, околоствольный двор и т. д.).

ПЛА состоит из оперативной части, распределения обязанностей между лицами, участвующими в ликвидации аварии, и порядка их действий, списка должностных лиц и учреждений, которые должны быть немедленно извещены об аварии.

Оперативная часть ПЛА состоит из мероприятий по спасению людей и ликвидации аварий и описания маршрутов движения и заданий отделениям ВГСЧ для каждой позиции аварии. При этом в одну позицию можно объединять несколько выработок, если пути и мероприятия по безопасному выводу людей из них одинаковы, а также возможные случаи пожара и взрыва, если режим вен-

тиляции аварийного участка, пути и мероприятия по выводу людей для этих аварий одинаковы.

К оперативной части плана прилагается схема вентиляции шахты; схема горных выработок с указанием мест расположения всех противопожарных средств, установки телефонов и средств спасения работающих при авариях, план поверхности шахты с указанием всех выходов из нее, водоемов и других средств пожаротушения, складов аварийных материалов и оборудования, подъездных, путей; схема электроснабжения шахты, планы околоствольных дворов действующих горизонтов с указанием мест расположения вентиляционных устройств и трубопроводов.

При составлении ПЛА должны быть тщательно продуманы пути выхода людей. Во избежание недоразумений пути выхода людей должны указываться для каждого места работы и каждого случая аварии. Следует иметь в виду, что при взрывах газа и пыли должен предусматриваться выход людей на поверхность, так как при этом возможны разрушения вентиляционных сооружений, выход из строя вентиляторов и, как следствие, серьезные нарушения вентиляции шахты в целом.

При пожарах вывод людей на поверхность обязателен только на шахтах, имеющих два выхода на поверхность, в остальных случаях люди должны выводиться только из выработок, куда могут проникнуть продукты горения.

Расчет времени выхода людей с загазированных участков необходим для решения вопроса об устройстве пунктов замены самоспасателей и для организации спасательных работ ВГСЧ.

При спасении людей очень важное, а в ряде случаев решающее значение имеет правильный выбор вентиляционных режимов при авариях. В ПЛА приводятся основные рекомендации для наиболее характерных позиций аварий.

При выборе вентиляционных режимов в случае аварии необходимо руководствоваться следующими требованиями:

1. максимальное ограничение области распространения газообразных ядовитых продуктов пожара или взрыва;
2. обеспечение выхода людей по выработкам со свежей струей;
3. недопущение скопления опасных концентраций взрывчатых газов во избежание их взрывов (особенно при пожарах);
4. максимальное сокращение притока свежего воздуха к очагу пожара с целью недопущения его развития;
5. обеспечение коллективной защиты горноспасателей;
6. устойчивость и управляемость режимом вентиляции.

При авариях возможны следующие вентиляционные режимы:

1. режим нормальной вентиляции (расход и направление движения воздуха не меняются);
2. увеличение или уменьшение расхода воздуха при прежнем направлении его движения;
3. короткий ток воздуха («закорачивание») (основное количество воздуха направляется в исходящую струю по короткому пути, минуя отдельные участки вентиляционной сети);

4. «нулевая» вентиляция (движение воздуха прекращается);
5. реверсирование вентиляции (изменяется направление движения воздуха в выработках на противоположное). При этом обычно уменьшается поступление воздуха в выработки вследствие худшей работы герметизирующих вентиляционных сооружений при реверсировании и противодействия естественной тяги, которая обычно совпадает с направлением нормального движения воздуха).

6.10.1. Мероприятия по спасению людей и ликвидации аварии по позициям.

ПОЗИЦИЯ № 1 - Поверхностные здания ВС1,2: подъемных машин, лебедок, вентиляторной, АБК. Вид аварии - пожар.

№ № п/п	Мероприятия по спасению людей и ликвидации аварии	Ответственные лица и исполнители	Пути вывода людей из аварийного участка
1	Главный вентилятор ВС-1 остановить, главный вентилятор ВС-2 остановить, закрыть противопожарные люды в вентиляционных каналах ВС-1 и ВС-2	ОРП по ЛА, сменный надзор, диспетчер рудника, рукоятчик-сигналист	Находящиеся в зданиях, включившись в самоспасатели и минуя очаг пожара, выходят наружу (кроме машиниста подъема, который выходит после доставки людей из ствола на поверхность, при необходимости включается в самоспасатель) (Т = 1 мин)
2	Оповестить всех трудящихся, находящихся в стволе, БРУ об аварии и выходе на поверхность световыми сигналами с помощью прямой связи и по телефонам об аварии и вывод людей за пределы здания.	ОРП по ЛА, сменный надзор, диспетчер рудника	Находящиеся в стволе, включившись в самоспасатели, в бадье выезжают на поверхность (Т = 8 мин)
3	Вызвать ВГСЧ и пожарную команду по прямой связи или по телефонам	ОРП по ЛА, диспетчер рудника	Находящиеся на БРУ, включившись в самоспасатели, выходят на поверхность по лестничному отделению (Т = 5 мин)
4	Оповестить всех подземных трудящихся, об аварии и выходе их на поверхность: - Системы оповещения «Земля-3М» - Мигания света - Отключения эл. энергии с подземной части рудника. - Телефонной связи - ИГАС	ОРП по ЛА, сменный надзор, диспетчер рудника, рукоятчик-сигналист, оперативный дежурный дежурный электрослесарь, оператор УТЭК	Люди находящиеся в подземных выработках кратчайшим путем следуют к КС или ВС-2 выезжают на поверхность
5	Отключить электроэнергию от горящего объекта ВС-1, или ВС-2, при невозможности отключения (пожар в здании подстанции) сообщить диспетчеру о необходимости отключения фидеров по телефону	ОРП по ЛА, механик участка, сменный надзор, дежурный электрослесарь, диспетчер рудника	Находящиеся в копре ВС-1, ВС-2 надшахтных зданиях выходят наружу (Т = 1 мин.) Кроме стволового который включившись в самоспасатель выходит после подъема людей по разрешению ОРП по ЛА
6	Сообщить диспетчеру ТВГС по телефону об аварии и увеличении подачи воды в противопожарном трубопроводе на рудник.	ОРП по ЛА, диспетчер рудника	
7	Выставить посты в ламповой и у копра КС, ВС-3 для регистрации спуска людей, выехавших из ствола.	ОРП по ЛА, диспетчер рудника, сменный надзор	
8	Включить насос пожарков промплощадки ВС-1,2	ОРП по ЛА, сменный надзор, рукоятчик-сигналист,	

9	Оповестить должностных лиц и учреждения по списку формы - №3	ОРР по ЛА, горный диспетчер	
---	--	-----------------------------	--

ПОЗИЦИЯ № 2 – Поверхностное здание и сооружение КС, СС, ВСС. Вид аварии – ПОЖАР.

№ № п / п	Мероприятия по спасению людей и ликвидации аварии	Ответственные лица и исполнители	Пути вывода людей из аварийного участка
1	Главный вентилятор ВС-1 реверсировать, увеличить обороты; главный вентилятор ВС-2 реверсировать, увеличить обороты; закрыт УСМ ГВУ ВС-1,2 на 45 градусов.	ОРР по ЛА, сменный надзор, дежурный электрослесарь	Люди, находящиеся в башенном копре КС выходят с отметок наружу пожарную лестницу и спускаются вниз.
2	Вызвать ВГСЧ и пожарную команду по прямой связи или по телефонам	ОРР по ЛА, диспетчер рудника	Люди, находящиеся в горящем здании, сооружении выходят наружу.
3	Сообщить оператору УТЗК об аварии.	ОРР по ЛА, горный диспетчер	Люди, находящиеся в КС в самоспасателях следуют на нижнюю приемную площадку.
4	Оповестить всех подземных трудящихся, об аварии и выходе их на поверхность: - Системы оповещения «Земля-3М» - Мигания света Отключения эл. энергии подземной части рудника. - Телефонной связи - ИГАС	ОРР по ЛА, сменный надзор, диспетчер рудника, рукоятчик-сигналист, оперативный дежурный дежурный электрослесарь, оператор УТЗК	Люди, находящиеся в ВСС в самоспасателях выезжают на поверхность.
5	Оповестить об аварии всех людей находящихся на ВС-1, ВС-2, ВС-3 по телефону и прямой связью и вывести их на поверхность	ОРР по ЛА, механик участка, сменный надзор, дежурный электрослесарь	Люди, находящиеся в камерах гор. -800м, в самоспасателях выходят по откаточным выработкам на откаточный квершлаг и по транспортному уклону идут на вентиляционный штрек к ВС-2 и, выезжают на поверхность.
6	Сообщить диспетчеру ТВГС по телефону об аварии и увеличении подачи воды в противопожарном трубопроводе на рудник.	ОРР по ЛА, диспетчер рудника	Люди находящиеся в стволах ВС-1,2, в самоспасателях выезжают на поверхность.
7	Вызвать дежурного фельдшера медпункта, при необходимости скорую помощь	ОРР по ЛА, рукоятчик-сигналист	Люди, находящиеся в выработках гор. -860 м, в самоспасателях выходят из камер идут на вентиляционный штрек к ВС-2 и, выезжают на поверхность.
8	Сообщить диспетчеру о необходимости бесперебойной работы компрессорной станции	ОРР по ЛА, механик участка, сменный надзор, рукоятчик-сигналист	Максимальное время выхода на свежую струю 25 мин
9	Обеспечить незамедлительную доставку материалов и оборудование для ликвидации аварии.	ОРР по ЛА	

10	Выставить посты в ламповой и у копра КС, ВС-3 для регистрации спуска людей, выехавших из ствола.	ОРР по ЛА, диспетчер рудника, сменный надзор	
11	Отключить энергию с аварийных и угрожаемых объектов.	ОРР по ЛА, сменный надзор, рукоятчик-сигналист	
12	Оповестить должностных лиц и учреждения по списку формы - №3	ОРР по ЛА, горный диспетчер	

7. ОХРАНА НЕДР И ОКРУЖАЮЩЕЙ ПРИРОДНОЙ СРЕДЫ.

7.1.Охрана недр.

Принятые в проекте схема вскрытия медистых 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. Управление горным давлением с использованием полной закладки выработанного пространства твердеющими смесями исключает возможность оставления медистых руд в целиках и предотвращает разрушение вышеналегающей толщи горных пород, которые могут быть использованы со временем как полезные ископаемые, а также проникновение в рудник подземных вод из водоносного горизонта. Ведение горных работ по добыче медистых руд в проекте предусматривается с соблюдением требований "Единых правил охраны недр". Медистые, вкрапленные руды, попутно добываемые при проходке горнокапитальных и эксплуатационных выработок, проектом предусмотрено временно складировать в специально предусмотренных для этого выработках, камерах, нишах и выдавать их в организованном порядке для хранения в поверхностном складе вкрапленных руд стволов ВС-1, ВС-3, а медистые на склад руды у ВСС. Порода, извлекаемая при проходке горных выработок, будет частично использована для закладки выработанного пространства и остальные выдаваться на поверхность в породные отвалы.

7.2. Охрана окружающей природной среды.

Мероприятия по охране окружающей среды разработаны в соответствии с требованиями следующих директивных и нормативных документов по проектированию: Закона СССР "Об охране атмосферного воздуха" "Основ водного законодательства", "Основ земельного законодательства", СНиП 1.02.01-85 "Инструкция о составе, порядке разработки, согласование и утверждение проектно-сметной документации на строительство предприятий, зданий и сооружений, приложение 4 в части охраны от загрязнения атмосферного воздуха и водоемов; СНиП 2.06.14-85 "Защита горных выработок от подземных и поверхностных вод", "ЕПБ при разработке рудных, нерудных и россыпных ме-

сторождений 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.

7.3. Мероприятия по предотвращению загрязнения атмосферы.

Для ранее введенных в эксплуатацию действующих объектов рудника, таких как ПЗК, транспортные галереи и пункты перегрузки у скиповых стволов, склады руды и др. проектом "Комплексное обеспыливание" предусмотрены специальные мероприятия по снижению пыления горной массы путем искусственного ее увлажнения (полив, орошение).

Самым крупным источником загрязнения атмосферы может быть рудничный воздух, выбрасываемый в атмосферу вент. стволами. Основными источниками загрязнения воздуха в руднике являются следующие элементы технологии горных работ:

- ведение очистной выемки и проходки выработок буровзрывным способом;
- применение самоходного оборудования с дизельным приводом;
- закладка выработанного пространства твердеющими смесями;
- дробление руды в подземных дробильных комплексах.

Значительное снижение пыли в горных выработках до предельно допустимых концентраций (ПДК) достигается при выполнении мероприятий согласно проекту "Комплексное обеспыливание рудника". 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.

7.4. Мероприятия по предотвращению загрязнения водоемов.

Источником возможного загрязнения окружающей среды являются хозяйственно-бытовые стоки с промплощадок рудника и шахтные воды. Хозяйственно-бытовые сточные воды промплощадки ВС-1, ВС-2 и ВС-4, промплощадки ВС-3 по внутриплощадочным канализационным сетям отводятся в канализационную насосную станцию, расположенную в районе вспомогательной площадки и вместе с хозяйственно-бытовыми сточными водами объектов вспомога-

тельной и основной площадок, в том числе площадки ВПС-1, перекачиваются на очистные сооружения хозфекальной 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.-800м. 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-обогажительного производства для приготовления закладочных смесей на ПЗК, растворов на ОФ и тд.

7.5. Мероприятия по предотвращению загрязнения земной поверхности.

Порода от проходки горных выработок выдается на поверхность. На поверхности порода складировается в породный отвалах, расположенных на специально отведенных участках вблизи промплощадки ВС-1, ВС-2, ВС-4. В выдаваемых на поверхность породе вредных примесей не содержится. В связи с обработкой медистых руд системами с закладкой выработанного пространства при проседании налегающих на закладочный массив пород прогиб поверхности образуется плавным, без разрывов земной толщи и не окажет вредного влияния на существующий природный ландшафт земельного отвода рудника.