

Федеральное государственное автономное
образовательное учреждение
высшего профессионального образования
«СИБИРСКИЙ ФЕДЕРАЛЬНЫЙ УНИВЕРСИТЕТ»

Институт горного дела, геологии и геотехнологий
Подземная разработка месторождений

УТВЕРЖДАЮ

Заведующий кафедрой

 А.П. Анушенков

подпись инициалы, фамилия

«27» 06 2016 г.

ДИПЛОМНЫЙ ПРОЕКТ

130404.65 Подземная разработка месторождений полезных ископаемых

«Вскрытие и разработка нижних горизонтов Абаканского железорудного
месторождения»

тема

со специальной частью «Выбор и обоснование конструктивно-технологического
исполнения системы разработки»

Пояснительная записка


Руководитель


подпись, дата

проф., докт. техн наук
должность, ученая степень

А.П. Андриевский
инициалы, фамилия

Выпускник


подпись, дата

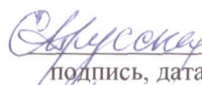
Р.С. Киркоров
инициалы, фамилия

Красноярск 2016

Продолжение титульного листа ВКР по теме «Вскрытие и разработка нижних горизонтов Абаканского железорудного месторождения» со специальной частью «Выбор и обоснование конструктивно-технологического исполнения системы разработки»

Консультанты по
разделам:


Геология месторождения

 12.05.16 С.Н. Прусская
подпись, дата инициалы, фамилия


Горная часть

 21.06.16 А.П. Андриевский
подпись, дата инициалы, фамилия


Проведение выработок

 30.05.16 С.А. Вохмин
подпись, дата инициалы, фамилия


Электроснабжение

 27.05.16 О.А.Ковалева
подпись, дата инициалы, фамилия


Транспорт

 28.05.16 Е.С. Волков
подпись, дата инициалы, фамилия

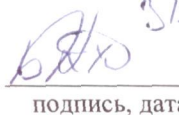
Вентиляция

 31.05.16 Е.С.Майоров
подпись, дата инициалы, фамилия


Подъем, водоотлив,
пневмоснабжение

 31.05.16 Б.А. Ахпашев
подпись, дата инициалы, фамилия


Генеральный план

 31.05.16 Б.А. Ахпашев
подпись, дата инициалы, фамилия

Охрана труда

 30.05.16 А.В. Галайко
подпись, дата инициалы, фамилия

Безопасность и экологичность

 30.05.16 А.В. Галайко
подпись, дата инициалы, фамилия

Организация производства и
экономика

 Л.Н. Кузина
подпись, дата инициалы, фамилия

Аннотация

Дипломный проект состоит из пояснительной записки объемом 206 страниц текста, 75 таблицы, 15 иллюстраций, 183 формулы, 14 литературного источника и графической части на 8 листах формата А1.

Введение

1. Общие сведения

1.1.1. Геологическое строение месторождения и горно-геологические условия эксплуатации

Октябрьское месторождение медно-никелевых руд относится к Таймырскому национальному округу Красноярского края. Ближайшими населёнными пунктами являются города Талнах и Норильск, с которыми рудник «Таймырский» соединён железной и шоссейными дорогами.

Талнахское рудное поле, в пределах которого расположено Октябрьское месторождение, приурочено к северо-западному окончанию Сибирской платформы. Все медно-никелевые месторождения Талнахского рудного поля пространственно и генетически связаны с полнодифференцированными интрузивами базит-ультробазитового состава. В тектоническом плане район месторождения приурочен к краевой части Хараелахской трапповой мульды, которая составляет асимметричную брахисинклинальную структуру субширотного направления.

Климат субарктический, континентальный. Для района характерна многолетняя мерзлота, распространённая неравномерно как по площади, так и по мощности. Максимальная мощность мерзлых пород 300-500 м, среднегодовая температура пород достигает $-7..-9^{\circ}\text{C}$, на пологих склонах мощность мерзлых пород снижается и составляет 75-100 м при температуре $-1..-3^{\circ}\text{C}$.

Рудник «Таймырский» ведёт разработку центральной части Октябрьского месторождения сульфидных медно-никелевых руд. В горный отвод рудника включены запасы восточной части Хараелахской (Основной) и второй Северной залежей.

1.1.2. Стратиграфия и литология

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

Девонская система D.

Нижний отдел D_1 представлен породами Зубовской и Курейской свит. *Зубовская свита D_{1zb}* сложена чередующимися мергелями, ангидритами и глинистыми доломитами, мощность свиты 70-205 м.

Курейская свита D_{1kr} представлена аргиллитами, алевролитами и мергелями, мощность ее составляет 65-75 м.

В среднем отделе выделяют три свиты.

Разведочнинская свита D_{2rd} сложена слоистыми аргиллитами и алевролитами с мелкой галькой фосфоритов. Мощность свиты 130 м.

Мантуровская свита D_{2mt} представлена ангидритоносными мергелями. Мощность свиты 220 м.

Макусовская свита D_{2mk} представлена известковистыми доломитами со слоями органогенных доломитов. Мощность свиты 25-35 м.

Верхний отдел состоит из двух свит.

Накохозская свита D_{3nk} небольшой и изменчивой мощности сложена

доломитовыми амвро-песчанистыми мергелями с прослоями ангидритов. Мощность свиты 30-65 м.

Калоргонская свита D_{3kl} представлена доломитами, сменяющимися известняками, и еще выше - кремнистыми доломитами и глинистыми известняками. Мощность свиты 65-110 м.

Нерасчленённые каменноугольные - пермские отложения (Тунгусская серия).

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 P_{1-2rd} (мощность 40-105 м), *далдыканская P_{1-2dl}* (мощность 20-45 м) и *шмидтинская P_{1-2sm}* (мощность 25-50 м) свиты сложены темными алевролитами и аргиллитами с их углистыми разностями.

Кайерканская свита P_{1-2kr} характеризуется значительной угленасыщенностью. Мощность свиты 20-50 м.

Туфолавовый комплекс $P_{1-2}-T_1$.

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 $P_{1-2}-T_{1iv}$ - в подошве залегают туфобрекчии с туфами и туффитами выше располагаются покровы базальтов. Мощность 60-175 м.

Сыверминская свита $P_{1-2}-T_{1sv}$ представлена потоками толеитовых базальтов микро-пойкилоофитовой структуры, обуславливающей мелко-горошчатый облик породы. Мощность средняя 120 м.

Гудчихинская свита $P_{1-2}-T_{1gc}$ состоит из гломеропорфировых, порфировых и пикритовых базальтов. Средняя мощность 100-240 м.

Надеждинская свита $P_{1-2}-T_{1nd}$ представлена полифировыми, толеитовыми, афировыми и гломеропорфировыми базальтами. Мощность 40-550 м.

Мокулаевская свита $P_{1-2}-T_{1mk}$ - покровы порфировых и афировых базальтов с маломощными 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 траптовой (основной), ультраосновной, основной и щелочно-основной магматическим формациям.

Геологический разрез поля рудника «Таймырский» характеризуется разнообразным комплексом отложений – от морских до континентальных.

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.

Рудоносные дифференцированные интрузии состоят из следующих главных псевдостратифицированных горизонтов.

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

Второй - однородные безоливиновые габбро-долериты.

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

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

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

Шестой - контактовые разности оливиновых и безоливиновых габбро-долеритов.

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

Горизонт безоливиновых и оливиновых габбро-долеритов содержит минимальное количество зёрен оливина, либо он вообще отсутствует.

Горизонт существенно-оливиновых пород, такситовых габбро-долеритов, контактовых габбро-долеритов содержат оливин, плагиоклаз и пироксен.

К основным породообразующим минералам, слагающим интрузивный массив относятся оливин, пироксены, плагиоклазы; к второстепенной группе минералов относятся магнетит, титаномагнетит, биотит, амфиболы ко вторичным - пренит, хлорит, кальцит и другие минералы.

1.1.3. Тектоника

Главным структурным элементом Талнахского рудного поля является зона Норильско-Хараелахского разлома, которая представляет собой грабеноподобную структуру, проявившуюся серией сбросо-сдвиговых дислокаций. В зоне выделяют ряд субпараллельных швов с углами падения от 40° до 85° , из них наиболее крутым является восточное нарушение – главный шов. Нарушения, расположенные к западу от Главного шва (система западных сбросов), имеют более пологие углы падения. Амплитуды смещения вдоль тектонических зон колеблются от 50 до 400 м. Зона Норильско-Хараелахского разлома делит всю площадь на две части - Восточную и Западную. Для восточной наблюдается ограниченное количество сбросов, параллельных основной зоне разлома, для западной (Октябрьское месторождение) интенсивная тектоническая нарушенность, широкое развитие пликативных и дизъюнктивных дислокаций. Таким образом, зона развития оруденения характеризуется ступенчато-блоковым строением [1].

Богатые руды Хараелахской основной залежи в шахтном поле рудника «Таймырский» погружаются в восточном/северо-восточном направлении с глубины 1000 до 1750 м.

Выше богатых руд залегают вкрапленные руды. По площади вкрапленные руды повторяют границы рудоносного интрузива.

Следует отметить широкое развитие систем мелкой трещиноватости. Трещины крутые, открытые, с шероховатыми стенками, заполненные кальцитом, апофиллитом, сульфидами, реже примазками хлорита, серпентинита. Наблюдается неравномерное развитие трещин, которые сгущаются в зонах сбрососдвигов [1].

1.1.4. Морфология рудных тел

Первая Хараелахская (Основная) залежь - X-1 (О) протянулась в широтном направлении в виде плитообразного тела на 1,5 км шириной 0,6-0,9 км с погружением в восточном-северо-восточном направлении под углом $1-13^\circ$ с глубины 1000 м до 1600 м. Мощность залежи изменяется от 1,0 до 44,1 м и в среднем составляет 21 м [3].

В центральной части залежь разбита серией субмеридиональных субпараллельных дизъюнктивов на 4 клиновидных блока длиной 750-800 м, взброшенных на 40-120 м (Большой Горст), которые разделяют ее на западный блок (гор. -1050 м и -1100 м шахты) и восточный (гор. -1300 м, -1400 м шахты 2) [3].

Вторая Северная залежь (С-2), имеет сложную конфигурацию в плане. Она протягивается в юго-восточном направлении на 2 км шириной 0,3-1,0 км. Мощность залежи варьирует в пределах от 1,0 до 22,3 м и в среднем составляет 9,0 м. Глубина залегания составляет 1200-1400 м. На востоке залежь осложнена взбросом с амплитудой 120 м. Угол падения рудного тела – $8-12^\circ$. Часть залежи С-2 в пределах проектируемого горизонта - 1300 м имеет размеры в плане 900x750 м, среднюю мощность порядка 7,4 м. Коэффициент крепости $f=14$.

Устойчивость руды – устойчивые. Устойчивость пород – средней устойчивости. Углы сдвижения – 75° . Слѣживаемость – нет. Склонность к самовозгоранию – нет. Ценность руды – весьмаценные. Содержание полезного компонента – 3,5%. Особенность рельефа – равнина. Наличие ресурсов – нет ограничений. Наличие закладочного материала – нет ограничений. Плотность пород = $4,4 \text{ т/м}^3$. Плотность руды = $4,4 \text{ т/м}^3$. Сплошные сульфидные руды склонны к самовозгоранию. Объемный вес вмещающих пород – в пределах $2,95\text{-}3,1 \text{ т/м}^3$ [3].

Трещиноватость и нарушенность сульфидных жил: 30% - средняя, 70% - сильная; ксенолитов: 50% - средняя, 50% - сильная.

Вторая Северная залежь разбита на горизонты.

Горизонт -1050 м характеризуется весьма сильной тектонической нарушен-ностью. Строение участка определяют две основные структуры: вытянутый в меридиональном направлении, поднятый на 10-15 м блок, образованный двумя системами нарушений северо-восточного и северо-западного простирания, и опущенный тектонический блок, с востока примыкающий к Горному сбросу. Восточная граница опущенного блока образует в плане сложный ступенчатый рисунок, за счет передачи максимальных амплитуд смещений по трем системам нарушений - северо-восточного, северо-западного и меридианального простирания. Границы блоков сопровождаются серией ступенчатых смещений сбросового характера, в сочетании с широким развитием тектонических нарушений внутри блоков с амплитудами смещений до 20 м [3].

Почва богатых руд в пределах ненарушенной части рудных тектонических блоков ровная, выдержанная, с падением на восток под углом $18\text{-}21^\circ$ и практически горизонтальная в меридиональном сечении.

Кровля богатых руд имеет сложную форму, с многочисленными апофизами в вышезалегающие породы. Южный и северный фланги залежи характеризуются резким воздыманием почвы с большим количеством апофиз, маломощных, быстро выклинивающихся.

Горизонт -1100 м. Тектоническое строение горизонта определяют: крупно-амплитудное нарушение меридионального простирания, проходящее по ленте 63, и два тектонических нарушения север-северо-восточного простирания. Северо-западный блок практически не затронут тектоническими нарушениями. Северо-восточный блок, представляющий собой блок из зоны Большого Горста, характеризуется высокой тектонической нарушенностью, с амплитудами смещений до 20 м. Морфология почвы и кровли богатых руд аналогична горизонту -1050 м [3].

Горизонт -1300 м. От зоны Большого Горста этот участок залежи отделяет крупноамплитудное тектоническое нарушение 1 порядка. На всей площади горизонта развиты мелкоамплитудные тектонические нарушения СВ и СЗ простирания [3].

Нарушенность богатых руд зависит от наличия тектонических нарушений, ксенолитов вмещающих пород и от текстурно-структурных особенностей руд. При заложении тектонических нарушений в крупнозернистых рудах, мощность зоны опережающих трещин даже при значительных амплитудах редко достигает 3-5 м. В связи с этим ненарушенные участки (участки средней нарушенности)

установлены в нижней пачке при размерах тектонического блока более 5-10 м, в то время как в рудах верхней пачки ненарушенные участки появляются лишь при размерах тектонического блока более 40-60 м.

В целом нарушенность верхней пачки на горизонтах -1050 м и -1100 м оценивается 100% как сильная, нижней на 30% как сильная, на 70% как средняя.

Нарушенность богатых руд на горизонте -1300 м оценивается как 75% средняя, 25% сильная.

Нарушенность богатых руд на горизонте "прирезка" оценивается в панелях 14 и 15 как 100% сильная, в панелях 12-13: 50% сильной и 50% средней.

Нарушенность подстилающих метаморфизованных, перекрывающих метаморфизованных и интрузивных пород оценивается как сильная на 100% на всех горизонтах.

Северная Четвёртая залежь (С-4) залегает в виде линзы субширотного простирания, вытянутой до 1250 м, при ширине до 350 м. Площадь залежи 0,42 км², максимальная мощность до 5,8 м, средняя 3,1 м. Падение рудного тела на северо-восток от 5 до 20 градусов. Глубина залегания от 1650 м до 1850 м [3].

Локализация залежи происходит в осадочно-метаморфических породах курейской свиты нижнего девона. Контакты пестроцветных аргиллитов с сульфидной богатой рудой чёткие, ослабленные хлоритом, серпентином, тальком. Минеральный состав залежи халькопирит-пирротинный. Основная часть рудного тела (до 80%) сложена породами средней нарушенности. Руды сильной нарушенности будут вскрываться вблизи и в зонах интенсивной трещиноватости пород и тектонических нарушений. Между скважинами КЗ-1222 и СТ-2 предполагается крутопадающий сброс северо-западного простирания амплитудой до 60 м.

Северная Третья залежь (С-3) расположена в 500-700 м южнее С-4 залежи и расположена параллельно последней в субширотном направлении. Длина залежи до 1200 м при ширине до 650 м. Площадь залежи до 0,78 км², максимальная мощность 24,7 м, средняя 3,6 м. Падение залежи северо-восточное 5-20°. Глубина залегания от 1550 м до 1680 м. Подстилающими и перекрывающими породами залежи, также как и С-4, служат осадочно-метаморфические образования курейской свиты и только в районе скважин КЗ-1170 и КЗ-1321, где наблюдается корытообразное прогибание залежи (М-49), перекрывающими породами являются различные дифференциаты Талнахского интрузива. Контакты залежи с осадочно-метаморфическими породами чёткие, резкие, а с габбро-долеритами сложные. Кроме того, контакты ослаблены развитием хлорита, серпентина, талька. Породы кровли от слабой до сильной нарушенности (до 80% массива). Двумя тектоническими нарушениями залежь разбита на три участка [3].

Северная Третья линза (С-3л) расположена в 600-650 м северо-восточнее С-3 и залегает на глубине от 1550 м до 1600 м.

С-3л представлена в плане эллипсовидным телом размером 650x300 м, занимает площадь 0,19 км². Максимальная мощность залежи 11,1 м. Падение тела на северо-восток под углом 3-20°. Перекрывающими залежь породами являются различные дифференциалы рудоносной интрузии и только в районе скважин КЗ-

1065 и КЗ-1077 они представлены осадочно-метаморфическими образованиями курейской свиты [3].

В почве залежи залегают пестроцветные аргиллиты, роговики курейской свиты нижнего девона.

По данным разведки с поверхности в районе скважин КЗ-1065 и КЗ-1077 выявлен сброс, падающий на юго-запад под углом 45° и амплитудой 50-60 м.

Основные характеристики рассматриваемых в данном разделе залежей приведены в таблице 1.

Практически повсеместно над богатыми рудами распространены вкрапленные руды, находящиеся на балансе рудника и также подлежащие отработке. На рисунке 1 представлена схема расположения шахтных полей смежных рудников.

Таблица 1. Краткая характеристика залежей С-4, С-3, С-3л [3]

Показатели	Залежи		
	С-4	С-3	С-3л
Длина, м	1250	1200	до 650
Ширина, м	350	650	до 300
Площадь, км ²	0,42	0,78	0,19
Средняя мощность, м	3,1	3,6	3,7
Уголы падения, град.	5-20	5-20	3-20
Абс. отметки почвы, м	1450-1650	1350-1480	1350-1400
Балансовые запасы руды, у.е.	6,3	9,5	2,3

Необходимо отметить, что ценность руд залежи С-4 примерно в 4 раза выше ценности руд залежи С-3.

1.1.5. Гидрогелогия

Мощность вечномёрзлых пород в районе работ рудника «Таймырский» составляет от 20 до 50 м. Обводненность массива слабая, ожидаемый естественный водоприток в рудник 45-50 м³/ч. Из части пробуренных скважин и пройденных выработок отмечен водоприток 0,12-0,20 м³/час, и уменьшением в последующем до 0,07 м³/час. Из части пробуренных скважин отмечен слабый струйный излив. Трещинные воды сильно минерализованные, гидрокарбонатно-натриевые, по агрессивности – слабо-, среднеагрессивные. Виды агрессии-сульфатная, углекислая. Вода агрессивна по отношению к бетону и металлу.

Подземные воды формируются за счет атмосферных осадков, проникающих в горные породы со склонов плато и в зоне сквозных таликов, питаются также водами поверхностных водоемов и водостоков.

Водовмещающая толща коренных пород характеризуется незначительной водообильностью (общий водоприток по горизонтам составляет около 1 м³/час) [3].

1.1.6. Газоносность пород

Все породы и руды, слагающие поле рудника, газоносны. Наличие горючих газов, связанных с угленосными отложениями тунгусской серии (интервал 20-350 м) и грантолитовыми сланцами нижнего силура (глубина залегания около 2000 м) из которых газы могут мигрировать в вышележащую зону толщ. Установлено наличие углекислого газа, метана, тяжелых углеводородов, азота и гелия в газовых выделениях. Общий ожидаемый дебит составляет 450 м³/сутки [3].

1.1.7. Физико-механические свойства руд и вмещающих пород

Оруденение представлено тремя промышленными типами:

- богатые сульфидные руды;
- вкрапленные руды, представленные горизонтами пикритовых и такситовых габбро-долеритов;
- медистые руды, залегающие в кровле богатых сульфидных руд и отделённые от почвы горизонтом вкрапленных руд.

Богатые сульфидные руды сложены двумя разновидностями:

- верхняя часть представлена собственно пирротиновыми рудами;
- нижняя часть залежи халькопирит-пирротиновыми.

Процесс окисления сульфидных руд идет непрерывно и сопровождается выделением тепла, окислительная активность руды возрастает в 1,4-1,6 раза при повышении температуры на каждые 10°С.

Среднее значение коэффициента крепости по шкале М.М. Протодьяконова составляет:

- для богатых руд 6-10 (60-100 МПа);
- для медистых руд 6-16 (60-160 МПа);
- для вкрапленных руд 5-14 (50-140 МПа).

Объемный вес сплошных руд 4,4 т/м³; для «медистых» руд 3,32 т/м³; вкрапленных руд 3,05 т/м³. Объемный вес выдаваемой товарной руды (насыпной) составляет 2,9-3,0 т/м³ [1].

Таблица 2. Физико-механические свойства руды и породы [1]

Наименование руды	Объемный вес, т/м ³	Коэффициент крепости (f)	Предел прочности на одноосное	Предел прочности при растяжении,	Модуль упругости,	Коэффициент Пуассона.
1. Скарн	2,6-3,1	10	840-1240	60	-	-
2. Мрамор	2,5-2,8	8	490-1600	80	-	-

1.2 Состояние горных работ

1.2.1. Вскрытие месторождения.

Вскрытие месторождения осуществлено шестью вертикальными стволами .

Клетевой ствол №3 (КС-3) и скиповой ствол №3 (СС-3) расположены на основной промплощадке рудника, расположенной за зоной сдвижения рядом с основной промплощадкой рудника «Октябрьский». Пороодо-закладочный (ПЗС) и воздухоподающий (ВПС) стволы расположены на вспомогательной

3. Известняк	2,73	7	450-940	50	7,1	0,23
4. Габбро-долерит такситовый	2,9-3,0	10-14	950-1600	90	8,7	0,30
5. Габбро-долерит пикритовый	2,8-3,0	10	920-1750	80	8,3	0,25
6. Габбро-долерит контактный	2,8	8-16	910-1520	80	7,8	0,30
7. Халькопирит- пиротиновая руда	4,2-4,6	7-8	660-1150	40	2,7-7,6	0,25
8. Пирротиновая руда	4,0-4,6	7-10	680-1200	45	8,5	0,27

промплощадке, находящейся в непосредственной близости от рудной залежи. Вентиляционные стволы №5 и №6 (ВС-5 и ВС-6) размещаются на северном фланге месторождения.

Все промплощадки спланированы и имеют подъездные автомобильные дороги.

1.2.2. Подготовка запасов.

Подготовка рудных запасов к очистной выемке производится с помощью сети транспортных штреков, уклонов, разведочных и слоевых ортов,

панельных уклонов, рудоспусков, вентиляционных и вентиляционно-ходовых восстающих, пройденных на обрабатываемых участках шахтного поля рудника.

Рудное поле рудника «Таймырский» граничит с рудником «Октябрьским. Под землей имеются сбойки горных выработок этих рудников, которые используются для вспомогательных целей (спуск оборудования, аварийный выход из шахты). В сбоях установлены специальные шлюзовые двери, поэтому вентиляционные сети рудников «Таймырский» и «Октябрьский» полностью независимы.

1.2.3. Система откаточных горизонтов и околоствольных дворов.

На руднике «Таймырский» принята кольцевая схема откатки по горизонтам. Выемочный участок по падению оконтуривается двумя откаточными штреками, которые через 120м по простиранию сбиваются между собой откаточными квершлагами

Высота этажа проектом принимается равной 100 м. Эта величина является наиболее рациональной с точки зрения капитальных и эксплуатационных затрат. Кроме того, разбивка поля рудника на горизонты принята с учетом естественного разделения поля тектоническими нарушениями на отдельные рудные тела.

1.2.4. Применяемые системы разработки.

На добыче богатых руд применяются сплошная слоевая система разработки с закладкой выработанного пространства твердеющими смесями в трех вариантах: с восходящим порядком отработки слоев, с нисходящим порядком отработки слоев и комбинированная. В 2000 году соотношение вариантов систем составляло: 18,4%, 46%, 35,6% соответственно.

Удельный вес применяемых вариантов сплошной слоевой системы разработки в 2004 году составил:

Таблица 3. Удельный вес систем разработки.

Система разработки	Порядок отработки	Ед. изм.	Рудник	Шахта 1	Шахта 2
1	2	3	4	5	6
Сплошная слоевая					
	Восходящий	%	25,2	16,4	30,5
	Нисходящий	%	27,3	51,3	12,9
	Комбинированный	%	44,5	24,4	56,6
Камерная					

	Камерная	%	3,0	7,9	0,0
	Итого	%	100.0	100.0	100.0

Ведутся опытно-промышленные испытания камерной системы разработки. В перспективе объем камерных систем разработки может составить до 60%.

1.2.5. Буровзрывные работы.

Для бурения шпуров в проходческих и очистных забоях применяются самоходные буровые установки типа Бумер-282Н, Бумер-353Н, L-2D, Миниматик-205Д, Симба 254Н. Глубина шпуров в зависимости от типа СБУ составляет от 2,5-4,0 м. до 7,0 м. Диаметр шпуров 43, 51, 57, 64 мм.

Для механизированного заряжания шпуров в проходческих и очистных забоях в качестве зарядного оборудования приняты пневматические порционные зарядчики типа ЗП, РПЗ. Для заряжания очистных забоев используется самоходная зарядная машина «Чармек» (Финляндия).

Взрывание производится с применением взрывчатых веществ гранулит АС-8, гранулит А-6, аммонит 6ЖВ, аммонал 200. Гранулит А-6 изготавливается на подземном пункте изготовления гранулита (ППИГ). Удельный расход взрывчатых веществ на очистных работах составляет 1,18 кг/м³, при проходке горных выработок 3,0 кг/м³.

В качестве средств инициирования приняты электродетонаторы нормальной чувствительности ЭД-8Ж, ЭД-3Н, детонирующие шнуры ДША, ДШЭ.

Для инициирования зарядов применяются взрывные приборы КВП-1/100М, ПИВ-100М, ЖЗ-2460.

Технологические, закладочные, разведочные, разгрузочные скважины бурятся подрядной организацией ПО «Норильскгеология» буровыми станками НКР-100, СБУ, «Мегаматик», СММ-2.

1.2.6. Закладочные работы.

Расчётная проектная производительность ПЗК по приготовлению закладочной смеси составляет 900000м³/год при следующем режиме работы:

- количество рабочих дней в году -357;
- количество рабочих смен в сутки -3;
- продолжительность работы ПЗК в смену по приготовлению и подаче смеси -5часов.

Годовая потребность рудника в закладке:

$V=V1 \cdot K=650 \cdot 1.05=683$ тыс.м³, где:

V1 -объём пустот, подлежащих закладке, тыс.м³;

K - коэффициент технологических потерь смеси.

Для приготовления закладочных смесей на вспомогательной промплощадке построен поверхностный закладочный комплекс (ПЗК) заглубленного типа производительностью 900 тыс. м³ закладочного раствора в год. Подача закладочной смеси в шахту производится по закладочным скважинам диаметром 219 мм.

На ПЗК установлены три мельницы типа МШР 4500х5000 мм. Производительность одной мельницы 120 м³/час.

1.2.7. Управление горным давлением.

Управление горным давлением включает в себя создание защищенных зон, разгруженных от действующих в массиве напряжений до безопасного уровня, в которых ведутся очистные работы, закладку выработанного пространства твердеющими смесями, соблюдение оптимальной конфигурации фронтов защитного слоя. К управлению горным давлением относится также крепление горных выработок.

Защищенные зоны, в которых ведутся очистные работы, создаются путем последовательной проходки и закладки выработок защитного слоя по кровле или почве рудного тела, либо путем бурения разгрузочных скважин. Разгрузочные скважины бурятся параллельно в одной плоскости и выполняют роль защитного слоя. Соблюдение конфигурации фронтов защитного слоя и разгрузочных скважин позволяет не допускать концентрации напряжений в массиве на границах панелей или на участках сопряжения фронтов очистных работ.

К основным видам крепи горных выработок, применяемым на руднике, относятся: анкерная крепь (ЖБШ, ЦКШ), набрызг-бетон, арочная податливая крепь и монолитная бетонная крепь.

1.2.8. Подземный транспорт.

Транспорт руды на откаточных горизонтах осуществляется контактными электровозами К14М сцепным весом 14 т. Для откатки используются вагонетки ВГ-4,5. Составы с рудой направляются в околоствольный двор ствола СС-3, где разгружаются с помощью кругового опрокидывателя ОКЭ2-4,5-750А, работающего в автоматическом режиме. Загрузка вагонеток на горизонтах на погрузочных пунктах из рудоспусков осуществляется с применением люковых устройств для крупнокусковой руды (размер кондиционного куска 700 мм), оборудованных секторным затвором и вибролентой.

Спуск в рудник материалов и оборудования производится по стволам КС-3 и ПЗС. Основной поток материалов направляется по ПЗС, что обусловлено расположением на вспомогательной площадке основных объектов складского и ремонтного хозяйства рудника. Перегрузка материалов с рельсового транспорта на самоходный осуществляется в специальных камерах перегрузки, оборудованных кран-балками. Для доставки материалов к местам работы

используются самоходные дизельные машины вспомогательного назначения фирмы Normet.

Перевозка людей по выработкам откаточных горизонтов осуществляется электровозами в вагонетках типа ВПГ-18. Для перевозки людей по транспортным выработкам на участки очистных и подготовительно-нарезных работ используются самоходные машины с дизельным приводом UTITRUCK-818 (Normet).

На горных работах в руднике применяется современное самоходное оборудование: на доставке горной массы от забоев до рудоспусков используются погрузочно-доставочные машины СТ-8Р, СТ-5Р; бурение осуществляется буровыми установками типа "Бумер" (128Н, 282Н, 353, 282-938), "Симба-254", "Миниматик Г-205Д"; вспомогательные работы выполняют машины типа "Утилифт" (807, 607), "Ютитрак" (818, 800, 842). Средний срок службы погрузочно-доставочных машин – 5,7 лет, буровых установок – 5,3 лет, вспомогательного оборудования – 8,4 года.

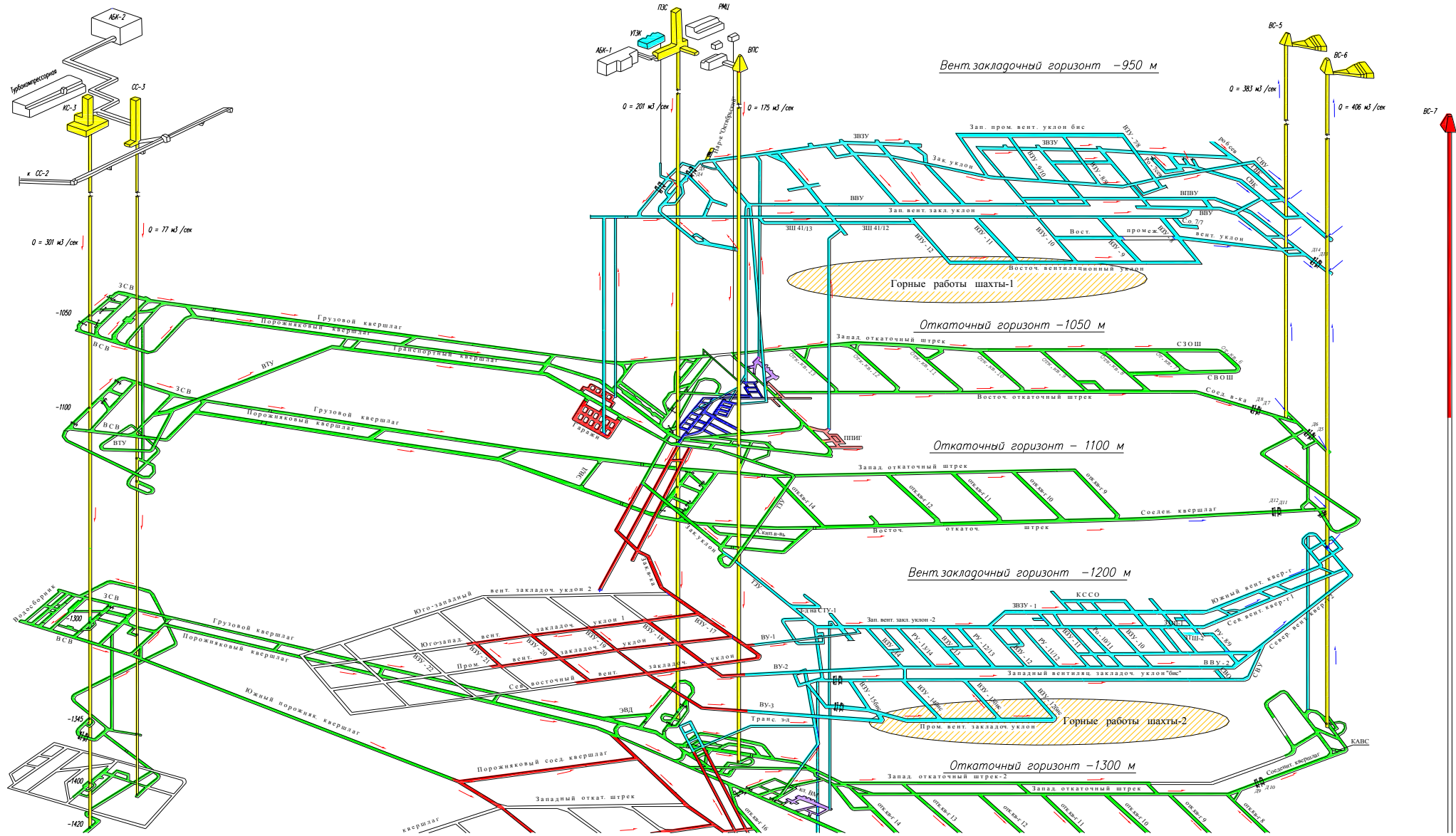
Для доставки руды от рудоспусков до скиповых стволов используется рельсовый транспорт. Применяются контактные электровозы К-14М, КД-14, К-10 и вагоны ВГ-4,5, ВБ-4,0.

1.2.9. Вентиляция.

Большая глубина разработки месторождения, наличие во вмещающих породах и рудах метана, водорода и тяжёлых углеводородов, высокие температуры руд и пород, высокая окисляемость отбитых сульфидных руд, применение ВВ на отбойке горной массы, а также самоходного оборудования с дизельным приводом на бурении, доставке, зачистке, креплении выработок и на вспомогательных работах требуют применения искусственного проветривания поверхностными вентиляторами.

Проветривание рудника осуществляется всасывающим способом по фланговой схеме. Свежий воздух подается по стволам КС-3, ВЗС, ВПС, СС-3 и далее по откаточным и транспортным выработкам поступает в очистные, подготовительные и нарезные выработки и технологические камеры. Проветрив очистные забои, проходческие забои и камерные выработки с обособленным проветриванием, воздух по вентиляционным восстающим выдается на вентзакладочные горизонты и далее по ним поступает к вентиляционным стволам ВС-5 и ВС-6 и выдается на поверхность. Оба ствола ВС-5, ВС-6 оснащены вентиляторными установками, состоящими из двух центробежных вентиляторов типа ВЦД-47 (рабочий и резервный).

Поступающий в шахту воздух подогревается с помощью калориферных установок, расположенных у воздухоподающих стволов.



РРис. 4. Схема рудника «Таймырский».

1.2.10. Водоотлив.

Основными источниками воды в горные выработки являются:

- водопритоки по вертикальным стволам;
- естественная фильтрация воды из рудного и породного массивов;
- технологическая вода от бурения и пылеподавления;
- фильтрация избыточной воды при закладке выработанного пространства;
- водопристок от промывки закладочных трубопроводов;

Ожидаемый естественный водопристок согласно проекту рудника оценивается в размере 45-50 м³/час, общий водопристок в рудник составляет 140 м³/час.

В настоящее время водоотлив осуществляется по временной схеме с откачкой воды в водосборники рудника «Октябрьский». Временная водоотливная установка располагается на гор. –1050м у ствола ПЗС и оборудована насосами ЦНС 180-340. Вместимость водосборников 640 м³.

В перспективе предусматривается запустить главную водоотливную установку на гор. –1300 м, оборудованную насосами ЦНС 180-1422-1. (2 – в работе, 1-в резерве, 1-в ремонте) и подкачивающими насосами Д200-36А. Водоотливная установка располагается у ствола КС-3, емкость водосборников составляет 780 м³, осветляющих резервуаров – 2х1000 м³.

Откачка воды из зумпфов стволов производится зумпфовыми водоотливными установками.

1.2.11. Пневматическое хозяйство.

Снабжение машин и механизмов рудника сжатым воздухом обеспечивается расположенной на основной промплощадке компрессорной станцией, входящей в состав единой системы пневмоэнергетического хозяйства рудников Талнахского промрайона. Суммарная производственная мощность системы составляет 14300 м³/мин. В компрессорной станции рудника «Таймырский» установлены 8 турбокомпрессорных К500-61-5. Подача сжатого воздуха в рудник производится по трубопроводам Ду500 и Ду600, проложенным в стволах ВПС и КС-3.

В связи с переходом на бурение шпуров и скважин самоходными буровыми установками, оборудованными гидравлическими буровыми головками, потребность в сжатом воздухе уменьшилась. Годовая

потребность в сжатом воздухе составляет ≈ 990 млн. м³ (план на 2000 год).

2. Горная часть

Производственная мощность рудника (годовая производительность) является важнейшим параметром, который влияет на размеры поперечного сечения и объем горно-капитальных и горно-подготовительных выработок, размеры

технических и хозяйственных зданий и сооружений, мощность и количество используемых горных машин, численность рабочих, размер капитальных вложений, себестоимость добычи и переработки руды, величину прибыли и многие другие параметры и показатели.

На сегодняшний день горные предприятия имеют самую разнообразную производительность: от очень мелких с годовой добычей 50-100 тыс. т/год до крупных - от 2-5 до 15-25 млн. т/год. Наиболее распространены, горно-рудные предприятия с подземной добычей от 500-800 тыс. т/год до 3 млн. т/год.

Величина годовой добычи проектируемого горного предприятия зависит от размеров, запасов и условий залегания месторождения.

Существует три понятия о годовой производительности рудника:

по горным возможностям $A_{г}$, которую можно получить на рассматриваемом месторождении при определенной технике, технологии и организации его разработки;

по целесообразному сроку службы предприятия $A_{ц}$ обусловленной наличными балансовыми запасами полезного ископаемого;

экономически целесообразная, или оптимальная $A_{о}$, при которой возможно получение наиболее высоких экономических показателей разработки месторождения (себестоимости, приведенных затрат и др.).

2.1 Годовая производительность и срок существования рудник

Горно-геологические условия месторождения: Длина вкрест простирания - 750м; Длина по простиранию - 1800м; Мощность: $m=24$ м; Коэффициент крепости $f=14$; Устойчивость руды – устойчивые; Устойчивость пород – устойчивые; Углы сдвижения – 75^0 ; Слеживаемость – нет; Склонность к самовозгоранию – нет; Вид полезного ископаемого – никель, медь; Ценность руды – весьма ценные; Содержание полезного компонента – 2,5%; Особенность рельефа – равнина; Наличие ресурсов – нет ограничений; Наличие закладочного материала – нет ограничений; Плотность руды = $4,2$ т/м³; Угол залегания $-\alpha = 10^0$.

Размеры и запасы рудничного поля при угле наклона рудного тела менее 30^0

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

где B - балансовые запасы руды в месторождении, тыс. т; m - нормальная мощность рудного тела, м; $L_{\text{ПР}}$ - длина рудного тела по простиранию, км; γ - объемная плотность руды, т/м³; α - угол падения рудного тела;

$L_{\text{ВКР}}$ - длина проекции рудного тела на горизонтальную плоскость вкрест простирания, м.

$$B = \frac{24 \cdot 1800 \cdot 750 \cdot 4,2}{1000 \cdot \cos 10^0} = 138180 \text{ тыс. т.}$$

Горизонтальную площадь рудного тела S определяется по формуле:

при угле наклона рудного тела менее 30°.

$$S = \frac{L_{\text{ПР}} \cdot L_{\text{ВКР}}}{\cos \alpha} \quad (2.2)$$

$$S = \frac{1800 \cdot 750}{\cos 10^\circ} = 1370826 \text{ м}^2.$$

Коэффициент использования рудной площади i в зависимости от горизонтальную площадь рудного тела S приведен в таблице 1

Таблица 2. 1- Коэффициент использования рудной площади [13]

S, тыс. м ²	i	S, тыс. м ²	i
5-10	0,35-0,27	100-200	0,12-0,09
10-20	0,27-0,23	200-400	0,09-0,06
20-50	0,23-0,17	Более 400	0,05
50-100	0,17-0,12		

2.1.1 По горным возможностям

В соответствии с действующими ВНТП-13-2-93 [5] годовую производительность рудника по горным возможностям определять следующим образом:

при угле наклона рудного тела менее 30° (исходя из условия развития очистных работ)

$$A_r = S_1 \cdot i \cdot \left[\tau_1 \cdot \left(\frac{q_1}{S_1} \right) + \tau_2 \cdot \left(\frac{q_2}{S_2} \right) + \dots + \tau_N \cdot \left(\frac{q_N}{S_N} \right) \right], \quad (2.3)$$

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

$$A_r = 1371 \cdot 0,05 \cdot \left[0,25 \cdot \left(\frac{1100}{343} \right) + 0,15 \cdot \left(\frac{620}{206} \right) + 0,2 \cdot \left(\frac{770}{274} \right) + 0,4 \cdot \left(\frac{1580}{548} \right) \right] = 2700 \text{ тыс.т.}$$

Принимаем годовую производительность по горным возможностям 2,7 млн. т.

2.1.2. По целесообразному сроку службы предприятия

Расчетный срок существования рудника T_p определять по формуле

$$T_p = \frac{B \cdot (1 - P)}{A \cdot (1 - P)} \quad (2.4)$$

$$T_P = \frac{138,2 \cdot (1 - 0,01)}{2,7 \cdot (1 - 0,1)} = 56 \text{ лет}$$

Соотношение расчетной годовой производительности рудника и минимально допустимой продолжительности существования рудника T_{MIN} (табл. 2.1).

Таблица 2.1 - Соотношение годовой производительности и минимально допустимой продолжительностью существования рудника [13]

A_G , млн. т/год	T_M , лет	T_P , лет
3,0	30	46
2,7	28	51
5,0	45	28

Примечание: Если рудник входит в состав горно-обогатительного комбината, то T_{MIN} следует увеличить на 20-30%.

Принимаем годовую производительность по целесообразному сроку службы предприятия 2,7 млн. т.

Исходя из соотношения A_G и T_{MIN} , а также учитывая примечание и T_P принимаем срок существования рудника 51 лет.

2.1.3 По оптимальной годовой производительности A_O

Обеспечивающее получение наилучших экономических показателей работы рудника, определять по минимуму приведенных затрат $Z_{\text{ПР}}$ методом вариантов:

$$Z_{\text{ПР}} = C_I + d_I + E_H \cdot k_I \rightarrow \min, \quad (2.5)$$

где C_I - удельная величина текущих эксплуатационных расходов, руб./т,

$$C_I = 2,14 \cdot r^{1,3} \cdot R^{0,4} \cdot \left(\frac{H_P + H_3}{2} \right)^{0,25} / A_I^{0,21}, \quad (2.6)$$

где r - районный коэффициент к заработной плате, ед.; R - ранг системы разработки (см. табл. 2.2), характеризующий стоимостные затраты по системе, ед.; A_I - принимаемая i -я годовая производительность рудника, тыс. т/год; d_I - удельная величина амортизации капвложений в промышленное строительство, руб./т,

$$d_I = \frac{k_I \cdot A_I \cdot (1 - P)}{B \cdot (1 - \Pi)}, \quad (2.7)$$

где k_I - см. в табл. 2.3.

Таблица 2.2 - Ориентировочные значения показателей по системам разработки [15]

Системы разработки	Ранг	Коэффициенты, д. ед.	
		потерь Π	разубоживания P
Камерная с закладкой	11,0	0,01-0,03	0,10-0,15

Таблица 2.3 - Нормативы удельных капвложений k_I в новое строительство

подземных рудников в зависимости от годовой производительности предприятия A_I [15]

Месторождения цветных металлов			
A_I , тыс. т/год	k_I , руб./т в год	A_I , тыс. т/год	k_I , руб./т год
50	70	500	35
100	65	750	31
150	58	1 000	29
200	52	1 500	27
300	46	2000	25
400	40	2700	21

При $A_T = 3$ млн. т:

$$C_T = 2,14 \cdot 2,6^{1,3} \cdot 11^{0,4} \cdot \left(\frac{1200+1400}{2} \right)^{0,25} / 3^{0,21} = 92,2 \text{ руб./т.}$$

$$d_1 = \frac{21 \cdot 3 \cdot (1-0,1)}{138,2 \cdot (1-0,01)} = 0,41 \text{ руб./т.}$$

$$Z_{TP} = 92,2 + 0,41 + 0,15 \cdot 21 = 95,76 \text{ руб./т.}$$

При $A_T = 2,7$ млн. т:

$$C_T = 2,14 \cdot 2,6^{1,3} \cdot 11^{0,4} \cdot \left(\frac{1200+1400}{2} \right)^{0,25} / 4^{0,21} = 86,8 \text{ руб./т.}$$

$$d_1 = \frac{21 \cdot 2,7 \cdot (1-0,1)}{138,2 \cdot (1-0,01)} = 0,4 \text{ руб./т.}$$

$$Z_{TP} = 86,8 + 0,4 + 0,15 \cdot 19 = 85,81 \text{ руб./т.}$$

При $A_T = 5$ млн. т:

$$C_T = 2,14 \cdot 2,6^{1,3} \cdot 11^{0,4} \cdot \left(\frac{1200+1400}{2} \right)^{0,25} / 5^{0,21} = 82,8 \text{ руб./т.}$$

$$d_1 = \frac{17 \cdot 5 \cdot (1-0,1)}{138,2 \cdot (1-0,01)} = 0,56 \text{ руб./т.}$$

$$Z_{TP} = 82,8 + 0,56 + 0,15 \cdot 17 = 90,15 \text{ руб./т.}$$

Из всех способов расчета годовой производительности оптимальным является 2,7 млн. т.

Вывод: Существующие перерабатывающие мощности не позволяют перерабатывать более 3 млн.тон руды данного типа в год, поэтому окончательно принимаем $A_T = 2,7$ млн. тон.

2.2 Вскрытие и подготовка месторождения, календарный план строительства рудника.

Объектом вскрытия является месторождение в целом.

Вскрытие как стадия разработки месторождения заключается в проведении выработок обеспечивающих доступ к месторождению с поверхности и обеспечение полноценного функционирования горного предприятия. Поэтому перед изучением технологических и технических особенностей вскрытия,

рассмотрим основные характеристики месторождения, оказывающие влияние на выбор вариантов вскрытия и подготовки.

Основными значимыми параметрами залежей, с позиции вскрытия, являются: глубина залегания, глубина распространения, длина по простиранию, угол падения, мощность, величина запасов.

От *мощности* залежи зависит проведения вскрывающих выработок относительно нее. В тонких и маломощных – возможно проведение выработок по залежи, в более мощных – за ее границами.

Угол падения влияет на выбор между вертикальными и наклонными стволами, на длину квершлагов.

Влияние *глубины разработки* оказывается на: длину и количество стволов; сечения выработок; наличие перегрузки руды при подъеме; параметры оборудования на подъеме, водоотливе и вентиляции.

2.2.1. Вскрытие

2.2.2 Подготовка исходных материалов к проектированию, графическое построение месторождения по исходным данным.

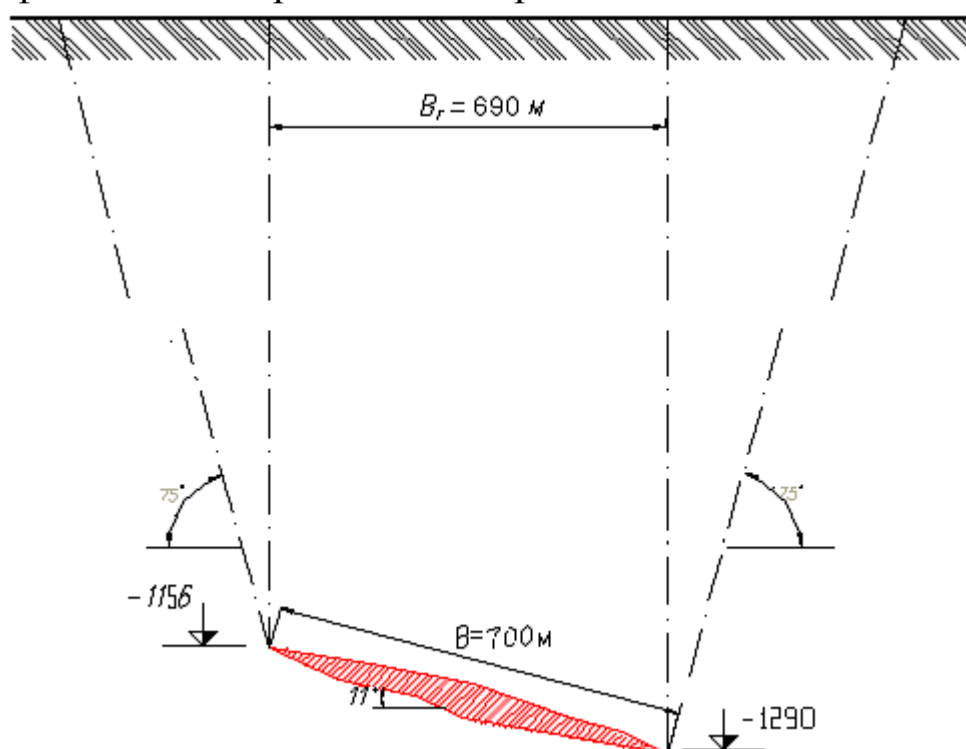


Рис.2.6. Схема залегания месторождения

Для определения площади земельного отвода необходимо определить размеры x_1 и x_2 :

Земная поверхность над месторождением над большей его территорией равнинная (высота над уровнем моря около +40 м), в северной части гористая (высота над уровнем моря около +300 м), в южной части расположено водохранилище ТЭЦ-2 (пруд Еловый).

От линии, условно отображающей земную поверхность, откладываем в масштабе отметку нижней границы месторождения $H_n=1290$ м, под углом $\alpha=11^\circ$ к этой отметке проводим линию падения $B=700$ м.

Находим перепад высот между нижней и верхней отметками оруденения:

$$\Delta h = B \cdot \sin \alpha = 700 \cdot \sin 11^\circ = 134 \text{ м.} \quad (2.8)$$

Верхняя граница месторождения находится от поверхности на глубине:

$$H_s = H_n - \Delta h = 1290 - 134 = 1156 \text{ м} \quad (2.9)$$

С нижней и верхней границ месторождения проводим под углом $\delta=75^\circ$ зону сдвижения налегающих горных пород до поверхности. Проекция линии падения на горизонтальную площадь имеет размер:

$$B_r = B \cdot \cos \alpha = 700 \cdot \cos 11^\circ = 690 \text{ м.} \quad (2.10)$$

Для определения площади земельного отвода необходимо определить размеры x_1 и x_2 :

$$x_1 = H_n \cdot \operatorname{tg}(90^\circ - \delta) = 1290 \cdot \operatorname{tg}(90^\circ - 75^\circ) = 1290 \cdot 0,268 = 345,6 \text{ м.} \quad (2.11)$$

$$x_2 = H_s \cdot \operatorname{tg}(90^\circ - \delta) = 1156 \cdot \operatorname{tg}(90^\circ - 75^\circ) = 1156 \cdot 0,268 = 309,8 \text{ м.} \quad (2.12)$$

Площадь земельного отвода при разработке месторождения:

$$S = (x_1 + L + x_2) \cdot (x_1 + B_r + x_2) = 1855,2 \cdot 1345,4 = 2495986,8 \text{ м}^2. \quad (2.13)$$

2.2.3 Выбор варианта вскрытия месторождения

Рассмотрим два варианта вскрытия месторождения:

1) Вскрытие месторождения вертикальным стволом в лежащем боку месторождения посередине линии простирания, вне мульды сдвижения горных пород.

2) Вскрытие месторождения вертикальным стволом на фланге месторождения посередине линии падения, вне мульды сдвижения горных пород.

Первый вариант вскрытия

Данный способ вскрытия предполагает проведения следующих вскрывающих выработок: скипового ствола (СС), двух вскрывающих квершлаггов, а также клетового (КС), вентиляционных (ВС-1, ВС-2), воздухоподающих (ВПС-1, ВПС-2) стволов, капитального рудоспуска.

Высота первого этажа 67 метров, где верхняя граница – 1156 м., нижняя граница – 1233 м. Высота второго этажа 67 метров, где верхняя граница – 1233 м., нижняя граница – 1300 м.

Схема вскрытия показана на рисунке 2.8

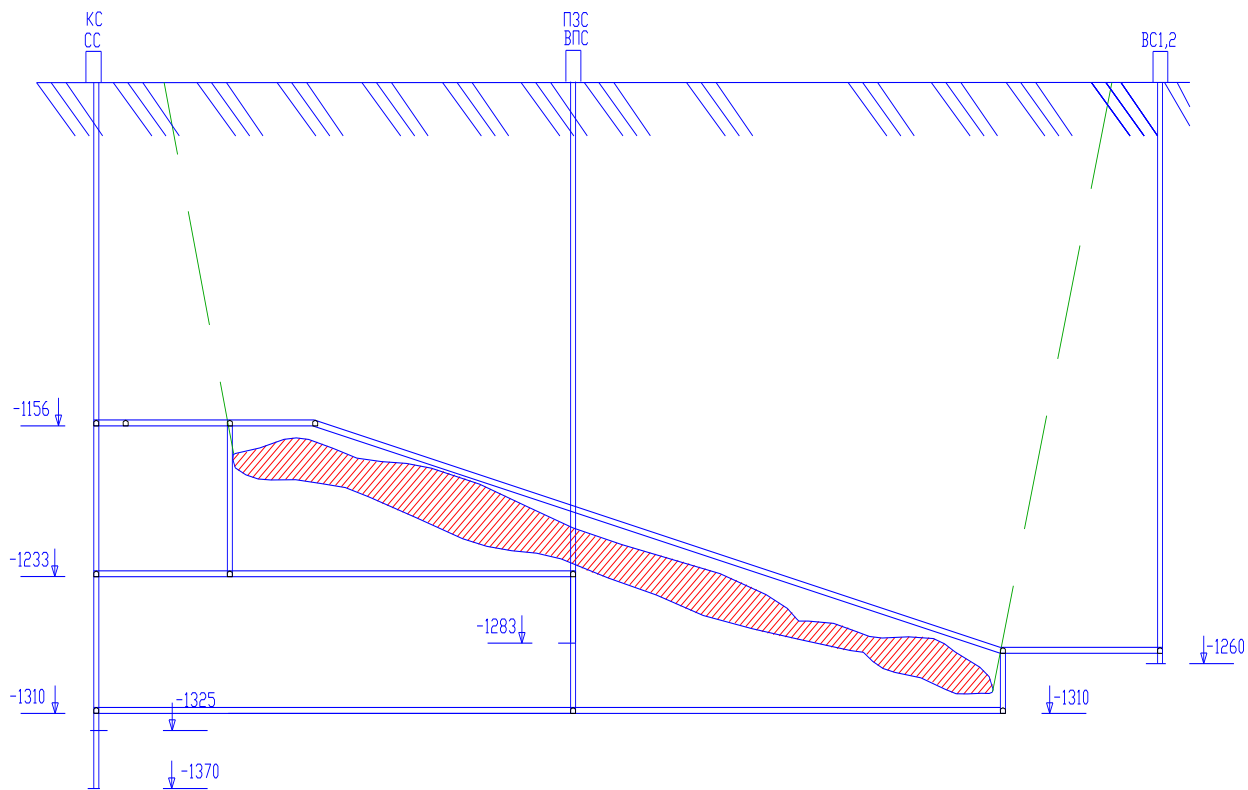


Рис.2.8. Вскрытие месторождения вертикальным скиповым стволом в лежачем боку месторождения посередине линии простирания, вне мульды сдвижения горных пород.

Схема подготовки месторождения рис.2.9.

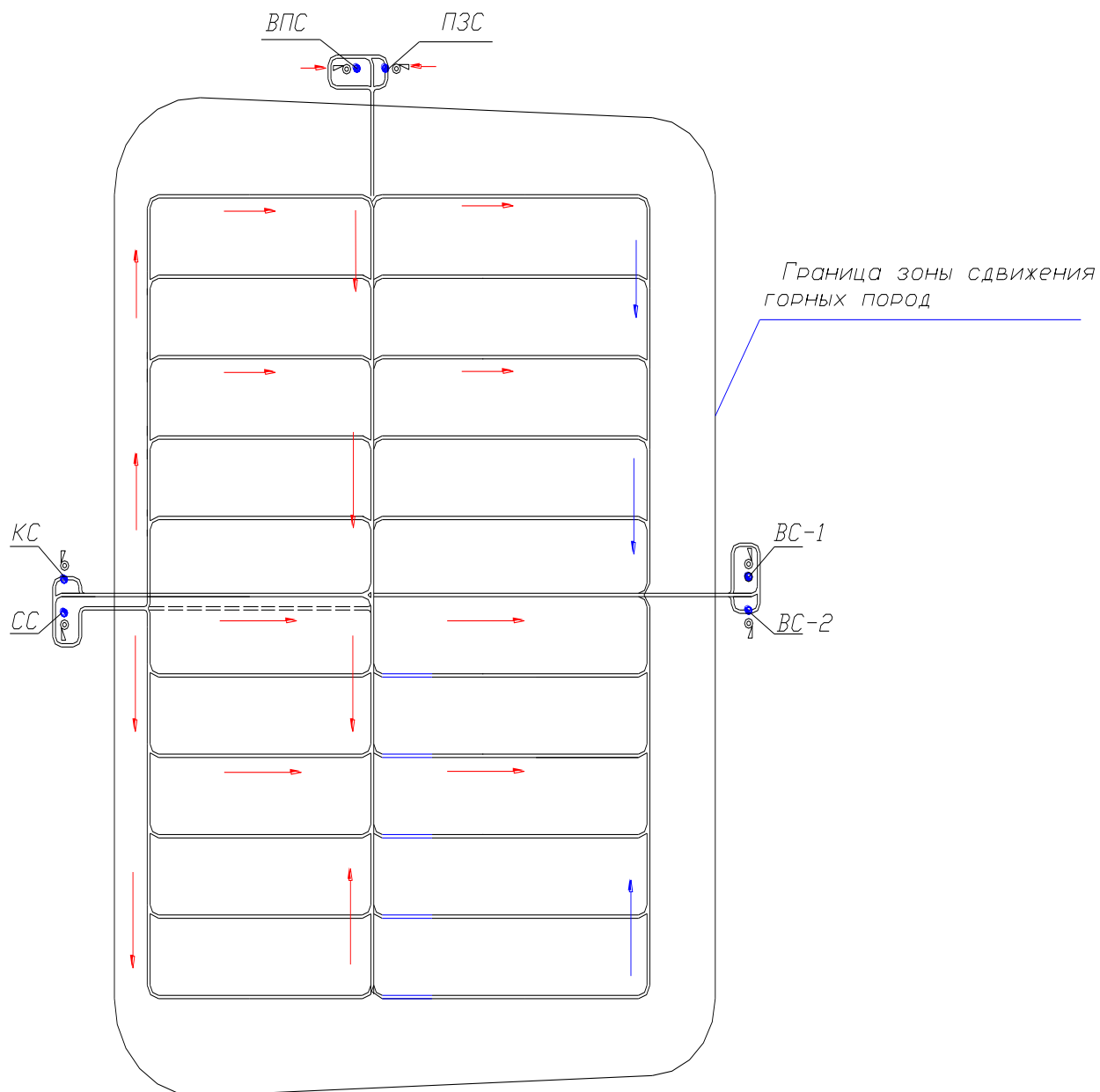


Рис.2.9. Схема подготовки месторождения.

Размеры вскрывающих выработок:

Глубина скипового ствола:

$$H_{СС} = H_{Н} + H_{Ц} + H_{З} = 1290 + 10 + 70 = 1370 \text{ м.} \quad (2.14)$$

где: $H_{Н}$ - нижняя точка оруденения, м;

$H_{Ц}$ - размер предохранительного целика, м;

$H_{З}$ - глубина зумпфа, дробильной камеры и системы загрузки скипов, м.

Клетевой ствол равен по глубине $H_{КС}=1315$ м.

Глубина вентиляционных стволов равна $H_{BC1,2}=1260$ м.
 Глубина воздухоподающих стволов равны $H_{ВПС1,2}=1283$ м.
 Протяжённость квершлагов горизонта –1233 м:

$$2L_{01233} = 2 \cdot (X_2 + X_0) = 2 \cdot (310 + 50) = 720 \text{ м} \quad (2.15)$$

где: X_0 - величина охранного целика, м.

Протяжённость квершлагов горизонта –1300 м вычисляется аналогично:

$$2L_{01300} = 2 \cdot \left(X_2 + X_0 + \frac{B_2}{2} \right) = 2 \cdot (309,8 + 50 + 360) = 1440 \text{ м} \quad (2.16)$$

Итого общая протяжённость вскрывающих квершлагов обоих горизонтов:

$$L = 2L_{01233} + 2L_{01300} = 720 + 1440 = 2160 \text{ м.} \quad (2.17)$$

Таблица 2.4 –Объем и строительство горно-капитальных выработок, зданий, сооружений и установленного оборудования (на примере рис.2.8 –вариант 1)

Запасы вскрываемого этажа	Выработки, здания, сооружения, оборудовани	Параметры выработок					Стоим. единицы, руб./м ³	Капитальные затраты, руб.
		кол-во	Сечение, м ²	Длина, м	Объем 1 выр-ки, м ³	Объем общий, м ³		
1	2	3	4	5	6	7	8	9
Этап 1	Скиповой ствол	1	33,2	1370	45484	45484	74	3365816
	Клетевой ствол	1	44,2	1315	58123	58123	74	4301102
	ВПС, ПЗС	1	44,2	1283	56708,6	56708,6	74	4196436,4
	ВС-1, ВС-2	2	33,2	1260	41832	83664	74	6191136
	Околоствольный двор	1	14,86	126	1872,36	1872,36	32	59915,52
	Околоствольный двор вент. ств.	2	14,86	20	297,2	594,4	32	19020,8
	Вентиляционный закладочный квершлаг	1	14,86	1708	25380,8	25380,8	73	1852804,2
	Вскрывающий квершлаг	1	14,86	548	8143,28	8143,28	32	260584,96
	Полевой штрек	2	14,86	752	11174,7	22349,4	32	715182,08
	ВХВ	4	9	67	603	2412	25	60300
итого						304732		21022307
	Околоствольный двор	1	14,86	126	1872,3	1872,3	32	59915,5

Продолжение таблицы 2.4

1	2	3	4	5	6	7	8	9
Этап 2	Околоствольный двор вент. ств.	2	18	20	360	720	32	23040
	Вскрывающий квершлаг	1	18	888	15984	15984	32	511488
	Полевой штрек	1	18	1050	18900	18900	32	604800
	Рудоспуск	4	9	66	594	2376	25	59400
	ВХВ	4	9	66	594	2376	25	59400
	итого						40338	1358128
	Околоствольный двор	1	14,86	126	1872,3	1872,3	32	59915,52
всего						348829,5		22804686,56

Второй вариант вскрытия

Вскрытие месторождения будет осуществляться шестью вертикальными стволами. Скиповой ствол (СС) расположен на южном фланге посередине линии падения. На одной промплощадке со скиповым стволом на расстоянии 50 м от него, проходится клетьевой ствол (КС). Воздухоподающие (ВПС-1, ВПС-2) стволы расположены по середине линии простирания. Вентиляционные (ВС-1, ВС-2) стволы проходятся на северном фланге залежи. На откаточных горизонтах проводятся по два откаточных штрека (грузовой и порожняковый).

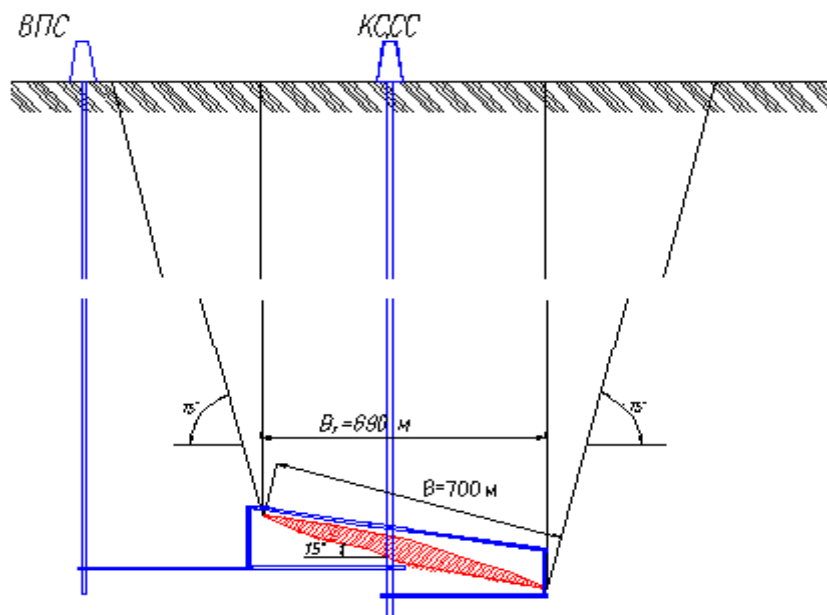


Рис.2.10. Схема вскрытия месторождения

Определяем глубину скипового ствола:

$$H_{CC} = H_H + H_U + H_3 = 1290 + 10 + 70 = 1370 \text{ м} \quad (2.18)$$

где H_H - нижняя точка оруденения, м; H_U - размер предохранительного целика, м; H_3 - глубина зумпфа, дробильной камеры и системы загрузки скипов, м.

Клетьевой ствол равен по глубине $H_{KC} = 1315 \text{ м}$

Глубина воздухоподающих стволов равна $H_{ВПС1,2}=1283$ м

Протяжённость штреков горизонта –1233 м:

$$2L_{01193} = 2 \cdot \left(\frac{X_1 + X_2}{2} + X_0 \right) = 2 \cdot \left(\frac{345,6 + 309,8}{2} + 50 \right) = 755 \text{ м} \quad (2.19)$$

где: X_0 - величина охранного целика, м.

Протяжённость штреков горизонта –1300 м вычисляется аналогично:

$$2L_{01260} = 2 \cdot \left(\frac{X_1 + X_2}{2} + X_0 \right) = 2 \cdot \left(\frac{345,6 + 309,8}{2} + 50 \right) = 755 \text{ м} \quad (2.20)$$

Итого общая протяжённость вскрывающих штреков обоих горизонтов:

$$L = 2L_{01193} + 2L_{01260} = 755 + 755 = 1510 \text{ м} \quad (2.21)$$

Таблица 2.5 - Объем и строительство горно-капитальных выработок, зданий, сооружений и установленного оборудования (на примере рис.2.9 –вариант 2)

Запасы вскрываемого этажа	Выработки, здания, сооружения, оборудование	Параметры выработок					Стоим. единицы, руб./м ³	Капитальные затраты, руб.
		кол-во	Сечение, м ²	Длина, м	Объем 1 выр-ки, м ³	Объем обций, м ³		
1	2	3	4	5	6	7	8	9
Этап 1	Скиповой ствол	1	33,2	1370	45484	45484	74	3365816
	Клетевой ствол	1	44,2	1325	58565	58565	74	4333810
	ВПС	1	44,2	1310	57902	57902	74	4284748
	Околоствольный двор	1	14,86	126	1872,36	1872,36	32	59915,52
	Околоствольный двор вент. ств.	2	14,86	20	297,2	594,4	32	19020,8
	Вентиляционный закладочный квершлаг	1	14,86	1708	25380,88	25380,88	73	1852804,24
	Вскрывающий квершлаг	2	14,86	755	11219,3	22438,6	32	718035,2
	Полевой штрек	3	14,86	1050	15603	46809	32	1497888
	ВХВ	4	9	66	594	2376	25	59400
итого						261422		16191438

1	2	3	4	5	6	7	8	9
Этап 2	Околоствольный двор	1	14,86	126	1872,36	1872,36	32	59915,52
	Околоствольный двор вент. ств.	2	14,86	20	297,2	594,4	32	19020,8

Продолжение таблицы 2.5

	Вскрывающий квершлаг	1	14,86	950	14117	14117	32	451744
	Полевой штрек	1	14,86	1050	15603	15603	32	499296
	Рудоспуск	4	9	66	594	2376	25	59400
	ВХВ	4	9	66	594	2376	25	59400
	Бункер на дозаторный комплекс					75623	25	1890575
итого						112938		3008776,3
всего						374350		19270214

2.2.4 Построение календарного графика вскрытия и отработки месторождения

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

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

Таблица 2.6 - Исходные данные

Этап	Вскрываемы й этаж	Запасы, млн т			Количество рудной массы, млн т	Капитальные затраты для вскрытия этажа, млн руб.	
		балансовые	в охранных целиках	активные		Вариант	
						1	2
1	1	69,1		69,1	71,8	21	16,2
	2	69,1		69,1	72,8	1,4	3,01
		138,2		138,2	143,6	22,4	19,3

Норматив вскрытия запасов:

$$K_B = 3 \times A_{\text{год}} = 3 \times 2,7 = 8.1 \text{ млн. т} \quad (2.22)$$

Таблица 2.7 – Календарный график вскрытия и отработки месторождения
(Вариант 1)

Год	Движение вскрытых запасов по этажам, по годам строительства и эксплуатации рудника (на начало планируемого года), млн т		Годовая производительность рудника, млн т/год	Обеспеченность рудника вскрытыми запасами, млн т	Распределение капитальных вложений	
	Этапы вскрытия				в % от стоимости	в денежном выражении, тыс. руб.
	1					
	Вскрываемые этажи					
	1	2				
	Первоначальные запасы руды на этаже					
	71,8	71,8				
	Нормативный срок вскрытия запасов					
	5	2				
1	XXX				15	2,106
2	XXX				30	4,211
3	XXX				30	4,211
4	XXX				15	2,106
5	XXX				10	1,404
6	71,8		2,7	32,58		
7	69,1		2,7	28,58		
8	66,4		2,7	24,58		
9	63,7		2,7	20,58		
10	61	XXX	2,7	16,58	40	0,448
11	58,3	XXX	2,7	12,58	60	0,671
12	55,6	71,8	2,7	41,16		
13	52,9	69,1	2,7	37,16		
14	50,2	66,4	2,7	33,16		
15	47,5	63,7	2,7	29,16		
16	44,8	61	2,7	25,16		
17	42,1	58,3	2,7	21,16		
18	39,4	55,6	2,7	17,16	40	0,512
19	36,7	52,9	2,7	13,16	60	0,768
20	34	50,2	2,7	41,74		
21	31,3	47,5	2,7	37,74		
22	28,6	44,8	2,7	33,74		
23	25,9	42,1	2,7	29,74		
24	23,2	39,4	2,7	25,74		
25	20,5	36,7	2,7	21,74		
26	17,8	34	2,7	17,74	40	0,577
27	15,1	31,3	2,7	13,74	60	0,865
28	12,4	28,6	2,7	42,32		
29	9,7	25,9	2,7	38,32		
30	7	23,2	2,7	34,32		
31	4,3	20,5	2,7	30,32		

Продолжение таблицы 2.7

32	1,6	19,4	2,7	26,32		
33		16,7	2,7	22,32	25	0,401
34		14	2,7	18,32	40	0,642
35		11,3	2,7	14,32	35	0,561
36		8,6	2,7	42,9		
37		5,9	2,7	38,9		
38		3,2	2,7	34,9		
39		0,5	0,5	0,5		
Всего:			138,2			22,4

Таблица 2.8 – Календарный график вскрытия и отработки месторождения (Вариант 2)

Год	Движение вскрытых запасов по этапам, по годам строительства и эксплуатации рудника (на начало планируемого года), млн т		Годовая производительность рудника, млн т/год	Обеспеченность рудника вскрытыми запасами, млн т	Распределение капитальных вложений	
	Этапы вскрытия				в % от стоимости	в денежном выражении, тыс. руб.
	1					
	Вскрываемые этажи					
	1	2				
	Первоначальные запасы руды на этапе					
	71,8	71,8				
	Нормативный срок вскрытия запасов					
	5	2				
1	XXX				15	2,106
2	XXX				30	4,211
3	XXX				30	4,211
4	XXX				15	2,106
5	XXX				10	1,404
6	71,8		2,7	32,58		
7	69,1		2,7	28,58		
8	66,4		2,7	24,58		
9	63,7		2,7	20,58		
10	61	XXX	2,7	16,58	40	0,448
11	58,3	XXX	2,7	12,58	60	0,671
12	55,6	71,8	2,7	41,16		
13	52,9	69,1	2,7	37,16		
14	50,2	66,4	2,7	33,16		
15	47,5	63,7	2,7	29,16		
16	44,8	61	2,7	25,16		
17	42,1	58,3	2,7	21,16		
18	39,4	55,6	2,7	17,16	40	0,512
19	36,7	52,9	2,7	13,16	60	0,768
20	34	50,2	2,7	41,74		
21	31,3	47,5	2,7	37,74		
22	28,6	44,8	2,7	33,74		

Продолжение таблицы 2.8

23	25,9	42,1	2,7	29,74		
24	23,2	39,4	2,7	25,74		
25	20,5	36,7	2,7	21,74		
26	17,8	34	2,7	17,74	40	0,577
27	15,1	31,3	2,7	13,74	60	0,865
28	12,4	28,6	2,7	42,32		
29	9,7	25,9	2,7	38,32		
30	7	23,2	2,7	34,32		
31	4,3	20,5	2,7	30,32		
32	1,6	19,4	2,7	26,32		
33		16,7	2,7	22,32	25	0,401
34		14	2,7	18,32	40	0,642
35		11,3	2,7	14,32	35	0,561
36		8,6	2,7	42,9		
37		5,9	2,7	38,9		
38		3,2	2,7	34,9		
39		0,5	0,5	0,5		
Всего			138, 2			19,3

Сравнение конкурирующих вариантов вскрытия условного месторождения

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

$$Z_{пр} = (\mathcal{E} \cdot K_k / B \cdot K_n) + (E_n \cdot K / A) \quad \text{минимуму,} \quad (2.23)$$

где, \mathcal{E} – сумма эксплуатационных расходов за период отработки месторождения, к которым относятся расходы на поддержание и ремонт капитальных выработок, транспортирование и подъем на поверхность добытой руды, водоотлив, проветривание, руб.;

$E_n = 0,15$ – нормативный коэффициент эффективности капитальных вложений; K – сумма капитальных затрат, произведенных в период строительства и эксплуатации рудника, руб.

Таблица 2.9 - Расчет эксплуатационных затрат (Вариант 1)

Вариант	Горизонт	Наименование затрат	Расчет	Затраты, руб.
1		Поддержание выработок:		
	<i>гор. 1-2</i>	Скипавой ствол	1370*46*25	1575500
		Клетевой ствол	1325*46*25	1523750
		ВЗС	580*46*25	667000
		ВС-1, ВС-2	2*650*46*25	1495000
		Околоствольный двор	126*46*20	115920
		Околоствольный двор вент. ств	2*20*43*20	34400

Продолжение таблицы 2.9

	Вентиляционно закладочный квершлаг	1708*41*20	1400560
	Вскрывающий квершлаг	548*15*20	164400
	Полевой штрек	1050*10*22	231000
	Рудоспуск	4*66*10*20	52800
	ВХВ	4*66*10*20	52800
<i>гор.2-3</i>	Околоствольный двор	126*46*20	115920
	Околоствольный двор вент. ств	2*20*46*20	36800
	Полевой штрек	1050*11*22	254100
	ВХВ	4*66*11*20	58080
	Рудоспуск	4*66*11*20	58080
	Вскрывающий квершлаг	888*13*20	230880
	Околоствольный двор вент. ств	2*20*46*20	36800
	Полевой штрек	1050*12*22	277200
	Вскрывающий квершлаг	1908*12*20	457920
	<u>Подземный транспорт руды:</u>	12,696*138,2*10 ⁶ (0,96/0,85)*0,07	1447385
	<u>Подъем:</u>	1370*138,2*10 ⁶ (0,96/0,85)*0,04/100	61887247
	<u>Водоотлив:</u>	1370*250*40*19/100	1805000
	<u>ИТОГО</u>		2182122
	<u>Всего:</u>		218212,4

Таблица 2.10 - Расчет эксплуатационных затрат (Вариант 2)

Вариант	Горизонт	Наименование затрат	Расчет	Затраты, руб.
		<u>Поддержание выработок:</u>		
	<i>гор.1-2</i>	Скиповой ствол	1350*46*25	1552500
		Клетевой ствол	1350*46*25	1552500
		ВПС	580*46*25	667000
		Околоствольный двор	126*46*20	115920
		Околоствольный двор вент. ств	2*20*46*20	36800
		Вентиляционно закладочный квершлаг	1708*46*20	1571360
		Вскрывающий квершлаг	548*15*20	164400
		Полевой штрек	1050*10*22	231000
		Рудоспуск	4*66*12*20	63360
		ВХВ	4*66*12*20	63360
	<i>гор.2-3</i>	Околоствольный двор	126*46*20	115920
		Околоствольный двор вент. ств	2*20*46*20	36800
		Полевой штрек	1050*11*22	254100
		ВХВ	4*66*11*20	58080
		Рудоспуск	4*66*11*20	58080
		Вскрывающий квершлаг	888*13*20	230880

Продолжение таблицы 2.10

	<u>Подземный транспорт руды:</u>	$10,92*144,2*10^6(0,96/0,85)*0,07$	124491083
	<u>Подъем:</u>	$884*144,2*10^6(0,96/0,85)*0,04/100$	57587712
	<u>Водоотлив:</u>	$884*250*40*19/100$	1679600
	<u>Итого:</u>		1945996
	<u>Всего:</u>		

2.2..5. Характеристики стволов

Скиповой ствол (СС).

Диаметр ствола в свету-6,5 м; глубина-1370 м. Ствол оснащён двумя многоканатными подъёмными установками с навеской 4-х скипов и служит для подъёма руды с горизонтов –1233 м и –1300 м.

Клетевой ствол (КС).

Диаметр ствола в свету-8 м; глубина-1315 м. Ствол оборудуется двумя клетевыми подъёмными установками, одна из которых оборудована многоканатной подъёмной установкой и клетью. В клетки осуществляется спуск-подъём людей и грузов. Вторая подъёмная установка оборудована многоканатной подъёмной машиной и клетью 5 с противовесом. Клеть предназначена для спуска-подъёма людей, материалов и оборудования в вагонах или на платформах. По стволу прокладываются трубопроводы главного водоотлива, сжатого воздуха, кабели.

Воздухоподающие ствол (ВПС-1, ВПС-2).

Диаметр стволов в свету-8 м; глубина-1283 м. Стволы оборудованы подъёмными установками предназначенными для спуска-подъёма людей и грузов.

Стволы служат для подачи воздуха в подземные выработки.

Вентиляционные стволы (ВС-1 и ВС-2).

Диаметр стволов в свету-8 м; глубина ВС-1, ВС-2 –1260 м. Стволы оснащены двумя одноканатными подъёмными установками с навеской клетки и бабды. Предназначен для выдачи исходящей струи с горизонтов –1233 м –1300 м. У устья стволов установлены вентиляторы ВЦД – 47.

2.2.3. Подготовка

По условию развития фронта очистных работ предусматривающая разрезку рудного тела по центру и отработку расходящимися фронтами по направлениям к флангам окончательно выбираем полевую панельную схему подготовки.

Для разработки месторождения выбираю панельную схему подготовки откаточного и вентиляционно-закладочного горизонтов. Принимаю два откаточных и один вентиляционно-закладочный горизонт. Выработки откаточных горизонтов сечением 18 м^2 пройдены в подстилающих породах с

минимальным расстоянием от почвы рудного тела $H_{ц}=10$ м, максимальным 77 м. Выработки вентиляционно-закладочного горизонта сечением 18,2 м² представляют собой в плане зеркальное отражение совмещённых откаточных горизонтов.

Проектируем панели длиной 345 м по падению и шириной 120 м по простиранию (исходя из эффективности работы ПТМ при очистных работах). Панели разделяю на блоки длиной 120 м по простиранию и шириной 8 м по падению. На откаточных и вентиляционно-закладочных горизонтах будут пройдены по 11 квершлагов (13 квершлагов на горизонте –1233 м и 13 квершлагов на горизонте – 1300 м) и уклонов соответственно и по 2 штрека на каждом горизонте длиной 1200 м. Схема изображена на рисунке 2.9.

Для сравнения вариантов вскрытия используемый критерий \min приведенных затрат.

Таблица 2.11- Приведение капитальных и эксплуатационных затрат к моменту сдачи объекта в эксплуатацию (Вариант 1)

Величина затрат	Затраты					
	K_t	\mathcal{E}_t	t	$(1+E_{\text{нп}})^{-t}$	$K_t(1+E_{\text{нп}})^{-t}$	$\mathcal{E}_t(1+E_{\text{нп}})^{-t}$
1	2,106		-5	2,0114	4,235918	
2	4,211		-4	1,7490	7,365065	
3	4,211		-3	1,5209	6,404405	
4	2,106		-2	1,3225	2,785185	
5	1,404		-1	1,1500	1,6146	
6			0	1,0000		
7		218212,372	1	0,8696		189757,48
8		218212,372	2	0,7561		164990,37
9		218212,372	3	0,6575		143474,63
10	0,448	218212,372	4	0,5718	0,256145	124773,83
11	0,671	218212,372	5	0,4972	0,333606	108495,19
12		218212,372	6	0,4323		94333,208
13		218212,372	7	0,3759		82026,031
14		218212,372	8	0,3269		71333,624
15		218212,372	9	0,2843		62037,777
16		218212,372	10	0,2472		53942,098
17		218212,372	11	0,2149		46893,839
18	0,512	218212,372	12	0,1869	0,095696	40783,892
19	0,768	218212,372	13	0,1625	0,124821	35459,51
20		218212,372	14	0,1413		30833,408
21		218212,372	15	0,1229		26818,301
22		218212,372	16	0,1069		23326,903
23		218212,372	17	0,0929		20271,929
24		218212,372	18	0,0808		17631,56
25		218212,372	19	0,0703		15340,33
26	0,576	218212,372	20	0,0611	0,035194	13332,776
27	0,866	218212,372	21	0,0531	0,046011	11587,077
28		218212,372	22	0,0462		10081,412

Продолжение таблицы 2.1

29		218212,372	23	0,0402		8772,1374
30		218212,372	24	0,0349		7615,6118
31		218212,372	25	0,0304		6633,6561
32		218212,372	26	0,0264		5760,8066
33	0,401	218212,372	27	0,0230	0,009211	5018,8846
34	0,642	218212,372	28	0,0200	0,012823	4364,2474
35	0,561	218212,372	29	0,0174	0,009744	3796,8953
36		218212,372	30	0,0151		3295,0068
37		218212,372	31	0,0131		2858,5821
38		218212,372	32	0,0114		2487,621
39		218212,372	33	0,0099		2160,3025
40		218212,372	34	0,0086		1876,6264
41		218212,372	35	0,0075		1636,5928
42		218212,372	36	0,0065		1418,3804
43		218212,372	37	0,0057		1243,8105
44		218212,372	38	0,0049		1069,2406
45		218212,372	39	0,0043		938,3132
46		218212,372	40	0,0037		807,38578
47		218212,372	40	0,0037		807,38578
Итого	22,4	8946707,252			23,328424	1450086,7

Приведенные затраты:

$$Z_{np} = \left(\frac{\mathcal{E}_{np}}{D} \right) + \left(E_n \cdot \frac{K_{np}}{A_r} \right), \quad (2.24)$$

$$Z_{np} = \left(\frac{8946,7}{138,2} \right) + \left(0,15 \cdot \frac{22,438}{2,7} \right) = 56,5 \text{ руб} / \text{ м}$$

Приведение капитальных и эксплуатационных затрат к моменту сдачи объекта в эксплуатацию (вариант 2).

Таблица 2.12 - Приведение капитальных и эксплуатационных затрат к моменту сдачи объекта в эксплуатацию (Вариант 2)

Величина затрат	Затраты					
	K_t	\mathcal{E}_t	t	$(1+E_{HII})^{-t}$	$K_t(1+E_{HII})^{-t}$	$\mathcal{E}_t(1+E_{HII})^{-t}$
1	2,067		-5	2,0114	4,157475	
2	4,135		-4	1,7490	7,232141	
3	4,135		-3	1,5209	6,288818	
4	2,067		-2	1,3225	2,733608	
5	1,378		-1	1,1500	1,5847	
6			0	1,0000		
7		194589	1	0,8696		189757,48
8		194589	2	0,7561		164990,37
9		194589	3	0,6575		143474,63
10	0,448	194589	4	0,5718	0,256145	124773,83
11	0,671	194589	5	0,4972	0,333606	108495,19
12		194589	6	0,4323		94333,208

Продолжение таблицы 2.12

13		194589	7	0,3759		82026,031
14		194589	8	0,3269		71333,624
15		194589	9	0,2843		62037,777
16		194589	10	0,2472		53942,098
17		194589	11	0,2149		46893,839
18	0,512	194589	12	0,1869	0,095696	40783,892
19	0,768	194589	13	0,1625	0,124821	35459,51
20		194589	14	0,1413		30833,408
21		194589	15	0,1229		26818,301
22		194589	16	0,1069		23326,903
23		194589	17	0,0929		20271,929
24		194589	18	0,0808		17631,56
25		194589	19	0,0703		15340,33
26	0,577	194589	20	0,0611	0,035255	13332,776
27	0,865	194589	21	0,0531	0,045958	11587,077
28		194589	22	0,0462		10081,412
29		194589	23	0,0402		8772,1374
30		194589	24	0,0349		7615,6118
31		194589	25	0,0304		6633,6561
32		194589	26	0,0264		5760,8066
33	0,565	194589	27	0,0230	0,012978	5018,8846
34	0,905	194589	28	0,0200	0,018076	4364,2474
35	0,792	194589	29	0,0174	0,013756	3796,8953
36		194589	30	0,0151		3295,0068
37		194589	31	0,0131		2858,5821
38		194589	32	0,0114		2487,621
39		194589	33	0,0099		2160,3025
40		194589	34	0,0086		1876,6264
41		194589	35	0,0075		1636,5928
42		194589	36	0,0065		1418,3804
43		194589	37	0,0057		1243,8105
44		194589	38	0,0049		1069,2406
45		194589	39	0,0043		938,3132
46		194589	40	0,0037		807,38578
47		194589	40	0,0031		807,38578
Итого	19,3	19358899,6			22,93303	1292417

Приведенные затраты:

$$Z_{np} = \left(\frac{\mathcal{E}_{np}}{D}\right) + (E_n \cdot \frac{K_{np}}{A_r}), \quad (2.25)$$

$$Z_{np} = \left(\frac{19358,8}{138,2}\right) + \left(0,15 \cdot \frac{19,327}{2,7}\right) = 85,6 \text{ руб} / \text{м}$$

Дальнейший выбор схемы вскрытия осуществляется по минимальным приведенным затратам:

$$Z_{np} = \left(\frac{\mathcal{E}_{np}}{D}\right) + (E_n \cdot \frac{K_{np}}{A_r}),$$

где \mathcal{E}_{np} – приведенные эксплуатационные затраты, руб.;

D – добытая рудная масса;

E_n – нормативный коэффициент эффективности капитальных вложений;

K_{np} – приведенные капитальные затраты, руб.;

A_r – годовая производственная мощность, т.

Определяю величину разницы приведённых затрат по сравниваемым вариантам:

$$\Delta Z_{np} = \frac{(Z_{np2} - Z_{np1})}{(Z_{np2} + Z_{np1})} \times 100 = \frac{(2,013 - 2,158)}{(2,013 + 2,158)} \times 100 = 3,47 \%. \quad (2.26)$$

где Z_{np1} , Z_{np2} – приведённые затраты по сравниваемым вариантам, руб./т

Удельные приведенные затраты по первому варианту меньше, чем по второму на 3,47 %. Рассматриваемые варианты равноценны. Окончательный выбор производим с учетом технических факторов.

В результате сравнения вариантов, приведенного выше окончательно принимается 1 вариант вскрытия.

Таблица 2.13 - Техничко-экономическое сравнение вариантов вскрытия

Наименование	Вариант 1	Вариант 2
Добытая рудная масса, млн. т	138,2	138,2
Годовая производ-ность, млн т.	2,7	2,7
Время эксплуатации, лет	47	47
Капитальные затраты, млн руб.	22,4	19,3
Эксплуатационные затраты тыс. руб.	7647,966	11675,39
Приведенные затраты, руб/т.	56,5	85,6

2.3 СТРОИТЕЛЬСТВО ГОРНОЙ ВЫРАБОТКИ

2.3.1 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 $S=14,6 \text{ м}^2$ (в свету).

По таблице параметров горных выработок находим необходимые нам размеры для заданного сечения выработки $S=16 \text{ м}^2$ (в проходке).

$B=4000$ мм – ширина выработки;

$H=4000$ 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 $n_{см}=3$
Число рабочих дней в месяц $n_{дн}=21$
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:

$$L_{сут} = \frac{L}{n_{дн}} \quad (3.1)$$
$$L_{сут} = \frac{70}{21} = 3,3 \text{ м}$$

Следовательно, в сутки необходимо пройти не менее 3,3 метра.

По условиям рудника «Комсомольский» в сутки проводится два взрывания, т.е. число циклов равно 2 ($n_{ц}=2$).

Определяем норму проходки за цикл:

$$L_{yx} = \frac{L_{сут}}{n_{ц}} \quad (3.2)$$
$$L_{yx} = \frac{3,3}{2} = 1,65 \text{ м}$$

Принимаем $L_{yx}=1,65$ метров.

Вывод: для выполнения плана по проходке за один цикл необходимо проходить 1,65 метров.

2.3.2 Проектирование и расчет буровзрывных работ

Определение глубины шпуров

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

Где: l – глубина шпуров, м;
 L – длина выработки, м;
 $n_{ц}$ – число циклов в смену;
 $n_{см}$ – число смен в смене;
 $n_{дн}$ – число рабочих дней в месяце;
 $\eta=0,9$ – коэффициент использования шпуров.

$$l = \frac{3 \cdot 70}{2 \cdot 3 \cdot 21 \cdot 0,9} = 1,85 \text{ м}$$

Глубину врубовых шпуров принимаем на 10÷20% больше, получаем $l_{вр}=2$ м

Выбор типа ВВ

На практике наиболее широкое применение получило ВВ гранулит АС8В. Это гранулированное взрывчатое вещество можно использовать как при механизированном, так и при ручном зарядании. Он имеет низкую чувствительность к механическим воздействиям, хорошую сыпучесть, низкую слеживаемость и водоустойчивость, наиболее безопасно.

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

2.3.3 Определение удельного расхода ВВ

Для расчета удельного расхода ВВ воспользуемся формулой профессора Покровского:

$$Q = q_1 \cdot S_1 \cdot V_1 \cdot e, \text{ кг./м}^3 \quad (3.4)$$

Где: q_1 – коэффициент взрываемости горных пород, значение которого принимаем из соотношения: $q_1=0,1 \cdot f$, f – коэффициент крепости по профессору Протодяконову $q_1=0,1 \cdot 15=1,1$

S_1 – коэффициент структуры породы 0,8÷2. Принимаем $S_1 = 1,7$

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

$$V_1 = \frac{3 \cdot l}{\sqrt{S}} \quad (3.5)$$
$$V_1 = \frac{3 \cdot 1,85}{\sqrt{11,4}} = 1,64$$

E – коэффициент работоспособности ВВ, определяемый по соотношению: $e=380/p$, где p – работоспособность применяемого ВВ, для гранулита АС8В $p=400$

$$E = 380/400 = 0,95 \quad (3.6)$$

Вносим все определенные величины в формулу:

$$Q = q_1 \cdot S_1 \cdot V_1 \cdot e = 1,1 \cdot 1,7 \cdot 1,64 \cdot 0,95 = 2,9 \text{ кг./м}^3$$

Удельный расход ВВ на 1 м³ породы составит 2,9 кг.

2.3.4 Определение количества шпуров на забой

Для расчета количества шпуров воспользуемся формулой, рекомендованной СНиП:

$$N = \frac{1,27 \cdot q \cdot S}{E \cdot \Delta \cdot d_3^2}, \text{ шпуров} \quad (3.7)$$

Где: $q=2,9 \text{ кг/м}^3$ – удельный расход ВВ;
 $S=15,3$ – сечение выработки в проходке;
 $E=0,7$ – коэффициент заполнения шпуров, принимают в зависимости от коэффициента крепости f ;

Δ – плотность ВВ, для гранулита АС8В она составляет от $1 \cdot 10^3$ до $1,2 \cdot 10^3$

кг/м^3 . Принимаем $\Delta = 1 \cdot 10^3 \text{ кг/м}^3$;

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

$$N = \frac{1,27 \cdot 2,9 \cdot 15,3}{0,7 \cdot 1000 \cdot 0,042^2} = 40 \text{ шпуров}$$

2.3.5 Выбор типа вруба и схемы расположения шпуров в забое

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

$$N_{\text{вр}} = \frac{S}{(0,203 + 0,0085 \cdot S)}, \text{ шпуров} \quad (3.8)$$

$$N_{\text{ок}} = \frac{S}{(0,285 + 0,025 \cdot S)}, \text{ шпуров} \quad (3.9)$$

Где S – сечение выработки.

$$N_{\text{вр}} = \frac{13,4}{(0,203 + 0,085 \cdot 13,4)} = 10 \text{ шпуров}$$

$$N_{\text{ок}} = \frac{13,4}{(0,285 + 0,025 \cdot 13,4)} = 20 \text{ шпуров}$$

Определим количество вспомогательных шпуров:

$$N_{\text{всп}} = N - (N_{\text{вр}} + N_{\text{ок}}) \quad (3.10)$$

$$N_{\text{всп}} = 40 - (10 + 20) = 10 \text{ шпуров}$$

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.

2.3.6 Определение расхода ВВ на один цикл и средней величины заряда

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

$$Q = q \cdot S \cdot l, \text{ кг} \quad (3.11)$$

Где: q – удельный расход ВВ равный $2,9 \text{ кг/м}^3$
 S – сечение выработки равное $13,4 \text{ м}^2$
 l – глубина шпура равная $1,85 \text{ м}$

$$Q = 2,9 \cdot 13,4 \cdot 1,85 = 72 \text{ кг}$$

Средняя масса ВВ в шпуре определяется по формуле:

$$q_{\text{ср}} = Q/N, \text{ кг} \quad (3.12)$$

$$q_{\text{ср}} = 72/40 = 1,8 \text{ кг}$$

Где N – количество шпуров, равное 40 .

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

$q_{\text{ср.вр}} = 1,95 \text{ кг}$.

Для заряжания ВВ гранулит АС8В 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.

$$Q_{\text{ц}} = q_{\text{ср.вр}} \cdot N_{\text{вр}} + q_{\text{ср.всп}} \cdot N_{\text{всп}} + q_{\text{ср.ок}} \cdot N_{\text{ок}} + q_{\text{пб}} \cdot N, \text{ кг} \quad (3.13)$$

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

Подставим в формулу числовые значения:

$$Q_{\text{ц}} = 1,95 \cdot 10 + 1,8 \cdot 10 + 1,8 \cdot 20 + 0,2 \cdot 40 = 81,5 \text{ кг}$$

Общий расход ВВ на цикл составит $81,5 \text{ кг}$.

2.3.7 Определение и расчет конструкции заряда

Определение вместимости одного метра шпура:

$$\rho_{\text{ш}} = \Delta \cdot \pi \cdot d_3^2 / 4, \text{ кг/м} \quad (3.14)$$

Где: Δ – плотность ВВ, равная 1000 кг/м^3

d_3 – диаметр заряда, равный $0,042 \text{ м}$

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

Длина заряда в шпуре определяется выражением:

$$l_3 = q_{\text{ср}} / \rho_{\text{ш}}, \text{ м} \quad (3.15)$$

$$l_3 = 1,8/1,6 = 1,1 \text{ м}$$

где $q_{cp}=1,8$ кг – средняя масса заряда в шпуре.

Определим расход ВВ по его типу на цикл:

Расход на цикл гранулита АС8В:

$$Q_{AC8B} = q_{cp.ер} \cdot N_{ер} + q_{cp.всп} \cdot N_{всп} + q_{cp.ок} \cdot N_{ок}, \text{ кг} \quad (3.16)$$

$$Q_{AC8B} = 1,95 \cdot 10 + 1,8 \cdot 10 + 1,8 \cdot 20 = 73,5 \text{ кг}$$

Расход на цикл патронов аммонита 6ЖВ:

$$Q_{6ЖВ} = N \cdot q_{пб}, \text{ кг} \quad (3.17)$$

$$Q_{6ЖВ} = 40 \cdot 0,2 = 8 \text{ кг}$$

2.3.8 Расчеты, производимые в паспорте БВР

Определение шпурометров для врубовых шпуров:

$$l_{ш/м.ер} = N_{ер} \cdot l_{ер}, \text{ шпурометров} \quad (3.18)$$

$$l_{ш/м.ер} = 10 \cdot 2 = 20 \text{ шпурометров}$$

Для вспомогательных шпуров:

$$l_{ш/м.всп} = N_{всп} \cdot l_{всп}, \text{ шпурометров} \quad (3.19)$$

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

Для оконтуривающих шпуров:

$$l_{ш/м.ок} = N_{ок} \cdot l_{ок}, \text{ шпурометров} \quad (3.20)$$

$$l_{ш/м.ер} = 20 \cdot 1,85 = 37 \text{ шпурометров}$$

Всего шпурометров на забой:

$$\sum L = l_{ер} + l_{ок} + l_{всп}, \text{ шпурометров} \quad (3.21)$$

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

Полученные значения заносятся в таблицу буровзрывных данных паспорта БВР.

Определение продвижения забоя за цикл:

$$L_{yx} = \eta \cdot l_{cp} = 0,9 \cdot 1,85 = 1,66 \text{ м} \quad (3.22)$$

Определение отрыва горной массы за цикл:

$$V_u = S \cdot L_{yx} = 13,4 \cdot 1,66 = 22 \text{ м}^3 \quad (3.23)$$

Определение удельного расхода электродетонаторов:

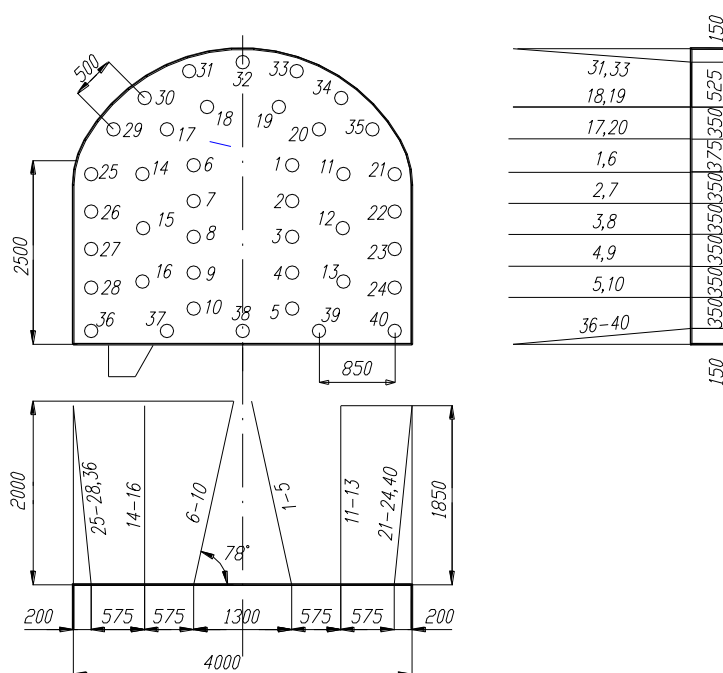
$$Q_{эд} = N/V_u = 40/22 = 1,8 \text{ шт/м} \quad (3.24)$$

Определение удельного расхода бурения:

$$Q_{бур} = \sum L/V_u = 75,5/22 = 3,5 \text{ шпурометров/м}^3 \quad (3.25)$$

Полученные значения заносятся в таблицу буровзрывных данных паспорта БВР.

Паспорт БВР



2.3.9 Выбор комплекса проходческого оборудования

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

Из всего списка оборудования выбираем самоходную бурильную установку Буммер-282.

При бурении шпуров бурильными установками типа Буммер-282 сменная производительность бурения находится по формуле:

$$Q_b = 60 \cdot K_o \cdot K_e \cdot n \cdot (1 - K_1 - K_2) \cdot v \cdot T_{cm} \quad (3.26)$$

где: K_o - коэффициент одновременности работ бурильных машин ($K_o=0,95$ - Буммер-282);

$n=2$ - количество бурильных машин;

v - средняя скорость бурения (при $f=10$, для Буммер -282 $v=54,7$ м/час);

$K_b=0,75$ - 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.

$$Q_b = 60 \cdot 0,7 \cdot 0,75 \cdot 2 \cdot (1 - 0,1 - 0,2) \cdot 7 \cdot 0,911 = 281,2 \text{ М/смену}$$

На основании проведенных расчетов принимаем: бурение шпуров по забоям и под штанги ЖБШ - Буммер-282

Рассчитаем техническую производительность ПДМ по формуле:

Исходя из имеющихся в наличии на предприятии типов погрузо-доставочных машин (ПДМ) для отгрузки горной массы выбираем ST-8 (с емкостью ковша $V_k=4,2 \text{ м}^3$).

$$P_{э} = \frac{3600 \cdot V_k \cdot K_3 \cdot T_{см}}{T_{ц} \cdot K_{ман} + 3600 \cdot L_m \cdot \left(\frac{1}{V_{зр}} + \frac{1}{V_{п}} \right) \cdot K_{дв} + T_{раз}} \quad (3.27)$$

где: V_k - вместимость ковша;

$K_3, K_{ман}, K_{дв}$ - коэффициент заполнения ковша, маневренности и неравномерности движения машины соответственно ($K_3=0,75, K_{ман}=1,2, K_{дв}=1,25$);

$T_{см}, T_{ц}, T_{раз}$ - продолжительность смены, цикла черпания и разгрузки соответственно ($T_{см}=7$ часов, $T_{ц}=30$ сек, $T_{раз}=30$ сек);

L - плечо доставки ($L=400 \text{ м}=0,4 \text{ км}$);

$V_{гр}, V_{п}$ - скорость груженой и порожней машины (8 км/ч, 10 км/ч)

$$P_{э} = \frac{3600 \cdot 4,2 \cdot 0,75 \cdot 7}{30 \cdot 1,2 + 3600 \cdot 0,4 \cdot \left(\frac{1}{8} + \frac{1}{10} \right) \cdot 1,25 + 30} = 169 \text{ М}^3/\text{смену}$$

2.3.10 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:

$$P = \frac{4}{3} \cdot \gamma \cdot \frac{a}{f}, \quad (3.28)$$

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:

$$P = \frac{4}{3} \cdot 4,4 \cdot \frac{2,25^2}{10} = 2970 \text{ Па}$$

Длину железобетонных штанг (ЖБШ) определяем по формуле:

$$l_{шт} = b + l_3 + l_k, \quad (3.29)$$

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:

$$b = \frac{L'}{2 \cdot \operatorname{tg} \varphi}, \quad (3.30)$$

где: φ - угол внутреннего трения (для $f=10$ $\varphi=84^\circ$);
 L' - ширина свода обрушения, м.

Определяем ширину свода обрушения:

$$L' = L + 2 \cdot H \cdot \operatorname{tg} \frac{90 - \varphi}{2}, \quad (3.31)$$

где: H - высота выработки, $H=3,65$ м.;
 L - ширина выработки, $L=4,2$ м.

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

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

Используя полученные данные, определяем длину штанги

$$l_{\text{шт}} = b + l_s + l_k = 0,24 + 0,5 + 0,07 = 0,81 \text{ м}$$

Принимаем длину штанги $l_{\text{шт}} = 1,8$ 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-бетонного покрытия. Набрызг-бетон включает: воду, цемент, песок (соотношение песок: цемент = 1:2). Рассчитаем толщину набрызг-бетонной (первичной) крепи по формуле:

$$\Delta = 0,35 \cdot K_1 \cdot \sqrt{\frac{P \cdot n_n}{m_\sigma \cdot R_p}}, \text{ м} \quad (3.32)$$

$$\Delta = 0,35 \cdot 0,8 \cdot \sqrt{\frac{2970 \cdot 1,2}{1 \cdot 1330000}} = 0,035 \text{ м}$$

где: Δ - толщина крепи;

$K_1 = 0,8$ - расчетный коэффициент;

P - давление пород со стороны кровли;

n_n - коэффициент перегрузки $n_n = 1,2$;

$R_p = 1,33$ 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.

$$P = 1,33 \cdot B + 2 \cdot h, \quad (3.33)$$

где: $B = 4,0$ м - ширина выработки;

$h = 2,5$ м - высота выработки до пяты свода.

$$P = 1,33 \cdot 4 + 2 \cdot 2,5 = 9 \text{ м}$$

Учитывая, что от почвы выработки до места установки первой ЖБШ расстояние не должно превышать один метр, принимаем его $0,7$ м. Рассчитаем количество ЖБШ в ряду.

$$N = \frac{P - 0,7 \cdot 2}{0,7} + 1 = 13 \text{ шт} \quad (3.34)$$

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 м² 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 крепится на ЖБШ и набрызг-бетона толщиной 3 см. Тип и параметры постоянной крепи разрабатываются в паспортах крепления.

2.3.11 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:

$$Q_{\% \rho} = 2,25 \cdot \frac{S}{t} \sqrt[3]{\frac{Q_u \cdot b \cdot \varphi \cdot L^2}{S \cdot \rho}}, \text{ м}^3/\text{с} \quad (3.35)$$

Где: $S=16\text{ м}^2$ – сечение выработки;

$t=1800\text{ с}$ – время проветривания выработки;

$Q_u=81,5\text{ кг}$ – количество одновременно взрываемого ВВ;

$b=40\text{ л/кг}$ – газовость ВВ

$\varphi=0,8$ – коэффициент обводненности выработки

$L=150\text{ м}$ – 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 $\varphi=0.8$.

$$Q_{\text{вп}} = 2,25 \cdot \frac{16}{1800} \sqrt[3]{\frac{81,5 \cdot 40 \cdot 0,8 \cdot 150^2}{16 \cdot 1,04}} = 3,2 \text{ м}^3/\text{с}$$

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:

$$Q_n = 6 \cdot n / 60, \text{ м}^3/\text{с} \quad (3.36)$$

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

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

Расчет расхода воздуха при использовании дизельного оборудования производится по формуле:

$$Q_{\text{дуз}} = q_m \cdot N / 60, \text{ м}^3/\text{с} \quad (3.37)$$

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, $N = 277$ л.с.

Подставим все приведенные значения в формулу и получим:

$$Q_{\text{дуз}} = 4 \cdot 277 / 60 = 18 \text{ м}^3/\text{с}$$

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

$$V_{\text{min}} \geq Q_c / S \Rightarrow Q_c = V_{\text{min}} \cdot S, \text{ м}^3/\text{с} \quad (3.38)$$

Где: V_{min} – минимально допустимая скорость движения воздуха в выработках в соответствии с ЕПБ §11 V_{min} не менее $0,25 \text{ м}^3/\text{с}$.

$$Q_c = 0,25 \cdot 16 = 3,35 \text{ м}^3/\text{с} \quad (3.39)$$

Вывод: скорость движения воздуха в выработке допустима необходимая и достаточная для проветривания выработки принимается наибольшее значение, полученное в приведенных выше расчетах: $Q_{\text{дуз}} = 18 \text{ м}^3/\text{с}$,

$$V = Q_{\text{дуз}} / S = 18 / 16 = 1,3 \text{ м}^3/\text{с} \quad (3.40)$$

Устанавливаем производительность вентилятора местного проветривания (ВМП).

$$Q_{вмп} = q \cdot Q_{дюз} = 1,04 \cdot 18 = 18,7 \text{ м}^3/\text{с} \quad (3.41)$$

Устанавливаем аэродинамическое сопротивление трубопровода по формуле:

$$R = 6,45 \cdot \alpha \cdot L_{тр} / d_{тр} = 6,45 \cdot 0,0047 \cdot 150 / 0,8 = 7,5 \quad (3.42)$$

Где: $\alpha=0,0046 \div 0,0048$ – коэффициент аэродинамического сопротивления гибкого вентиляционного трубопровода типа МУ. Принимаем $\alpha=0,0047$.

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

$d_{тр}$ – диаметр трубопровода равен $0,8$ м.

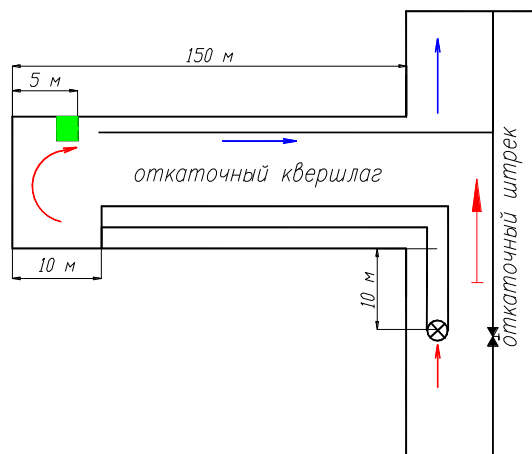
Статическое давление определим по формуле:

$$H_{ст} = R \cdot Q_{дюз}^2 = 90,7 \quad (3.43)$$

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.

Схема проветривания откаточных квершлагов



Технические данные паспорта вентиляции.

Тип вентилятора	ВМ-12м
Производительность вентилятора, м ³ /с	10-32м ³ /с
Мощность вентилятора, кВт	110 кВт
Тип трубопровода, мм	М 800
Необходимое количество воздуха для проветривания выработки, м ³ /с	18 м ³ /с

2.3.12 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 м² обнаженной поверхности кровли), а в слабоустойчивых породах в качестве предохранительной крепи применяются щелеклиновые штанги (из расчета одна штанга на 2 м² 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 $L > 1$ 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 Буммер-282.

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 проведении ОК.

Продолжительность бурения шпуров под ЖБШ рассчитываем по формуле:

$$T_6 = \frac{N \cdot l_w}{V_ч \cdot \lambda \cdot n} + \frac{N \cdot T}{n} + T_{пз}, \quad (3.44)$$

где: N - количество шпуров:

- по стенам $N=18 \cdot 1,86=34$;

- по своду $N=20 \cdot 1,86=37$;

$V_ч$ -чистая скорость бурения, которая определяется из формулы:

$$V_ч = \rho \cdot (0,03 \cdot f^{1,77}) \quad (3.45)$$

где: ρ – коэффициент, учитывающий мощность бурильной машины: $\rho=0,83$

$$V_ч = 0,52 \cdot 0,03 \cdot 10^{1,77} = 0,92 \text{ М/мин}$$

T - продолжительность вспомогательных операций на шпур:

$$T = \mu \cdot \tau \cdot l_w \cdot (0,75 + 0,1 \cdot f), \quad (3.46)$$

где: $\mu=1,0$ - коэффициент, учитывающий длину шпуров (при $l_ш = 1,8$ $\mu=1,0$);

$\tau=1,05$ - коэффициент, зависящий от типа бурильных установок;

$$T = 1 \cdot 1,05 \cdot 1,8 \cdot (0,75 + 0,1 \cdot 10) = 3,3 \text{ мин}$$

$T_{п.з.}$ - продолжительность подготовительно-заключительных операций ($T_{п.з.}=30$ мин);

$\lambda=0,9$ - коэффициент одновременности работы бурильных установок;

n - количество проходчиков. (Расчет явочной численности рабочих по профессиям приводится в экономической части).

для бурения по своду:

$$T_6 = \frac{37 \cdot 1,8}{0,9 \cdot 0,92 \cdot 2} + \frac{37 \cdot 3,3}{2} + 30 = 40,2 + 61,05 + 30 = 131,25 \text{ мин}$$

для бурения по стенам:

$$T_6 = \frac{34 \cdot 1,8}{0,9 \cdot 1,46 \cdot 2} + \frac{34 \cdot 3,3}{2} + 30 = 23,2 + 56,1 + 30 = 109,3 \text{ мин}$$

При одновременном бурении по своду и стенам время на бурение принимается наибольшим, т.е. $T_6=131,25$ мин. Так же необходимо учитывать время на бурение и крепление ЖБШ нижних шпуров по стенам выработки, которое производится после отгрузки горной массы из забоя. Принимаем $T_{н.жбш}=60$ минут.

Принимаем скорость проведения выработки 70 м/мес. Определяем продолжительность крепления ЖБШ:

$$T_{кр} = a_0 \cdot a_1 \cdot a_2 \cdot \left(48,09 + \frac{5756,79}{v} \right), \quad (3.47)$$

где: $a_0=1,25$ - коэффициент, учитывающий площадь сечения выработки (при $S=16 \text{ м}^2$);

$a_1=1,08$ - коэффициент, учитывающий крепость пород (при $f=10$);

$a_2=0,4$ - коэффициент, зависящий от вида крепи (для ЖБШ);

$v=70$ м/мес - скорость проведения выработки.

$$T_{кр} = 1,25 \cdot 1,08 \cdot 0,4 \cdot \left(48,09 + \frac{5756,79}{70} \right) = 70,3 \text{ мин}$$

Тогда общее время на бурение и крепление ЖБШ составляет:

$$T_{жбш} = 142,21 + 70,3 = 212,51 \text{ мин}$$

Определяем время на бурение шпуров по забою. Исходные данные:

- производительность буровой установки $Q_6=160$ м/смен;

- количество шпурометров на забой $\Sigma l_{ш}=75,5$ м.;

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

Тогда:

$$T_{бз} = \frac{\sum l_{ш} \cdot T_{см}}{Q_6}, \text{ мин} \quad (3.48)$$
$$T_{бз} = \frac{75,5 \cdot 7}{160} \cdot 60 = 162 \text{ мин}$$

Определяем время на отгрузку горной массы. Исходные данные:

- объем горной массы за цикл $V=19 \text{ м}^3$;

- производительность ПДМ $P_3=102 \text{ м}^3/\text{смен}$;

$$T_{отгр} = \frac{V \cdot T_{см}}{P_э} = \frac{19 \cdot 7}{102} = 1,3 \text{ часа} \quad (3.49)$$

Общее время на отгрузку горной массы принимаем равным 40 минут.
Продолжительность вспомогательных работ определяем по формуле:

$$T_{ес} = 20,53 + \frac{4211,32}{v} = 20,53 + \frac{4211,32}{70} = 80,7 \text{ мин} \quad (3.50)$$

Определяем время на зарядание и взрывание:

$$T_{зв} = \frac{\Psi \cdot N \cdot l_w \cdot \left(0,46 + \frac{1,07}{l_w}\right)}{n}, \quad (3.51)$$

где: $\Psi=1,2$ при электрическом способе взрывания и ручном зарядании патронированными ВВ;

$n=2$ - количество человек, участвующих в зарядании и взрывании.

$$T_{зв} = \frac{1,2 \cdot 61,8 \cdot \left(0,46 + \frac{1,07}{1,4}\right)}{2} = 45 \text{ мин.},$$

принимаем 50 мин.

Определяем время на проветривание:

$$T_{пр} = 15,48 + \frac{772,71}{v} = 15,48 + \frac{772,71}{70} = 26,5 \text{ мин} \quad (3.52)$$

Проветривание выработки после В.Р. осуществляется в межсменный перерыв, по этому в общее время цикла не включается. Продолжительность нанесения первичного набрызг-бетона толщиной $\Delta=1$ см определяем по формуле:

$$T_{НБ} = a_0 \cdot a_1 \cdot a_2 \cdot \left(48,09 + \frac{5756,79}{v}\right), \text{ мин} \quad (3.53)$$

$$T_{НБ} = 1,25 \cdot 1,08 \cdot 0,25 \cdot \left(48,09 + \frac{5756,79}{70}\right) = 43,9 \text{ мин}$$

принимаем 50 мин.

где: $a_0=1,25$ (при $S=16$);

$a_1=1,08$ (при $f = 10$);

$a_2=0,25$ (для набрызг-бетонной крепи);

Определим время, необходимое для возведения УКК, состоящей из металлической сетки и набрызг-бетона $\Delta=3$ см:

$$T_{кр} = a_0 \cdot a_1 \cdot a_2 \cdot \left(48,09 + \frac{5756,79}{v} \right), \text{ мин} \quad (3.54)$$

$$T_{кр} = 1,25 \cdot 1,08 \cdot 1,15 \cdot \left(48,09 + \frac{5756,79}{70} \right) = 202 \text{ мин}$$

где: $a_0=1,25$ (при $S=16$);
 $a_1=1,08$ (при $f=10$); $a_2=0,25$ (для усиленной комбинированной крепи, состоящей из металлической сетки и набрызг-бетона);
 $v=60$ м/мес.

Усиленная комбинированная крепь возводится с отставанием от забоя на 150 м - поэтому время, затрачиваемое на данную операцию в продолжительность проходческого цикла не включается.

Определяем продолжительность проходческого цикла:

$$T_{ц} = T_{жбш} + T_{нжбш} + T_{бз} + T_{отгр} + T_{вс} + T_{нб} + T_{зв}, \quad (3.55)$$

$$T_{ц} = 131,25 + 60 + 162 + 40 + 80,7 + 50 + 50 = 574 \text{ мин}$$

или 9 часов 30 минут

Суточный график организации работ

Технические операции	Время, мин	1 смена							2 смена							3 смена										
		1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17	18	19	20	21	22	23	24	
Вспомогательные операции	80	█							█								█									
Отгрузка горной массы	40	█	█						█	█							█	█								
Бурение забоя	160		█	█	█					█	█	█						█	█	█						
Бурение под ЖБШ	130			█	█	█	█				█	█	█						█	█	█	█				
Установка ЖБШ и нанесение набрызг-бетона	210				█	█	█	█				█	█	█	█					█	█	█	█	█		
Заряжание и взрывание	50						█																		█	
Проветривание	30	█	█	█	█	█	█	█	█	█	█	█	█	█	█	█	█	█	█	█	█	█	█	█	█	█

2.3.13 Определение стоимости проведения одного погонного метра вентиляционно-закладочного уклона

Определяем заработную плату в расчете на один погонный метр выработки.

Расчет затрат на заработную плату на один погонный метр производим, учитывая полную сменную заработную плату рабочих по профессиям, которая указана в таблице 8, а также учитывая, что трудоемкость выполняемых работ - один цикл (длина ухода за циклом).

Затраты на заработную плату бурильщика:

$$P = \frac{З_6}{L_{yx}} \cdot N_6, \text{руб.},$$

где $З_6$ – сменная заработная плата бурильщика, руб; L_{yx} – длина уходки, м;
 N_6 – трудоемкость бурения, чел.-смен.

$$N_6 = \frac{\sum L}{n} = \frac{75,5}{405} = 0,18 \text{ чел.смен.}$$

где $\sum L$ – общее количество шпурометров, м; n – норма выработки на 1-го человека.

$$P = \frac{1191}{1,65} \cdot 0,18 = 107,5 \text{ руб.}$$

Затраты на заработную плату машиниста ПДМ:

$$N_6 = \frac{D}{n} = \frac{75,5}{210} = 0,35 \text{ чел.смен.}$$

$$P = \frac{З_6}{L_{yx}} \cdot N_6 = \frac{1257}{1,65} \cdot 0,35 = 219,8 \text{ руб.}$$

Затраты на заработную плату крепильщика:

$$N_6 = \frac{Q_{ш}}{n} = \frac{26}{40} = 0,65 \text{ чел.смен.}$$

$$P = \frac{З_6}{L_{yx}} \cdot N_6 = \frac{936}{1,65} \cdot 0,65 = 327,6 \text{ руб.}$$

Затраты на заработную плату взрывника:

$$N_6 = \frac{D}{n} = \frac{75,5}{180} = 0,41 \text{ чел.смен.}$$

$$P = \frac{З_6}{L_{yx}} \cdot N_6 = \frac{913}{1,65} \cdot 0,41 = 181,5 \text{ руб.}$$

Таблица 8. Затраты на заработную плату на 1 погонный метр при проведении выработки

Рабочий	Сменная заработная плата	Трудоемкость	Суммарная ЗП
Бурильщик	1191	0,18	107,5
Машинист ПДМ	1257	0,35	219,8
Крепильщик	936	0,65	327,6
Взрывник	913	0,41	181,5
Итого			836,4

*Определяем затраты на амортизационные отчисления
в расчете на один погонный метр выработки*

Рассчитаем годовые амортизационные отчисления на каждый вид оборудования. Так, например, для Boomer-282 расчет производим следующим образом:

$$A_{\text{г}} = \frac{K_{\text{г}} \cdot H_{\text{г}} \cdot t \cdot n}{100}, \text{ руб.},$$

где $K_{\text{г}} = 14,480$ млн.руб. - стоимость BOOMER-282, руб.; $H_{\text{г}} = 25\%$ - норма амортизации; $t = 1$ мес. = 0,082 лет – время проходки выработки; n – количество единиц оборудования, шт.

$$A_{\text{г}} = \frac{14480 \cdot 10^3 \cdot 25 \cdot 0,082 \cdot 1}{100} = 0,297 \text{ млн.руб.}$$

Величина амортизации на проходку одного погонного метра выработки определяется по формуле:

$$a = \frac{A}{v}, \text{ руб.},$$

где A - сумма амортизации, млн.руб.; $v = 120$ м/мес. - среднемесячная скорость проходки.

$$a = \frac{A}{v} = \frac{0,297 \cdot 10^6}{120} = 2475 \text{ руб.}$$

Расчет амортизационных отчислений на проходку одного погонного метра для остального оборудования аналогичен (см. таблицу 9).

Таблица 9. Амортизационные отчисления на один погонный метр выработки

Наименование оборудования	Кол-во	Стоимость, тыс.руб.	Годовая норма амортизации, %	Годовые амортизационные отчисления, тыс.руб.	Амортизационные отчисления на 1 п.м, руб.
Boomer-282	1	14480	25	296,84	2473,67
ST-5	1	13030	25	267,12	2225,96
Алива-250	1	50,3	34	1,402	11,69
ВМ-8м	2	48,7	34	2,7	22,5
БИБО-3	1	8,5	33	0,23	1,91675
Н-1М	1	2,72	33	0,074	0,61336
Всего					4747,785377
Неучтенное оборудование			20%		949,5570753
Итого					5697,342452

Затраты на материалы и энергию на один погонный метр выработки.

Затраты на материалы и энергию сводим в таблицу 10.

Таблица 10. Затраты на материалы и энергию на один погонный метр выработки

Наименование материалов	Количество на один погонный метр	Стоимость единицы, руб.	Стоимость на один погонный метр, руб.
Крепление ЖБШ			
ЖБШ, штук	20	10	200
Коронки, штук	0,56	2652	1485,12
Сталь буровая, кг	0,06	368	22,08
Цемент, кг	32	12,76	408,32
Песок, кг	44	5	220
Набрызг-бетон (первичный)			
Цемент, кг	92	12,76	1173,92
Песок, кг	257	5	1285
Крепление УКК			
Сетка металлическая, кг	28,9	10	289
Клин, штук	20	1	20
Шайба, штук	20	1	20
Цемент, кг	138	12,76	1760,88
Песок, кг	385	5	1925
Проходка горных выработок			
Коронки, штук	0,096	2652	254,592
Сталь буровая, кг	0,06	368	22,08
ВВ, кг	46,1	7,53	347,133
Электродетонаторы, шт.	27	0,32	8,64
Дизельное топливо, кг	4,1	9,5	38,95
ВСЕГО:			9480,72

Сумма затрат на проведение одного погонного метра выработки равна:

$$C_{\text{выр}} = P + A + M, \text{руб.},$$

где $P = 1,29$ тыс.руб. - затраты на заработную плату; $A = 5,7$ тыс.руб. - затраты на амортизацию; $M = 9,5$ тыс.руб. - затраты на материалы и энергию.

$$C_{\text{выр}} = 1,29 + 5,7 + 9,5 = 16,49 \text{ тыс.руб.}$$

Длина вентиляционно-закладочного штрека 120 м. Отсюда полная стоимость проведения составляет:

$$C = C_n \cdot L = 16,49 \cdot 120 = 1,98 \text{ млн.руб.}$$

2.3.14. Строительство вертикальной выработки

В данной дипломной работе, в качестве вертикальной горной выработки, будет рассмотрено проведение рудоспуска. Длина рудоспуска 100 м. Среднее значение коэффициента крепости пород по шкале М.М. Протодьяконова составляет 12. Породы устойчивые. Объемный вес руды и пород – 4 т/м³.

Определение формы и расчет размеров поперечного сечения выработки

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

Диаметр кондиционного куска при отбойке буровзрывным способом составляет в среднем 850 мм. Рекомендуемое соотношение диаметра кондиционного куска и рудоспуска составляет 1/3. Значит, диаметр рудоспуска должен быть не менее 2,5 м.

Выбор горно-проходческого оборудования и материалов

Как сказано выше, необходимо пройти выработку круглого сечения, диаметром не менее 0,9 м, на глубину 100 м (данные по применяемой системе разработки). Наибольшее распространение в мировой практике, для проходки восстающих, получили буровые установки фирмы Atlas Copco.

Описание технологии осуществления процессов проходческого цикла

До начала работ по бурению при проходке выработок установкой Robbins должны быть пройдены монтажная камера на подсечном горизонте, подведена воздушная и водная магистраль, налажено освещение. Для обеспечения выполнения процесса бурения скважин в забой бесперебойно подается сжатый воздух давлением и вода для промывки скважин давлением.

В начале смены бурильщики должны осмотреть и смазать основные узлы установки, и уложить необходимый инструмент. Машинист буровой установки обязан соблюдать заданное направление выработки.

Схема расположения буровой установки показана на рисунке 6.

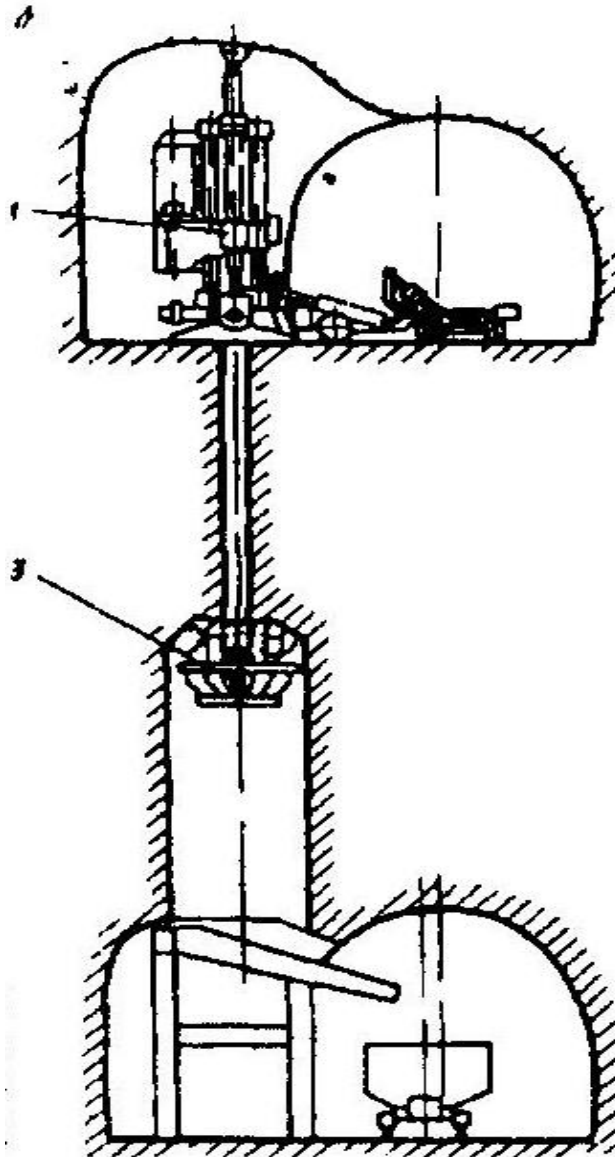


Рисунок 6. Схема расположения буровой установки Robbins
1 – буровая установка; 3 – рабочий инструмент.

Организация работ

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

Бурение осуществляет 1 человек за пультом.

Один человек на вспомогательных работах.

Продолжительность смены: 7 часов.

Расчет комплексной нормы времени сводится в таблицу 11.

Таблица 11. Расчет комплексной нормы времени

Наименование процесса	Норма времени, (чел.-час/ед.; маш.-час/ед.)			Объем работ на 1 м выработки, V_1	Кол-во машин, человек	Трудозатраты по процессу, T_i , чел.-час/1п.м.
	Табличная, H_T	Коэффициент сложности, k	Установленная, H_y			
Транспорт и монтаж/демонтаж					2	0,30
Бурение направляющей скважины, м	0,33	1	0,33	1	2	0,33
Расширение, м	0,59	1	0,59	1	2	0,59
Обслуживание станка и управление бурением	-	-	-	-	2	0,35
Профилактические ремонты, осмотр и смазка оборудования	-	-	-	-	2	0,1
Замена бурового инструмента и шарошек	-	-	-	-	2	0,14
Вспомогательные операции	-	-	-	-	1	0,1
ИТОГО:	-	-	-	-	H_k	1,92

Возможное подвигание забоя за смену:

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

где $T_{ц}$ - принятая продолжительность цикла, час; $T_{п.з.}$ - продолжительность подготовительно – заключительных операций в цикле, час. ($T_{п.з.} = 0,685$).

$$L_{ц} = (7 - 0,685) / 1,92 = 6,64 \text{ м}$$

Проветривание выработки

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

Определение режима работы при проходке выработки проходки

Построение графика организации работ

Продолжительность:

- смены – 7 часов;
- количество смен в сутках – 3 смены;
- рабочей недели 5 дней;
- рабочих дней в году 348.

Расчет численности рабочих:

- явочное число рабочих в смену:

$$N_{я} = (l_{см} \cdot H_{к}) / (T \cdot k), \text{ чел.},$$

где $N_{я}$ – явочное число рабочих в смену, чел.; T – продолжительность смены, ч; k – средний коэффициент сокращения норм времени ($k = 1$).

$$N_{я} = (3,25 \cdot 1,92) / (7 \cdot 1) = 0,86 \approx 1 \text{ чел.}$$

Списочный состав бригады:

$$N_{сн} = N_{я} \cdot K_{сн}, \text{ чел.},$$

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

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

где T – число рабочих дней в году, дн.; T_k – число календарных дней в году, дн.; t_1 – число праздничных дней в году, дн.; t_2 – число выходных дней в году; t_3 – число дней отпуска в году, дн.

$$K_{cn} = \frac{T}{(T_k - t_1 - t_2 - t_3) \cdot 0,96} = \frac{348}{(365 - 17 - 104 - 60) \cdot 0,96} = 1,97$$

$$N_{cn} = N_y \cdot K_{cn} = 1 \cdot 1,97 = 2 \text{ чел.}$$

Принимаю численность проходческой бригады - 2 человека.

Таблица 14. Расчет стоимости сооружения выработки по статье «Материалы»

Наименование	Единица измерения	Расход на проходку восстающего	Стоимость единицы, руб.	Сумма, руб.
Трёхшарошечное долото (пилотная скважина)	шт.	0,7	22950	16065
Расширительная головка	шт.	0,6	186840	112104
Буровой став	шт.	1,23	29700	36531
Буровая сталь	шт.	0,5	5350	2675
Итого на восстающий				167375
Неучтенные материалы (10%)				16737,5
Итого с неучтенными на проходку восстающего				184 113
Итого на 1 п.м				1227,42
Итого на 1 м ³				482,589

Таблица 15. Расчет стоимости сооружения выработки по статье «Энергия»

Вид энергии. Процесс. Потребитель	Кол-во потребителей	Ед. измерения	Расход в час или мощность двигателя, л.с.	Продолжительность процесса в цикле, ч	Расход энергоносителя на цикл	Стоимость единицы энергии, руб.	Сумма на цикл, руб.
1. Сжатый воздух							
Robbins	1	м ³	1800	30,48	54864	0,5	27432
2. Электроэнергия							
Robbins	1	кВт	150	92,2	13823,5	1,5	20735,25
Освещение	1	кВт	5	192	958,2	1,5	1437,3
3. Технологическая вода							
Бурение	1	л	0,3	92,2	28	0,2	5,6
Итого на восстающий							1240254
Итого на 1 п.м							8268,4
Итого на 1 м ³							3250,9

Таблица 16. Расчет стоимости сооружения выработки по статье «Амортизационные отчисления»

Оборудование	Кол-во единиц	Стоимость единицы, руб.	Общая сумма стоимости, руб.	Годовая норма амортизации, %	Продолжительность проходки, лет	Суммарные затраты, руб.
Буровая установка Robbins	1	5000000	5000000	20	0,037	36967
Итого на выработку						55500
Итого на 1 п.м						370
Итого на 1 м ³ :						316

Таблица 17. Расчет общей стоимости сооружения выработки

Статьи расходов	Затраты, руб.			Удельный вес затрат, %
	На всю выработку	На 1 п.м выработки	На 1 м ³ выработки	
Заработная плата	1014000	1014	405,6	87,5
Материалы	86557	1227,4	482,6	7,5
Энергия	20273	8268,4	3250,9	1,8
Амортизационные отчисления	36967	370	145,5	3,2
Итого затрат:	1157797	10879,8	4284,6	100
Общешахтные услуги	212131,5	7170,7	2819,3	
Итого прямых затрат:	1369928,5	18050,5	7103,9	
Накладные расходы (8-26%)	136993	18051	710	
ВСЕГО:	1506921,5	36101,5	7814	

2.4. Система разработки

Залежь имеет угол падения $\alpha = 15^\circ$, и незначительные размеры шахтного поля $L_{пр} = 1800$ м и $L_{вкр} = 500$ м. Коэффициент крепости $f = 14$. Руды и породы устойчивые, но имеют резкое снижение устойчивости в местах тектонических нарушений. Ограничения по ресурсам и закладочному материалу отсутствуют. Земная поверхность охраняется. Полезное ископаемое весьма ценное ($c=2,5\%$). Плотность пород $= 3$ т/м³. Плотность руды $= 3,5$ т/м³.

2.4.1. Выбор системы разработки

Правильный выбор систем разработки рудных месторождений имеет огромное значение и в основном определяет эффективность их разработки.

На большинстве рудных месторождений по горнотехническим условиям можно применять несколько разных систем разработки. Однако для каждого месторождения должна быть выбрана наиболее рациональная система, удовлетворяющая разным техническим и экономическим требованиям, среди которых самыми важными являются:

- обеспечение безопасных и здоровых условий труда работающих;
- достижение минимальной себестоимости продукции;
- выполнение заданной производительности рудника по добыче руды с соблюдением принятых кондиций по её качеству;
- рациональное использование недр, экономически обоснованный минимум потерь и разубоживания руды, а также комплексная разработка полезных компонентов и месторождений.

Выбор систем разработки производим по постоянным и переменным факторам.

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

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

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

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

В ракурсе выбора системы разработки признаками являются горно-геологические условия.

Важнейшим из условий является устойчивость пород, т.к. в большей мере и на больший срок обнажаются именно они, что представляет основную опасность как для рабочих очистных забоев, так и для всех окружающих.

Выше приведены так называемые постоянные факторы, определяющие выбор системы разработки. Кроме того, необходимо учитывать дополнительные переменные факторы: склонность руды к слеживанию; склонность руды к самовозгоранию; гидрогеологические условия (наличие водоносных горизонтов); возможность обрушения поверхности; наличие в районе разработки месторождения недорогих видов закладки, наличие в рудном теле включений пустых пород, характер контактов залежи, глубина разработки, обособленное залегание рудных тел и пр. Влияние их достаточно очевидно: при недопустимости обрушения поверхности и неблагоприятной гидрогеологии обрушение выработанного пространства невозможно, при склонных к слеживанию и самовозгоранию рудах недопустимо их накопление в отбитом состоянии и пр.

Система разработки с открытым очистным пространством 1 класса

К этому классу относятся системы, при которых вмещающие породы во время выемки блока поддерживаются рудными целиками или же простейшими видами крепи, а очистное пространство между целиками остается открытым, т.е. свободным.

Системы этого класса могут применяться при отработки бедных и средней ценности руд, с α до 30° . Основным недостатком системы является низкая производительность доставки в связи с разбросом, отбитой рудной массы, по

большой площади. В связи с тем, что выше богатых руд залегают вкрапленные руды, которые в будущем будут отрабатываться. Тем самым применение систем данного класса нецелесообразно. В силу разных причин распространение не нашло. Системы разработки с магазинированием руды 2 класса

Данный класс систем разработки, получил значительное распространение при разработке маломощных (жильных) крутопадающих залежей. Применительно к мощным месторождениям, каким является месторождение трубки «Удачная», предпочтение отдают системам других классов. Данный класс системы нам не подходит т.к. основным фактор не склонность слеживания горной массы; по углу падения рудного тела она нам так же не подходит.

Системы разработки с креплением очистного пространства 3 класса

Особенностью систем этого класса является регулярное возведение крепи, как основного средства поддержания боков и (или) кровли очистного пространства. Крепь сооружают регулярно с соблюдением заранее выбранной ее конструкции и параметров.

Системы с креплением очистного пространства применяются редко и, как правило, только при разработке рудных тел небольшой мощности.

Недостаток очень низкий показатель производительности труда, большой расход крепёжного материала (около 15 % выработанного пространства закрепляют лесом). Поддержание крепью по мере увеличения мощности рудного тела усложняется, а в очень мощных рудных телах становится почти невозможным. Данный класс систем разработки нам не пригоден в силу указанных выше причин.

Системы разработки с закладкой очистного пространства 4 класса

Основной особенностью систем разработки с закладкой является заполнение очистного пространства закладочным материалом, который выполняет одну из основных функций – поддержание очистного пространства. Как правило, системы данного класса применяют для разработки руд значительной ценности, когда полнота выемки имеет первостепенное значение, а высокая стоимость добычи допустима. Часто применение данных систем бывает вынужденным для сохранения поверхности или вмещающих пород от обрушения. Однако понижение горных работ на большие глубины и повышение горного давления вызывает необходимость более широкого применения, так как закладка в таких условиях является наиболее эффективным, а иногда даже единственно возможным. В сложных условиях система обеспечивает безопасность ведения горных работ, высокие показатели извлечения и полноту выемки. Потери при данной системе разработки 0,8÷1,5 %.

Системы разработки с обрушением вмещающих руд и пород 5 класс

При системах разработки с обрушением вмещающих пород применяют такие методы очистной выемки, при которых выработанное пространство

по мере выемки руды заполняется обрушающимися пустыми породами всяческого бока залежи или надрудной толщи. Для успешного применения этих систем разработки, вмещающие породы должны, легко, обрушиться вслед за подвиганием очистного забоя. Данный класс нам не подходит вследствие того, что руды и породы у нас устойчивые и средней устойчивости, а в данном классе требуется не устойчивые, возникают потери и разубоживание, выше залегания богатых руд находятся вкрапленные руды, которые в будущем будут обрабатываться.

Данный класс систем разработки делят на системы с однослойной выемкой и обрушением вмещающих пород и на системы слоевого обрушения.

От этого класса систем отказываемся в виду следующих причин:

– системы разработки с однослойной выемкой применяют для разработки пологих и наклонных месторождений с выемкой руды одним слоем на всю мощность рудного тела;

– системы слоевого обрушения не пригодны вследствие малой их производительности и большого расхода леса.

Комбинированные системы разработки 6 класса

Эти системы представляют собой комбинацию различных систем разработки при выемке камерных запасов и целиков, при этом системы увязаны в единый комплекс с общей подготовкой, нарезкой и определенным порядком выемки камер и целиков. Т.к. выше богатой руды залегают вкрапленные руды, которые на данный момент не представляют промышленной ценности, но в дальнейшем предусматривается их разработка. Исходя из этого, система нам не подходит.

Поскольку ценность руды, которая будет добываться на проектируемом руднике, очень высокая и различные потери руды не желательны (должны быть минимальными), то первых 2 класса систем мы исключаем. Условия применения систем первого и второго класса наблюдаются очень большие потери руды, из-за обрушения вмещающих пород, что ведет и к повышенному разубоживанию.

Вывод: исходя из выше перечисленных систем разработки, наиболее подходящие к нашим условиям системы разработки 4 класса.

Так как в пределах месторождения рудное тело невыдержанное по мощности, средняя мощность равна 21 м, невыдержанное по углу наклона (от 2° до 12°), руды и породы устойчивые, но имеют резкое снижение устойчивости в местах тектонических нарушений, глубина залегания от 1200 до 1300 м, земная поверхность охраняется, руда весьма ценная, 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 $(H/m) \times 200$, 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.

Используя основные исходные данные, выбираем по постоянным и переменным факторам две системы разработки:

1) сплошная слоевая система разработки с закладкой выработанного пространства и восходящим порядком выемки слоёв;

2) сплошная слоевая система разработки с закладкой выработанного пространства и нисходящим порядком выемки слоёв.

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

Расчет параметров основных технологических процессов очистной выемки

В данном дипломном проекте произведен расчет основных параметров технологических процессов.

Сплошная слоевая система разработки с восходящим порядком выемки слоёв

Обуривание слоя производится СБУ BOOMER, на высоту 4 м, диаметром 0,042 м. Направление бурения восходящее, расположение шпуров в ряду параллельное. Отбойка ведется на выработанное пространство. Для отбойки применяется гранулит АС-8, зарядание производится зарядной машиной CHARMEC 1097В.

Слой обрабатывается одним из следующих способов:

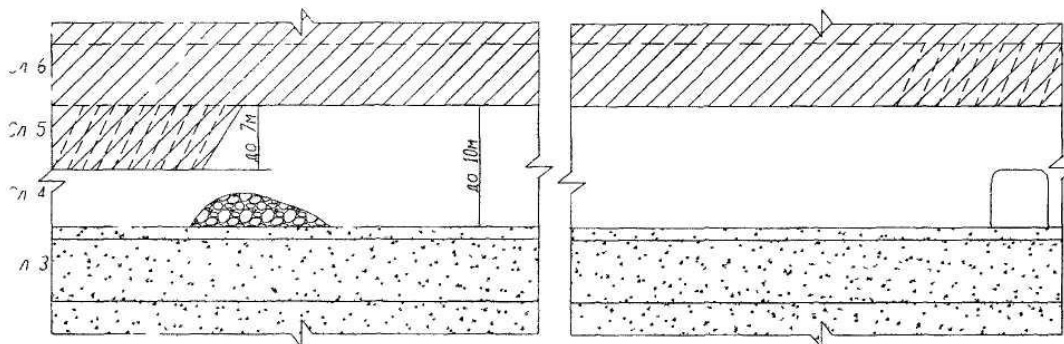


Рисунок 7. Вариант №1 отработки слоя

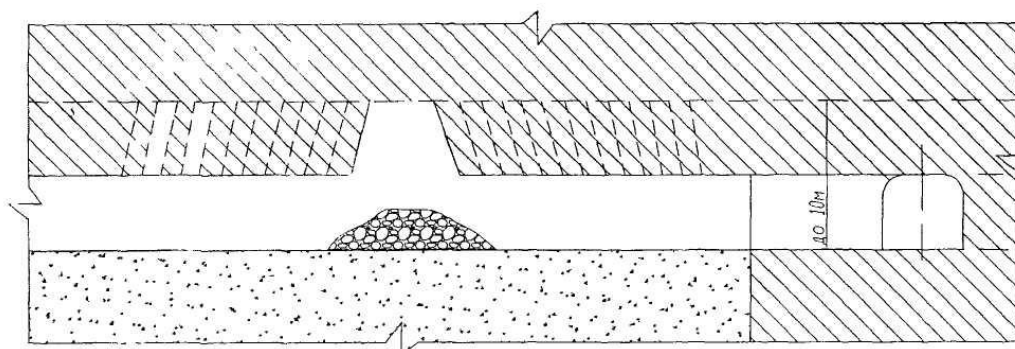


Рисунок 8. Вариант №2 отработки слоя

Вариант №2 более предпочтителен, так как при данной схеме отработки улучшаются показатели дробления руды и уменьшается разлет кусков.

Таблица 19. Параметры БВР

Удельный заряд ВВ, кг/м ³	1,6
ЛНС, м	0,9
Расстояние между шпурами в ряду, м	0,9
Глубина шпура, м	4,2
Суммарная длина шпуров, м	37,9
Кол-во отбиваемой руды, т	125
Общий расход ВВ, кг	52
q _{ВВ} , кг/т	0,41
q _б , м/т	0,3
Выход руды с 1 погонного метра, т/м	3,3

Доставка отбитой рудной массы, согласно специальной части, производится СДО типа TORO 400 Е до рудоспусков, расположенных в самих лентах, через каждые 16 м, в крест простирания, то есть один рудоспуск на две ленты. Производительность СДО равна 150 т/час.

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 обуривания вышележащего слоя на 4 м, и его отработки цикл работ повторяется.

Закладочный материал подается с вентиляционно-закладочного горизонта, через пробуренные скважины, диаметром 150 мм. Скважины пробурены через каждые 40 м, данное расстояние принято из условий растекания закладочной смеси. Перед подачей закладочной смеси на соответствующих выработках ставятся перемычки.

Основными требованиями к закладочному массиву как средству управления горным давлением – сохранение устойчивости при его обнажении. Устойчивость закладки в обнажениях определяется ее технической прочностью, способной противостоять воздействию статических и динамических нагрузок.

В соответствии с технологическими требованиями все закладочные смеси разделяются по прочности на марки: М-10, М-20, М-30, М-40, М-60, М-80, М-100.

Слоевая система разработки

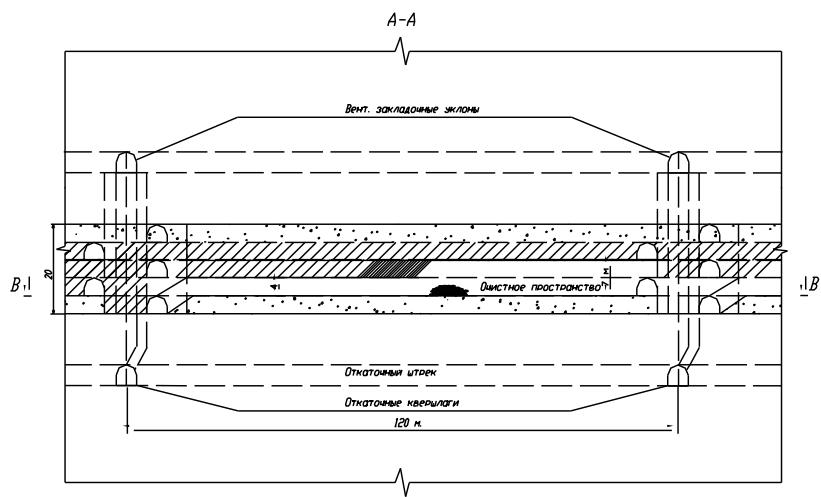
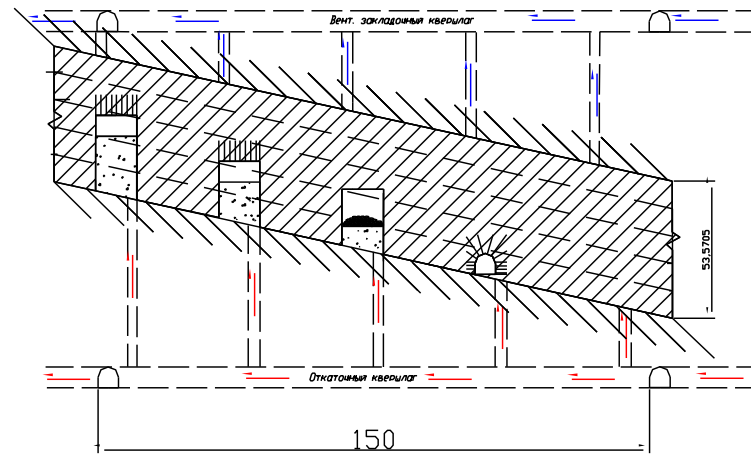
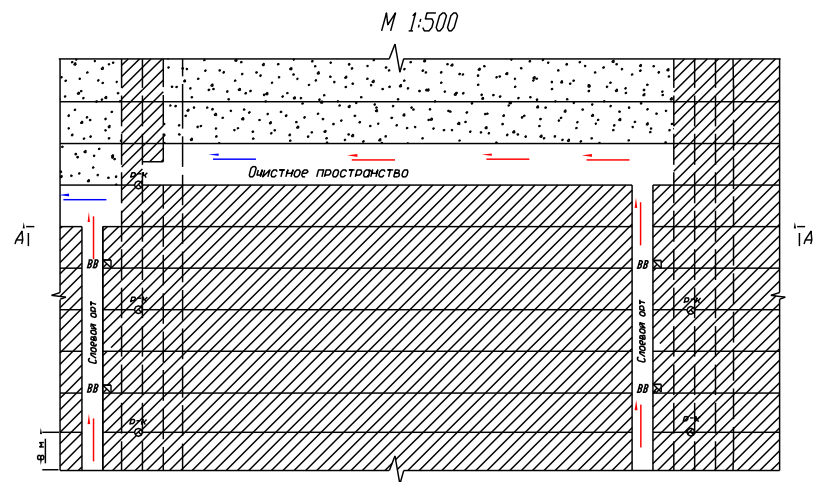


Рисунок 9. Слоевая система разработки с восходящим порядком выемки слоев

Таблица 20. Баланс руды и рудной массы

Виды горных работ	Количество	Сечение, м ²		Длина, м		Объём, м ³		Плотность, т/м ³	Балансовые запасы, т	Коэффициент извлечения	Извлекаемые запасы, т	Коэффициент изменения качества	Добытая рудная масса, т
		по руде	общее	по руде	общая	по руде	общий						
Горно-подготовительные работы													
Откаточный штрек	2	0	12	0	50	0	1200	3					3600
Откаточный квершлаг	2	0	12	0	120	0	2880	3					8640
Вентиляционно-закладочный у	2	0	12	0	120	0	2880	3					8640
Итого ГПР						0	6960		0		0		20880
Нарезные работы													
Рудоспуск	4	4	4	21	50	84	800	3,5	294	0,95	279,3	0,98	285
Вент.-восстающий	4	4	4	21	50	84	800	3,5	294	0,95	279,3	0,98	285
Слоевой орт	5	12	12	120	120	1440	7200	3,5	5040	0,95	4788	0,98	4885,714
Итого НР					535	1608	8800		5628		5346,6		5455,714
Очистные работы													
Очистной слой						313392		3,5	1096872	0,95	1042028	0,98	1063294
Всего по выемочной единице						315000	329152		1102500	0,95	1047375	0,97	1089630

Сплошная слоевая система разработки с нисходящим порядком выемки слоёв

Рудное тело по падению делится на секции шириной 8 м. и длиной 120 м. обрабатываемые слоями снизу вверх с последующей закладкой отработанного пространства твердеющими смесями. Для прохода самоходного бурового и погрузочно-доставочного оборудования на слои проводятся транспортные штреки из которых на каждый слой проводят заезды (слоевые орты). В конструкцию системы разработки также включаются следующие подготовительные и нарезные выработки: откаточный и вентиляционные штреки, рудоспуски и вентиляционные восстающие. К нарезным выработкам относят разрезные штреки, пройденные по каждой ленте из первого слоевого орта по почве рудного тела тупиковым забоем на всю длину слоя сечением $4 \times 3,5 \text{ м}^2$. Выемка слоев осуществляется сверху вниз под искусственно созданной кровлей из прочной закладочной смеси. При этой системе величина пролета слоев не зависит от устойчивости рудного массива, а определяется прочностью закладки (песчанно-цементный раствор марки 100, прочность которого при сжатии в возрасте 6 месяцев 10 МПа).

Схема развития очистных работ слоями сверху вниз в секции приведена на рис.10.

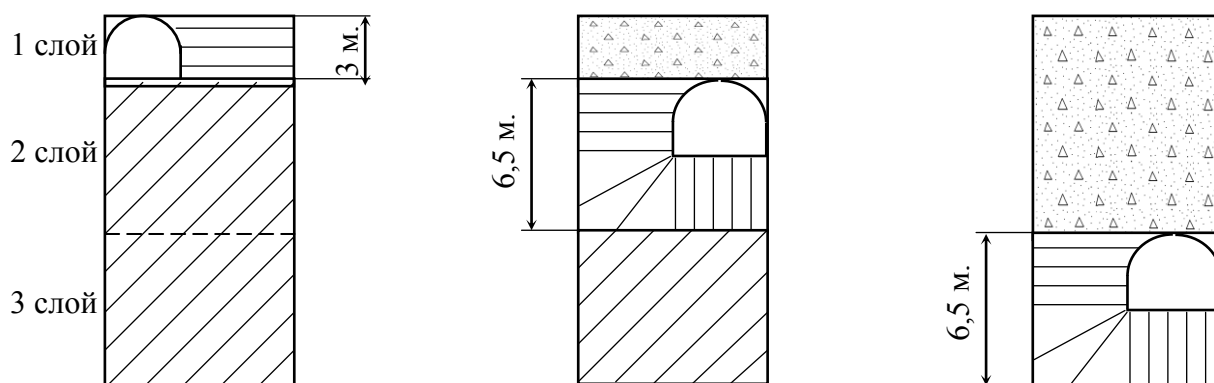


Рис. 10. Схема развития очистных работ в секции слоями сверху вниз.

Первая стадия очистных работ начинается с проходки защитного слоя (перекрытия) проводится у кровли обрабатываемого рудного тела с опережением по отношению к обрабатываемым основным слоям и составляет не более 40 м.

Технология выемки защитного слоя параметрами $3 \times 8 \text{ м}$. состоит в проведении разрезного штрека сечением $3 \times 4 \text{ м}$. по границе секции с последующим его расширением до 8 м. в две стадии.

Вторая стадия отработки слоев под искусственной кровлей обычно происходит по схеме почвоуступного забоя. Проводится разрезной штрек сечением $4 \times 3,5 \text{ м}$. под защитным слоем по границе секций, а затем разбуривается веером шпуров на глубину $3 \times 4 \text{ м}$. (см. рис. 5).

Основной недостаток системы с нисходящим порядком выемки слоев по сравнению с восходящим - удорожание добычи руды в следствии применения более прочной закладки (повышается расход дорогостоящего цемента), а также увеличение линейного коэффициента за счет проведения разрезных штреков по каждому слою.

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

Таблица 22. Параметры БВР

Удельный расход бурения, м/м ³	,45
Удельный заряд ВВ, кг/м ³	,49
ЛНС, м	,9
Замедление, с.	,01
Средний диаметр куска, м	,14
Негабарит Кол-во отбиваемой руды, т	,4 20

Суммарная длина скважин в слое составляет = 3229 м.

Количество ВВ необходимого для отбойки одного слоя составляет = 3629 кг.

Доставка отбитой рудной массы, согласно специальной части, производится СДО типа TORO 400 E до рудоспусков, расположенных в самих лентах, через каждые 16 м, в крест простирания, то есть один рудоспуск на две ленты. Производительность СДО равна 150 т/час.

Закладочный материал подается с вентиляционно-закладочного горизонта, через пробуренные скважины, диаметром 150 мм. Скважины пробурены через каждые 40 м, данное расстояние принято из условий растекания закладочной смеси. Перед подачей закладочной смеси на соответствующих выработках ставятся перемычки.

Основными требованиями к закладочному массиву как средству управления горным давлением – сохранение устойчивости при его обнажении. Устойчивость закладки в обнажениях определяется ее технической прочностью, способной противостоять воздействию статических и динамических нагрузок.

В соответствии с технологическими требованиями все закладочные смеси разделяются по прочности на марки: М-10, М-20, М-30, М-40, М-60, М-80, М-100.

После затвердевания закладочной смеси начинают отработку нижней ленты.

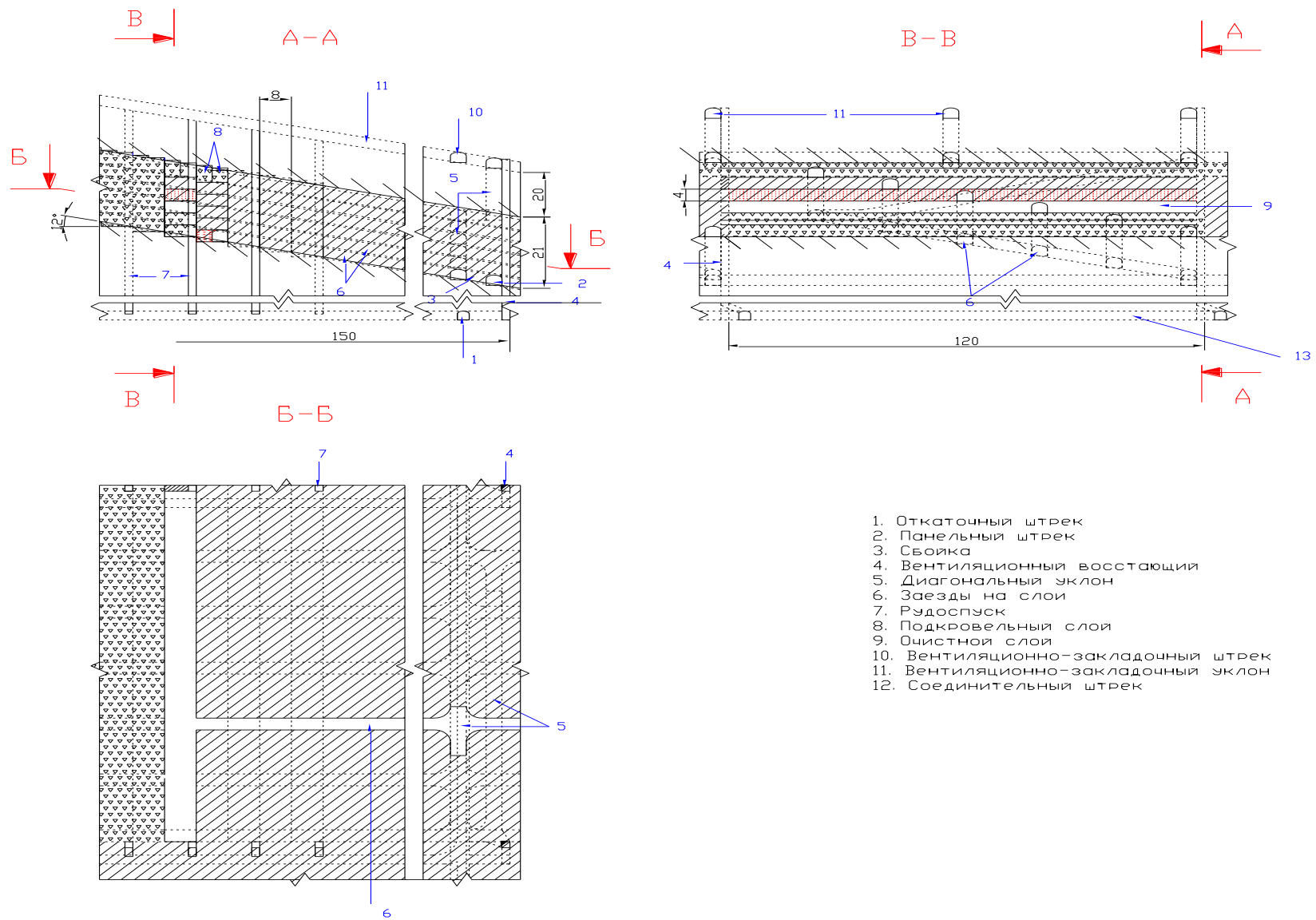


Рисунок 11. Слоевая система разработки с низходящим порядком выемки слоев

Таблица 23. Баланс руды и рудной массы

Виды горных работ	Количество	Сечение, м ²		Длина, м		Объём, м ³		Плотность, т/м ³	Балансовые запасы, т	Коэффициент извлечения	Извлекаемые запасы, т	Коэффициент изменения качества	Добытая рудная масса, т
		по руде	общее	по руде	общая	по руде	общий						
Горно-подготовительные работы													
Откаточный штрек	2	0	12	0	120	0	2880	3		0	0		8640
Вентиляционно-закладоч	2	0	12	0	120	0	2880	3		0	0		8640
Вентиляционно-закладоч	2	0	12	0	150	0	3600	3		0	0		10800
Диагональный уклон	2	12	12	90	90	1080	2160	3,5	3780	0,95	3591	0,98	3664,286
Соединительный штрек	1	0	12	0	150	0	1800	3	0	0	0	0	5400
Итого ГПР						1080	13320		3780		3591		37144,29
Нарезные работы													
Рудоспуск	10	4	4	21	41	84	1640	3,5	294	0,95	279,3	0,98	285
Вент.-восстающий	4	4	4	21	60	84	960	3,5	294	0,95	279,3	0,98	285
Панельный штрек	1	12	12	120	120	1440	1440	3,5	5040	0,95	4788	0,98	4885,714
Заезды на слои	3	12	12	120	120	1440	4320	3,5	5040	0,95	4788	0,98	4885,714
Итого НР					535	3048	8360		10668		10134,6		10341,43
Очистные работы													
Очистной слой							310872	3,5	1088052	0,95	1033649	0,98	1054744
Всего по выемочной единице							315000			0,95	1047375	0,95	1102230

*Расчет основных технико-экономических показателей
систем разработки*

Выводы

3. Электромеханическая часть

3.1. Рудничный транспорт

Рудничный транспорт является замыкающим элементом технологии добычи полезного ископаемого. Выбор вида транспорта, типа транспортной машины и параметров транспортных установок, производим на основе технико-экономического сравнения вариантов с ориентированием на минимальную себестоимость транспортировки.

На основе качественного анализа из всех возможных видов транспорта для данных горно-геологических и горнотехнических условий отработки месторождения конкурирующими вариантами являются: локомотивная откатка и конвейерный транспорт.

Для проведения анализа определяем ширину проектируемой выработки. Рассматриваем одно-путевую выработку. При этом ширину выработки определяем:

$$B = A + n + B + m,$$

где A - ширина принимаемого оборудования мм;

n - зазор со стороны крепи, мм.;

m - зазор между оборудованием мм;

B - свободный проход, мм.

Для электровозной откатки:

$$B = 1350 + 1000 + 500 = 2850 \text{ мм}$$

Для электровозной откатки и конвейерного транспорта:

$$B = 1350 + 1500 + 700 + 700 + 200 = 4450 \text{ мм}$$

Исходя из ширины выработки видно, что сечение выработки при электровозной и конвейерной доставке будет выше, соответственно и работы на проведение выработки, ее поддержание будет больше, также себестоимость тоже увеличится. При рассмотрении этих вариантов по амортизации видно, что себестоимость амортизации выше у конвейерной доставки, т.к. норма амортизационных отчислений значительно выше. Кроме того, когда их рассматриваем по статье "материалы", конвейерный транспорт проигрывает по себестоимости из-за быстрого износа ленты и ее дороговизны. Износ ленты происходит из-за абразивности руд, а дороговизна ленты обусловлена применением специальных типов лент. При рассмотрении вариантов по заработной плате выигрывает конвейерный транспорт, из-за малого числа обслуживаемого персонала. При этом получается значительная экономия заработной платы, за счет чего снижается себестоимость. При рассмотрении вариантов по энергетическим затратам выигрывает электровозная откатка, так как при конвейерном транспорте создается сильное сопротивление движению и энергетические затраты увеличиваются. Учитывая эти факторы можно сказать, что электровозная откатка выигрывает по себестоимости, поэтому в данном случае применяем ее.

Для откатки рассмотрим применение контактных аккумуляторных электровозов. При этом выигрывает контактный электровоз, так как его

мощность выше, чем у аккумуляторного электровоза и скорость перемещения намного выше. Кроме того, себестоимость контактных электровозов ниже, чем у аккумуляторных. Так как руды имеют значительную плотность $4,2\text{т/м}^3$, для ее транспортировки нужны наиболее мощные электровозы, поэтому принимаем контактные электровозы К – 14М и вагонетки ВГ – 4,5

Производим расчет электровозной откатки от блока к комбинированному скипо-клетевому стволу. Средняя длина откатки составляет 1400м. Технические характеристики электровоза КР – 14М приведены в таблице 3.1.

Определяем количество вагонеток в составе при подъеме:

$$Z = [P \times (1000 \times \varphi - (W_0 + W_z + W_i + 110 \times a))] / [(C_{мер} - C_{мо}) \times (W_0 + W_z + W_i + 110 \times a)],$$

где P – сцепной вес электровоза, равен 14 т;

φ – коэффициент сцепления, равен 0,2 ... 0,23;

W_0 – удельное ходовое сопротивление движения вагонетки при радиусе закругления 20 м, равно 8 кг/т;

W_z – дополнительное удельное сопротивление движению вагонетки при радиусе закругления 20м ($W_z = 8$), кг/т;

W_i – сопротивление преобладающему уклону, равно 3 кг/т;

$110 \times a$ – удельное динамическое сопротивление;

a – пусковое ускорение, 0,04 кг/т;

$C_{мер}$ – полезный груз вагонетки.

$$C_{мер} = (V \times K \times \gamma) / K_p,$$

$$C_{мер} = (4,5 \times 0,9 \times 4,2) / 1,6 = 10,6\text{т}$$

где K – коэффициент заполнения, 0,9;

γ – объемный вес руды в массиве, т/м^3 ;

K_p – коэффициент разрыхления, 1,6;

$C_{мо}$ – мертвый вес вагонетки, 3,85т.

$$Z = [14 \times (1000 \times 0,2 - (8 + 8 + 3 + 110 \times 0,04))] / [(10,6 - 3,85) \times (8 + 8 + 3 + 110 \times 0,04)] = 15$$

Проверка количества вагонов при торможении состава на преобладающем уклоне.

Тормозная сила электровоза:

$$B_k = 1000 \times P \times B \times \gamma,$$

где γ – коэффициент трения колодок, 0,18/0,2;

B – коэффициент нажатия тормозных колодок, 0,7;

$$B_k = 1000 \times 14 \times 0,7 \times 0,19 = 1862\text{ кг}$$

Удельное тормозное усилие составит:

$$f_k = B_k / [P + q \times (C_{мо} + C_{мер})],$$

$$f_k = 1862 / [14 + 15 \times (3,85 + 10,6)] = 8,06\text{ кг/т}$$

Тормозной путь составит:

$$E_m = (1000 \times V_{cp}^2) / [2 \times q \times (W_{cc} - W_i + f_k)],$$

$$E_m = (1000 \times 3,5^2) / [2 \times 9,8 \times (4 - 3 + 8,06)] = 65,1\text{ м}$$

где V_{cp} – скорость в начале торможения, равна скорости часового режима электровоза.

По условиям торможения состав из 15 вагонеток не проходит, принимаем 8 вагонеток, тогда:

$$f_k = 1862/[14+8 \times (3,85+10,6)] = 14,5 \text{ к2/м}$$

$$E_m = (1000 \times 3,5^2)/[2 \times 9,8 \times (4-3+14,5)] = 40 \text{ м}$$

Определяем потребное число электровозов и вагонеток. Определяем сменную производительность откатки с учетом неравномерной добычи:

$$A_{см} = A_{зод}/(N_{дн} \times N_{см}) \times K_{ср},$$

$$A_{см} = 4000000/(365 \times 3) \times 0,85 = 4298 \text{ т}$$

Число рейсов в смену для откатки руды составит:

$$N_p = A_{см}/Q_n,$$

$$N_p = 4298/84,8 = 50 \text{ рейсов}$$

$$Q_n = Z \times G,$$

$$Q_n = 8 \times 10,6 = 84,8 \text{ т}$$

Время рейса составляет:

$$t_p = t_{дв} + t_{разг} + t_{ман} + t_{загр},$$

где $t_{дв}$ – время движения;

$$t_{дв} = (2 \times 1400)/160 = 17,5 \text{ мин}$$

где $t_{разг}$ – время разгрузки равно 6,7 (время разгрузки 1 вагона 50 сек.);

$t_{ман}$ – время маневров и задержек, равно 15 мин.;

$t_{загр}$ – время загрузки.

$$t_{загр} = n \times [(0,9 \times V)/(0,85 \times Q_n) \times (1 + 0,93 \times \gamma_n \times Q_n \times (t_{пз} + 0,01 \times \sum t_{вд}))/\gamma_p + (0,3 \times (n_6 - 1)/n_6)],$$

где n – количество вагонеток;

V – емкость вагонетки, 4,5 м³;

γ_n – насыпная масса руды, 4,2 т/м³;

$t_{пз}$ – удельные затраты времени на ликвидацию зависаний руды, 0,08 мин/м³;

$t_{вд}$ – удельные затраты времени на дробление негабаритов, мин.

$\sum t_{вд} = 87 \text{ мин/м}^3$.

$$t_{загр} = 8 \times [(0,9 \times 4,5)/(0,85 \times 6,7) \times (1 + 0,93 \times 4,2 \times (0,08 + 0,01 \times 87))/3,8 + (0,3 \times (8 - 1)/8)] = 23$$

Время рейса составит:

$$t_p = 6,7 + 17,5 + 15 + 23 = 62,2 \text{ мин}$$

Число рейсов электровоза в смену:

$$N_p = (T_c \times K_c)/t_p,$$

$$N_p = (420 \times 0,89)/62,2 = 6$$

где K_c – коэффициент снижения производительности по организационным и техническим причинам, 0,85.

Количество электровозов для перевозки руды:

$$N_p = 4298/(84,8 \times 6) = 9 \text{ шт}$$

Списочный парк электровозов:

$$N_{сч} = M_{эв} \times K_p,$$

$$N_{сч} = 9 \times 1,25 = 11 \text{ шт}$$

Общее число вагонеток:

$$N_g = N_{эз} \times N_{66a},$$

$$N_g = 6 \times 8 = 48 \text{ шт}$$

Инвентарный парк вагонеток:

$$N_{инв} = K_p \times N_g,$$

$$N_{инв} = 1,25 \times 48 = 600 \text{ шт}$$

Для определения себестоимости транспорта расчет ведем по статьям: заработная плата, энергия, амортизация. Так как расчет ведется на сменную добычу, принимаем по статье "материалы" 10% отчислений от общей суммы затрат. Расчет по статье заработная плата ведется по участку ВШТ, где можно выделить три службы: движения, тяги, путей. Для расчета принимаем 8 человек, из них 4 машинистов электровоза, 3 путевых рабочих, 1 рабочий опрокида.

Для транспортирования горной массы принимаем вагонетки типа ВГ. При этом отдаем предпочтение вагонеткам с глухим кузовом из-за их низкой стоимости. Кроме того при данной годовой производительности 4 млн.т и длине откатки более 500 м., в данном случае принимаем вагонетку с глухим кузовом ВГ-4,5, емкостью 4,5 м³. Загрузка руды в вагонетки производится в откаточных квершлагах осуществляется с применением люковых устройств для крупнокусковой руды (размер куска 500х500мм²), оборудованных секторным затвором и вибролентой. Разгружаются с помощью опрокидывателей ОКЭ 2,4,5-750А, ОКЭ 4,5-750 в автоматическом и ручном режимах.

При погрузке и разгрузке вагонеток в данном случае занят один человек – машинист электровоза, что исключает присутствие при выполнении этих работ большего числа рабочих и уменьшить себестоимость транспортировки.

Характеристика горной массы:

- 1) насыпной вес руды 4,2 т/м³;
- 2) насыпной вес породы 2,5 т/м³;
- 3) кусковатость руды до 500 мм, породы до 500 мм.

Условия проектирования откатки:

Колея 900 мм, рельсы Р33, минимальный радиус 20 м, уклон 3% в сторону скипового ствола. В ходе расчета определено количество вагонеток и электровозов, полезный груз вагонетки, число рейсов в смену, производительность откатки.

Организация движения поездов.

Для данных условий принимаем однозвенную откатку. Движение поездов должно производиться по графику, увязанному с работой участков, смежных звеньев транспорта и подъема. Маршрут каждого поезда, отправляющегося из околоствольного двора, устанавливает диспетчер. Движение поездов должно обеспечивать плановую и равномерную работу откатки, согласованную с работой подъема и

доставки, и устранять возможные простои и неорганизованность в работе локомотивов.

Организация ВШТ.

Подземный транспорт шахты в административном отношении объединен в участок внутришахтного транспорта, возглавляемый начальником участка ВШТ. Служба движения ведет организацию движения груженых и порожняковых составов по откаточным выработкам, а так же на поверхности шахты, и обеспечивает наличие порожняка на погрузочных пунктах и бесперебойную вывозку грузов по утвержденному графику, а так же обеспечивает безопасность работ в пунктах погрузки и разгрузки и при движении электровозных составов.

Заработная плата

Таблица 49.

Профессия	Кол-во человек	Время работы	Разряд	Часовая тарифная	Сумма, руб
Машинист.	6	7	5	45,74	1921,08
Путевые рабочие.	3	7	3	24,27	509,67
Рабочие службы.	1	7	4	39,58	277,06
Доплата за ночные (20%)					541,56
Премии (30%)					812,34
Районный коэффициент (80%)					2166,25
Северный коэффициент (80%)					2166,25
ИТОГО					8394,21

Энергия

Таблица 50.

Оборудование.	Кол-во, шт	Расход энергии, кВт/ч	Цена ед., руб	Стоимость, руб
Электровоз К- 14М	9	180	0,26	2948,4
ОКЭ 4,5-750	3	160	0,26	873,6
ИТОГО				3822

Амортизация

Таблица 51.

Оборудование	Кол-во, шт	Стоимость ед., руб	Норма амортизации	Стоимость, руб
Электровоз К-14М.	11	1100000	0,18	2574000
Вагон ВГ-4,5	60	50000	0,3	1620000
ОКЭ 4,5-750	3	4600000	0,16	2208000

Расчет себестоимости транспортировки

$$C_{з/н} = C/A_{см}$$

$$C_{з/н} = 8394,21/4298 = 1,9 \text{ руб/м};$$

$$C_э = C/A_{см}$$

$$C_э = 3822/4298 = 0,9 \text{ руб/м};$$

$$C_a = C/A_э$$

$$C_a = 6402000/4000000 = 1,6 \text{ руб/м};$$

$$C_{об} = C_{з/н} + C_э + C_a$$

$$C_{об} = 1,9 + 0,9 + 1,6 = 4,4 \text{ руб/м}.$$

3.2 Подъем

Выбор осуществляется исходя из годовой производительности шахты и глубины ствола согласно оптимальной области применения. Годовая производительность рудника составляет 2,7 млн.т/год, глубина ствола 1300 м.

Выбираем тип подъемного сосуда из таблицы 3.6

Таблица 3.5 - Области эффективного применения вертикальных подъемов

Глубин а	Типы подъемов в зависимости от годовой производительности рудника, млн.т/г
-------------	--

разработки, м	по типу подъемных сосудов					по типу подъемных машин				
	0,5	0,75	1	1,25	1,5	0,5	0,75	1	1,25	1,5
250	К	К	К	С	С	О	О	О	О	О
500	К	КС	КС	С	С	О	О	О	ОМ	ОМ
750	К	КС	С	С	С	О	О	ОМ	М	М
1000	КС	КС	С	С	С	О	ОМ	ОМ	М	М
1250	КС	С	С	С	С	О	ОМ	М	М	М
1500	С	С	С	С	С	О	М	М	М	М

К- клетевой

С- скиповой

О- одноканатный

М-многоканатный

По данным таблицы принимаем скиповой многоканатный подъём

3.2.1 Обоснование типоразмера подъемного сосуда.

Часовая производительность подъема

$$Q_{\text{ч}} = \frac{C \cdot A}{N \cdot t} = \frac{1,5 \cdot 2700}{305 \cdot 18} = 737,7 \text{ м/ч} \quad (3.36)$$

где С – коэффициент резерва подъема (1,5 – 1,6); А – годовая производительность шахты, тыс.т/год; N – число рабочих дней в году; t – число часов работы подъемной установки в сутки (при трехсменном режиме работы по добыче и одном или двух подъемах по одному стволу – не более 18 часов).

Высота подъема

$$H = H_{\text{ств}} + h_{\text{заг}} + h_{\text{пп}} = 1300 + 20 + 20 = 1340 \text{ м} \quad (3.37)$$

где $H_{\text{ств}}$ – глубина ствола, м; $h_{\text{заг}}$ – высота загрузки подъемного сосуда (15-20 для скипов; 0 - для клетей), м; $h_{\text{пп}}$ - высота приемного бункера (20-32 при скиповом подъеме; 15, 18 – для опрокидных клетей; для неопрокидных клетей – высота приемной площадки или эстакады).

Рациональная масса груза (т) за один подъем

$$Q = \frac{(4 \cdot \sqrt{H} + t_{\text{п}}) \cdot Q_{\text{ч}}}{3600} = \frac{(4 \cdot \sqrt{1340} + 10) \cdot 737,7}{3600} = 32,1 \text{ т} \quad (3.38)$$

где $t_{\text{п}}$ – пауза на загрузку и разгрузку подъемных сосудов (предварительно можно принять 10 – для скипов). Исходя из полученной массы груза выбираем

типоразмер скипа (см. таблицу 1).

Таблица 3.6 - Техническая характеристика скипа для вертикального подъема

Типоразмер	Грузоподъемность, т		Масса, т		Высота при разгрузке, м	Путь разгрузки, м
	руда	порода	руда	порода		
ЗСН 15-2	35	20,5	33	19,1	16,2	2,6

3.2.2 Выбор канатов и органа навивки для многоканатного подъема

Минимально необходимая суммарная масса 1 м подъемных канатов (кг/м):
при расчете по переменному запасу прочности ($H > 600$ м)

$$S_{mk} = (m_c + Q) \times g_o \times Z_o / s,$$

$$S_{mk} = \frac{33 \cdot 1000 + 32,1 \cdot 1000 \cdot 0,08 \cdot 9,5}{1650} = 30 \text{ кг/м} \quad (3.39)$$

где m_c – масса подъемного сосуда, кг;

s - предельно допустимое разрывное усилие на единицу площади сечения каната (1600-1700), МПа;

g_o – удельное давление, создаваемое весом 1 м каната (0,08-0,1), МПа/м;

Z_o – коэффициент запаса прочности каната (табл. 2).

Таблица 3.7 - Значения коэффициентов запаса прочности подъемных канатов

Подъемные установки	По постоянному запасу прочности	По переменному запасу прочности ($H > 600$ м)	
	Z	Zo	Zmin
Грузовые многоканатные	7	9,5	4,5

Фактическое значение коэффициента статических натяжений канатов

$$K_{ст(ф)} = (S_{mk} \times H_o + m_c + Q) / (S_{mk} \times H_o + m_c + 0,5 \times Q) \leq 1,256$$

$$K_{ст(ф)} = \frac{(30 \cdot 1357 + 33 \cdot 1000 + 32,1 \cdot 1000)}{(30 \cdot 1357 + 33 \cdot 1000 + 0,5 \cdot 32,1 \cdot 1000)} = 1,18 \text{ кН} \quad (3.40)$$

Длина отвеса (м) подъемного каната:

при наличии хвостового каната

$$H_o = H + h_{пер} + h_{петл} \quad (3.41)$$

где $h_{пер}$ – высота переподъема (ЕПБ §314), м; $h_{петл}$ – длина петли (10-13) м.

$$H_o = 1340 + 7 + 10 = 1357 \text{ м}$$

Высота переподъема для многоканатных подъемных установок всех типов должна быть не менее 7 м и состоять из высоты свободного переподъема не менее 3 м и высоты для размещения предохранительных устройств. где $h_{пер}$ – высота переподъема (ЕПБ §314), м; $h_{петл}$ – длина петли (10-13) м.

Квадратурный параметр многоканатной машины (м^2)

$$n_k \cdot D_{ш} \cdot T^2 = 10^{-6} \cdot 0,5 \cdot Q \cdot g \cdot e \cdot (K_{ст}(\phi) + 1) / (\Delta P \cdot (K_{ст}(\phi) - 1)) \quad (3.42)$$

$$n_k \cdot D_{ш} \cdot T^2 = \frac{10^{-6} \cdot 0,5 \cdot 9,8 \cdot 32,1 \cdot 1000 \cdot 95 \cdot (1,18 + 1)}{(2 \cdot (1,18 - 1))} = 91,1$$

где e – отношение диаметра приводного шкива и каната – 95;

g - ускорение свободного времени – 9,8 м/с²

ΔP – удельное давление на футеровку приводного шкива для прядевых канатов – 2,0 МПа, для закрытых – 2,5 МПа

Для определения требуемого количества подъемных канатов необходимо квадратный параметр делить на квадрат диаметра стандартного ряда машин. Число канатов выбранной машины должно быть больше расчетного значения n_k .

$$n_k = (n_k \cdot D_{шт}^2) / D_{ш}^2$$

Dш	2,1	2,25	3,25	4,7	5
nk	20,7	17,9	8,6	4,12	3,64

Таблица 3.8 - Многоканатные подъемные машины

Типо разме р	Шири на шкив а, м	Кол- во подъе мных канат ов	Макси мальн ое натяже ние каната, кН	Максималь ная разность между статически ми натяжения ми каната, кН	Переда точное число редукт ора i	Скорость подъема, м/с		Махов ой момент машин ы, кН×м ²
						с ред укт оро м	без редук тора	
ЦШ- 5х4	1	4	1450	350	7,35; 10,5; 11,5	14	16	6250

Масса 1 м головных канатов.

$$m_k = S_{mk} / n_k \quad (3.43)$$

$$m_k = 30/4 = 7,5 \text{ кг/м}$$

$$\text{Масса 1000 м каната} = 7,5 \cdot 1000 = 7500 \text{ кг}$$

Таблица 3.9 - Выбор каната

Диаметр каната, мм	Масса 1000м каната, кг	Маркировочная группа, Мпа (кгс/мм ²)
		1372 (140)
		Разрывное усилие, Н не менее

		суммарное проволок в канате	всех	каната в целом
44,5	7770	1080000		885000

Масса 1м хвостового каната (кг/м)

$$m_{хв} = S_{mk} / n_{хв}$$

(3.44)

Количество хвостовых канатов $n_{хв}$ принимается 2 или 3

$$n_{хв} = 2$$

$$m_{хв} = 30 / 2 = 15 \text{ кг/м.}$$

$$\text{Масса } 1000 \text{ м каната} = 15 * 1000 = 15000$$

Таблица 3.10 - Выбор каната

Диаметр каната, мм	Масса 1000м каната, кг	Маркировочная группа, Мпа (кгс/мм ²)			
		1372 (140)		1470 (150)	
		Разрывное усилие, Н не менее			
		суммарное всех проволок в канате	каната в целом	суммарное всех проволок в канате	каната в целом
59,5	15050	2110000	1790000	2260000	1920000

3.2.3 Проверка выбранной машины

Отношение диаметров приводного шкива и каната

$$D_{ш.т} / d_k > e.$$

(3.45)

$$D_{ш.т} = 5 / (44,5 / 1000) = 123,3 > 95$$

Удельное давление каната на футеровку приводного шкива

$$DP = g \times (2 \times m_c + 1,5 \times Q + (n_k \times m_k + n_{хв} \times m_{хв}) \times H + n_{хв} \times m_{хв} \times 20) / (D_{ш.т} \times d_k \times n_k) < 2,0 \text{ МПа} \quad (11)$$

$$\Delta P = 163 \cdot (2 \cdot 33 \cdot 1000 + 1,5 \cdot 32,1 \cdot 1000 + (4 \cdot 7770 / 1000 + 2 \cdot 15050 / 1000) \cdot 1340 + 15050 \cdot 7770 / 1000 \cdot 20) / (4 \cdot 44,5 \cdot 4) = 1791,6$$

Максимальное статическое натяжение (Н) в подъемных канатах:

при $n_k \times m_k > n_{xv} \times m_{xv}$

$$P_a = 1791,6 / 1000 = 1,79 \quad (3.45)$$

$$4 \cdot 7770 / 1000 = 31,08 > 2 \cdot 15050 / 1000 = 30,1$$

$$31,08 > 30,1$$

$S_1 = g \times (m_c + Q + n_k \times m_k \times H + n_{xv} \times m_{xv} \times 10) <$ соответствующего параметра подъемной машины

$$S_1 = 9,8 \cdot (33 \cdot 1000 + 32,1 \cdot 1000 + 4 \cdot 7770 / 1000 \cdot 1340 + 2 \cdot 15050 / 1000 \cdot 10) = 802062$$

$$H = 802062 / 1000 = 802 \text{ кН}$$

Минимальное статическое натяжение (Н) в подъемных канатах:

при $n_k \times m_k > n_{xv} \times m_{xv}$ (3.46)

$$S_2 = g \times (m_c + 0,5 \times Q + n_{xv} \times m_{xv} \times (H + 10))$$

$$S_2 = 9,8 \cdot (33 \cdot 1000 + 0,5 \cdot 32,1 \cdot 1000 + 2 \cdot 7770 / 1000 \cdot (1340 + 10)) = 640651$$

$$H = 802062 / 1000 = 641 \text{ кН}$$

Максимальная разность статических натяжений (Н) канатов

$T_{\max} = S_1 - S_2 <$ соответствующего параметра подъемной машины

$$T_{\max} = 654914 - 640651 = 161411,0 \quad (3.47)$$

$$H = 161411,0 / 1000 = 161,4 < 175 \text{ кН}$$

Значение коэффициента запаса прочности каната при крайнем верхнем расположении груженого скипа

$$Z_o = n_k \times Q_{\text{разр}} / (g \times (m_c + Q)) > 9,5 \quad (3.48)$$

$$Z_o = 4 \cdot 1080000 / (9,8 \cdot (33 \cdot 1000 + 32,1 \cdot 1000)) = 12,2$$

$$12,2 > 9,5$$

где $Q_{\text{разр}}$ - суммарное разрывное усилие всех проволок в канате, Н

Коэффициент статических натяжений канатов

$$K_{ст} = S_1 / S_2 < 1,256 \quad (3.49)$$

$$1,252 < 1,256$$

3.2.4 Расчет копра

Таблица 3.11 - Электродвигатели

Типоразмер	Мощность, кВт	Частота вращения, мин ⁻¹	Перегрузочная способность, M _{max} /M _н	КПД	Маховый момент, кН м ²
АКЗ-12-42-10	200	590	2,4	0,91	2

Фактическое значение максимальной скорости подъема (м/с)

$$V_{\max} = p \times D \times n_n / (60 \times i)$$

$$V_{\max} = 3,14 \times 5 \times 200 / (60 \times 10,5) = 5 \text{ м/с}$$

3.2.5 Выбор приводного двигателя

Ориентировочное значение эффективной мощности (кВт) приводного двигателя при подъеме:

двухскиповом (двухклетевом)

$$P_{\text{э}}(o) = 1,25 \times K \times Q \times V_{\max} / (100 \times h_i) \quad (3.50)$$

$$P_{\text{э}}(o) = 1,25 \times 1,15 \times 32,1 \times 1000 \times 5 / (100 \times 0,97) = 2378,5 \text{ кВт}$$

где K – коэффициент шахтных сопротивлений (для клетевом подъема – 1,2; для скипового – 1,15).

Таблица 3.12 - Типоразмер электродвигателя

Типоразмер	Мощность, кВт	Частота вращения, мин ⁻¹	Перегрузочная способность, Mmax/Mн	КПД	Маховый момент, кН м ²
Постоянного тока					
Быстроходные					
П173-12К	1300	750	2	0,943	15,1
П173-12К	1300	750	2	0,943	15,1

Окончательно выбираем быстроходный двигатель постоянного тока

3.2.6 Выбор редуктора

Ориентировочное значение вращающего момента (Н×м) на тихоходном валу редуктора

$$M_{\text{ред}}(o) = (8120 \times P_n \times h_i \times I_n / n_n - 0,03 \times G \times D_{\text{рот}2} \times i / R_6) \times i \quad (3.51)$$

$$M_{\text{ред}}(o) = (8120 \times 1300 \times 0,94 \times 2 / 590 - 0,03 \times 15,1 \times 1000 \times 10,5 / (4/2)) \times 10,5 = 573247,4$$

$$H \times M = 573247,4 / 1000 = 573,25 \text{ кН/м}$$

где P_n – номинальная мощность двигателя. кВт; I_n – перегрузочная способность двигателя; $G \times D_{\text{рот}2}$ – маховый момент двигателя, Н×м²; R_6 –

радиус навивки, м. Исходя из полученного значения выбирается стандартный редуктор 2ЦД-17

3.2.7 Расчет расхода электрической энергии

Расход электроэнергии (кВт/ч) за один цикл работы

$$W_{\text{цикл}} = Q \times H / (360 \times \eta_{\text{уст}}) \quad (3.52)$$

$$W_{\text{цикл}} = (32,1 \times 1340) / (360 \times 0,6) = 198,9 \text{ кВт/ч}$$

где $\eta_{\text{уст}}$ – КПД подъемной установки (0,55-0,65).

Расход электроэнергии (кВт×ч/т) за подъем 1т груза

$$W_{1\text{т}} = W_{\text{цикл}} / Q \quad (3.53)$$

$$W_{1\text{т}} = 198,9 / 32,1 = 6,2$$

Ориентировочное значение годового расхода электроэнергии (кВт×ч/год) на подъем

$$W_{\Gamma(o)} = W_{1\text{т}} \times A. \quad (3.54)$$

$$W_{\Gamma(o)} = 6,2 \times 2700000 = 16729906,54 \text{ кВт*ч/год}$$

Годовые затраты на электроэнергию

$$Z_{\text{год}} = 16729906,54 \times 1 = 16729906,54 \text{ руб}$$

$$C_{\text{э}} = 1 \quad (3.55)$$

Себестоимость подъёма

$$C_{\text{с}} = 16729906,54 / 2700000 = 6,19 \text{ руб/т} \quad (3.56)$$

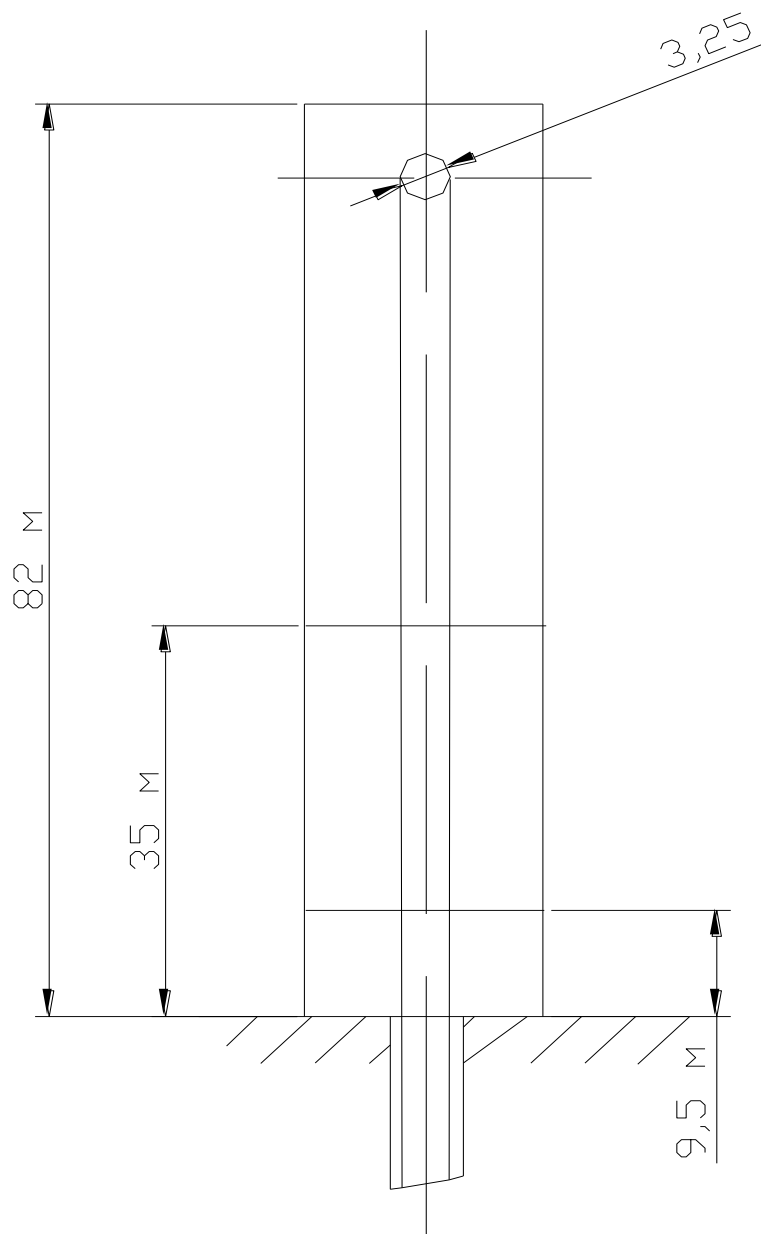


Рис.1 Схема копра

3.3 Водоотлив

Выбор и обоснование схемы водоотлива
 Определение производительности насоса.

$$Q = \Sigma Q_n \cdot 24 / 20 \quad (3.57)$$

$$Q = 250 \cdot 24 / 20 = 300 \text{ м}^3/\text{час}$$

где ΣQ_n – суммарный водоприток на горизонте водоотлива, $\text{м}^3/\text{час}$.

Ориентировочное значение напора насоса H

$$H = H_g / \eta_T, \text{ м} \quad (3.58)$$

$$H = 1315 / 0,9 = 1460 \text{ м}$$

где H_g – геодезическая высота, м;

$$H_g = H_{вс} + H_n = 5 + 1310 = 1315$$

$H_{вс}$ – высота всасывания, м (4-5); H_n – высота нагнетания, равная вертикальному расстоянию от уровня оси насоса до уровня слива воды, м(1310); η_t – к.п.д. трубопровода (0,85-0,95).

По найденным значениям потребной производительности Q и напора H выбирается предварительно тип и количество рабочих насосов. На график области промышленного использования шахтных секционных насосов наносится точка с координатами $Q_{\min} = 300 \text{ м}^3 / \text{ч}$ и $H' = 1460 \text{ м}$. Это соответствует рабочей зоне насосов ЦНС 300-910 и ЦНС 300-1040. Принимаем два насоса по напору, всего 2 насос рабочих, 1 в резерве, 1 в ремонте. $H_g = 0,7 \cdot (H_1 + H_2)$, м

$$H_g = 0,7 \cdot (910 + 1040) = 1365 \text{ м}$$

Технический напор выбранного насоса должен на 5-10 % превышать H_g .

Необходимый внутренний диаметр нагнетательного трубопровода

$$d = (4 \cdot Q / (3600 \cdot \pi \cdot C_n))^{1/2} \text{ м} \quad (3.59)$$

$$d = (4 \cdot 300 / (3600 \cdot 3,14 \cdot 2))^{1/2} = 280 \text{ мм}$$

где C_n – скорость движения воды в нагнетательном трубопроводе, м/с (1,5- 2,5).

Толщина стенки трубопровода определяется по формуле

$$\delta = 0,01 \cdot H \cdot d / (2,3 \cdot (\sigma - 6,5) - 0,01 \cdot H) + 1, \text{ мм} \quad (3.60)$$

$$\delta = 0,01 \cdot 1460 \cdot 0,028 / (2,3(140 - 6,5) - 0,01 \cdot 1460) = 2 \text{ мм}$$

где σ - допустимое напряжение, МН/м² (120-160).

Определяется наружный диаметр трубопровода

$$d_{\text{нар}} = d + 2 \cdot \delta \quad (3.61)$$

$$d_{\text{нар}} = 280 + 2 \cdot 2 = 284 \text{ мм},$$

Принимается трубопровод с наружным диаметром 299 мм (ГОСТ 8732-58)

Для выбранного трубопровода определяется внутренний диаметр

$$d_n = d_{\text{нар}} - 2 \cdot \delta, \text{ мм} \quad (3.62)$$

$$d_n = 299 - 2 \cdot 2 = 295 \text{ мм},$$

Рассчитывается фактическая скорость движения воды в нагнетательном трубопроводе

$$C_n = 4 \cdot Q / (3600 \cdot \pi \cdot d_n^2), \text{ м/сек} \quad (3.63)$$

$$C_n = 4 \cdot 300 / (3600 \cdot 3,14 \cdot 0,295^2) = 1,22 \text{ м/сек}$$

Скорость должна быть в пределах 1,5-2,5 м/сек.

Мощность приводного электродвигателя

$$N = k \cdot Q \cdot \gamma_v \cdot H / (3600 \cdot 102 \cdot \eta_n), \quad (3.64)$$

$$N = 1,15 \cdot 300 \cdot 1000 \cdot 1460 / (3600 \cdot 102 \cdot 77) = 17,8$$

где k – коэффициент резерва мощности (1,1-1,15); γ_v – плотность воды, кг/м³; η_n – к.п.д. насосной установки.

Фактическое число часов работы установки при откачке нормального притока воды

$$t_1 = Q_H \cdot 24 / Q, \text{ч} \quad (3.65)$$
$$t_1 = 250 \cdot 24 / 300 = 20 \text{ ч}$$

Фактическое число часов работы установки при откачке максимального притока воды

$$t_2 = Q_{\max} \cdot 24 / (2 \cdot Q), \text{ч} \quad (3.66)$$
$$t_2 = 375 \cdot 24 / (2 \cdot 300) = 15 \text{ ч}$$

Годовой расход электроэнергии водоотливной установки

$$\mathcal{E} = Q \cdot \gamma_v \cdot H \cdot (t_1 \cdot n_1 + t_2 \cdot n_2) / (3600 \cdot 102 \cdot \eta_H \cdot \eta_{дв} \cdot \eta_c) \text{ Вт} \quad (3.67)$$
$$\mathcal{E} = 300 \cdot 1000 \cdot 1460 \cdot (20 \cdot 275 + 15 \cdot 90) / (3600 \cdot 102 \cdot 77 \cdot 0,9 \cdot 0,95) = 124109,54 \text{ Вт}$$

где n_1, n_2 – число дней в году с нормальным и максимальным водопритокком; $\eta_{дв}$ – к.п.д. электродвигателя; η_c – к.п.д. электросети.

Расход электроэнергии на 1 м³ откачиваемой воды

$$e = \mathcal{E} / ((n_1 \cdot Q_H + n_2 \cdot Q_{\max}) \cdot 24) \text{ кВт/м}^3 \quad (3.68)$$
$$e = 124109,54 / ((275 \cdot 250 + 90 \cdot 375) \cdot 24) = 0,1 \text{ кВт/м}^3$$

Длина насосной камеры

$$L_k = l_f \cdot n + (n + 1) \cdot 2, \text{ м} \quad (3.69)$$
$$= 5 \cdot 4 + (4 + 1) \cdot 2 = 30 \text{ м}$$

где l_f – длина фундамента для насоса и электродвигателя, м; n – число насосных агрегатов.

Ширина камеры

$$B_k = b_f + b_k + b_1 + b_2 + b_3, \text{ м} \quad (3.70)$$
$$= 0,95 + 0,75 + 0,5 + 0,2 + 0,2 = 3,6 \text{ м}$$

где b_f – ширина фундамента, м; b_k – ширина колеи рельсового пути, м; b_1 – зазор между фундаментом и стенкой, м; b_2, b_3 – зазоры между стенкой и колеей и фундаментом, м.

Высота камеры принимается 3,5-5 м.

Объем насосной камеры

$$V_k = L_k \cdot B_k \cdot H_k, \text{ м}^3 \quad (3.71)$$
$$V_k = 30 \cdot 3,6 \cdot 5 = 540 \text{ м}^3$$

Емкость водосборника принимается равной 4-х часовому нормальному водопритоку.

$$V_v = 4 \cdot Q_H / k_3, \text{ м}^3 \quad (3.72)$$
$$V_v = 4 \cdot 250 / 0,8 = 1250 \text{ м}^3$$

где k_3 – коэффициент заполнения водосборника водой (0,75-0,9).

Емкость осветляющего резервуара определяется исходя из максимальной скорости движения воды 100 мм/сек.

Средняя скорость воды

$$v = 0,278 \cdot Q_H / (B_o \cdot h), \text{ мм/сек} \quad (3.73)$$
$$v = 0,278 \cdot 250 / (4 \cdot 2) = 8,7 \text{ мм/сек}$$

где B_o – ширина резервуара, м; h – глубина проточного слоя, м.

Длина резервуара

$$L_0 = \alpha \cdot v \cdot h / (v_0 - w), \text{ м} \quad (3.74)$$

$$L_0 = 1,4 \cdot 8,7 \cdot 2 / (9,6 - 0,087) = 2,6 \text{ м}$$

где α - коэффициент, учитывающий наличие в гидросмеси частиц различного размера

$$\alpha = 1,5 \cdot v_0 / (0,75 + v_0) \quad (3.75)$$

$$\alpha = 1,5 \cdot 9,6 / (0,75 + 9,6) = 1,4;$$

где v_0 – скорость оседания частиц размером 0,1-0,2мм в неподвижной воде (9,6 мм/сек); w – вертикальная составляющая скорости v : при $v < 90$ мм/сек, $w = 0,01 \cdot v$; $v = 90-130$ мм/сек, $w = (0,03-0,05) \cdot v$.

Объем осветляющей части резервуара

$$V_0 = L_0 \cdot B_0 \cdot H_0, \text{ м}^3 \quad (3.76)$$

$$V_0 = 2,6 \cdot 4 \cdot 2 = 20,8 \text{ м}^3$$

где H_0 – высота резервуара (более 1,8), м

Расчет капитальных затрат на водоотливной комплекс

Затраты на сооружение выработок

$$K_B = \sum V_B \cdot C_B, \text{ руб} \quad (3.77)$$

$$K_B = 15,6 \cdot 300 = 4680, \text{ руб}$$

где V_B – объем выработки, м^3 ; C_B – себестоимость сооружения выработки, $\text{руб}/\text{м}^3$ (300) ;

Затраты на оборудование

$$K_{об} = N_{об} \cdot C_{об}, \text{ руб} \quad (3.78)$$

$$K_{об} = 2 \cdot 1\,329\,953 = 2\,659\,906 \text{ руб}$$

где $N_{об}$ – количество оборудования; $C_{об}$ – стоимость оборудования, руб;

Капитальные затраты по статьям расходов целесообразно представлять в табличном виде таблица 3.13

Таблица 3.13 - Капитальные затраты

Наименование затрат	ед.измерения	Количество	Стоимость единицы, руб.	Общие затраты, руб.
Насосы	шт	2	1 329 953	2659906
Электродвигатели	шт	1	включено	
Аппаратура	компл	1	включено	
Трубопроводы	м	1	14000	12166
Неучтенные 10%				177629
Всего затрат на оборудование:				283753
Монтаж, 30% на оборудование				3121288
Насосные камеры	м^3	540	150	936386
Водосборники	м^3	1250	150	81000
Осветляющие резервуары	м^3	20,8	150	187500
Всего капитальных затрат:				4 328 514

Таблица 3.14 - Характеристика трубопровода

Труба	Длина, м	Вес п.м., кг	Количество	Цена, р/т	Количество, тн	Цена 1тн	Высота, м
299*10	10,5	71,26	10	14000	8,2	1707,3	1460

Расчет среднегодовых амортизационных отчислений

$$Z_{ам} = \sum C_n \cdot a_n + \sum C_э \cdot a_э + \sum C_{ап} \cdot a_{ап} + \sum C_{ст} \cdot a_{ст} + \sum C_{ск} \cdot a_{ск} + \sum C_{св} \cdot a_{св}, \text{ руб} \quad (3.79)$$

где $\sum C_n$, $\sum C_э$, $\sum C_{ап}$, $\sum C_{ст}$, $\sum C_{ск}$, $\sum C_{св}$ – суммарная стоимость, руб; a_n , $a_э$, $a_{ап}$, $a_{ст}$, $a_{ск}$, $a_{св}$ – норма амортизации насосов, электродвигателей, аппаратуры, трубопроводов, насосных камер, водосборников, соответственно, %.

$$Z_{ам} = 2659906 \cdot 0,5 + 12166 \cdot 0,5 + 936386 \cdot 0,5 + 81000 \cdot 0,5 + 187500 \cdot 0,5 + 187500 \cdot 0,5 = 2032229 \text{ руб.}$$

Годовые затраты на электроэнергию

$$Z_э = Э \cdot c_э, \text{ кВт}\cdot\text{ч}, \text{ руб.} \quad (3.80)$$

$$Z_э = 124109,54 \cdot 52 = 6453696,08 \text{ кВт}\cdot\text{ч}, \text{ руб.}$$

где $c_э$ – стоимость кВт·ч, руб. (52 кВт·ч, руб.)

Сумма затрат на материалы и ремонт оборудования принимается равной 40% амортизационных отчислений

$$Z_m = 0,4 \cdot Z_{ам}, \quad (3.81)$$

$$Z_m = 0,4 \cdot 2032229 = 812892 \text{ руб.}$$

Расчет затрат на заработную плату

$$Z_з = 12 \cdot N_k \cdot n_{см} \cdot k_{сп} \cdot Z_p, \text{ руб} \quad (3.82)$$

$$Z_з = 12 \cdot 3 \cdot 3 \cdot 1 \cdot 20000 = 2160000 \text{ руб.}$$

где N_k – количество насосных камер (1); $n_{см}$ – число смен в сутки (3); $k_{сп}$ – коэффициент списочного состава (1); Z_p – среднемесячная зарплата машиниста насосной станции, руб (20000)

Приведенные затраты

$$Z_{пр} = \sum Z + E_n \cdot \sum K, \text{ руб} \quad (3.83)$$

$$Z_{пр} = 2032229 + 6453696,08 + 812892 + 2160000 + 0,15 \cdot 4 \cdot 328 \cdot 514 = 12108094,18 \text{ руб}$$

где $\sum Z$ – сумма годовых эксплуатационных затрат, руб; E_n – нормативный коэффициент (0,15); $\sum K$ – сумма капитальных затрат, руб.

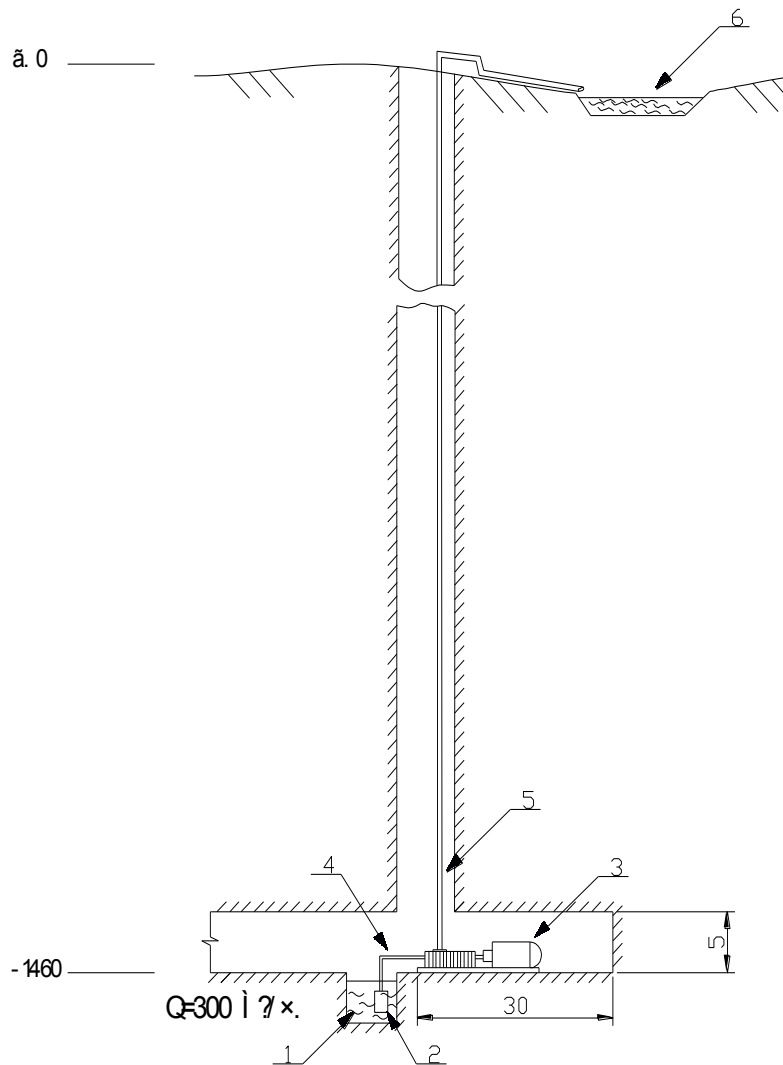


Рисунок 1- Схема водоотлива

1-зумпф; 2-раструб; 3-насос; 4-всасывающий трубопровод; 5-подающий трубопровод; 6-водосборник

3.4 Компрессорное хозяйство

Потребителем сжатого воздуха в основном являются мехцех, гидроцех, цех по ремонту самоходного оборудования,

Объём потребляемого воздуха не превышает $40 \text{ м}^3 / \text{мин}$. Поэтому выбирается компрессор 600 – К с производительностью $Q = 40 \text{ м}^3 / \text{мин}$, рабочим давлением $P_p = 6 \text{ ат}$, скорость вращения вала $n = 170 \text{ об /мин}$, мощность на валу $P = 280 \text{ кВт}$.

Мощность двигателя для привода компрессора определяется по формуле

$$P = \frac{Q}{60 \times 102 \times \eta_k \eta_n} \times \frac{L_i + L_a}{2}, \quad (3.83)$$

где Q – производительность компрессора, $\text{м}^3 / \text{мин}$;
 η_k – КПД компрессора;

$\eta_{п}$ – КПД передачи;
 L_i – работа при эзотермическом сжатии, кгм;;
 L_a – работа при абиабатическом сжатии, кгм.

$$P = \frac{40}{60 \times 102 \times 0,7 \times 0,95} \frac{19500 + 26100}{2} = 224 \text{ кВт.}$$

Сжатый воздух используется и в подземных выработках шахты. Расчет начинается с самого удаленного участка сети. Рабочее давление у потребителей $P_{п}$ принимается 600 кПа.

Расход сжатого воздуха на 1 т полезного ископаемого

$$P = V_{\text{год}} / A_{г} = 16,00 \quad (3.95)$$

$A_{г}$ -2700000 т/год

Годовой расход электроэнергии

$E_{\text{год}} = (K_3 \cdot N_{в} \cdot n \cdot t \cdot m + (1 - K_3) \cdot K_{х} \cdot N_{в} \cdot m \cdot n \cdot t) \cdot (1 + K_0 + K_{в}) / (\eta_{д} \cdot \eta_{п} \cdot \eta_{с}) = 10522395,92$
 где $N_{в}$ – мощность на валу компрессора, кВт; m – число рабочих компрессоров;
 $K_{х} \cdot N_{в}$ – мощность холостого хода ($K_{х}=0,25-0,3$), кВт; K_0 – коэффициент, учитывающий расход электроэнергии на охлаждение(0,01-0,03); $K_{в}$ –

коэффициент, учитывающий вспомогательные работы (0,01); $\eta_{д}$ – к.п.д. электродвигателя; $\eta_{п}$ – к.п.д. передачи; $\eta_{с}$ – к.п.д. электрической сети.

$K_{х}$	0,27
K_0	0,02
$K_{в}$	0,01
$\eta_{п}$	0,90
$\eta_{с}$	0,80

16. Расход электроэнергии на 1 т

$$e = E_{\text{год}} / A_{г} = 3,01 \text{ руб/кВт} \quad (3.96)$$

17. Себестоимость сжатого воздуха определяется по статьям затрат

Расходы на электроэнергию

$$C_{э} = E_{\text{год}} \cdot c_{э} = 15783593,9 \quad (3.97)$$

где $c_{э}$ – стоимость 1 кВт электроэнергии, руб.

$C_{э}$	1,50
---------	------

Таблица 3.15 -

Определение

Капзатраты	Кол-во	Стоимость еденицы	Общие затраты
Компрессор с эл.двигателем	4	15580	62320
Трубопроводы	1850	5000	9250000
Итого капзатрат			9312320

Расходы на амортизационные отчисления

$$C_a = K \cdot n_a = 931232 \quad (3.98)$$

n_a	0,10
-------	------

Затраты на материалы

$$З_m = 0,4 \cdot C_a = 372492,8 \quad (3.99)$$

Расчет затрат на заработную плату

$$З_з = 12 \cdot N_k \cdot n_{см} \cdot k_{сп} \cdot З_п = 4183200 \quad (3.100)$$

где N_k – количество насосных камер(2);

$n_{см}$ – число смен в сутки(3);

$k_{сп}$ – коэффициент списочного состава(1,66);

$З_п$ – среднемесячная зарплата машиниста насосной станции, руб(35000)

Суммарные эксплуатационные затраты

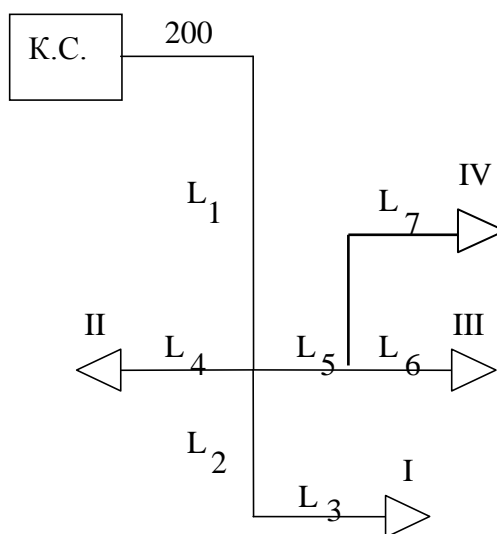
$$\sum Э_з = З_з + З_m + З_э + З_а = 21270518,7 \text{руб} \quad (3.101)$$

где $З_з$, $З_m$, $З_э$, $З_а$ - соответственно затраты на заработную плату, материалы, энергию, амортизацию, руб.

Себестоимость пневмоснабжения

$$C/c = \sum Э_з / A_{г} = 21270518,7 / 2700000 = 7,8 \text{руб/т}$$

Схема воздуhosнабжения.



Охрана труда при работе с компрессорными установками

Меры безопасности следующие:

- ремонт компрессорных установок должен производиться после снятия давления в сети. При внутреннем осмотре, очистке и ремонте влагомаслоотделителей, воздухохборников или других ёмкостей они должны быть надёжно отсоединены от соответствующей сети загрубленной заглушкой с хвостовиками, полностью освобождены от оставшегося там воздуха и продуты чистым воздухом в течении 10 мин. На аппаратуре, находящейся в ремонте должен быть вывешен предупредительный плакат, снимать который может только ответственное лицо;

- в машинном зале компрессорной станции не допускается хранение бензина, керосина и др.,

-запрещается производить очистку промежуточных и концевых холодильников, влага и маслоотделителей, а также воздухопроводов путём их выжигания.

3.5. Электроснабжение

По характеру требования в отношении надежности и бесперебойности электроснабжения шахта относится к потребителю II категории, вентилятор главного проветривания к потребителю I категории.

Электроэнергия для рудника поступает по воздушной ЛЭП напряжением 35кВ от «Хантайской» гэс.

Напряжение распределительной сети высокого напряжения в шахте 6 кВ, для силовых электроприемников низкого напряжения принято напряжение 380 В (система с изолированной нейтралью), для электроосвещения - 127 В.

Расчёт освещения откаточного квершлага.

Расчёт освещения откаточного квершлага производится точечным методом.

Длина откаточной выработки на одном горизонте составляет 800 метров, норма освещенности 2 лк, принятый тип светильников РН-100, световой поток лампы 1320 лм. Высота подвеса светильника от почвы 2,3 м, расстояние между светильниками 10 м, коэффициент запаса принимаем 1,2.

Горизонтальная освещённость:

$$E_r = 2 \cdot c \cdot I_\alpha \cdot \cos^3 \alpha / K_3 \cdot h^2, \quad (3.18)$$

где K_3 – коэффициент учитывающий старение лампы;

I_α – сила света лампы под углом α ;

h – высота подвески лампы, м;

c – поправочный коэффициент на световой поток.

$$\operatorname{tg} \alpha = d / 2 \cdot h,$$

$$\operatorname{tg} \alpha = 10 / 2 \cdot 2,3 = 2,17$$

$$\alpha = 65,3^\circ; \cos \alpha = 0,42;$$

$$E_r = 2 \cdot 1,32 \cdot 85 \cdot 0,42^3 / 1,2 \cdot 2,3^2 = 2,6 \text{ лк}$$

$$E_r = 2,6 > E_{\min} = 2 \text{ лк}$$

Это удовлетворяет норме минимальной освещённости данной выработки.

Вертикальная освещённость:

$$E_v = E_r \cdot \operatorname{tg} \alpha,$$
$$E_v = 2,6 \cdot 2,17 = 5,6 \text{ лк}$$

Количество светильников для выработок составляет:

$$N_{\text{св}} = L / d,$$

$$N_{\text{св}} = 800 / 10 = 80 \text{ шт.}$$

Расчет освещения электровозного депо.

Расчёт освещённости камерных выработок производится методом светового потока.

Ширина камеры $B = 5$ м, длина $A = 10$ м, высота подвески светильников $h = 3$ м.

Определим показатель помещения:

$$i = A \cdot B / (h \cdot (A + B)), \quad (3.19)$$

$$i = 10 \cdot 5 / (3 \cdot (5+10)) = 1,1$$

Для освещения принимаем светильник типа РН–200. Расстояние между светильниками 5 метров, камера побеленная. Принимаем коэффициент отражения потолка $\rho_{\text{пт}} = 50$, коэффициент отражения стен $\rho_{\text{ст}} = 30$, При $i = 1,1$, коэффициент использования осветительной установки, $\eta = 0,28$

Для камеры ремонта горнотранспортного оборудования величину потребного светового потока для создания необходимой освещённости находим по формуле:

$$F_{\text{л}} = K_3 \cdot E_{\text{min}} \cdot S \cdot Z / (n \cdot \eta),$$

где E_{min} – минимальная норма освещённости, лк;

η – коэффициент использования осветительной установки;

K_3 – коэффициент запаса;

S – площадь освещения, м^2 ;

Z – отношение минимальной освещённости к средней.

n – число светильников, шт;

$$F_{\text{л}} = 1,5 \cdot 20 \cdot 50 \cdot 1,15 / (2 \cdot 0,28) = 3080 \text{ лм}$$

Действительная освещённость составит:

$$E_{\text{действ}} = F_{\text{л}} \cdot n \cdot \eta / (K_3 \cdot S \cdot Z), \quad (3.20)$$

$$E_{\text{действ}} = 3200 \cdot 2 \cdot 0,28 / (1,5 \cdot 50 \cdot 1,15) = 21 \text{лк}$$

$$E_{\text{действ}} \geq E_{\text{min}}, 21 > 20$$

Общая мощность осветительной установки:

$$P_y = P_{\text{л}} \cdot n \cdot 10^{-3}, \quad (3.21)$$

$$P_y = 200 \cdot 2 \cdot 10^{-3} = 0,4 \text{кВА}$$

Ток осветительной сети с учётом 20% запаса равен

$$I = 1,2 \cdot P_y / U = 1,2 \cdot 400 / 127 = 3,8 \text{ А}$$

Таблица 81

Расчет освещенности камерных выработок

Наименование камер	Расстояние между светильниками	Тип светильника	Световой поток	Мощность светильника	Кол-во светильников	Суммарная мощность
Камера ремонта ГО	5	РН-200	3080	200	2	0,4
КПД	4	РН-100	1290	100	2	0,2
Камера ГВУ	5	РН-100	3500	100	4	0,4
Камера ОКД	4	РН-100	1420	100	2	0,2

Расчёт осветительной сети

Мощность трансформатора питания для освещения камерных выработок

$$S_{\text{тр}} = P_{\text{л}} \cdot n / (1000 \cdot \eta), \quad (3.22)$$

где $P_{\text{л}}$ – мощность лампы, Вт;
 n – количество светильников, шт.

$$S_{\text{тр}} = (100 \cdot 8 + 200 \cdot 2) / (1000 \cdot 0,95) = 1,3 \text{ кВА}$$

Принимаем тип пускового агрегата для питания осветительной сети
АП – 2,5

Мощность трансформатора питания для освещения откаточного
квершлага

$$S_{\text{тр}} = 80 \cdot 100 / (1000 \cdot 0,95) = 8,4 \text{ кВА}$$

Принимаем два пусковых агрегата АП-4,5

Производим расчёт сечения наиболее загруженного участка
осветительного кабеля

$$S_{\text{осв.к.}} = \frac{\sum P_{\text{осв.к.}} \cdot \frac{L_{\text{к}}}{2} \cdot 1000}{\gamma \cdot \Delta U_{\text{осв.к.}} \cdot U}, \quad (3.23)$$

где $\sum P_{\text{осв.к.}}$ – суммарная нагрузка наиболее загруженного
осветительного кабеля, кВт;

$L_{\text{к}}$ – длина магистрального осветительного кабеля, м;

γ – удельная проводимость для меди, м/Ом·мм²;

$\Delta U_{\text{осв.к.}}$ – допустимая потеря напряжения в магистральном
осветительном кабеле, В.

$$S_{\text{осв.к.}} = \frac{2 \cdot \frac{400}{2} \cdot 1000}{50 \cdot 6,35 \cdot 127} = 9,92 \text{ мм}^2$$

По полученному значению принимаем ближайшее значение
стандартного сечения кабеля $S_{\text{к}} = 10 \text{ мм}^2$. Магистральная сеть освещения
выполняется кабелем марки КРПСН – 1 (3x10 + 1x4), ответвления к
светильникам кабелем КРПСН – 1 (3x4 + 1x2,5).

Электроснабжение участка

Все горноподготовительные и очистные работы на руднике ведутся
при помощи механизмов и оборудования, работающих на энергии
сжатого воздуха и двигателе внутреннего сгорания. Потребителями
электроэнергии на участке является: комплекс ОД, КПД, ВМП и
освещение. Расчет трансформатора производится исходя из типов и
количества работающих механизмов.

Расчет мощности трансформатора ТП – 2, для комплекса ОД
 $\text{tg}\varphi = Q / P = 123,2/140 = 0,88$
 $\text{cos}\varphi = 0,75$

Расчетная мощность трансформатора

$$S_{\text{тр}} = \Sigma P / \text{cos}\varphi, \quad (3.24)$$

$$S_{\text{ТП-2}} = 140/0,75=266 \text{ кВА}$$

Потребители и результаты расчетов представлены в таблице 3.9.

Таблица 82

Расчёт количества потребляемой энергии

Наименование потребителей	Кол-во, шт.	Мощность, кВт	Коэф. спроса	cosφ	tgφ	Pp, кВт	Qp, квар	Sp, кВА
УПП								
Освещение откаточного квершлага								8,4
ВМП	3	36	0,6	0,9	0,48	21,6	10,4	24
Итого:								32
ТП -1								
Комплекс КПД	1	250	0,7	0,8	0,75	175	131	219
Освещение камерных выработок								1,2
Итого:								220
ТП -2								
Комплекс ОД	1	200	0,7	0,75	0,88	140	123	187
Итого:								187
ТП - 3								
АТП-500/275	1							130

Для обеспечения заданной мощности принимаем:

$S_{УПП}$ – ТСШВП 60/6,
 $S_{ТП-1}$ – ТСШВП 250/6,
 $S_{ТП-2}$ – ТСШВП 250/6,
 $S_{ТП-3}$ – ТСШВП 130/6,

Расчет кабельной сети
 Расчет кабеля от ГПП до ЦПП

Ток нагрузки кабеля:

$$I_{ФР} = \sum P / (\sqrt{3} * 6) \quad (3.25)$$

$$I_{ФР} = \sum 645,6 / (1,73 * 6) = 63A$$

Учитывая температуру воздуха в шахте: $k_1=1,07$

$$I_{Д} = 63 * 1,07 = 68A$$

По данному типу нагрузки принимаем кабель сечением 35 мм², допускающий нагрузки 105 А.

Сечение кабеля по экономической плотности тока: $i_{э} = 2,1$

$$S_{э} = 78 / 2,1 = 33\text{мм}^2$$

Учитывая $S_{э}$, для питания ЦПП принимаем кабель СПН 3х35мм²
 Расчет кабеля от ЦПП до КПД: $L_{К} = 200\text{м}$

$$I_{P} = \frac{\sum P_{v} * \kappa_{c}}{\sqrt{3} * U_{ном} * \cos \varphi} \quad (3.26)$$

$$I_{P} = \frac{250 * 0,7}{1,73 * 0,4 * 0,8} = 316A \quad (3.27)$$

Принимаем кабель СБН сечением 150мм²

Проверка по потере напряжения

$$\partial U = \frac{\sum D_{\partial} * L_{\partial} * 1000}{\gamma * S_{K} * U_{H} * \eta_{AA}} \quad (3.28)$$

$$\partial U = \frac{250 * 200 * 1000}{32 * 150 * 400 * 0,8} = 19B$$

$$\partial U_{\text{дон}} = 20B \geq \partial U = 19$$

Проверка по условиям экономичности

$$S_{\text{э}} = 316/2,1 = 150 \text{ мм}^2$$

Выбор трансформатора главной понизительной подстанции.

Таблица 83

Потребители энергии на поверхности

Наименование потребителей	Кол-во, шт	Мощность, кВт	Σустанов. мощность, кВт	Кэф. спроса	cosφ	tgφ	Pp, кВт	Qp, квар	Sp, кВА
Скиповой подъем	1	2000	2000	0,7	0,8	0,75	1400	1050	1750
Клетевой подъем	1	2000	2000	0,7	0,8	0,75	1400	1050,0	1750,0
Вент установка	1	1325	1325	1	0,9	0,48	1325	636	1469,7
Компрессорная	2	525	1050	0,7	0,9	0,48	735	352,8	815,3
Водоотлив	2	380	760	0,7	0,75	0,88	532	468,16	708,7
Быт комбинат	1	50	50	0,7	0,71	0,99	35	34,65	49,3
Итого:			7135				5427	3591,6	6542,9

$$\cos \varphi_{\text{ср.взв}} = 0,83$$

Мощность трансформатора без подземных потребителей

$$S_{\text{ТР}} = \sqrt{(\sum P_p)^2 + (\sum Q_p)^2} \quad (3.29)$$

$$S_{\text{ТР}} = \sqrt{5427^2 + 3591,6^2} = 6543 \text{ кВА}$$

Мощность трансформатора с учетом подземных потребителей
 $S_{TP} = 6543 + 60 + 250 + 250 + 130 = 7233 \text{ кВА}$

По расчетной мощности выбираем два трансформатора ТМ 10000 – 35/6, один из которых в резерве. Схема электроснабжения представлена на рисунке 3.4.

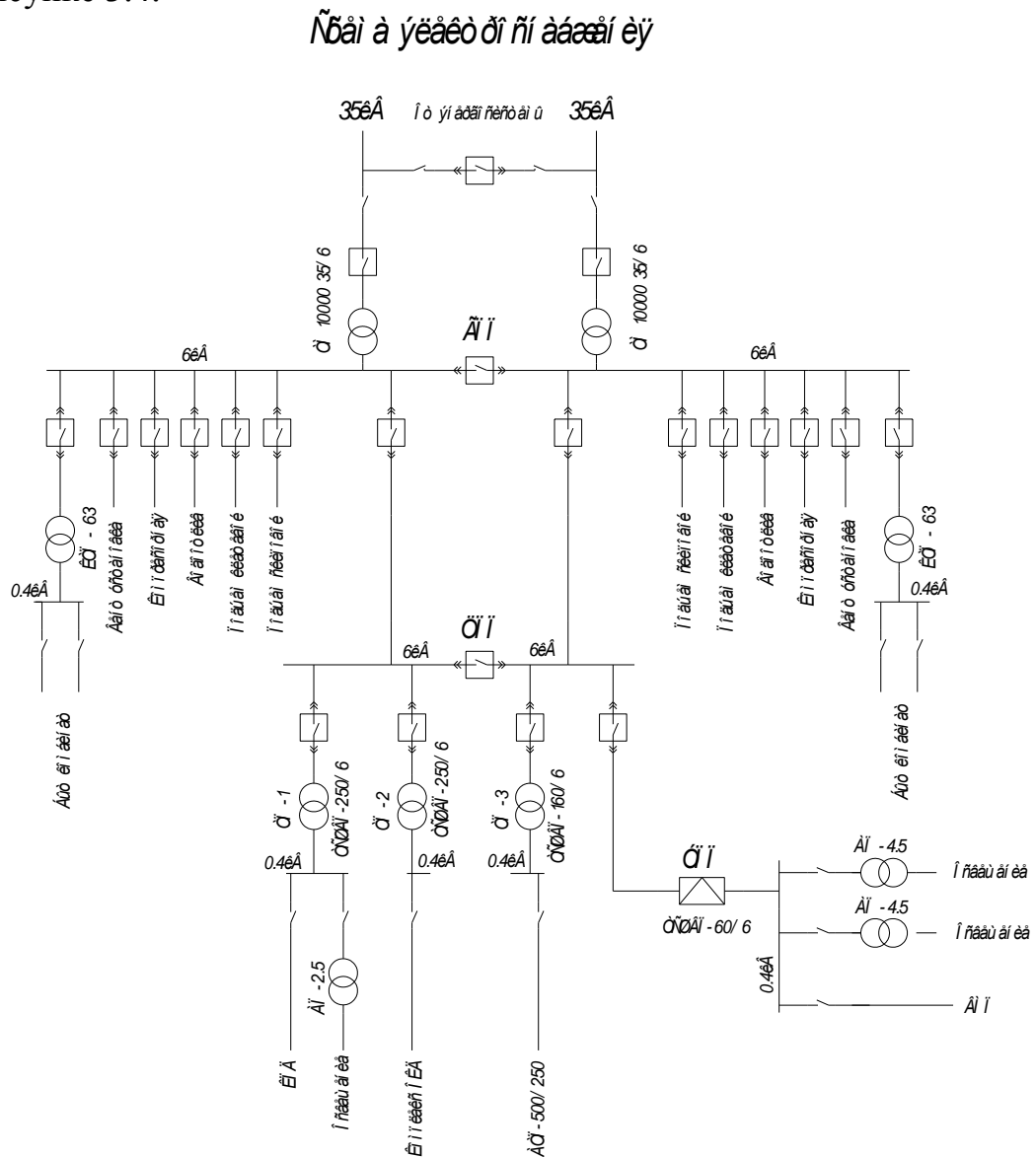


Рисунок 3.4

Определение основных энергетических показателей участковых электрических цепей

Основные энергетические показатели потребителей представлены в таблице 3.11

$$\cos\varphi = \frac{\sum W_a}{\sqrt{\sum W_a^2 + \sum W_p}} = \frac{129756,0}{\sqrt{129756^2 + 85881,9^2}} = 0,83$$

Удельный расход электроэнергии

$$\alpha = \frac{W_a}{P}, \text{кВт} \cdot \text{ч} \quad (3.30)$$

где W_a – расход активной электроэнергии за сутки
 P – производительность участка за сутки

$$\alpha = \frac{1129756,0}{7200} = 18,4 \text{кВт} \cdot \text{ч}$$

Годовые затраты на электроэнергию

$$C_{\text{год}} = a \cdot P_{\text{max}} + b \cdot W_a + c \cdot Q_{\text{max}} + d \cdot W_p, \quad (3.31)$$

где a – основная плата за один кВт максимальной нагрузки в месяц, $a = 60$ руб.;

b – дополнительная плата за один кВт·ч активной электроэнергии, $b = 0,08$ руб.;

c – основная плата за один квар реактивной электроэнергии, $c = 1,17$ руб.;

d – дополнительная плата за один квар реактивной электроэнергии, $d = 0,07$ руб.;

$$C_{\text{год}} = (60 \cdot 5878,2 + 0,08 \cdot 129756,0 + 1,17 \cdot 3942,4 + 0,07 \cdot 85881,9) \cdot 12 = 4484362 \text{руб/год}$$

Затраты на электроэнергию

$$C = C_{\text{год}} / A_{\text{год}} = 4484362 / 2200000 = 2,04 \text{руб/т}$$

Основные энергетические показатели потребителей

Наименование потребителей	Кол-во, шт	Мощность, кВт	Σустанов. мощность, кВт	Коэф спроса	машинное время работы, ч	cosφ	tgφ	Реактивная мощность, Q квар	Pp, кВт	Qp, квар	Суточный расход электроэнергии	
											Wa, кВт*ч	Wp, квар*ч
Скиповый подъем	1	2000	2000	0,7	21	0,8	0,75	1050,0	1400	1050	29400	22050
Клетевой подъем	1	2000	2000	0,7	21	0,8	0,75	1050,0	1400	1050,0	29400	22050
Вент установка	1	1325	1325	1	24	0,9	0,48	636,0	1325	636	31800	15264
Компрессорная	2	525	1050	0,7	24	0,9	0,48	352,8	735	352,8	17640	8467,2
Водоотлив	2	380	760	0,7	21	0,75	0,88	468,2	532	468,16	11172	9831,36
Быт комбинат	1	50	50	0,7	24	0,71	0,99	34,7	35	34,65	840	831,6
Освещение	1	9,6	9,6	1	24	0,81	0,75	7,2	9,6	7,2	230,4	172,8
Комплекс КПД	1	250	250	0,7	21	0,8	0,75	131,3	175	131,25	3675	2756,25
Комплекс ОКД	1	200	200	0,7	21	0,75	0,88	123,2	140	123,2	2940	2587,2
ВМП	1	36	36	0,6	21	0,9	0,48	10,4	21,6	10,368	453,6	217,728
АТП-500/275	1	130	130	0,7	21	0,8	0,75	78,8	105	78,75	2205	1653,75
ИТОГО:			7831					3942,4	5878,2	3942,4	129756,0	85881,9

4. Расчет вентиляции шахты

4.1. Выбор схемы проветривания шахты

При проектировании вентиляционных систем горнорудных шахт определение наиболее оптимального варианта основывается на технико-экономическом анализе подлежащих сравнению в каждом конкретном случае вариантов схем и способов проветривания. Основным критерием сравнения является стоимость проведения, крепления и поддержания основных вскрывающих и подготовительных выработок, а также скорость перемещения по ним воздуха.

Основные достоинства фланговых схем проветривания — это прямоточное движение воздушных потоков; возможность уменьшения величины депрессии отдельного вентиляционного участка; незначительное изменение депрессии за весь период отработки горизонта; незначительные утечки воздуха на участке вентиляционной сети от воздухоподающего ствола до ортов-заездов.

Фланговые схемы проветривания имеют следующие недостатки: большое число ГВУ, что затрудняет их обслуживание, осуществление устойчивого проветривания при реверсивных режимах и усложняет автоматизацию их управления; необходимость проведения дополнительных горнокапитальных выработок для сбойки между собой воздухоподающих и вентиляционных стволов; неравномерное распределение давления воздуха по длине вентиляционного горизонта, что приводит к необходимости искусственного регулирования воздухораспределения.

В связи с горно-геологическими условиями, размерами месторождения, глубиной и удобством управления движения воздуха по выработкам выбираем **фланговую** схему вентиляции рудника.

4.2. Выбор способа вентиляции шахты

На выбор способа проветривания влияют принятая схема проветривания, возможные режимы работы ГВУ, аэродинамическое сопротивление и депрессия отдельных вентиляционных участков сети, ожидаемая величина утечек воздуха через вентиляционные сооружения и аэродинамически активную зону обрушения, места расположения регуляторов расхода воздуха и экономичность.

В качестве основного способа проветривания при проектировании вентиляции горнорудных шахт рекомендуется **всасывающий**, который отличается надежностью в работе и наименьшими затратами на его осуществление.

Основной его недостаток — большие утечки воздуха с поверхности на вентиляционные горизонты при аэродинамически активных зонах обрушения, что приводит к снижению эффективности вентиляционной системы, уменьшению поступления свежего воздуха в шахты и степени

обеспеченности воздухом горных работ. В связи со всем вышеизложенным в данном проекте выбираем **всасывающий** способ проветривания шахты.

4.3. Расчёт количества воздуха, необходимого для проветривания выработок рудника

Необходимый расход воздуха для проветривания рудников должен рассчитываться по определённым факторам, причем окончательно в расчет при проектировании должно приниматься большее количество воздуха. От правильности расчета зависит точность подсчета депрессии вентиляционных участков и обоснованный выбор режимов работы ГВУ.

При проектировании может использоваться как упрощенный метод подсчета общешахтного расхода воздуха, так и полный или позабойный. При использовании упрощенных методов расход воздуха рассчитывается для шахты или всего рудника в целом по обобщенным показателям с учетом общешахтного коэффициента запаса воздуха.

Таблица 4.1 - Данные для расчёта воздуха по руднику.

Годовая добыча горной массы, тыс. м ³	773
Наибольшее количество людей, одновременно находящихся в руднике, чел	700
Удельный расход ВВ, кг/м ³	2,1
Количество рабочих дней в году, сут	365
Взрывных смен в году, смен	730
Газовыделение по данным ГМОИЦ, м ³ /сут	30

Расход воздуха по наибольшему числу людей, одновременно находящихся в руднике:

$$Q_p = 0,1 \cdot n \cdot K_3 = 0,1 \cdot 700 \cdot 1,4 = 98 \text{ м}^3/\text{с} \quad (4.1)$$

где 0,1 - норма воздуха на одного человека, м³/с; n - максимальное число людей, одновременно находящихся в руднике, чел.; K₃ - коэффициент запаса, K₃ = 1,4 при отсутствии аэродинамической связи с поверхностью;

Расход воздуха по условиям разжижения газов после взрывных работ:

$$Q_p = \frac{500 \cdot V \cdot K_3}{t} = \frac{500 \cdot 2070 \cdot 1,4}{1800} = 807,7 \text{ м}^3/\text{с} \quad (4.2)$$

где t - время проветривания (в связи с массовым взрывом) принимаем 1800 с; V - количество одновременно взрываемого ВВ, V=1950 кг; K₃ - коэффициент запаса, K₃ = 1,4

По разбавлению вредных примесей выхлопных газов дизельного оборудования:

$$Q_p = 1/60 \cdot V_M \cdot \sum NKK_3 = 1/60 \cdot 5 \cdot 4100 \cdot 1,4 \cdot 0,85 = 406,6 \text{ м}^3/\text{с} , \quad (4.3)$$

где V_m - минимальная норма воздуха на 1 л.с. номинальной мощности двигателя, м³/мин; для бензиновых ДВС $V_m \geq 6$; для дизельных - $V_m \geq 4$;
 $\sum N$ - суммарная номинальная мощность всех двигателей внутреннего сгорания, $\sum N = 4100$ л.с.; K - коэффициент одновременности работы дизельных машин, $K = 0,85$; K_3 - коэффициент запаса, $K_3 = 1,4$

Расход воздуха по газовыделению:

$$Q_p = 1/60 \cdot Q_d \cdot A_p \cdot K_3 = 1/60 \cdot 2,1 \cdot 2677 \cdot 1,4 = 131 \text{ м}^3/\text{с} \quad (4.4)$$

где Q_d - норма воздуха на 1 м³ добычи горной массы, м³/с; A_p - суточная производительность рудника, м³; K_3 - коэффициент запаса, $K_3 = 1,4$

К учету принимаем наибольший расход воздуха: $Q_p = 758 \text{ м}^3/\text{с}$

Таблица 4.2- Расчёт количества воздуха для обособленного проветривания камер.

Камера	$V_k, \text{ м}^3$	$Q_k, \text{ м}^3/\text{с}$
Склад ВМ	2000	2,3
Электровозное депо	2000	11,6
Медпункт	200	0,3
Ремонтная база	1500	1,75
ИТОГО:	5700	15,95

Общий расход воздуха для вентиляции камер и склада ВМ

$$Q_{об1} = 0,07 \cdot (V_{вм} + V_{рем} + V_{мед}) / 60 \text{ м}^3/\text{с}, \quad (4.5)$$

где V_i - объем камер (склада ВМ) 0,07 - норма воздуха для необходимого проветривание камеры

$$Q_{вм} = 0,07 \cdot (2000 + 1500 + 200) / 60 = 4,3 \text{ м}^3/\text{с} \quad (4.6)$$

Расход воздуха для вентиляции электровозного ДПО

$$Q_{дпо} = 0,35 \cdot V_k / 60 \text{ м}^3/\text{с}, \quad (4.7)$$

где V_k - объем камеры 0,35 - норма воздуха для необходимого проветривание камеры.

$$Q_{дпо} = 0,35 \cdot 2000 / 60 = 11,6 \text{ м}^3/\text{с}$$

Суммарный расход воздуха для, обособленного проветривания камер

$$\sum Q_o = Q_{об1} + Q_{дпо} = 4,3 + 11,6 = 15,9 \quad (4.8)$$

м³/с

Общий расход воздуха для проветривания рудника определяем по формуле:

$$Q_{ор} = (Q_p + \sum Q_k) \cdot 1,1 = (807,7 + 15,95) \cdot 1,1 = 906 \text{ м}^3/\text{с}, \quad (4.9)$$

где 1,1 - коэффициент, учитывающий неравномерность распределения воздуха по выработкам; $\sum Q_k$ - суммарный расход воздуха для обособленного проветривания камер м³/с.

Воздух распределяется по выработкам пропорционально газовыделению, расходу ВВ и т.п. Запас, содержащийся в рассчитанном расходе воздуха, при распределении уменьшается от стволов к забоям, достигая у последних минимальной необходимой величины.

4.4. Проверка сечения выработок по допустимым скоростям движения воздуха

Проверка площадей сечений стволов и горизонтальных выработок

S, м ²	Макс. скорость V _{max} , м/с	Д	Макс. расход Q _{max} , м ³ /с	Наименование ствола (выработок)
-------------------	---------------------------------------	---	---	---------------------------------

производится после расчета распределения воздуха для оценки соответствия их допустимым скоростям движения воздуха, регламентированных ЕПБ.

Расчетная скорость движения воздуха в выработках должна удовлетворять условию:

$$V_{\min} \leq V_p \leq V_{\max},$$

где V_{max}, V_{min} – соответственно максимально и минимально допустимая скорость движения воздуха в выработке.

Для стволов V_p определяется по формуле:

$$V_p = \frac{Q_c}{DS}, \quad (4.10)$$

где Q_c - расчетный расход воздуха, проходящий по стволу, м³/с; Д - коэффициент загромождения площади сечения ствола, Д = 0,9÷0,95; S - площадь сечения ствола, м².

При V_p ≤ V_{max} необходимо увеличивать расход воздуха до условия V_{min} ≤ V_p ≤ V_{max}, при V_p > V_{max} - увеличить площадь сечения горной выработки до V_p ≤ V_{max}.

Скорость движения вентиляционной струи в очистных забоях должна быть не ниже 0,5 м/с, а при разработке камерно-столбовой системой и в забоях шириной более 5 м должна быть не ниже 0,15 м/с, в подготовительных и нарезных выработках при проходке не ниже 0,25 м/с и не превышать следующих норм:

- в очистных и подготовительных выработках 4 м/с;
- в квершлагах, вентиляционных и главных откаточных штреках, бремсбергах и уклонах 8 м/с;
- в остальных выработках 6 м/с;
- в воздушных мостах /кроссингах/ и главных вентиляционных штреках 10 м/с;
- в стволах, по которым производится спуск и подъем людей и грузов, 8 м/с;
- в стволах, служащих только для подъема и спуска грузов, 12 м/с;
- в вентиляционных стволах, не оборудованных подъемными, а также в вентиляционных каналах 15 м/с; в отдельных случаях в стволах, где скорость вентиляционной струи достигает 15 м/с, допускается устройство лестничных отделений. Пользоваться ими разрешается при ремонте ствола и в аварийных случаях с доведением скорости воздуха до 8 м/с;
- в вентиляционных скважинах и восстающих, не имеющих лестничных отделений, скорость воздуха не ограничивается.

Таблица 4.3 - Проверка сечений выработок по допустимым скоростям движения воздуха

Воздухопадающие стволы				
50,24	8	0,9	362	КС
50,24	12	0,9	545	ВЗС
Воздуховыдающие стволы				
50,24	15	0,95	716	ВС-1, ВС-2
Выработки				
14	8	0,95	106,4	Южн. вскрывающий вент. квершлаг
18	8	0,95	136,8	Вскрывающий отк. квершлаг
20	8	0,95	152	Сев. вскрывающий вент. квершлаг
4	4	0,95	15,2	Вент. восстающий, рудоспуск
16	4	0,95	60,8	Слоевой орт
56	4	0,95	212,8	Очистной забой
14	4	0,95	53,2	Разрезной штрек

Принимаем необходимый расход воздуха по стволам:

$$\text{КС: } Q_c = 362 \text{ м}^3/\text{с}, \text{ ВЗС: } Q_c = 544 \text{ м}^3/\text{с},$$

$$\text{ВС-1: } Q_c = 453 \text{ м}^3/\text{с}, \text{ ВС-2: } Q_c = 453 \text{ м}^3/\text{с}.$$

$$V_{p.кc} = \frac{Q_c}{S \cdot D} = \frac{362}{50,24 \cdot 0,9} = 8 \text{ м/} \quad (4.11)$$

$$V_{p.взс} = \frac{Q_c}{S \cdot D} = \frac{544}{50,24 \cdot 0,9} = 12 \text{ м/} \quad (4.12)$$

$$V_{p.вс1,вс2} = \frac{Q_c}{S \times D} = \frac{453}{50,24 \cdot 0,95} = 9,4 \text{ м/} \quad (4.13)$$

$V_p < V_{\max}$, условие допустимых скоростей движения воздуха выполняется.

4.5. Расчет депрессии рудника

Для определения общешахтной депрессии выбирается та вентиляционная струя (с наибольшим расходом воздуха и наиболее протяженная), депрессия которой будет наибольшей и в дальнейшем принимается в качестве общешахтной.

Величину шахтной депрессии рассчитываем по формуле:

$$H = \sum h + \sum h_m + h_e, \text{ мм.} \quad (4.14)$$

вод. ст.

где $\sum h$ - суммарная расчетная депрессия всех выработок, образующих струю по самому трудно проветриваемому направлению, от устья воздухоподающего ствола до устья вентиляционного ствола, мм.вод.ст.; $\sum h_m$ - суммарная расчетная депрессия местных сопротивлений на всем пути движения воздуха, мм.вод.ст. (ориентировочно $\sum h_m = 15 \div 20\%$ от $\sum h$); h_e - депрессия естественной тяги, мм.вод.ст. (ориентировочно $h_e = 5 \div 10\%$ от $\sum h$)

Подсчет депрессии последовательно соединенных выработок производим по формуле:

$$\sum h = h_1 + h_2 + \dots + h_i \quad (4.15)$$

мм. вод. ст.

где h_1, h_2, \dots, h_i - депрессия отдельных выработок;

или

$$\sum h = \sum_{i=1}^n \frac{\alpha_i \times P_i \times L_i}{S_i^3} \times Q_i^2 \quad (4.16)$$

мм. вод. ст.;

где α_i - коэффициент аэродинамического сопротивления выработки, кгс²/м⁴; l_i - длина выработки, м; P_i - периметр выработки, м; Q_i - расход воздуха по выработке, м³/с; S_i - площадь поперечного сечения выработки, м².

Таблица 4.4– Таблица расчета депрессии шахты

Участок	Название выработки	Тип крепи	α_i	l_i , м	P_i , м	S_i , м ²	S_i^3 , м ⁶	R_i , кμ	Q_i , м ³ /с	Q_i^2 , м ⁹ /с ²	h_i
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12
I	ВЗС	Бетон	42	810	25,1	50,24	126808	6,7	219	47961	32,3
II	вскрывающий отк. квершлаг	Т/бетон	14,75	627	16,3	18	5832	25,8	133,3	17768	45,9
III	Отк.штрек	Т/бетон	15,75	840	15,3	16	4096	49,4	121,6	14786	73,1
IV	Отк.квершл.	Т/бетон	15,75	197	15,3	16	4096	11,6	121,6	14786	17,1
V	Вент восст.	ЖБШ	25,1	24	8	4	64	75,3	57	3249	24,5
VI	Слоевой орт	ЖБШ	15,75	200	15,3	16	4096	11,8	60,8	3696	4,3
VII	Очистная выработка		14,5	60	30	56	175616	0,1	55,5	240	0,1
VIII	Разрезной штрек		20,5	60	14,2	14	2744	6,4	55,5	240	0,2
IX	Вент восст.	ЖБШ	25,1	24	8	4	64	75,3	57	3249	24,5
XI	Вент.штрек	ЖБШ	15,75	720	15,3	16	4096	42,4	121,6	14786	62,6
XII	Вент.вск.кв	Т/бетон	14,25	315	18	20	8000	10,1	151	22801	23,0
XIII	ВС	Бетон	36,5	761	25,1	50,24	126808	5,5	453	205209	112,9
	ИТОГО :							320,4			406,7

Аэродинамическое сопротивление в графе 9 для выработки определяем по формуле:

$$R_i = \frac{\alpha_i P_i L_i}{S_i^3}, \text{ кμ.} \quad (4.17)$$

Принимаем величину общешахтной депрессии $H = 488$ мм.вод.ст.

4.6. Выбор вентиляторов главного проветривания

Выбор вентилятора главного проветривания ВГП производится на основе его напорных характеристик H_b и Q_b .

Производительность вентилятора рассчитываем по формуле:

$$Q_B = K_B \times Q_{OP} = 1,1 \cdot 852 = 937,2 : \quad (4.18)$$

где K_b – коэффициент, учитывающий утечки воздуха через надшахтные сооружения и каналы вентиляторов. K_b равен: при установке вентилятора на скиповом стволе 1,25; на клетевом стволе 1,20; на стволах и шурфах, не используемых для подъема - 1,10; на шурфах, используемых для подъема и спуска материалов - 1,30.

Разобьём производительность Q_B на две равные части: $Q_{B1} = Q_{B2} = 468,6$ м³/с.

Произведём расчёт и выберем вентилятор главного проветривания для одной из частей. Для определения режима работы ВГП в сети необходимо нанести на график зоны промышленного использования ВГП, характеристику вентиляционной сети. Точка их пересечения соответствует режиму работы вентилятора.

Для построения характеристики сети значения H_B определяют при значениях Q_B от 0 до 2.

$$H_B = \sum_{i=1}^h RQ_B^2 + R_{BY}Q_B^2, \text{ мм.вод.} \quad (4.19)$$

где $\sum R$ - сопротивление сети горных выработок, кц; R_{BY} - внутреннее сопротивление в вентиляторной установке, кц.

Таблица 5- Таблица значений характеристики сети

Q_B	0	0,25 Q_B	0,5 Q_B	0,75 Q_B	1,25 Q_B	1,5 Q_B	2 Q_B
Q_B	0	117,15	234,3	351,45	585,75	702,9	937,2
Q^2_B	0	13724,123	54896,49	123517,1	343103,1	494068,4	878343,84
H_B	0	43,97	175,89	395,75	1099,3	1583	2814,21

Для определения внутреннего сопротивления вентиляторной установки выполняем следующие расчеты:

1. Находим эквивалентное отверстие рудника A :

$$A = \frac{0,38 \cdot Q_{OP}}{\sqrt{H}} = \frac{0,38 \cdot 852}{\sqrt{488}} = 14,6 \quad (4.20)$$

2. Ориентировочно определяем диаметр колеса вентилятора D :

$$D_B = \sqrt{\frac{A}{0,44}} = 5,77 \quad (4.21)$$

3. Сопротивление вентиляторной установки находим:

$$R_{BY} = a \frac{\pi}{D_B^4} = 0,00014 \text{ кц} \quad (4.22)$$

где a – принимается равным: для осевых вентиляторов при статической характеристиках 0,02-0,03; при полных 0,04-0,05; для центробежных вентиляторов на 0,01-0,02 больше, чем у осевых.

По расчетным вентиляционным параметрам Q_v и H_v выбираем вентилятор ВЦД-47.

Таблица 6– Техническая характеристика вентилятора ВЦД-47

Показатели	Значения
Диаметр рабочего колеса, мм	4700
Частота вращения, мин ⁻¹	490-250
Мощность установки, кВт	350-4300
Максимальный статический КПД установки	0,87
Диапазон в зоне промышленного использования: - подачи, м ³ /с - статическое давление, Па	160-710 1400-9300

Распределение воздуха по вертикальным стволам принимается следующим:

Поступающий в рудник воздух подаётся по стволу КС – 362 м³/с., ВЗС– 544 м³/с.

Исходящий из рудника воздух выдаётся по стволу ВС–1, ВС-2 – 453 м³/с. оснащенным вентиляторами главного проветривания типа ВЦД – 47.

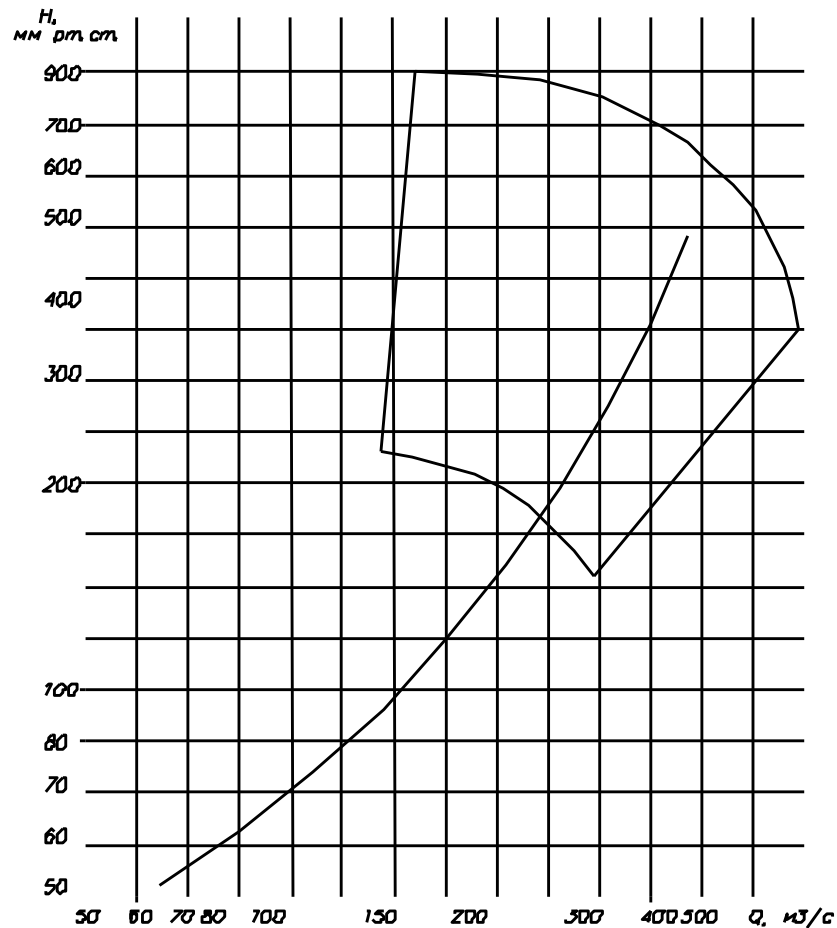


Рис.5.1. Совмещённый график работы вентилятора и вентиляционной сети

4.7. Расчет вентиляции очистного забоя

Данные для расчета.

- Сечение оч. выработки $S=56\text{м}^2$.
- Наибольшая протяженность выработки $L=120\text{м}$.
- Количество одновременно взрыв. ВВ.-300кг.
- Наибольшее кол-во людей в выработке – 4 чел.

Расход воздуха по наибольшему числу людей, одновременно находящихся в забое.

$$Q_{\text{л}}=0,1 \cdot n, \text{м}^3 / \text{с}, \tag{4.23}$$

где 0,1 - норма воздуха на одного человека $\text{м}^3/\text{с}$.; n -максимальное число людей, находящихся в забое.

$$Q_{\text{л}}=0,1 \cdot 4=0,4 \text{ м}^3/\text{с}.$$

Расход воздуха необходимого для сквозного проветривания слоя по газам ВВ согласно В.Н.Воронина:

$$Q_{\text{вв}} = 2,3 \cdot \frac{V_{\text{к}}}{K_t \cdot t} \cdot \lg \frac{500 \cdot A}{V_{\text{к}}} = 10,62 \text{ м}^3/\text{с}, \quad (4.24)$$

где $V_{\text{к}}$ - свободный объем слоя (после расширения до параметров $h=7\text{м}, b=8\text{м}, V_{\text{к}}=3360\text{м}^3$; K_t - коэф-нт турбулентной диффузии, зависящий от геометрических размеров (при поперечном сечении $< 10\text{м}^2$ $K_t=10,0$ при сечении $> 10\text{м}^2$ $K_t=0,8$; t - время проветривания ($t=1500\text{с}$); A -количество ВВ, взрываемого за один раз ($A=300\text{кг}$).

Расход воздуха по разбавлению вредных примесей выхлопных газов оборудования с двигателями внутреннего сгорания:

$$Q_{\text{з}} = (V_{\text{м}}/60) \cdot \sum N = 18,3 \text{ м}^3/\text{с} \quad (4.25)$$

где $V_{\text{м}}$ - норма воздуха на 1 л.с. номинальной мощности двигателя, $\text{м}^3/\text{мин}$; для дизельных - $V_{\text{м}} \geq 5$; $\sum N$ - суммарная номинальная мощность всех ДВС, л.с.

К учету принимаем наибольший расход воздуха (по разбавлению вредных примесей выхлопных газов оборудования с двигателями внутреннего сгорания). $Q=18,3 \text{ м}^3/\text{с}$.

Расчетная скорость движения воздуха в выработках должна удовлетворять условию:

$$V_{\text{min}} < V_{\text{в}} < V_{\text{max}}, \text{ м}\backslash\text{с}.$$

где $V_{\text{min}}, V_{\text{max}}$ соответственно мин. и макс. допустимая ск-ть движения воздуха в выработке, принимаемая в соответствии с ЕПБ.

$V_{\text{в}}$ определяется по формуле

$$V_{\text{в}} = Q/D \cdot S = 0,35 \text{ м}\backslash\text{с}, \quad (4.26)$$

где Q - расчетный расход воздуха проходящий по выработке $\text{м}^3/\text{с}$; D - коэф.загромождения площади сечения выработки; S - площадь сечения выработки,

Для очистных забоев $V_{\text{min}}=0,15\text{м}\backslash\text{с}$, $V_{\text{max}}=4\text{м}\backslash\text{с}$. таким образом условие выполняется.

4.8. Техничко-экономические показатели вентиляции шахты

Мощность (кВт) двигателя вентилятора главного проветривания определяется по формуле:

$$N_{\text{в}} = \frac{Q_{\text{в}} H_{\text{в}}}{102 \eta_{\text{в}} \eta_{\text{д}} \eta_{\text{п}}} = \frac{468,6 \cdot 488}{102 \cdot 0,75 \cdot 0,8 \cdot 0,75} = 4982 \quad (4.27)$$

где $\eta_{\text{в}}$ - к.п.д. вентилятора; $\eta_{\text{д}}$ - к.п.д. двигателя; $\eta_{\text{п}}$ - к.п.д. передачи от

двигателя к вентилятору.

Важнейшим критерием вентиляции является ее экономическая эффективность. Методы, позволяющие оценить выгоду от тех или иных решений в области вентиляции шахт, отсутствуют, экономическая эффективность вентиляции оценивается приближенно по затратам на нее: чем меньше затраты на вентиляцию (при условии выполнения требований Правил безопасности), тем она экономичнее. Такой подход не является строгим, ибо большим затратам на вентиляцию может сопутствовать и большая выгода.

Затраты на вентиляцию шахты слагаются из затрат на проветривание и поддержание вентиляционных выработок, приобретение вентилятора, сооружение фундамента здания вентилятора, канала вентилятора, калорифера, реверсивных устройств, на электроэнергию, ремонт, ревизию и наладку вентилятора, вентиляционные сооружения и оборудование, а также из затрат на заработную плату обслуживающего персонала и вентиляционного надзора, услуги механического цеха, котельной, телефонной станции, транспорта. Годовые приведенные затраты (руб.) на эксплуатацию вентиляционной установки определяются по формуле:

$$Z_{пр} = Z_э + Z_a + Z_{обс} + Z_m + Z_в E_n \quad (4.28)$$

где $Z_э$ - годовые затраты на электроэнергию, руб.; Z_a - годовые затраты на амортизацию, руб.; Z_p - годовые затраты на текущий ремонт, ревизию и наладку вентиляционной установки, руб.; $Z_{обс}$ - годовые затраты на обслуживание, руб.; Z_m - годовые затраты на вспомогательные материалы, руб.; $Z_в$ - стоимость вентиляторной установки, руб.; $E_n = 0,14$ - нормативный коэффициент эффективности капитальных затрат.

По данным ПЭО, стоимость 1 кВт/ч электроэнергии на 20.03.99 г. равна 200 т.руб. за 1000 кВт/ч. Годовые затраты на электроэнергию рассчитываем по формуле :

$$C = N_B \cdot 24 \cdot 365 \cdot 200 / 1000, \quad (4.29)$$

т.руб.

$$C = 4982 \cdot 24 \cdot 365 \cdot 200 / 1000 = 8,7 \text{ млн.руб.}$$

5. Генеральный план

5.1 Общие сведения

В 2008 году на руднике было добыто 2800 тыс. тонн руды (при проектной мощности 4500 тыс.т/год). Вся добытая руда поставляется для обогащения на Талнахскую обогатительную фабрику (ТОФ)

В настоящее время на поверхности рудника находятся в эксплуатации следующие промплощадки:

промплощадка основная;
площадка вентиляционных стволов

5.1.1 Промплощадка комплекса

На промплощадке комплекса имеется:

- надшахтное здание вертикальных стволов, по стволу СС руда выдается на поверхность который оборудован 4мя скипами емкостью по 7м³;
- ствол КС служит для спуска и подъема людей, оборудован 2мя подъемными установками, также используется для спуска подъема различных материалов, оборудования;
- ствол ВПС вентиляционно подающий ствол, который служит для подачи воздуха и закладочной смеси в подземные выработки, диаметр в свету 8м, ствол оборудован подъемной установкой предназначена для спуска подъема людей и грузов. По стволу проложены 4е става труб диаметром 325 мм, для подачи закладочной смеси.

5.1.2 Площадка вентиляционных стволов

На этой промплощадке расположены вентиляционные стволы ВС – 1, ВС – 2 диаметром 6,5 м. Используется для выдачи отработанного воздуха, а так же служат как запасные выходы, оборудованы подъемом, оборудованы вентиляторами главного проветривания типа ВЦД-47 «Север», основными и резервными

5.1.3 Складское хозяйство

В настоящее время на промплощадках шахты имеются закрытые и открытые склады оборудования и материалов. Проектом сохраняется существующая организация снабжения рудника материалами и оборудованием:

оборудование и материалы, запчасти поступают через базы МТС и непосредственно с предприятий-изготовителей;

лесные крепежные материалы поставляются на шахту автотранспортом с арендного предприятия и хранятся на открытых складах рудника;

ГСМ также храниться на промплощадке, и постоянно доставляются с ближайших автобаз автотранспортом на промплощадку рудника.

Склад материалов и оборудования также находится на промплощадке рудного комплекса, где хранятся все материалы, для бесперебойной работы рудника.

5.1.4 Ремонтное хозяйство

Данным проектом предусматривается проведение перевооружения горных работ на базе современного высокопроизводительного отечественного и импортного оборудования.

Мощность шахты сохраняется на уровне 4,5 млн.т руды в год.

В настоящее время на шахте эксплуатируются объекты ремонтного назначения, построенные по ранее выполненным проектам, а также силами самого рудника.

Данным проектом сохраняется существующая на шахте организация ремонта оборудования:

капитальный ремонт - централизованно на ремонтных базах рудника;

текущие ремонты - в ремонтно-механических мастерских агрегатно-узловым методом;

-частичное восстановление и изготовление быстро изнашиваемых деталей в ремонтно-механических мастерских рудника;

-ремонтные осмотры - непосредственно на местах установки оборудования.

Строительство новых объектов ремонтного назначения проектом не предусматривается.

5.1.6 Автодороги

Связь рудника с внешней сетью автодорог и с другими рудниками осуществляется посредством автодороги с асфальтобетонным покрытием, примыкающей к основной автотранспортной магистрали НПР, также эти дороги сопутствуют между всеми промплощадками.

6. Безопасность жизнедеятельности и экологичность проекта

6.1 Общие положения

Проектируемый рудник относится к опасным по газу и пыли. В поле рудника имеют место угленосные отложения Тунгусской серии, которые служат источником выделения метана. В связи с этим на руднике в соответствии с ЕПБ предусматривается газовый режим и осуществляются следующие мероприятия:

- количество подаваемого в шахту воздуха рассчитывается с учетом выделяемого метана на 1 м^3 суточной добычи;
- регулярный автоматический контроль содержания метана в рудничной атмосфере;
- взрывные работы ведутся только в междусменный период;
- не допускается появление открытого огня, курение, появление раскаленных предметов и искр.

6.2 Мероприятия по безопасному ведению буровзрывных работ

Рудник производит взрывные работы по проходке горных выработок, очистной отбойке, вторичному дроблению и выпуску горной массы из рудоспусков, бункеров.

Взрывные работы по проходке горных выработок, очистной отбойке, дроблению негабаритов производятся два раза в сутки в перерыве между 1 и 2 сменами и 2 и 3 сменами. Выпуск горной массы из рудоспусков, бункеров - среднесменный. Места и время производства работ устанавливают "Циклограммами", утвержденными главным инженером рудника.

Взрывные работы производятся по паспортам БВР, составленным на основании актов опытного взрывания. Персонал взрывных работ должен быть ознакомлен под роспись с технической документацией, регламентирующей безопасное производство работ по проведению взрывов, обеспечивать выполнение содержащихся в ней требований.

6.3 Порядок удаления людей из опасной зоны

Руководители всех подразделений рудника, люди которых посещают подземные выработки рудника, обязаны ознакомить своих трудящихся с порядком производства взрывных работ под роспись, обеспечить их своевременный выход из опасной зоны.

При зарядании забоев их опасная зона ограждается предупредительными табличками (аншлагами) "Стоять взрыв!". В подземных выработках запретная зона определяется расчетом по действию ударной волны от возможного взрыва наибольшего количества ВВ, в соответствии с ЕПБ при ВР.

Все люди, не связанные с взрывными работами, обязаны выйти за пределы зоны ограждений предупредительными аншлагами и постами.

Общей опасной зоной взрывных работ является территория горных участков, на которых ведутся взрывные работы, а также горные выработки вентиляционно-закладочных горизонтов и вентиляционные стволы, по которым движется газообразованные продукты взрыва. Вход в общую опасную зону с 6 часов 05 мин. до 8 часов 30 мин. и с 15 часов 05 мин. до 17 часов категорически воспрещается.

Горные мастера обязаны докладывать диспетчеру рудника о выводе людей из опасной зоны.

6.4 Мероприятия по безопасному движению самоходно - движущегося оборудования (СДО)

На подземных участках рудника, эксплуатирующих СДО, должны иметься схемы движения СДО с указанием на схемах:

- типовых дорожных знаков;
- ходовой стороны;
- мест, имеющих недостаточные зазоры для проезда СДО;
- количество воздуха, проходящего через сечения выработки;
- тип СДО, которому разрешен проезд по данной выработке.

Схемы движения согласовываются и утверждаются в установленном порядке. Все ИТР и рабочие обязаны под роспись ознакомиться со схемой движения.

В выработках, по которым осуществляется движение СДО и не имеющим достаточный зазор, скорость движения СДО не более 5 км/ч. Проезд сопряжения выработок 3 км/ч. с обязательной подачей сигнала.

6.5 Мероприятия по борьбе с пылью

Борьба с пылью на горнодобывающих предприятиях имеет большое значение. В настоящее время все мероприятия по борьбе с пылью можно подразделить на следующие основные группы:

- предупреждение или снижение пылеобразования (бурение шпуров с промывкой их водой);
- осаждение пыли, взвешенной в воздухе (орошение);
- разжижение пыли, взвешенной в воздухе (вентиляция).

На рабочих местах применяют средства индивидуальной защиты органов дыхания от пыли. Наиболее распространенным средством является респиратор "лепесток".

Наиболее опасной является пыль, содержащая двуокись кремния.

Предельно-допустимая концентрация на пыль:

Пыль, содержащая свободную двуокись кремния $\text{SiO}_2 > 70\% \dots 1 \text{ мг/м}^3$

$10 < \text{SiO}_2 < 70\% \dots 2 \text{ мг/м}^3$

Пыль, содержащая свободную двуокись кремния $\text{SiO}_2 < 10\% \dots 4 \text{ мг/м}^3$

Пыль, не содержащая свободную двуокись кремния $\text{SiO}_2 < 10\% \dots 6 \text{ мг/м}^3$

6.6 Мероприятия по ослаблению шума

1. Стационарное оборудование, вызывающее шум и вибрацию, устанавливается на изолированных от пола самостоятельных фундаментах.
2. В машинных камерах шум локализуется путем покрытия стен звукопоглощающим материалом.
3. Ручное оборудование выполнено в виброзащитном исполнении.
4. Для защиты от вибрации операторов ПР-22 применяются гибкие ручки РА-2А.

6.7 Предупреждение взрыва газов

1. На очистных и подготовительно-нарезных работах предусмотрен автоматический контроль за состоянием рудничной атмосферы.
2. Применяемая электроаппаратура в подземных условиях выполнена во взрывобезопасном исполнении.
3. Транспортирование грузов контактными электровозами применяется только на основных откаточных горизонтах со свежей струей. Во всех остальных случаях, откатка осуществляется аккумуляторными электровозами.
4. Для проветривания тупиковых забоев применяются вентиляторы местного проветривания.
5. Взрывание забоев производится в межсменные перерывы. Наиболее взрывоопасными газами являются метан и водород. При содержании метана в рудничной атмосфере до 4,5% и свыше 15% метан горит; от 4,5 до 15%-взрывается; наибольшей силы взрыв-9,5%. Взрыв метана может инициировать взрыв пыли (угольной, серной, серно-колчадарной и сульфидной). Взрывчатость этой пыли зависит от содержания в ней летучих веществ, от концентрации пыли, диспертности пыли и зольности угольной пыли.

6.8 Противопожарные мероприятия

Противопожарные мероприятия выполняются в соответствии с требованиями безопасности. Водоснабжение подземных горных работ осуществляется от магистральных сетей водопровода, от которых идут ответвления к стволам, для устройства водяных завес в выработках, а также для тушения пожаров в стволах. Прокладываются противопожарные трубопроводы, которые должны обеспечивать подачу воды в количестве не менее $3 \text{ м}^3/\text{час}$ на 1 м^2 поперечного сечения выработки. На трубопроводах через каждые 250 м предусмотрены пожарные краны. Диаметр трубопровода равен 100 мм, давление в нем равно 4-10 атм.

6.9 План ликвидации аварии

План ликвидации аварии (далее по тексту ПЛА) составляется в соответствии с ЕПБ при разработке рудных, нерудных и россыпных месторождений подземным способом.

ПЛА пересматривается и утверждается один раз в полугодие не позднее чем за 15 дней до начала следующего полугодия.

В ПЛА предусматриваются:

- мероприятия по спасению людей, застигнутых аварией;
- мероприятия по ликвидации аварий в начальной стадии их возникновения;
- действия ИТР и рабочих при возникновении аварий;
 - действия военизированной горноспасательной части (ВГСЧ) в начальной стадии возникновения аварий.

6.9.1 Общая часть плана ликвидации аварии рудника

1. Ответственным руководителем работ по ликвидации аварий является главный инженер рудника, а при его отсутствии заместитель главного инженера - горный диспетчер рудника.

2. Основным командным пунктом является кабинет главного инженера рудника, резервным - помещение диспетчерской, запасным - кабинет главного механика рудника.

3. Каждый рабочий или ИТР при обнаружении аварии обязан, наряду с принятием мер по ликвидации аварии немедленно сообщить об аварии диспетчеру рудника по телефону или по ИГАС.

4. Термины "до очага пожара" и "за очагом пожара" следует считать по ходу вентиляционной струи при аварийном режиме вентиляции, предусмотренном для данной позиции ПЛА.

5. Люди, находящиеся в тупиковых выработках, при невозможности выхода из-за пламени, сильной задымленности или высокой температуры в подводящих к тупику выработках, из тупика не выходят, а включаются в самоспасатели, открывают ставы сжатого воздуха, отперемычиваются подручными средствами и ждут прихода горноспасателей, подавая периодические сигналы частыми ударами по трубам.

6. Средствами оповещения об аварии является: ИГАС (ГИС), телефонная связь, мигание света, полное отключение электроэнергии и частые удары по трубам.

7. Главный выход - подъем КС.

8. Рудничный запасный выход - подъем ВС-1, ВС-2.

Примечание:

- люди, вышедшие из шахты, обязаны находиться на своем участке до особого распоряжения;

- последующие прибывающие (после второго взвода отделения ВГСЧ) находятся в распоряжении ответственного руководителя работ по ликвидации аварии.

6.9.2 Мероприятия по спасению людей и ликвидации аварии по позициям

Таблица 6.1 – Позиция №1

№ п п	Мероприятия по спасению людей и ликвидации аварии	Ответственные лица и исполнители	Пути вывода людей из аварийного участка
1.	Главные вентиляторы ВС-1, ВС-2-РЕВЕРСИРОВАТЬ	Горный диспетчер, сменный надзор, моторист ГВУ, Гл. механик.	Люди находящиеся у ствола КС, выработках околоствольного двора, включаются в самоспасатели, и обходя очаг пожара, двигаются к стволам ВС-1, ВС-2. (Т=30 мин)
2.	Оповестить аварийный и угрожаемый участки об аварии.	Горный диспетчер, сменный надзор.	Люди, находящиеся в верхней части ствола КС, в самоспасателях выезжают на поверхность по стволу КС, в нижней части ствола КС в самоспасателях возвращаются в околоствольные выработки и закрываются в КАВС или, минуя очаг пожара, следуют к стволам ВС-1,2 (Т=30мин)
3.	Вызвать ВГСЧ, дать команду на оповещение по форме №3	Горный диспетчер, сменный надзор.	Люди, находящиеся в надшахтных зданиях ствола КС, АБК в самоспасателях выходят наружу согласно плану эвакуации.
4.	Оповестить остальные подземные участки об аварии и выходе на поверхность по стволам ВС-1,2.	Горный диспетчер, сменный надзор.	Люди, находящиеся в шахте на рабочих горизонтах, включаются в самоспасатели и двигаются к выходу через стволы ВС-1,2 (Т=30 мин)
5.	Установить клеть ствола КС на отметку «0» на кулаки.	Машинист подъема ствола КС	
6.	Снять напряжение с подземной части рудника.	Оперативный дежурный ПЭУ, Горный диспетчер	
7.	Произвести подъем людей по стволам ВС-1	Машинисты подъема ВС-1.	
8.	Сообщить диспетчеру ТВГС об увеличении подачи воды на рудник	Диспетчер рудника	

- Ствол КС: ствол КС ниже нулевой отметки. Вид аварии – ПОЖАР.

Таблица 6.2 –Позиция №2 – Выработка склада ВМ на откаточном горизонте. Вид аварии – пожар или загорание, взрыв ВМ.

№ п / п	Мероприятия по спасению людей и ликвидации аварии	Ответственные лица и исполнители	Пути вывода людей из аварийного участка
1.	Вентилятор работает нормально, при взрыве с максимальной производительностью.	Сменный надзор, дежурный слесарь ООР по ЛА.	Люди, находящиеся в выработках склада ВМ, в самоспасателях выходят на откаточн. штрек или заезд в склад В.М. с транспортной выр-ки, к КС и выезжают на поверхность (Т=20 мин)
2.	Оповестить аварийный и угрожаемые участки об аварии и о выводе людей из шахты по телефонам, ГИС, включить систему аварийного оповещения	Диспетчер рудника, сменный надзор.	Люди, находящиеся вблизи очага пожара на рабочих горизонтах, включаются в самоспасатели и, обходя очаг пожара, двигаются к выходу через ствол КС (Т=20 мин)
3.	Вызвать ВГСЧ, дать команду на оповещение по форме №3	Диспетчер рудника	
4	Оповестить остальные участки об аварии и о выводе людей из шахты	Диспетчер рудника, сменный надзор	Люди, находящиеся в шахте на рабочих горизонтах, включаются в самоспасатели и двигаются к выходу через ствол КС (Т=30 мин)
5.	Включить насос пожаробавок промплощадки ВС 1,2	ОРР по ЛА диспетчер рудника.	
6.	Произвести подъем людей по стволу КС	Машинист подъема ствола КС, сменный надзор	Люди, находящиеся в зданиях поверхностного комплекса ствола ВС-1,2, покидают здания согласно плану эвакуации.
7.	Сообщить диспетчеру ТВГС об увеличении подачи воды на рудник	Диспетчер рудника	
8.	При пожаре в околоствольных выработках включить дренчерную установку в копре стволов ВС-1,2	Сменный электромеханик ствола ВС-1	

6.10 Охрана окружающей природной среды

Мероприятия по охране окружающей среды разработаны в соответствии с требованиями следующих директивных и нормативных документов по проектированию: Закона РФ «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 месторождений подземным способом», «Санитарных правил для предприятий по добыче обогащению рудных, нерудных и россыпных полезных ископаемых, 1987г. и предварительных рекомендаций института «Гипроникель» по охране атмосферного воздуха для проектирования отработки медистых руд, 1990г.

6.10.1. 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».

6.10.2 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 по

внутриплощадочным канализационным сетям отводятся в канализационную насосную станцию, расположенную в районе вспомогательной площадки и вместе с хозяйственно-бытовыми сточными водами объектов основной

площадки перекачиваются на очистные сооружения хозфекальной канализации Талнахского промышленного района для полной биологической очистки.

Все шахтные воды рудника поступают в водосборники главной водоотливной установки, расположенной на основной площадке откаточного гор. –800 м. В водосборниках шахтные воды осветляются путем осаждения от вредных примесей, которые при зачистке водосборников загружаются в вагоны, выдаются на поверхность и направляются в горные отвалы. Шахтные воды, выдаваемые на поверхность, поступают в очистные сооружения Талнахского промрайона и после очистки используются в замкнутом цикле горно-обогатительного производства для приготовления закладочных смесей на ПЗК, растворов на ОФ и т.д.

6.10.3 Мероприятия по предотвращению загрязнения земной поверхности

Порода от проходки горных выработок выдается на поверхность. На поверхности порода складировается в породных отвалах, расположенных на специально отведенных участках вблизи промплощадки ВС-1, ВС-2, ВС-3, ВС-4. В выдаваемой на поверхность породе вредных примесей не содержится. В связи с отработкой 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.

6.10.4 Возмещение вреда, причиненного экологическим правонарушением

Предприятия, учреждения, организации и граждане, причинившие вред окружающей природной среде, здоровью и имуществу граждан, народному хозяйству загрязнением окружающей природной среды, порчей, уничтожением, повреждением, нерациональным использованием природных ресурсов, разрушением естественных экологических систем и другими экологическими правонарушениями, обязаны возместить его в полном

объеме в соответствии с действующим законодательством.

Порядок возмещения вреда, причиненного экологическим правонарушением:

1. Возмещение вреда, причиненного окружающей природной среде в результате экологического правонарушения, производится добровольно либо по решению суда или арбитражного суда в соответствии с утвержденными в установленном порядке таксами и методиками исчисления размера ущерба, а при их отсутствии - по фактическим затратам на восстановление нарушенного состояния окружающей природной среды с учетом понесенных убытков, в том числе упущенной выгоды.

2. Суммы ущерба, взыскиваемые по решению суда или арбитражного суда, возмещаются потерпевшей стороне (гражданину, предприятию, учреждению, организации) для принятия мер по восстановлению потерь в окружающей

природной среде либо перечисляются в государственный экологический фонд, если природный объект, которому причинен вред, находится в общем пользовании.

3. При наличии нескольких причинителей вреда взыскание производится в соответствии с долей каждого в причинении вреда, в том числе с изыскательских, проектных, строительных организаций.

4. С согласия сторон по решению суда или арбитражного суда вред может быть возмещен в натуре путем возложения на ответчика обязанности по восстановлению окружающей природной среды за счет его сил и средств.

Предприятия, учреждения, организации, деятельность которых связана с повышенной опасностью для окружающей природной среды, обязаны возместить причиненный ими вред окружающей природной среде и здоровью человека в соответствии со статьей 454 Гражданского кодекса РФ.

7. ОРГАНИЗАЦИЯ ПРОИЗВОДСТВА И ЭКОНОМИКИ

7.1 Основные показатели по руднику

Таблица 7.1 – Показатели по руднику

Показатель	Значение
Балансовые запасы, млн. т	83,7
Потери, проц	3
Количество очистных участков, шт.	2
Нагрузка на участки, тыс. т:	
суточная, т	3750
месячная, млн.т	112,5
Годовая производительность, млн. т	2,7
Стоимость руды, руб./т	3500

7.2 Планирование режима и организации работы рудника

Режим работы рудника принимаем по базовому предприятию – непрерывный.

Для рабочего:

месячный – 22 рабочих дня;

недельный – 5+1+1: пять дней рабочих, два выходных, по скользящему графику

Продолжительность смены 7 часа.

Продолжительность отпуска 80 календарных дней.

Таблица 7.2 – Баланс рабочего времени

Показатели	Режим работы
	Непрерывный
Календарный фонд времени, дни	365
Кол-во выходных дней	92
Номинальный фонд времени, дни	273
Невыходы по причинам,	95
в т.ч.:	
отпуск	80
болезнь	15
Эффективный фонд времени:	
дни	178
часы	1281,6
Коэффициент списочного состава	1,53

Эффективный фонд рабочего времени составил 178 дней; коэффициент списочного состава 1,53

Состав трудящихся рудника представлен в таблице 7.3

Доплата за работу в праздничные дни:

$$d_n = \frac{n}{T_K} \cdot 100 = \frac{12}{365} \cdot 100 = 3,28\%$$

где n – количество праздничных дней;

T_K – календарный фонд времени;

Доплата за работу в районе крайнего севера – 60%

Дополнительная заработная плата:

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Додин Н.А. Металлогения Таймыро-норильского региона. ВНИИ океан-геологии.. Санкт-петербург. наука. 2002г. стр. 347-360.
2. Торгашин А.С. Состояние перспективы развития и сырьевой базы Заполярного филиала ОАО “ГМК Норильский Никель”. Развитие и охрана недр №8. 2006г. Стр. 12-25.
3. Нелаев А.Н. Пояснительная записка. Вскрытие, подготовка и отработка залежей С3 и С4. том3. ООО”Институт Гипроникель Санкт-Петербург 2007г. Стр. 9-14.
- 4.С.С. Агошков, В.В. Боярский. Разработка рудных и нерудных месторождений/ Недра. - Москва, 1970 г.
- 5.В.Р. Именитов, Процессы подземных горных работ при разработке рудных месторождений/ Недра – Москва, 1978 г.
- 6.Справочник по горно-рудному делу/ Недра. - Москва, 1983 г.
- 7.Рогинский В.М. Технология, экономика и управление строительством горных выработок в крепких породах/ Недра. - Москва, 1993. -304 с.
- 8.Единые правила безопасности при разработке рудных нерудных и рассыпных месторождений подземным способом. Москва, Недра 2003 г
- 9.Бабокин И.А. Система безопасности труда на горных предприятиях /М.: Недра,984.-320с.
- 12.М.С.Скачков, Х.Х.Кожиев. Аэрология горных предприятий: Методические указания по проектированию вентиляции рудников и горных выработок в дипломном и курсовом проектировании для студентов специальности 0902 всех форм обучения / НИИ. - Норильск, 1992 г. - 29 с.
- 11.Г.И.Садовский, А.А.Колегов, А.А.Янишевский. Механика горных пород, расчеты крепи и конструктивных элементов систем разработки рудных месторождений подземным способом. - Красноярск, 1974 г. - 153 с.
- 12.Г.А.Заплавский, В.А.Лесных. Технология подготовительных и очистных работ / Недра. - Москва, 1989 г. - 422 с.
- 13.Н.И. Мельников, Проведение и крепление горных выработок/ Недра – Москва, 1972 г.
- 14.Сборник руководящих материалов по охране недр при разработке месторождений полезных ископаемых / Недра. -Москва, 1987 г. - 590 стр.
15. Баранов А.О. Расчет параметров технологических параметров процессов добычи руд. М.Недра, 1985-224с.
16. Вохмин С.А. Требуш Ю.П. Ермолаев В.Л. Планирование показателей извлечения при подземной разработке месторождений полезных ископаемых: Монография ГАЦМиЗ.-Красноярск, 2002. – 160с.
17. Скорняков Ю.Г. Подземная добыча руд комплексами самоходных машин. М: Недра, 1986.-204 с.

18. Агошков М.И. Подземная разработка рудных месторождений, М: Недра, 1966г. 670с.

19. Черемушенцев И.А. Подземная разработка рудных и россыпных месторождений, Москва, Высшая школа, 1966г. 545с.

20. Способ разработки залежей полезных ископаемых: А.с. 1709096 СССР, МПК E21 C41/06

20. Устройство для определения направления шпуров: А.с. 1062382 СССР, МПК E21 C47/02

21. Гребенюк В.А. Пыжьянова В.С. Ерофеева И.Е. Справочник по горнорудному делу, М: Недра. 1983г – 816с.