Федеральное государственное автономное
образовательное учреждение
высшего образования
«СИБИРСКИЙ ФЕДЕРАЛЬНЫЙ УНИВЕРСИТЕТ»
Институт горного дела, геологии и геотехнологий
Шахтное и подземное строительство

УТВЕРЖДАЮ Заведующий
кафедрой
_____ С.А. Вохмин
« _____»_____2016 г.

ДИПЛОМНЫЙ ПРОЕКТ

Специальность 130406.65 «Шахтное и подземное строительство»

«Строительство камеры сборки самоходного оборудования шахты «Скалистая» рудника «Комсомольский» ЗФ ПАО «ГМК «Норильский никель». Со специальной частью «Практика строительства выработок и камер большого сечения»

Пояснительная записка

Руководитель _____ Зав.кафедрой, канд.техн.наук С.А. Вохмин
Дата, подпись

Выпускник _____ _____ Р.Н. Чернобаев
Дата, подпись

Красноярск, 2016

РЕФЕРАТ

Данный дипломный проект по теме” Строительство камеры сборки самоходного оборудования шахты "Скалистая" рудника "Комсомольский". Со специальной частью "Практика строительства выработок и камер большого сечения". ЗФ ПАО ГМК «Норильский никель». Актуальность поставленной цели обусловлена тем что после ввода в эксплуатацию подземной камеры сборки самоходного оборудования планируется значительное снижение затрат.

ОГЛАВЛЕНИЕ

Введение 5
1 Географо-экономическая характеристика района работ 6
1.1 Геологическая характеристика Талнахского месторождения 7
1.1.1 Геологическое строение Талнахского месторождения 8
1.1.2 Стратиграфия 8
1.1.3 Магматизм 9
1.1.4 Тектоника 10
1.1.5 Морфология рудных залежей 13
1.2 Типы руд 14
1.2.1 Медистые руды 15
1.2.2 Вкрапленные руды 16
1.3 Горно-геологические условия эксплуатации месторождения 16
1.3.1 Гидрогеологические особенности месторождения 17
1.3.2 Газоносность пород 18
1.3.3 Физико-механические свойства руд и вмещающих пород 18
2 Горная часть 19
2.1 Вскрытие и подготовка месторождения 19
2.2 Конструктивное исполнение камеры сборки самоходного оборудования 24
2.3 Выбор параметров горной выработки для 1-ой стадии 27
2.4 Выбор режима проходческих работ 27
2.5 Определение нормы проходки за цикл для 1-ой и 3-ей стадии 27
2.6 Проектирование и расчёт буровзрывных работ 28
2.6.1 Расчёт параметров БВР для 1-ой стадии проходки 28
2.7 Определение нормы проходки за цикл для 2-ой стадии 31
2.8 Выбор параметров горной выработки 2-ой стадии 31
2.8.1 Расчёт параметров БВР для 2-ой стадии проходки 32
2.9 Выбор параметров горной выработки для 3-ей стадии 36
2.9.1 Расчёт параметров БВР для 3-ей стадии проходки 36
2.10 Определение нормы проходки за цикл для 4-ой стадии 39
2.11 Выбор параметров горной выработки для 4-ой стадии 39
2.11.1 Расчёт параметров БВР для 4-ой стадии проходки 40
2.12 Расчёт анкерной крепи для 1-ой и 3-ей стадии 42
2.13 Расчёт анкерной крепи для 2-ой и 4-ой стадии 46
2.14 Расчет расхода материалов на крепление 1 п.м выработки 48
2.15 Расчет расхода материалов на крепление 1 п.м выработки 51
2.16 Организация работ проходческого цикла 53
2.17 Определение норм выработки для 1-ой стадии 54
2.18 Определение норм выработки для 2-ой стадии 57
2.19 Определение норм выработки для 3-ей стадии 59
2.20 Определение норм выработки для 4-ой стадии 62
2.21 Расчёт монолитной бетонной крепи 65
2.22 Расчёт стоимости сооружения выработки 69
2.22.1 Затраты на проходку по статье «заработная плата» 1-я стадия 69
3 Специальная часть 78
3.1 Практика строительства выработок и камер большого сечения 78

3.1.1 Строительство камерных выработок в крепких породах 84
3.1.2 Строительство камерных выработок в мягких грунтах 89
4 Вентиляция 97
5 Энергоснабжение 100
5.1 Электрические нагрузки 100
5.2 Схема электроснабжения и источники питания 100
5.3 Электроснабжение подземных выработок 101
5.4 Силовое электрооборудование 103
5.5 Подземная электровозная сеть 104
5.6 Освещение 105
5.7 Расчёт освещения откаточного горизонта 106
5.8 Расчёт освещённости камерных выработок 107
5.9 Расчёт подземной передвижной станции 109
6 Подземный транспорт 113
6.1 Эксплуатационный расчёт самоходных машин 113
6.2 Эксплуатационный расчёт автосамосвала 115
6.3 Тяговый расчёт транспортной машины 116
6.4 Тяговый расчёт транспортной машины 116
7 Безопасность жизнедеятельности 119
7.1 Краткая характеристика предприятия 119
7.2 Анализ опасных и вредных факторов 119
7.3 Мероприятия для снижения опасных факторов 120
7.3.1 Обеспечение безопасности ведения взрывных работ 120
7.3.2 Ликвидация отказов 122
7.3.3 Борьба с пылью как профессиональной вредностью 122
7.4 Мероприятия по устранению шума и вибрации 125
7.5 План ликвидации аварии 126
7.6 Мероприятия по спасению людей и ликвидации аварии 128
8 Экономическая часть 131
Заключение 134
Список литературы 135

ВВЕДЕНИЕ

Целью данного проекта является строительство камеры сборки самоходного оборудования шахты "Скалистая" рудника "Комсомольский" ЗФ ОАО "ГМК Норильский никель". Со специальной частью "Практика строительства выработок и камер большого сечения". После ввода в эксплуатацию подземной камеры сборки самоходного оборудования планируется значительное снижение затрат на ремонт СДО. Уменьшатся ремонтно-эксплуатационные расходы на технику и оборудование, задействованного в транспортировке руды, повысится коэффициент полезного использования погрузо-доставочной и буровой техники.

Задачей данного проекта является:

Предложить конструктивное решение строительство камеры сборки самоходного оборудования. В специальной части проекта провести анализ строительства выработок и камер большого сечения;

Произвести расчёт вентиляции;

Рассчитать электроснабжение шахты;

Произвести расчёт рудничного транспорта;

Привести решения по безопасности жизни деятельности проекта;

В разделе смета рассчитать затраты на материалы проекта.

Уменьшатся ремонтно-эксплуатационные расходы на технику и оборудование, задействованного в транспортировке руды, повысится коэффициент полезного использования погрузо-доставочной и буровой техники.

Детально рассмотрена технология проведения выработок по четырём стадиям проходки, предложено конструктивное решение строительства камеры сборки самоходного оборудования.

В специальной части проекта произведён анализ и практика строительства выработок и камер большого сечения.

Дипломный проект состоит из пояснительной записки объёмом 141 листа текста, 28 таблиц, 27 иллюстраций, 30 литературных источников, 9 графических приложений (А,Б,В,Г,Д,Е,Ё,Ж,З) и графической части на 9-ти листах формата А1.

1 ГЕОГРАФО-ЭКОНОМИЧЕСКАЯ ХАРАКТЕРИСТИКА РАЙОНА РАБОТ

Талнахское месторождение в административном отношении находится на территории Таймырского национального округа Красноярского края. Оно расположено на правом берегу реки Норильской, у подножия Талнахских гор, в 25 км к северу от г. Норильска, и связано с ним автомобильной и железной дорогами. Обзорная карта представлена на рисунке 1.1.

По характеру рельефа в районе выделяют горную и равнинную части. Горная часть, занимающая более 60% площади, представляет собой плато с абсолютными отметками 500÷600 м, расчлененное на отдельные возвышенности. Поверхность плато полого наклонена на северо-восток, юго-западные склоны его круто обрываются к долине. Равнинная часть характеризуется пересеченным микрорельефом с незначительными превышениями (до 80-100 м).

Климат района суровый, характерный для Заполярья. Самый холодный месяц – январь (-56°С), самый теплый – июль (до +32°С). Снежный покров держится с середины сентября до середины июня. Особенностью климата являются сильные ветры (до 40 м/сек), наиболее частые в зимний период.

В районе месторождения протекают реки Хараелах и Талнах и мелкие ручьи с небольшим сбросом в зимнее время и сильно разливающиеся в весенне-летний период. В долине реки Скалистой имеются сквозные талики.

Растительность в горной части представлена мхами, лишайниками, кустарниками (карликовые ольха, береза, тальник). В понижениях рельефа – долинах рек, озерных котловинах встречаются участки с древесной растительностью (лиственница, редко – береза, ель).

Кайеркан с населением около 200 тыс. жителей, занятым на горнодобывающих металлургических и других предприятиях по производству

цветных и благородных металлов, а также предприятиях и службах,обеспечивающих это производство, и входящих в структуру ЗФ ОАО «ГМК «Норильский никель».

Непосредственно на площади работ расположены города Талнах, Норильск и Кайеркан с населением около 200 тыс. жителей, занятым на горнодобывающих металлургических и других предприятиях по производству цветных и благородных металлов, а также предприятиях и службах, обеспечивающих это производство, и входящих в структуру ЗФ ОАО «ГМК «Норильский никель».

Внешние пути сообщения представлены автомобильной (Норильск – Талнах) и железной (Голиково – Маяк) дорогами, по которым осуществляются пассажироперевозки и доставка руды, материалов и технологических грузов.

Рисунок 1.1 – Расположение Норильско-Талнахского рудного региона

В районе широко развита сеть транспортных, энергетических и других коммуникаций (железные, шоссейные и грунтовые дороги, ЛЭП, трубопроводы гидротранспорта и газоснабжения, линии связи), создающая благоприятные условия для освоения новых месторождений.

1.1 Геологическая характеристика Талнахского месторождения

Норильское месторождение медно-никелевых руд введено в эксплуатацию В 40-х годах XX в. С этого времени начинается планомерное изучение территории, непосредственно прилегающий к г. Норильску.

1.1.1 Геологическое строение Талнахского месторождения

Описание структурно-тектонического строения Талнахского рудного узла приведено в работах В.А. Люлько, В.Ф. Кравцова, В.С. НестеровскогоА.В. Тарасова, А.П. Дихачева, В.К. Степанова, Л.К. Цывъяна и многих других.

Карта и материалы геологического строения Талнахского месторождения была взята по материалам ООО «Заполярная строительная компания», «Норильскшахтспецстрой», рудника «Комсомольский».

1.1.2 Стратиграфия

В настоящем дипломном проекте приводится краткая характеристика Талнахского рудного узла (граф прил.1).

Девонская система

Нижний отдел

Разведочнинская свита (D1-2 rz) представлена аргиллитами и алевролитами с линзами желваково-детритовых фосфоритов. Общая мощность свиты – 130 м.

Средний отдел

Мантуровская свита (D2 mt) сложена пестроцветными доломитовыми и известковистыми мергелями с желваками ангидритов. Мощность свиты – 220 м.

Верхний отдел

Каларгонская свита (D3 kl) сложена кремовыми, серыми и темно-серыми доломитами с прослоями, линзами органогенно-обломочных и оолитовых изветняков и горизонтами конседиментационных брекчий. Мощность отложений каларгонской свиты достигает 65-110 м.

Каменноугольная-пермская система (нерасчлененная)

Тунгусская серия (C3-P2)

Верхний отдел каменноугольной системы – верхний отдел пермской системы нерасчлененные, сложены тонко чередующимися мелкозернистыми аркозовыми и глинистыми песчаниками, углистыми аргиллитами,

алевролитами, пропластами каменных углей. Мощность толщи составляет в среднем 240-350 м.

Пермская система

Верхний отдел

Ивакинская свита (P2iv) подстилается горизонтами пирокластических пород (туфы, туффиты, туфобрекчии) резко изменчивой мощности. Общая мощность свиты 60-175 м.

Триасовая система

Нижний отдел

Сыверминская свита (T1 sv) представлена зеленокаменными слабо щелочнымитолеитовыми базальтами мощностью 79-157 м.

Гудчихинская свита (T1gd) представлена базальтами пикритовыми, порфировыми, гломеропорфировыми, горизонтами туфов и туффитов. Мощность свиты 100-240 м.

Надеждинская свита (T1nd) представлена довольно однородной толщей порфировых и гломеропорфировых базальтов основного состава с горизонтами туфов и туффитов. Суммарная мощность свиты 40-550 м.

Моронговская свита (T1mr) сложена базальтами пойкилоофитовая, порфировыми, горизонтами туфов. Мощность свиты 90 м.

1.1.3 Магматизм

Интрузивные породы относятся к трапповой формации по структурным особенностям, составу, по особенностям внутреннего строения и химизма выявленные в разрезе интрузии подразделяются на слабо дифференцированные (изотропные) и дифференцированные.

Слабо дифференцированный (γβT1);наиболее древний комплекс сложен титан-авгитовыми долеритами, которые образуют силлы и полого секущие тела.

Дифференцированные интрузии (γβГ1) представлены безоливиновыми и оливиновыми габбро-долеритами, залегающими в породах девона.

Мощность интрузивной ветви меняется с изменением ее морфологии от 125 м до 200 м., западный борт ее более крутой, к востоку наблюдается плавное выклинивание. С запада она практически на всем протяжении ограничивается

Главным швом Норильско-Хараелахского разлома.

В бортовых частях интрузива при плавном выклинивании обычно происходит выпадение нижних дифференциатов.

С породами нижних горизонтов интрузива – пикритовыми, такситовыми, троктолитовыми, контактовыми габбро-долеритами связаны промышленные концентрации вкрапленных сульфидных медно-никелевых руд.

Характерно проявление метаморфизма на вмещающие породы, особенно в прикровельных и рудовмещающихдифференциатах интрузива.

Нижнеталнахская интрузия, вскрытая на северном фланге, представляет собой субпластовое тело и залегает в отложениях курейской и разведочнинской свит девона. Она обычно подстилает рудоносный интрузив, иногда отстоит от него на значительное расстояние и характеризуется нечетко проявленной дифференциацией.

1.1.4 Тектоника

Талнахский рудный узел совместно с группой однотипных норильских месторождений и рядом рудопроявлений, формирующий Норильско-Талнахский рудный регион, располагается в краевой части Сибирской платформы в зоне сочленения Сибирской платформы и молодой Западно-Сибирской плиты Характеризуется сложным геологическим строением и длительным, многоэтапным тектоническим развитием (рис. 1.2).

В тектоническом плане район месторождения приурочен к краевой юго-западной части Хараелахской трапповой мульды на месте ее пересечения зоной Норильско-Хараелахского разлома. Месторождение генетически и пространственно связаны со сложным по форме крупным дифференцированным интрузивом основного состава.

Северные фланги Талнахского месторождения, где находится поле шахты «Комсомольский» пространственно и генетически связанно с дифференцированой интрузией габбро-долеритов и приурочено к зоне глубинного Норильско-Хаерлахского разлома и представляет собой месторождение ликвационного типа.

Главные структурные элементы Талнахского рудного узла – глубинный

Норильско-Хараелахский разлом с оперяющими сбросами, определяющие большое количество тектонических нарушений различных порядков (табл. 2.2).

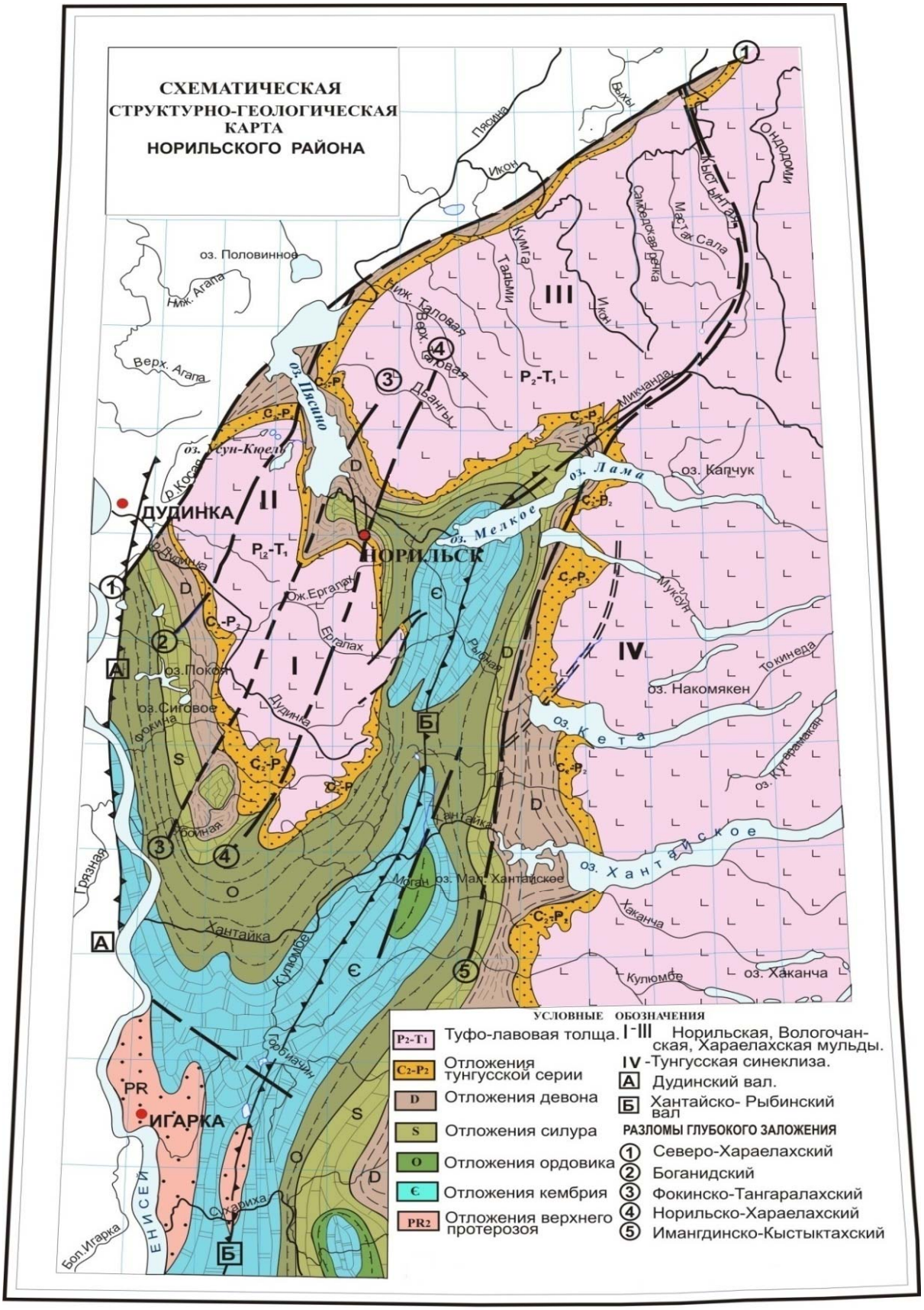

Рисунок 1.2 – Расположение Норильско-Талнахского рудного региона

Для Талнахского рудного узла характерно интенсивное проявление разрывной тектоники различных порядков и связанной с этим трещиноватости. Наиболее трещиноваты рассланцованные породы тунгусской серии, наименее – толстоплиточные карбонатные отложения девона и габбро-диориты верхней части рудоносной интрузии.

Таблица 1.1 – Характеристика тектонических нарушений Талнахского рудного узла

Порядок	Масштабность проявления	Амплитуда смещения		Протяженность в плане	
		Абсолютная, м	Относительная доля, $M_{рт}$	Абсолютная, м	Относительная доля, $L_{рт}$
I	Основные черты тектоники месторождения в целом	>20	>1	>3000	>3
II	Тектоника отдельных частей месторождения, не пересекает нарушения первого порядка	10-20	0,5-1	100-3000	0,2-3
III	Тектоника отдельных участков поля рудника, не пересекает нарушения первого и второго порядков	2-10	0,1-0 5	25-100	0,05-0,2
IV	Тектоника отдельных участков рудника не пересекает нарушения первого второго и третьего порядков	< 2	< 0,1	< 25	< 0,05

Примечание: $M_{рт}$- средняя мощность залежи сплошных сульфидных руд; $L_{рт}$ - средняя протяженность залежи в плане. Если по амплитуде смещения нарушение относится к одному порядку, а по протяженности к другому, то порядок нарушения определять по амплитуде

Таблица 1.2 – Степень трещиноватости руд и пород Талнахского рудного узла

Степень трещиноватости:	Средний размер ребра элементарного блока, м:
Слаботрещиноватые	< 0,2
Среднетрещиноватые	0,1-0,2
Сильнотрещиноватые	0,05-0,1
Весьма сильнотрещиноватые (раздробленные)	< 0,05

В осадочных породах преобладают пологие трещины (плитчатая форма элементарного блока) в сплошных рудах - крутопадающие (призматическая или параллелепипеднаяформа элементарного блока). По трещинам в породах интрузии широко распространены ослабляющие минералы группы хлорита,

серпентина, талька, слюдок, цеолитов и т.п.

1.1.5 Морфология рудных залежей

Руды Талнахского и Октябрьского месторождения комплексные, из них извлекают: медь, никель, кобальт, металлы, платиновые группы, золото, серебро, а так же селен, теллур, рутений и серу.

Рудные залежи представлены Северными залежами первой, второй и второй линзой (рис. 1.3).

Первая Северная залежь (С-1) протягивается с юга на север в соответствии с погружением Северо-восточной интрузивной ветви на расстояние около 1400 м при ширине до 600 м. Площадь ее составляет 0,61 км2. Она имеет среднюю мощность около 9.9 м. Максимальная мощность залежи Северная-1 – 31,1 м.

Морфология залежи С-1 обусловлена синклинальной структурой в приразломной части массива. Абсолютные отметки почвы рудного тела изменяются от 450 м на южном фланге до -820 м на севере. На западе наблюдается резкое тупое выклинивание рудного тела вблизи главного шва Норильско-Хараелахского разлома. В почве сплошных руд залегают известняки каларгонской свиты (80% площади), измененные и оруденелые на контакте, а на флангах заявки вмещающими породами являются терригенные отложения тунгусской серии (до 10% площади), представленные в основном кварц-полевошпатовыми роговиками. Контакты богатых руд с подстилающими и перекрывающими породами четкие, резкие, ровные, полого волнистые, ослабленные за счет развития в зальбандах вторичных минералов.

Вторая Северная залежь (С-2) имеет длину до 2 км, среднюю ширину около 400 м. Абсолютные отметки залегания почвы залежи от -800 м в южной части до -1100 м в северной. Средняя мощность ее равняется 10,9 м.

Вторая Северная залежь-линза (С-2л) залегает на глубинах от -1050 до -1150 м и является продолжением залежи С-2. В плане она представляет собой эллипсовидное тело длиной 750 м и шириной 175-350 м с максимальной мощностью 17,2 м в осевой части. Средняя мощность составляет 5,71 м. Внутреннее строение и минеральный состав линзы аналогичен залежи С-2.

Наиболее распространены в поле рудника богатые пирротиновые (включая

собственно пирротиновые и халькопирит-пирротиновые) руды крупнозернистого сложения и петельчатой макроструктуры, значительно реже отмечаются (мелкозернистые, массивные и брекчиевидные руды того же состава. Кроме того, в строении залежи на участке первоочередной отработки довольно значительная роль принадлежит существенно халькопиритовым (иногда с кубанитом) рудам, также крупнозернистого строения и массивного облика.

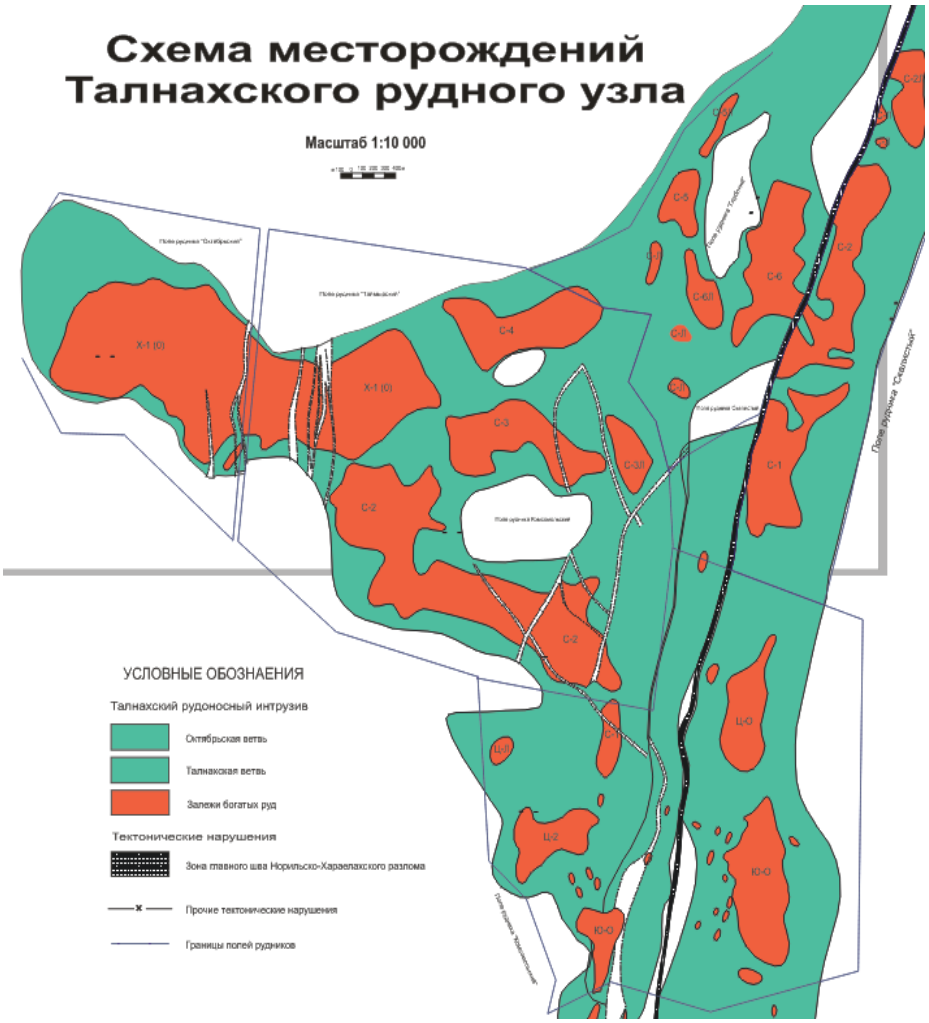

Рисунок 1.3 – Схема месторождений Талнахского рудного узла

1.2 Типы руд

В поле рудника сульфидные медно-никелевые руды представлены тремя промышленными типами руд: богатыми (сплошными), вкрапленными в интрузиве и медистыми – вкрапленными во вмещающих породах.

Богатые руды представлены залежами, линзами сплошных сульфидов с ксенолитами в экзоконтакте вмещающих пород.

Вкрапленные руды. Горизонт залегает в природной части интрузива в

такситовых, пикритовых и контактовых габбро-долеритах.

Медистые руды образуют горизонты в кровле и почве залежей богатых руд, их морфология и состав определяются литолого-структурным контролем процесса их образования.

Руды имеют сложный минеральный состав и характеризуются многообразием форм нахождения полезных компонентов. Основными рудными минералами всех типов руд являются: пирротин, халькопирит и его разновидности, пентландит и кубанит.

Никель, медь, платина, палладий, золото и серебро представлены в основном собственными минералами; родий, рутений, осмий, иридий, селен, и теллур находятся в рассеянной форме.

Основными компонентами руд, извлекаемыми при переработке, являются никель, медь, кобальт, попутными – металлы платиновой группы, золото.

1.2.1 Медистые руды

Медистые руды представляют собой линзовидные тела с оруденением прожилково–вкрапленного типа в роговиках тунгусской серии и в известняках каларгонской свиты верхнего девона. В основном они распространены в нижнем экзоконтакте сплошных сульфидных руд, либо в незначительном удалении от него, составляя горизонт МП-ОН (основной-нижний). Площадь распространения горизонта МП-ОН сопоставима с площадью залегания залежей сплошных руд. В плане и разрезе медистые руды имеют сложную морфологию и, при оконтуривании по мощности 1 метр, распадаются на ряд рудных тел в виде протяженных разрозненных линз, составляющих горизонт МП-ОН, общая длина которого до 4,5 км, ширина в пределах от 80 до 700 и при весьма изменчивой мощности от 1 до 15 метров (средняя - 3,65 м). Абсолютные отметки залегания нижнего горизонта (МП-ОН) изменяются в пределах от -750 до -1150 м. Нарушенность пород, вмещающих медистоеоруденение, оценивается на 70% как сильная и на 30% как средняя нарушенность.

В кровле богатых руд медистое оруденение фиксировалось по редким маломощным пересечениям в роговиках или скарнах. Серия изолированных, вытянутых по протяженности интрузива линзовидных тел составляет горизонт

медистых руд МП-ОВ (основной верхний). Глубина залегания медистых руд МП-ОВ варьирует в пределах от -850 м до -1050 м, мощность изменяется от 0,4 м до 10,65 м, составляя в среднем 3,63 м.

По минеральному составу медистые руды пирротиновые, в которых можно выделить две разновидности – пирротиновую и халькопирит-пирротиновую, на отдельных участках развиты валлериитовые руды в серпентинизированных породах.

1.2.2 Вкрапленные руды

Вкрапленные руды приурочены к нижней части дифференцированной рудоносной интрузии (пикритовые и такситовые габбро-долериты) и прослеживаются в виде единого горизонта на расстояние около 9 км шириной от 600 до 900 м до глубины -1800 м.

Максимальная мощность их достигает 50 м и более, средняя составляет 30 м. В пределах рудника внутреннее строение основного горизонта вкрапленных руд простое. Минеральный состав халькопирит-пирротиновый, на отдельных участках в южной части поля рудникаразвитыхалькопиритовые руды. Разновидности вкрапленных руд с троилитом и кубанитом характерны для горизонтов пикритовых габбродолеритов.

Вкрапленные руды распространены в пикритовых, такситовых и троктолитовых габбро-долеритах (реже в оливиновых и контактовых). Они образуют практически единый горизонт пластообразной формы мощностью до 90 м, который в плане перекрывает сплошные руды. Границы этих руд - обычно нерезкие, неровные и выделяются по результатам опробования. Прочность связи по ним различна, поскольку границы вкрапленных руд нередко ослаблены участками весьма сильной трещиноватости или хлоритовой зонкой. Между вкрапленными рудами и нижележащими «медистыми» или сплошными рудами иногда присутствует безрудный «прослой» мощностью от 1-2 м до 15-25 м.

1.3 Горно-геологические условия эксплуатации месторождения

Горно-геологические условия эксплуатации любого месторождения рассматривают вопросы гидрогеологических условий, газоносность пород и их физико-механические свойства.

1.3.1 Гидрогеологические особенности месторождения

Гидрогеологические условия Талнахского месторождения в пределах горного отвода определяются наличием водоносных горизонтов, приуроченных к четвертичным отложениям и трещиноватым зонам крепких пород. Мощность многолетнемерзлых пород изменяется от 10-50 м (вблизи долины р.Талнах) до 200 м и более к востоку от нее. Под руслом и поймой реки развит сквозной талик, через который получает питание водоносный горизонт переуглубленной долины.

Продуктивный водоносный горизонт приурочен к четвертичным отложениям древней долины р.Талнах и представляет собой вытянутую с севера на юг полосу обводненных отложений шириной 900 – 1500 м, мощность которых составляет 80 метров. Подстилается он обводненными коренными породами (кора выветривания), средняя мощность их составляет порядка 10 м.

Водовмещающими породами служат валунно-галечные отложения бактинскогонадгоризонта и муруктинского горизонта. Максимальная мощность его в конце цикла питания достигает 80 – 85 метров, с уменьшением его на бортах долины до полного выклинивания.

По химическому составу воды гидрокарбонатные кальциево-натриевые или натриево-кальциевые с минерализацией – 0,1-0,4 г/л.

Подмерзлотные воды в поле рудника «Комсомольский» приурочены к породам туфолавовой толщи, тунгусской серии и девона.

Повышенной водопроводимостью обладают породы на контакте с нижней границей многолетней мерзлоты. В зонах повышенной трещиноватости и тектонической нарушенности водопроницаемость возрастает в несколько раз.

По химическому составу воды сульфатно-кальциево-натриевые.

Согласно отчету о НИР «Исследовать и разработать мероприятия по защите от обводненных горных выработок рудника «Комсомольский» ВИОГЕМ, 1994 г. прогнозный водоприток из горного массива при полном развитии рудника составит 40 $м^3$/час.

Естественная обводненность горных выработок незначительная, суммарный водоприток не превышает 0,4 $м^3$/час. В дальнейшем возможно увеличение водопритоков на 10-15 $м^3$/час при подсечении скважин детальной

разведки, пробуренных с поверхности, и за счет расширения фронта работ, особенно вблизи Норильско-Хараелахского разлома.

Талнахское месторождение подземных вод, располагающееся в 4-х км восточнее г.Талнаха, находится в пределах горных отводов Талнахского и Октябрьского месторождений сульфидных медно-никелевых руд.

1.3.2 Газоносность пород

Рудник «Комсомольский» работает на индивидуальном газовом режиме.

Породы и руды месторождения обладают незначительной остаточной газоносностью. Основными источниками газа являются угленосные отложения тунгуской серии. При общей невысокой газообильности имели место единичные газопроявления, приуроченные в основном к почвенной части интрузива. Состав газа: метан, этан, пропан, бутан, водород, углекислый газ.

Интенсивность выделения метана в горные выработки невысока, т.е. 0.5м3/мин, а метанообильность 200 м3/сутки.

1.3.3 Физико-механические свойства руд и вмещающих пород

Ниже приводятся объемная масса руд и пород, значение коэффициента крепости пород по шкале М.М. Протодьяконова (табл.1.3).

Таблица 1.3 – Физико-механические свойства руд

Руды и породы	Объемная масса руд и пород, d,т/м^3	Значение коэффициента крепости по шкале М.М. Протодъяконова
Богатые руды первой Хараелахской залежи	4,2	5 до 10
Богатые руды второй Северной залежи	4,0	5 до 16
Вкрапленные руды второй Северной залежи	3,05	5 до 10
Богатые руды третьей Северной залежи	4,12	5 до 10
Богатые руды четвертой Северной залежи	3,98	5 до 10
Медистые руды	3,3	5 до 10

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

2 ГОРНАЯ ЧАСТЬ

2.1 Вскрытие и подготовка месторождения

Вскрытие шахтного поля рудника "Скалистый" произведено вертикальными стволами ВС-9, ВЗС-1 и ВСС-1, пройденными с поверхности и южными уклонами № 1 и 2, пройденными с откаточного гор. -580 м шахты "Восток" рудника "Комсомольский".

В поле шахты “Скалистая” выделено два участка: южный и северный. На южном участке предусматривается отработка запасов богатых руд залежи С-1 и медистых руд залежей МП-ОН и МП-ОВ, на северном участке – запасов богатых руд залежи С-2 и медистых руд залежей МП-ОН и МП-ОВ.

Южный и северный участки разделены временным разделительным массивом (целиком) шириной по падению 300 м (в интервале разведочных линий 91-94).

От ствола ВС-9 южный участок шахтного поля вскрыт горными выработками откаточного горизонта -850 м, вентиляционно-закладочного гор. -650 м, околоствольного двора ВС-9 гор. -950 м и соединительным уклоном, пройденным с гор. –650 м на горизонт подсечки.

Поперечное сечение стволов и расположение в них подъемного оборудования и других коммуникаций представлено на рисунке 2.1.

Подготовка залежей к отработке – панельная, осуществляется путем проходки слоевых штреков и транспортных ортов, рудоспусков с люковыми камерами и вентиляционных восстающих.

Подготовительно-нарезные работы в пределах выемочных участков вводимого в эксплуатацию рудника выполняются за счёт капитального строительства и должны обеспечивать нормативы подготовленных и готовых к выемке запасов (подготовленные – 8 мес., готовые к выемке – 4 мес.).

Выработки вент-закладочного гор.-650 м и подготовительные выработки

южного участка связаны между собой соединительным уклоном, который сбивается с выработками околоствольного двора гор.-800 м ствола ВЗС-1.

Соединительный уклон обеспечивает перемещение самоходной техники с горизонта на горизонт и развитие подготовительно-нарезных и очистных работ на южном участке шахтного поля.

Вентиляционный ствол № 9 предназначен для выдачи отработанного воздуха, спуска-подъема людей, спуска материалов и оборудования, выдачи горной массы и служит запасным выходом.

Диаметр ствола в свету – 8,0 м.

Глубина ствола – 1174,9 м.

В стволе размещены: двухэтажная клеть ГО511, скипы емкостью 5 м^3 (2 шт.), лестничное отделение с отм. -1003,5 м до -983,1 м, трубопроводы: водоотлива Ду 100 (с -1003,5 м до -946,6 м) и Ду 200 - 2 шт. (с -946,6 м до -680,4м), противопожарный - Ду 150, сжатого воздуха Ду 300, кабели различного назначения.

Тип крепи: чугунные тюбинги в сочетании с монолитным бетоном -301,7 м, монолитный бетон -873,2 м. (зумпфовый водоотлив).

В стволе выполнены сопряжения на отметках: -630,0 м, -680,4 м, -741,3 м, -840,6м, -946,6 м, -983,1 м, -1003,5 м.

Ствол ВСС-1 с промежуточной оснасткой (клеть 21 НВ-3,6; скип 1СН-5, и бадьёй ёмкостью 3м^3), диаметр ствола в свету 6,5 м, глубина ствола – 1325,95 м, крепление – чугунные тюбинги и монолитный бетон. (зумпфовый водоотлив).

В стволе выполнены сопряжения на отметках: -850 м, -943 м, -970 м, -1160 м.

Ствол используется для спуска-подъема людей и подачи воздуха в шахту.

Ствол ВЗС-1. Ствол оборудован одной грузолюдской подъёмной установкой: ЦР5Х3/06.

На ПУ ЦР5Х3/06 смонтированы 2 клети, малая клеть 42КМ4.5Р и большая клеть 62КМ6.5Р предназначенные для спуска-подъёма людей, крупногабаритного оборудования, а также длинномерных материалов.

Грузоподъёмность клети 14 т., и 28 т. Клети уравновешены противовесами ГО 394 массой 19,7 т. для малой клети и 39,4 т. для большой. В качестве подъёмных канатов используются стальные прядевые канаты диаметром 60,5 мм, ГОСТ 7668-80. В качестве тормозных и амортизационных канатов используются канаты Ǿ 45,0 мм, ГОСТ 7665-80.

Диаметр ствола в свету 8,0 м, глубина ствола – 1350,7 м, крепление – чугунные тюбинги и монолитный бетон. (зумпфовый водоотлив)

В стволе выполнены сопряжения на отметках: -650 м, -850 м, -950 м, -1160 м.

Клеть предназначена для спуска-подъёма людей, материалов и оборудования в вагонах или на платформах. По стволу проложены трубопроводы главного водоотлива, сжатого воздуха и силовые электрические кабеля.

Подготовка шахтного поля – полевая, осуществляется выработками откаточных горизонтов -650 м., -850м. и -950 м. Горизонты вскрыты двумя квершлагами – грузовым и порожняковым; пройденные параллельно квершлаги соединяются между собой заездами через 150-200 метров. Длина квершлагов 1800 м, сечение 15м^2. Форма и размеры поперечного сечения транспортного квершлага представлена на рисунке 2.2.

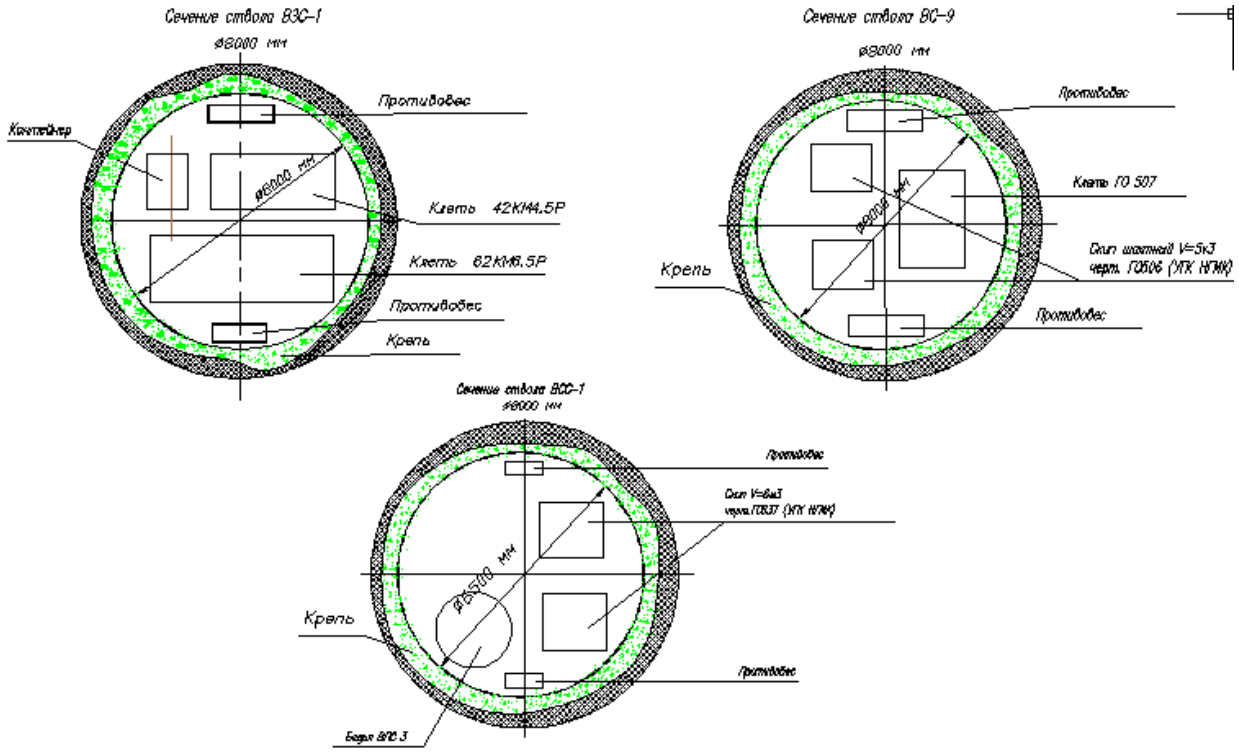

Рисунок 2.1 – Сечения стволов

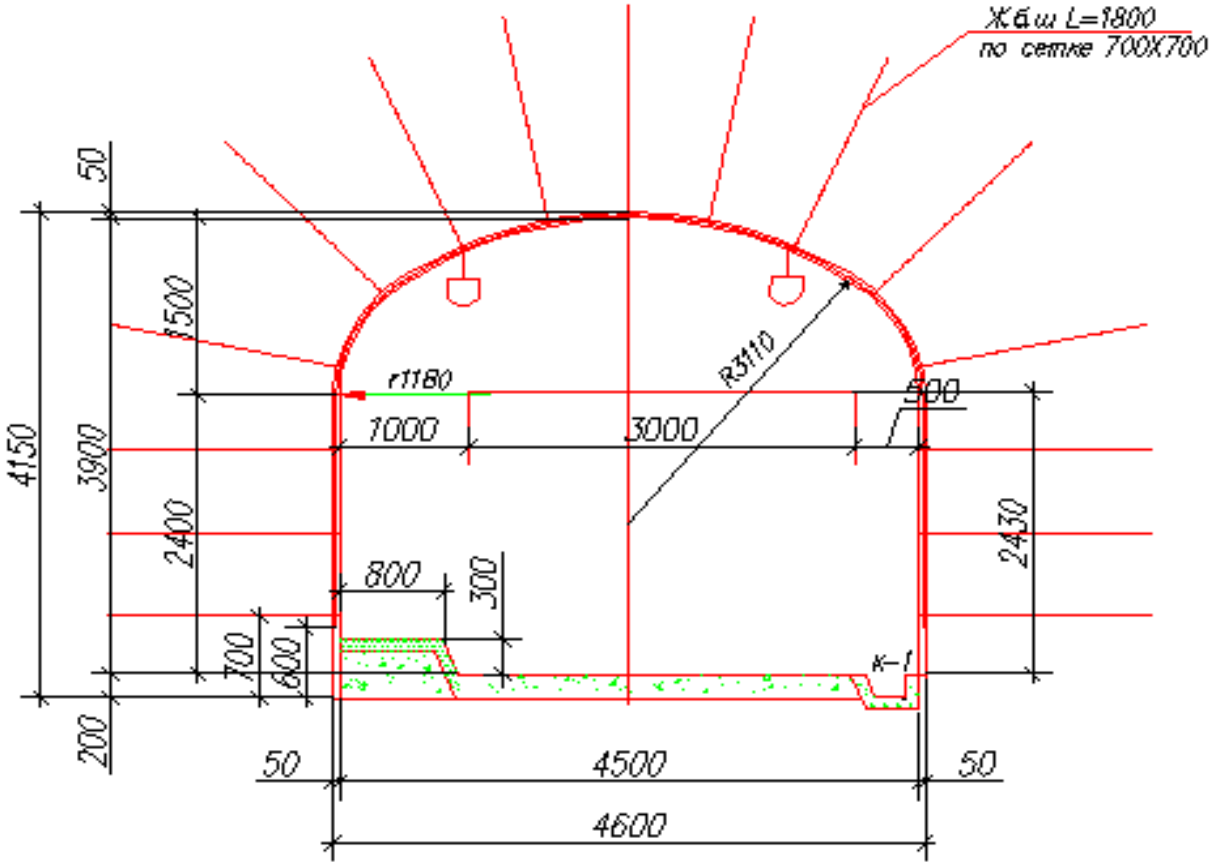

Рисунок 2.2 – Сечение транспортного квершлага

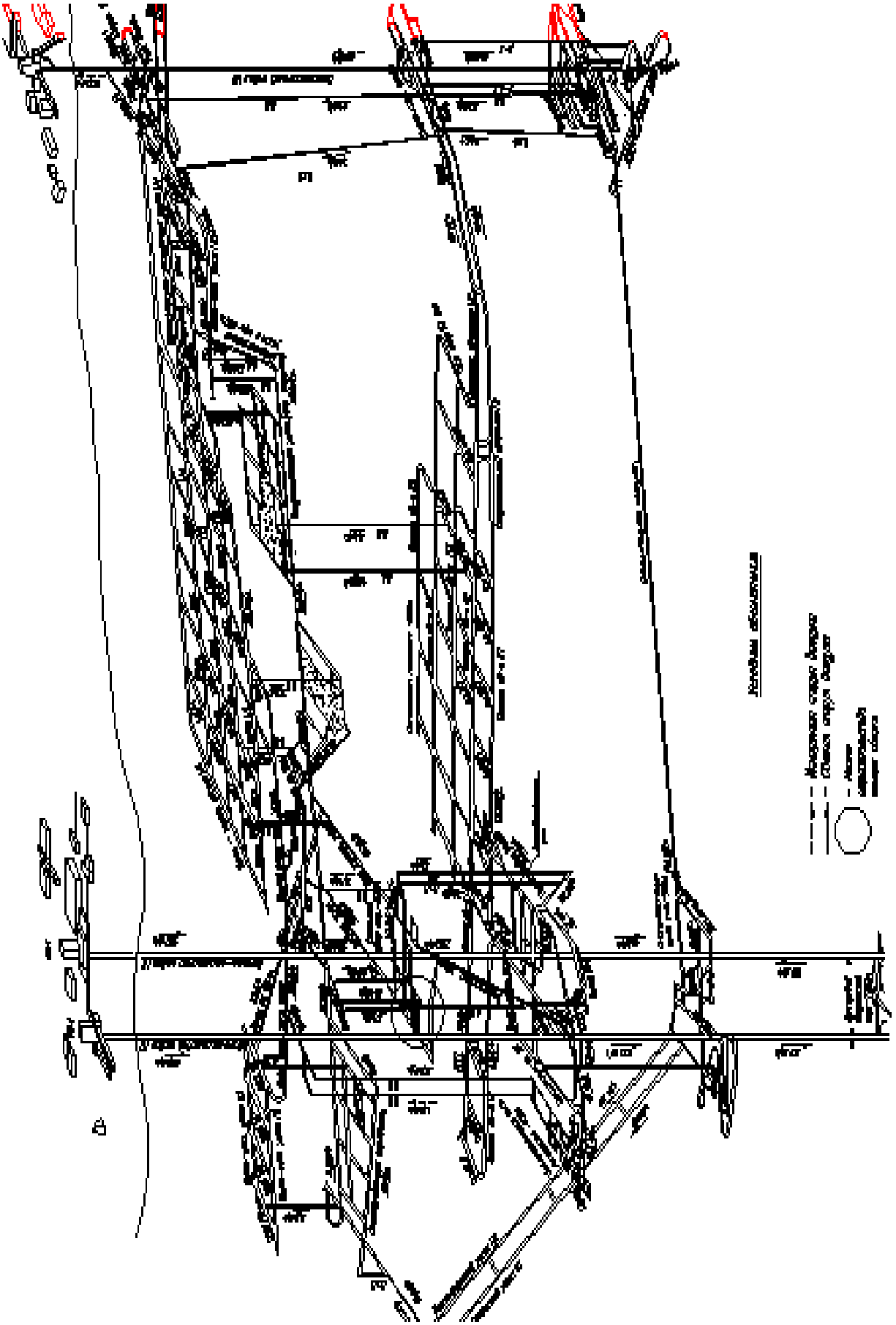

Рисунок 2.3 – План расположения стволов

2.2 Конструктивное исполнение камеры сборки самоходного оборудования

Технология и последовательность раскрытия сопряжений и камерных горных выработок сечением более 20м^2.

Разделка сопряжений (камер) ведется 4-мя стадиями проходки в следующем порядке:

1-я стадия

Ранее пройденная выработка шириной 6000мм и высотой 4280мм расширяется до ширины 9500мм. и высотой 4280мм. заходками, не более 1700мм за 1 цикл. Крепление кровли выработки ЖБШ длиной 1900мм по сетке штангования 800х800мм. с отставанием от груди забоя не более 500мм. Крепление первичным набрызг-бетоном 20-30мм с отставанием от груди забоя не более 6000мм.. Контроль за безопасным состоянием кровли и боков горной выработки высотой до 3500мм производить кровлеоборочным инструментом. Контроль за безопасным состоянием кровли и боков горной выработки высотой более 3500мм производить при помощи ВСО. По окончанию проходки 1-й стадии производится нанесение набрызг-бетона 20-30 мм. в грудь забоя.

2-я стадия

Проходка горной выработки шириной. 10000м и высотой от 2000мм. до 3500мм. производится заходками, не более 1,7м за 1 цикл. Крепление кровли и боков выработки ЖБШ длиной 1900мм по сетке штангования 800х800мм. с отставанием от груди забоя не более 500мм Крепление первичным набрызг-бетоном 20-30мм. с отставанием от груди забоя не более 6000мм. Контроль за безопасным состоянием кровли и боков горной выработки высотой до 3500мм производить кровлеоборочным инструментом. Контроль за безопасным состоянием кровли и боков горной выработки высотой более 3500мм производить при помощи ВСО. По окончанию проходки 2-й стадии производится нанесение набрызг-бетона 20-30 мм. в грудь забоя.

3-я стадия

Проходка почвоуступа шириной. 9500м и высотой 3970м. Крепление боков выработки ЖБШ длиной 1900мм по сетке штангования 800х800мм. с

отставанием от груди забоя не более 500мм. Крепление первичным набрызг-бетоном 20-30мм с отставанием от груди забоя не более 6000мм. Контроль за безопасным состоянием кровли и боков горной выработки высотой до 3500мм производить кровлеоборочным инструментом. Контроль за безопасным состоянием кровли и боков горной выработки высотой более 3500мм производить при помощи ВСО. По окончанию проходки 4-й стадии производится нанесение набрызг-бетона 20-30 мм. в грудь забоя.

4-ая стадия

Проходка почвоуступа шириной. 10000мм и высотой 3250мм. Крепление боков выработки ЖБШ длиной 1900мм по сетке штангования 800х800мм с отставанием от груди забоя не более 500мм. Крепление первичным набрызг-бетоном 20-30мм с отставанием от груди забоя не более 6000мм. Контроль за безопасным состоянием кровли и боков горной выработки высотой до 3500мм производить кровлеоборочным инструментом. Контроль за безопасным состоянием кровли и боков горной выработки высотой более 3500мм производить при помощи ВСО. По окончанию проходки 4-й стадии производится нанесение набрызг-бетона 20-30 мм. в грудь забоя, после этого производится навеска мет. решетки в грудь забоя. По окончанию крепления горной выработки временным видом крепи производится воззведение постоянного вида крепи монолитным железобетоном по отдельному паспорту крепления и управления кровлей.

Производство буровзрывных работ вблизи технологических трубопроводов и кабельных линий производится по совместным мероприятиям, согласованным с соответствующими службами рудника «Комсомольский» шахты «Скалистая».

Постоянный вид крепи – монолитный железобетон – возводится подземным участком горно-капитальных работ и внутришахтного транспорта ШПУ-5 (ПУ ГКР и ВШТ ШПУ-5) по отдельному паспорту крепления после монтажа металлоконструкций.

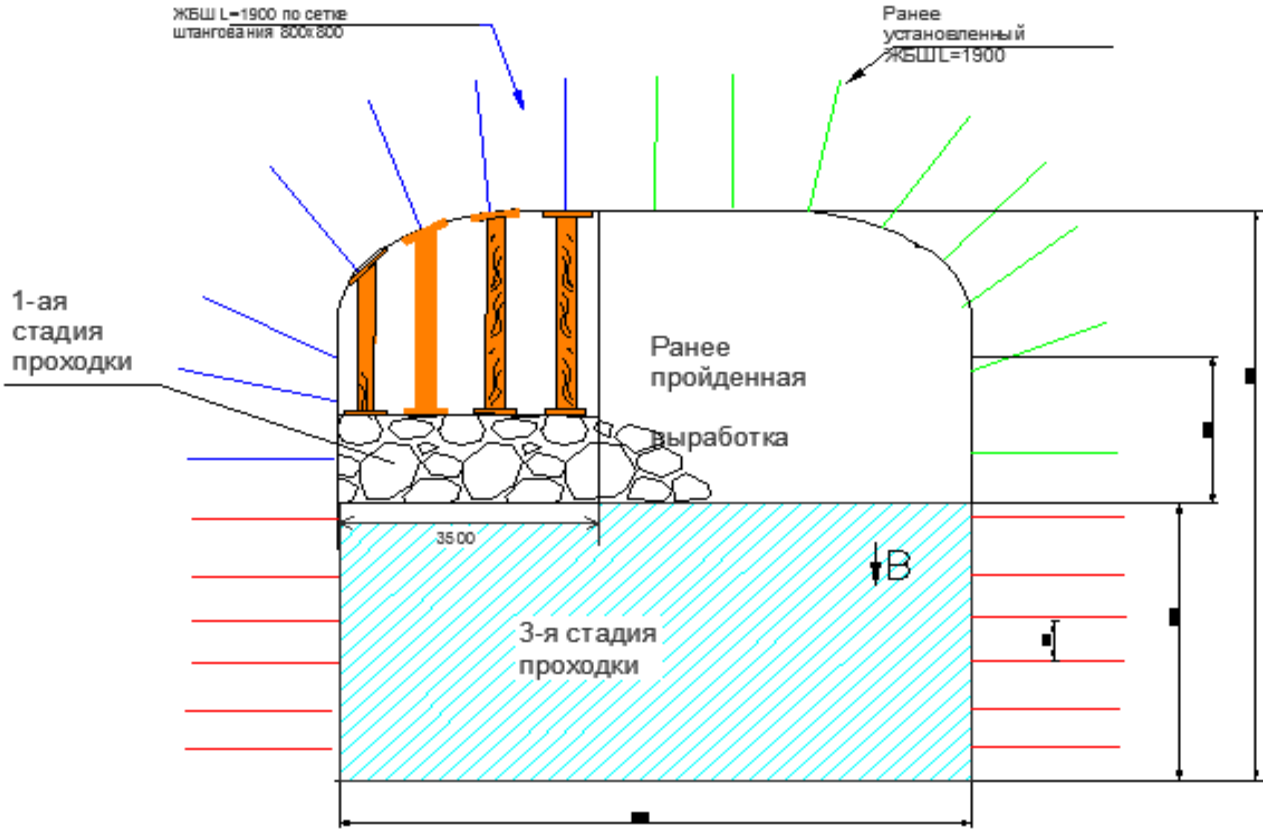

Рисунок 2.4 – Проходка камеры сборки (1-я и 3-я стадии)

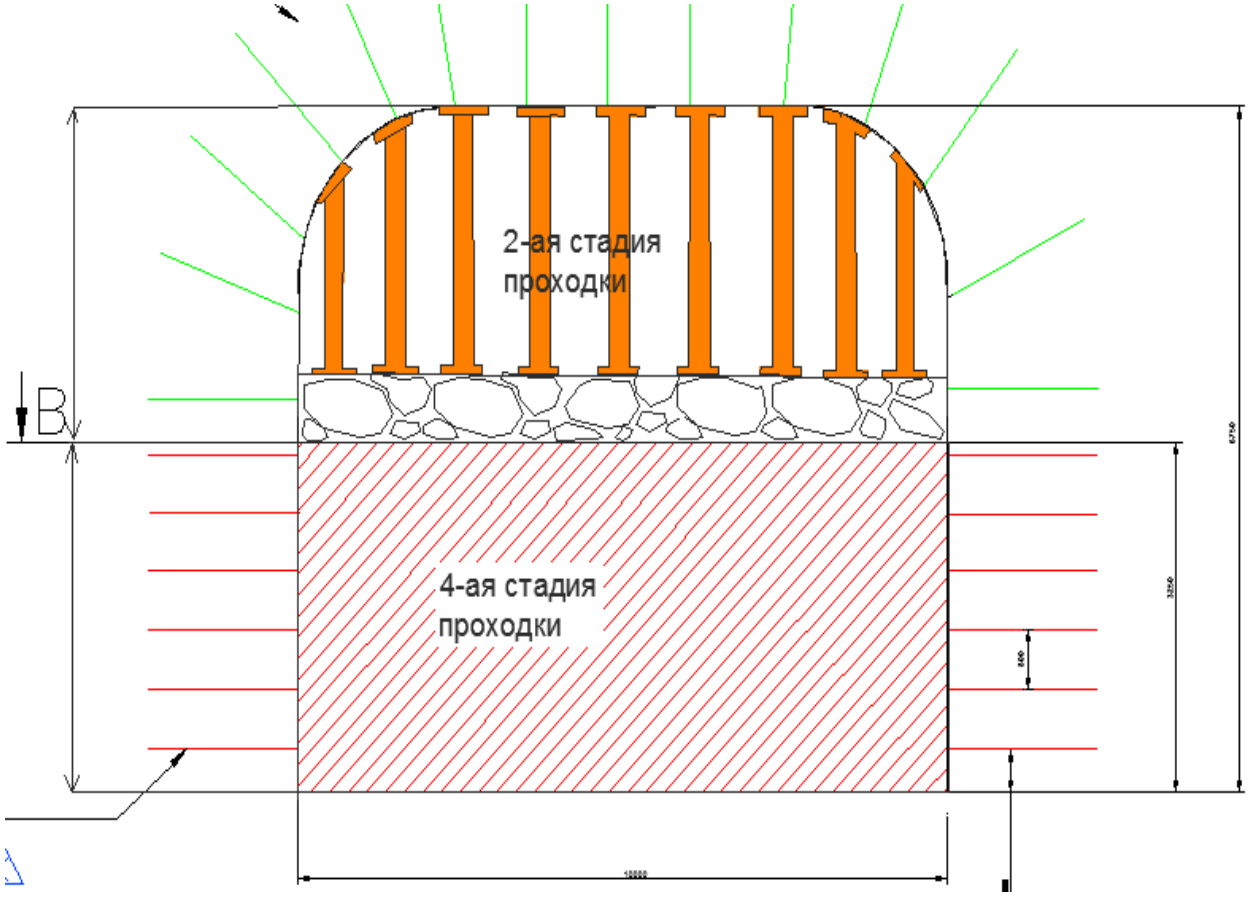

Рисунок 2.5 – Проходка камеры сборки (2-я и 4-я стадии)

2.3 Выбор параметров горной выработки для 1-ой стадии

По таблице параметров горных выработок находим необходимые нам размеры для заданного сечения выработки камеры сборки самоходного оборудования, S = 13 м^2 в проходке. Длинна проходки 18,7 м.

$S_{св}$ = 12,64 м^2 $B_{св}$ = 3,5 м $H_{св}$ = 4,28 м $h_{0св}$ = 1,35 м;

$R_{св}$ = 2,64м $r_{св}$ = 1,074 м;

$B_{вч}$ = 4,28 м – ширина выработки;

$H_{вч}$ = 3,50 м – высота выработки;

$P_{вч}$ = 14,4 м – периметр выработки;

$S_{вч}$ = 13,00 м^2.

Форму выработки принимаем прямоугольно - сводчатую.

2.4 Выбор режима проходческих работ

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

1. Число рабочих смен в сутки $n_{см}$ = 3;
2. Число рабочих дней в месяц $n_{дн}$ = 30;
3. Продолжительность рабочей смены T = 7 часов;
4. Количество взрывных смен $n_{взр}$ = 1.

2.5 Определение нормы проходки за цикл для 1-ой и 3-ей стадии

Ранее пройденная выработка шириной 6000 мм и высотой 4280 мм расширяется до ширины 9500 мм и высотой 4280 мм заходками, не более 1700 мм за 1 цикл. (для 1-ой и 3-ей стадии).

Т.е. в сутки необходимо пройти не более 1,7 м.

Режим взрывания принят 1 раз в сутки, т.е. число циклов равно 1 ($n_ц$ = 1), следовательно, суточная норма проходки будет равна величине подвигания забоя за цикл:

$L_{сут} = L_ц$ = 1,7 м (для 1-ой, и 3-ей стадии);

$L_{сут} = L_ц$ = 3,5 м (для 2-ой и 4-ойстадии).

Следовательно для выполнения плана по проходке за один цикл необходимо проходить 1,7 м.

2.6 Проектирование и расчёт буровзрывных работ

Взрывные работы ведутся в соответствии с требованиями "Единых правил безопасности (далее по тексту ЕПБ) при ведении взрывных работ", "ЕПБ при разработке рудных, нерудных и россыпных месторождений", и Специальных мероприятий к правилам безопасности по ведению горных и взрывных работ на подземных рудниках Норильского комбината.

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

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

Рассмотрим подробно расчет параметров, паспортов БВР, вентиляции и крепления для камеры сборки самоходного оборудования с сечением $S = 13$ м^2 и более (в проходке).

2.6.1 Расчёт параметров БВР для 1-ой стадии проходки

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

Таблица 2.1 – Характеристика ВВ - Аммонит №6ЖВ

Наименование ВВ	Коэф. крепости	Коэффициент работоспособности ВВ	Плотность заряжания, кг/дм^3	Коэффициент, учитывающий плотность заряжания при диаметре шпура 0,042 м	Эталонный удельный расход ВВ, кг/м^3, зависящий от ширины забоя
Аммонит №6 ЖВ	6-8 (7)	0,97	1,0-1,2	0,85-0,9	0,8

Линия наименьшего сопротивления определяется по выражению:

$$W = d\sqrt{\frac{8{,}2 \cdot \Delta}{m \cdot q}}, \qquad (2.1)$$

где d – диаметр шпура, дм;

Δ – плотность ВВ, кг/дм^3;

m – относительное расстояние между шпурами (коэффициент сближения шпуров) m=0,6÷1,5;

q – удельный расход ВВ, кг/м^4

Удельный расход ВВ определяется по следующей зависимости:

$$q = q_Э e K_1 K_2 K_3 K_4, \qquad (2.2)$$

где $q_Э$ – эталонный удельный расход ВВ;

e – коэффициент работоспособности ВВ;

K_1 – коэффициент расположения зарядов (K_1=1 при отбойке на открытую поверхность, параллельную оси шпуров; K_1=1,4-1,6 при отбойке на поверхность, перпендикулярную оси шпуров);

K_2 – коэффициент, учитывающий плотность заряжания;

K_3 – коэффициент, учитывающий диаметр шпура;

$$K_3 = \left(\frac{d}{0{,}042}\right)^n, \qquad (2.3)$$

d – диаметр шпура, м;

n – эмпирический коэффициент, равный 0,33-0,5.

K_4 – поправочный коэффициент на длину шпура, равный 1,3 при длине 1 м, и 1,0 при длине 3 м

Расстояние между шпурами в ряду вычисляют по выражению:

$$a = m \cdot W, \qquad (2.4)$$

Число шпуров по ширине забоя вычисляют по выражению:

$$n_1 = \frac{b}{a} + 1, \qquad (2.5)$$

где b – ширина забоя, м.

Длина шпура принимается 1,7 м.

Удельный расход ВВ:

$$q = 0,8 \cdot 0,97 \cdot 1,0 \cdot 0,85 \cdot 1,0 \cdot 1,0 = 0,66, кг / м^3. \quad (2.6)$$

Коэффициент, учитывающий диаметр шпура:

$$K_3 = \left(\frac{0,043}{0,042}\right)^{0,33} = 1,0 \quad (2.7)$$

Линия наименьшего сопротивления:

$$W = 0,43\sqrt{\frac{8,2 \cdot 1,0}{1,5 \cdot 0,66}} = 0,43\sqrt{\frac{8,2}{0,99}} = 0,43\sqrt{8,28} = 1,2 м. \quad (2.8)$$

Расстояние между шпурами в ряду:

$$a = 1,1 \cdot 1,2 = 1,32 м. \quad (2.9)$$

Число шпуров по ширине забоя:

$$n_1 = \frac{3,5}{1,32} + 1 = 3 шт. \quad (2.10)$$

Проверяем расчетное количество шпуров графическим построением рис. 2.6.

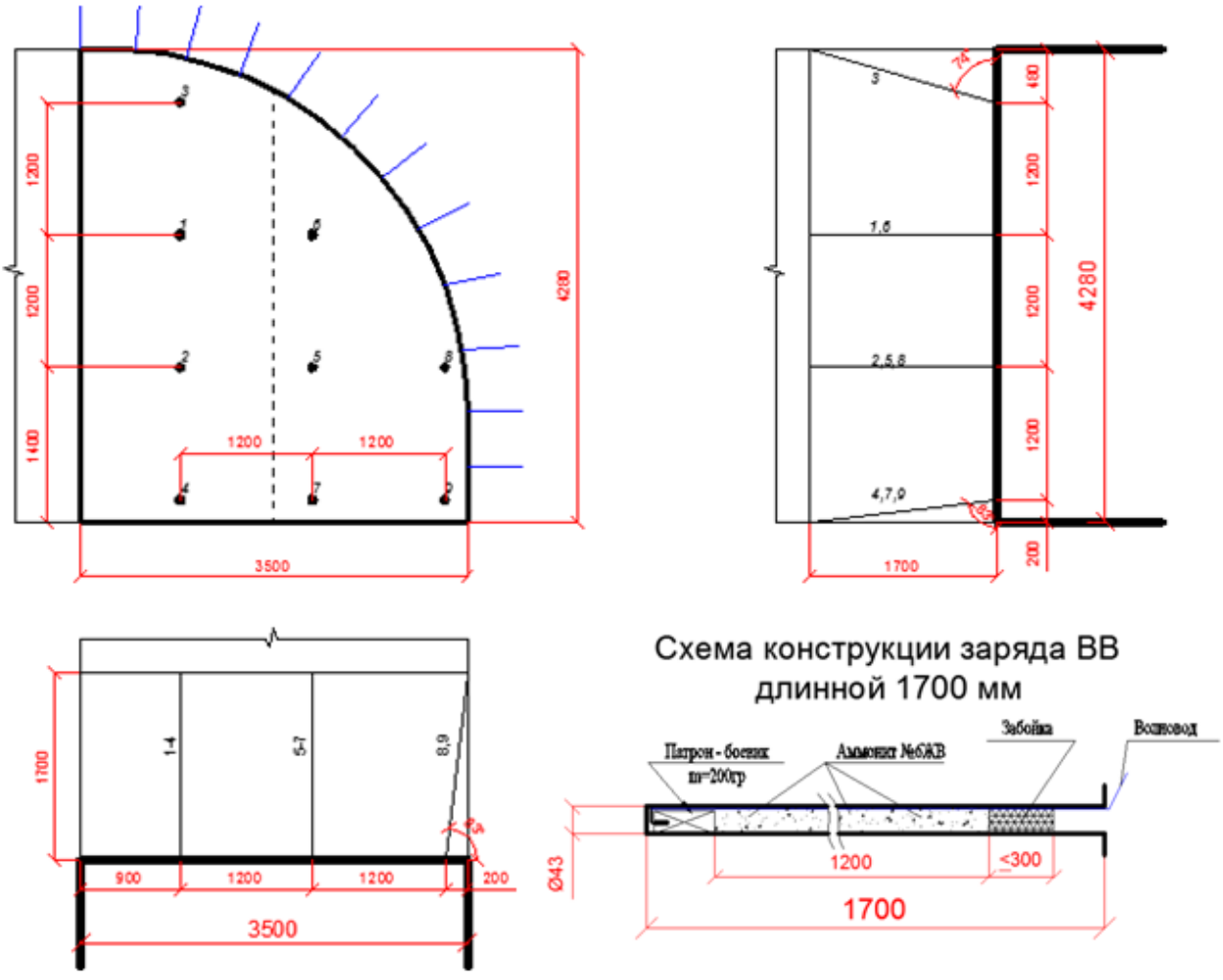

Рисунок 2.6 – Паспорт БВР (1 стадия проходки)

Масса заряда при глубине шпура 1700 мм составит 1,4 кг.

Общий объём бурения составляет: 9 шпуров · 1700 мм = 15300 мм =15,3 м.

Суммарный расход ВВ: 9 шпуров 1,4 кг = 12,6 кг.

Объём горной массы, отбитой при всей проходке выработки:

$$V = S \cdot l_{выр}, м^3, \quad (2.11)$$

$$V = 12,64 \cdot 18,0 = 227,52 м^3.$$

Объём горной массы, отбитой за цикл

$$V = S \cdot l_{ц}, м^2, \quad (2.12)$$

$$V = 12,64 \cdot 1,7 = 21,49 м^2.$$

Общий объём бурения:

$$V_{бур} = N_{шп} \cdot l_{выр}, м, \quad (2.13)$$

$$V_{бур} = 9 \cdot 18,7 = 168,3 м.$$

Общий объём ВВ:

$$Q = l_{выр} \cdot \sum ВВ, кг, \quad (2.14)$$

$$Q = 18,7 \cdot 15,3 = 286,11 кг.$$

2.7 Определение нормы проходки за цикл для 2-ой стадии

Проходка горной выработки шириной. 10 м и высотой от 3,5 м до 2,5 м произведётся за 1 цикл, длина шпура 3 м, Длинна проходки 3,5м.

Следовательно, в сутки необходимо пройти не более 3,5 м.

Режим взрывания принят 1 раз в сутки, т.е. число циклов равно 1 ($n_ц = 1$), следовательно, суточная норма проходки будет равна величине подвигания забоя за цикл:

$$L_{сут} = L_{ц} = 3,5 м.$$

Следовательно для выполнения плана по проходке за один цикл необходимо проходить 3,5 м.

2.8 Выбор параметров горной выработки 2-ой стадии

По таблице параметров горных выработок находим необходимые нам размеры для заданного сечения выработки камеры сборки самоходного оборудовани, $S = 28$ м^2 в проходке.

$S_{св} = 27{,}55$ м^2 $B_{св} = 10$ м $H_{св} = 3{,}5$ м $h_{0св} = 5$ м

$B_{вч} = 10$ м – ширина выработки;

$H_{вч} = 3{,}5$ м – высота выработки;

$P_{вч} = 35$ м – периметр выработки;

$S_{вч} = 28$ м^2.

Форму выработки принимаем прямоугольно - сводчатую.

2.8.1 Расчёт параметров БВР для 2-ой стадии проходки

Общее число шпуров

$$N = \frac{12{,}7 \cdot q_{ВВ} \cdot S}{\Delta \cdot d_П^2 \cdot K_З}, шт, \qquad (2.15)$$

где N – число шпуров в комплекте, шт;

$q_{вв}$ – удельный расход ВВ кг/м^3;

S – сечение выработки в проходке, (S=27,55), м^2;

$К_з$ – коэффициент заполнения шпуров ВВ (табл. 2.2), доли ед.;

Δ – плотность заряжания ВВ (табл. 4.3), г/см^3;

$d_п$ – диаметр заряда (патрона) ВВ, см

$$N = \frac{12{,}7 \cdot 0{,}71 \cdot 27{,}55}{1{,}0 \cdot 4{,}3^2 \cdot 0{,}3} = 45 \text{ шт.}$$

Таблица 2.2 – Значения коэффициента заполнения шпуров

Диаметр патронов ВВ, мм	Значения ($K_З$) при коэффициенте крепости пород	
	f=2-9	f=10-20
24-28	0,35-0,70	0,75-0,85
32-36	0,30-0,60	0,60-0,85
40 и более	0,30-0,50	0,50-0,75

$$q_{вв} = 0{,}1 \cdot f \cdot f_0 \cdot U \cdot m \cdot e, кг / м^3, \qquad (2.16)$$

$$q_{вв} = 0{,}1 \cdot 7 \cdot 1{,}1 \cdot 1{,}24 \cdot 0{,}74 \cdot 1{,}0 = 0{,}71 кг / м^3.$$

где f – коэффициент крепости пород по шкале ММ Протодьяконова;

f_0 – коэффициент структуры породы;

U – коэффициент зажима, учитывающий площади забоя выработки и число обнаженных плоскостей, доли ед.;

m – коэффициент, учитывающий диаметр коронки, доли ед.;

e – коэффициент работоспособности ВВ, равный отношению работоспособности 62% - го аммонита ($P = 380$ см^3) к работоспособности применяемого ВВ ($P_{вв}$).

$$U = \frac{6,5}{S_{вч}}, \quad (2.17)$$

$$U = \frac{6,5}{\sqrt{27,55}} = 1,24.$$

$$m = \frac{32}{d_к}, \quad (2.18)$$

$$m = \frac{32}{43} = 0,74.$$

$$e = \frac{P}{P_{вв}}, \quad (2.19)$$

$$e = \frac{380}{380} = 1.$$

где $d_к$ – диаметр коронки, мм;

$P_{вв}$ – работоспособность применяемого ВВ, см^3 (табл.2.3).

Таблица 2.3 – Характеристики наиболее распространённых ВВ, допущенных применению в шахтах и на рудниках, не опасных по газу и пыли

Наименование ВВ	Коэффициент крепостипород	Работоспособность ВВ, см^3	Плотность заряжания (Δ),г/см^3	Параметры патрона ВВ			
				Диаметр патрона, мм	Масса патрона, г	Длина патрона,мм	Плотность ВВ впатронах, г/см^3
Аммонит №6ЖВ	6-10	380	1,0	32-36	200-250	200-250	1,0-1,2
Аммонал	до 16	(420)	1,0	32	200	200	0,95-1,1
Аммонит скальный №1 порошкообразный	≥12	(460)	1,45	32 -36	200-250	200-250	0,95-1,1
Гранулит АС-8	8-14	410	1,1÷1,2				
Гранулит М	4-10	320	0,95				

Высота вруба:

$$h_к = 47 d_з \sqrt{\frac{\Delta}{\gamma \cdot e \cdot U_{отб}}}, м, \quad (2.20)$$

$$h_к = 47 \cdot 0{,}043 \cdot \sqrt{\frac{1}{2{,}7 \cdot 1{,}0 \cdot 0{,}7}} = 1{,}47 \text{ м}.$$

где d – диаметр заряда ВВ, м;

γ – плотность породы т/м^3;

$U_{отб}$ – коэффициент зажима для отбойных шпуров ($U_{отб} = 0{,}6 -$ для малых сечений, $U_{отб}$= 0,7 – 0,8 – для средних сечений, $U_{отб}$ = 0,9 – для больших сечений выработок).

Число заряжаемых шпуров во врубе

$$N_{вр} = \left(\frac{2 h_к}{a}\right) + 2, шт, \quad (2.21)$$

$$N_{вр} = \left(2 \cdot \frac{1{,}47}{0{,}5}\right) + 2 = 7{,}88 \approx 8 \text{ шт}.$$

где $h_к$ – высота (длина) вруба, м;

а – расстояние между парами сходящихся шпуров, м (а =0,5 – 0,7).

Оконтуривающие шпуры располагают на расстоянии 250 мм от контура выработки.

Расстояние между оконтуривающими шпурами равно:

$$a_n = (0{,}6 \div 0{,}7) \cdot h_k, м, \quad (2.22)$$

$$a_n = 0{,}6 \cdot 1{,}47 = 0{,}88.$$

ЛНС = 0,66 м = 660 мм.

Расчёт оконтуривающих шпуров по почве:

$$N_п = \frac{B_п^{поч}}{a_{ок}} + 1, шт, \quad (2.23)$$

$$N_п = \frac{9500}{880} + 1 = 11{,}79 = 12 \text{ шт}.$$

Расстояние фактическое оконтуривающих шпуров по почве:

$$a_ф = \frac{B^{поч}}{N_п - 1}, мм, \quad (2.24)$$

$$a_ф = \frac{9500}{12-1} = 863,6 мм = 860 мм.$$

Расчёт оконтуривающих шпуров по кровле:

$$N_к = \frac{B_к^{кров}}{a_{ок}} + 1, шт, \quad (2.25)$$

$$N_к = \frac{10830}{880} + 1 = 13,3 = 13 шт.$$

Расстояние между оконтуривающими шпурами по кровле:

$$a_ф = \frac{B^{кров}}{N_к - 1}, мм, \quad (2.26)$$

$$a_ф = \frac{10830}{13-1} = 902,5 = 900 мм.$$

Проверяем расчетное количество шпуров графическим построением:

Масса заряда в шпуре:

- при глубине 1700 мм – 1,4 кг;
- при глубине шпуров 1900 мм – 1,6 кг;
- при глубине 2600 мм – 2,3 кг.

Общий объём бурения составляет:

11 шпуров*1700 мм = 18700 мм = 18,7 м;

24 шпура*1900 мм = 45600 мм = 45,6 м;

24 шпура*2600 мм = 62400 мм = 62,4 м

Итого: 126,7 м

Суммарный расход ВВ:

11 шпуров*1,4 кг = 15,4 кг;

24 шпура*1,6 кг = 38,4 кг;

24 шпура*2,3 кг = 55,2 кг.

Итого: 138,0 кг.

Объём горной массы, отбитой при всей проходке выработки:

$$V = S \cdot l_{выр}, м^3, \quad (2.27)$$

$$V = 27,55 \cdot 3,5 = 96,4\ м^3.$$

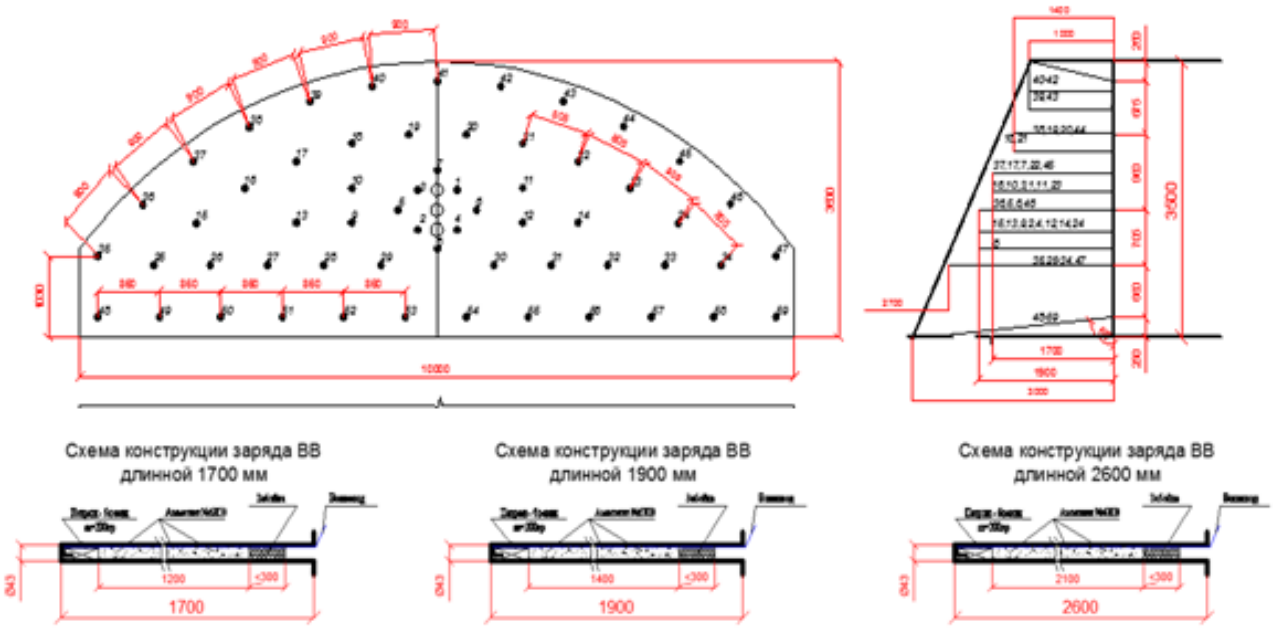

Рисунок 2.7 – Паспорт БВР 2-ой стадия проходки

2.9 Выбор параметров горной выработки для 3-ей стадии

Проходка почвоуступа шириной. 9,5 м и высотой 3,97 м, длинна проходки 18,7 м

По таблице параметров горных выработок находим необходимые нам размеры для заданного сечения выработки камеры сборки СО, S = 38 м^2 в проходке.

$S_{св}$ = 37,72 м^2 $B_{св}$ = 9,5 м $H_{св}$ = 3,97 м $h_{0св}$ = 4,75 м

$B_{вч}$ = 9,5 м – ширина выработки;

$H_{вч}$ = 3,97 м – высота выработки;

$P_{вч}$ = 37,72 м – периметр выработки;

$S_{вч}$ = 38 м^2.

Форму выработки принимаем прямоугольного сечения.

2.9.1 Расчёт параметров БВР для 3-ей стадии проходки

Линия наименьшего сопротивления определяется по выражению:

$$W = d\sqrt{\frac{8{,}2 \cdot \Delta}{m \cdot q}} \qquad (2.28)$$

где d – диаметр шпура, дм;

Δ – плотность ВВ, кг/дм^3;

m – относительное расстояние между шпурами (коэффициент сближения шпуров) m=0,6÷1,5;

q – удельный расход ВВ, кг/м^4.

Удельный расход ВВ определяется по следующей зависимости:

$$q = q_Э e K_1 K_2 K_3 K_4 \qquad (2.29)$$

где $q_Э$ – эталонный удельный расход ВВ;

e – коэффициент работоспособности ВВ;

K_1 – коэффициент расположения зарядов (K_1=1 при отбойке на открытую поверхность, параллельную оси шпуров; K_1=1,4-1,6 при отбойке на поверхность, перпендикулярную оси шпуров);

K_2 – коэффициент, учитывающий плотность заряжания;

K_3 – коэффициент, учитывающий диаметр шпура;

$$K_3 = \left(\frac{d}{0{,}042}\right)^n \qquad (2.30)$$

d – диаметр шпура, м;

n – эмпирический коэффициент, равный 0,33-0,5.

K_4 – поправочный коэффициент на длину шпура, равный 1,3 при длине 1 м, и 1,0 при длине 3 м

Расстояние между шпурами в ряду вычисляют по выражению:

$$a = m \cdot W \qquad (2.31$$

Число шпуров по ширине забоя вычисляют по выражению:

$$n_1 = \frac{b}{a} + 1 \qquad (2.32$$

где b – ширина забоя, м.

Длина шпура принимается 1,7 м

Удельный расход ВВ:

$$q = 0,8 \cdot 0,97 \cdot 1,0 \cdot 0,85 \cdot 1,0 \cdot 1,0 = 0,66$$

Коэффициент, учитывающий диаметр шпура:

$$K_3 = \left(\frac{0,043}{0,042}\right)^{0,33} = 1,0$$

Линия наименьшего сопротивления:

$$W = 0,43\sqrt{\frac{8,2 \cdot 1,0}{1,5 \cdot 0,66}} = 1,2\ м.$$

Расстояние между шпурами в ряду:

$$a = 1,0 \cdot 1,2 = 1,2\ м.$$

Число шпуров по ширине забоя:

$$n_1 = \frac{9,5}{1,2} + 1 = 9\ шт.$$

Проверяем расчетное количество шпуров графическим построением (рис 2.8).

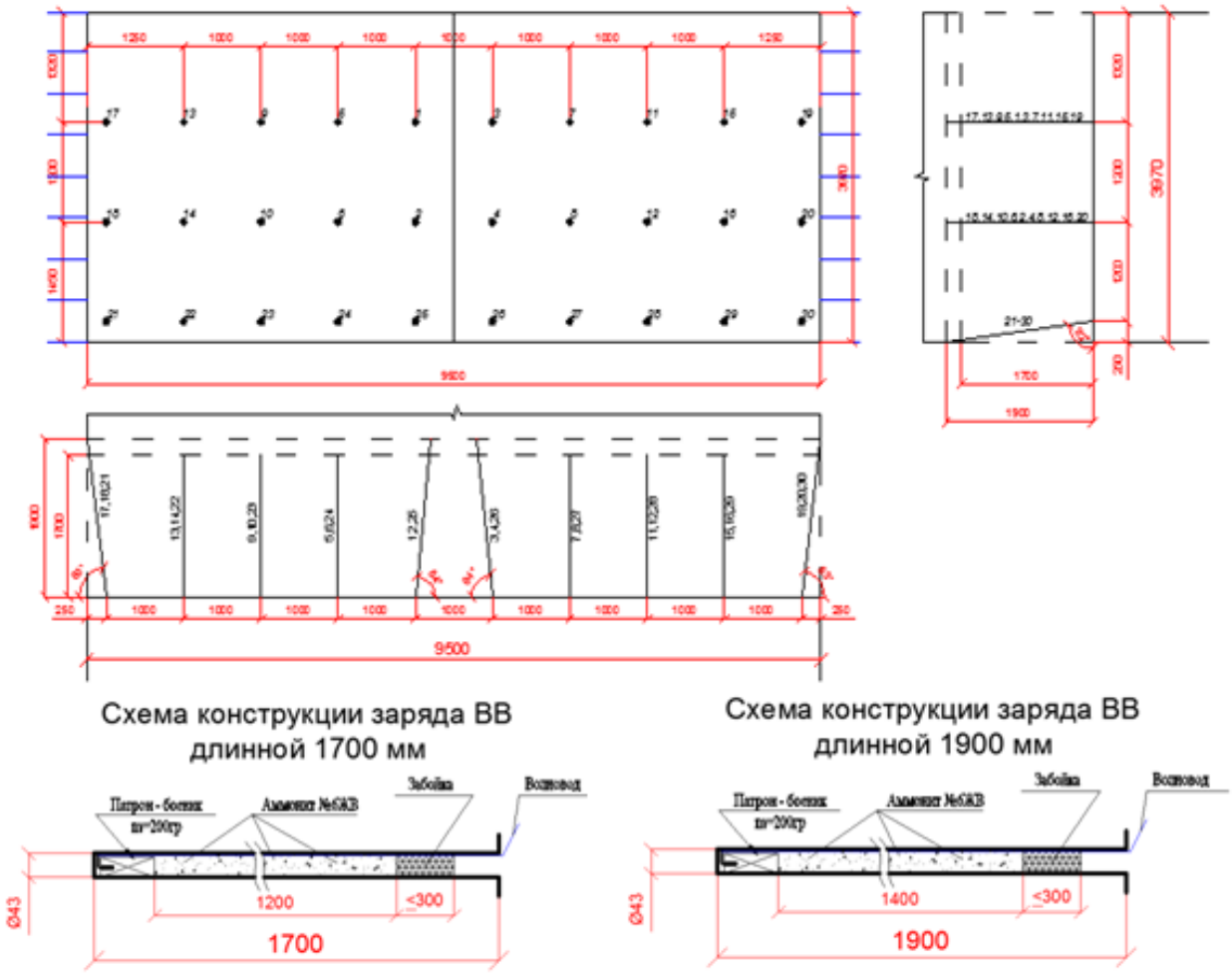

Рисунок 2.8 – Паспорт БВР 3-ей стадии проходки

Масса заряда в шпуре:

– при глубине 1700 мм – 1,4 кг;

– при глубине шпуров 1900 мм – 1,6 кг.

Общий объём бурения составляет:

26 шпуров*1700 мм = 44200 мм=44,2 м;

4 шпура*1900 мм = 7600 мм = 7,6 м.

Итого 51,8 м.

Суммарный расход ВВ:

26 шпуров*1,4 кг = 36,4 кг;

4 шпура*1,6 кг = 6,4 кг.

Итого 42,8 кг.

Объём горной массы, отбитой при всей проходке выработки:

$$V = S \cdot l_{выр}, м^3, \quad (2.33)$$

$$V = 37,72 \cdot 18,7 = 705,36\ м^3.$$

Объём горной массы, отбитой за цикл

$$V = S \cdot l_{ц}, м^3, \quad (2.34)$$

$$V = S37,72 \cdot 1,7 = 64,12\ м^3.$$

2.10 Определение нормы проходки за цикл для 4-ой стадии

Проходка горной выработки шириной. 10 м и высотой 3,25 м произведётся за 1 цикл, длина шпура 3 м. Длинна проходки – 3,5м.

Следовательно, в сутки необходимо 3,5 м.

Режим взрывания принят 1 раз в сутки, т.е. число циклов равно 1 ($n_ц = 1$), следовательно, суточная норма проходки будет равна величине подвигания забоя за цикл:

$$L_{сут} = L_ц = 3,5\ м.$$

2.11 Выбор параметров горной выработки для 4-ой стадии

Проходка почвоуступа шириной 10 м и высотой – 3,25м

По таблице параметров горных выработок находим необходимые нам размеры для заданного сечения выработки камеры сборки самоходного оборудования, S = 32,5 м^2 в проходке.

$S_{св}$ = 32,5 м^2 $B_{св}$ = 10 м $H_{св}$ = 3,25 м $h_{0св}$ = 5 м

$B_{вч}$ = 10 м – ширина выработки;

$H_{вч}$ = 3,25 м – высота выработки;

$P_{вч}$ = 26,5 м – периметр выработки;

$S_{вч}$ = 32,5 м^2.

Форму выработки принимаем прямоугольного сечения.

2.11.1 Расчёт параметров БВР для 4-ой стадии проходки

Линия наименьшего сопротивления определяется по выражению:

$$W = d\sqrt{\frac{8{,}2 \cdot \Delta}{m \cdot q}} \qquad (2.35)$$

где d – диаметр шпура, дм;

Δ – плотность ВВ, кг/дм^3;

m – относительное расстояние между шпурами (коэффициент сближения шпуров) m=0,6÷1,5;

q – удельный расход ВВ, кг/м^4.

Удельный расход ВВ определяется по следующей зависимости:

$$q = q_Э \cdot e \cdot K_1 \cdot K_2 \cdot K_3 \cdot K_4, \qquad (2.36)$$

где $q_Э$ – эталонный удельный расход ВВ;

e – коэффициент работоспособности ВВ;

K_1 – коэффициент расположения зарядов (K_1=1 при отбойке на открытую поверхность, параллельную оси шпуров; K_1=1,4-1,6 при отбойке на поверхность, перпендикулярную оси шпуров);

K_2 – коэффициент, учитывающий плотность заряжания;

K_3 – коэффициент, учитывающий диаметр шпура;

$$K_3 = \left(\frac{d}{0{,}042}\right)^n \qquad (2.37)$$

d – диаметр шпура, м;

n – эмпирический коэффициент, равный 0,33-0,5.

K_4 – поправочный коэффициент на длину шпура, равный 1,3 при длине 1 м, и 1,0 при длине 3 м

Расстояние между шпурами в ряду вычисляют по выражению:

$$a = m \cdot W \qquad (2.38$$

Число шпуров по ширине забоя вычисляют по выражению:

$$n_1 = \frac{b}{a} + 1 \qquad (2.39$$

где b – ширина забоя, м.

Длина шпура принимается 1,7 м

Удельный расход ВВ:

$$q = 0,8 \cdot 0,97 \cdot 1,0 \cdot 0,85 \cdot 1,0 \cdot 1,0 = 0,66 \ кг / м^3.$$

Коэффициент, учитывающий диаметр шпура:

$$K_3 = \left(\frac{0,043}{0,042}\right)^{0,33} = 1,0$$

Линия наименьшего сопротивления:

$$W = 0,43\sqrt{\frac{8,2 \cdot 1,0}{1,5 \cdot 0,66}} = 1,2 \ м.$$

Расстояние между шпурами в ряду:

$$a = 1,0 \cdot 1,2 = 1,2 \ м.$$

Число шпуров по ширине забоя:

$$n_1 = \frac{10,0}{1,2} + 1 = 9 \ шт.$$

Проверяем расчетное количество шпуров графическим построением (рис. 2.9).

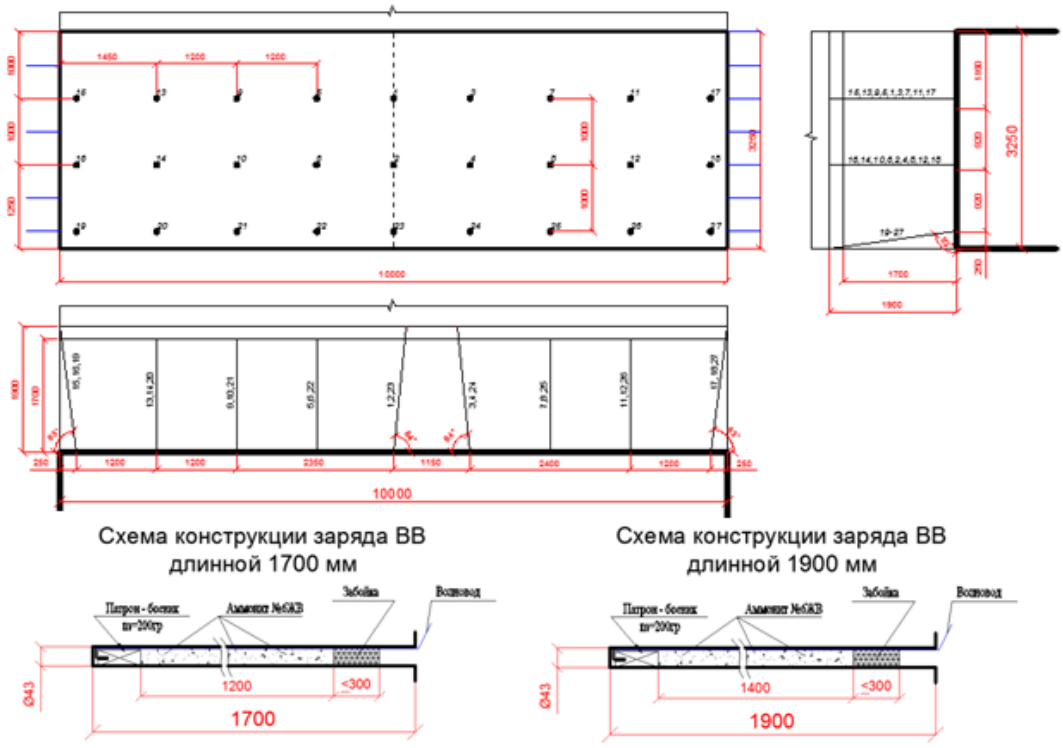

Рисунок 2.9 – Паспорт БВР для 4-ой стадии проходки

Масса заряда в шпуре:

при глубине 1700 мм – 1,4 кг;

при глубине шпуров 1900 мм – 1,6 кг.

Общий объём бурения составляет:

23 шпуров*1700 мм = 39100 мм = 39,1 м;

4 шпура*1900 мм = 7600 мм = 7,6 м.

Итого 46,7 м

Суммарный расход ВВ:

23 шпура*1,4 кг=32,2 кг;

4 шпура*1,6 кг=6,4 кг.

Итого 38,6 кг.

Объём горной массы, отбитой при всей проходке выработки:

$$V = S \cdot l_{выр}, м^3, \quad (2.40)$$

$$V = 32,5 \cdot 3,5 = 113,75\ м^3.$$

2.12 Расчёт анкерной крепи для 1-ой и 3-ей стадии

Тип анкерной крепи выбирают в зависимости от коэффициента крепости пород.

На рудниках наибольшее распространение имеет железобетонный анкер. Перспективным является применение сталеполимерных анкеров.

Расчёт несущей способности железобетонного и сталеполимерного анкеров ведут в следующем порядке:

1. Определяется расчётная несущая способность стержня анкера P_c, H, из условия его прочности на разрыв:

$$P_c = F \cdot R_p \cdot m, H, \quad (2.41)$$

где F – площадь поперечного сечения стержня,м^2, (рекомендованный диаметр стержня $d_c = 0{,}016$ м);

R_p – расчётной сопротивление материала стержня растяжению

($R_p = 210$ МПа для горячекатанной круглой гладкой стали класса А-I; $R_p = 270$ МПа для стали периодического профиля класса А-II; $R_p = 360$ МПа для стали периодического профиля класса А-III);

m – коэффициент условий работы стержня анкера, который в обычных условиях работы можно принять равным 0,9-1.

$$P_c = 0{,}016 \cdot 360 \cdot 1 = 5{,}76 \text{МПа},$$

2. Устанавливается расчётная несущая способность стержня анкера $P_з$, Н, из условия прочности его закрепления в бетоне (или полимербетоне):

$$P_з = \pi \cdot d_c \cdot \tau \cdot l_з \cdot k_з \cdot m_1, H, \quad (2.42)$$

где d_c – диаметр арматурного стержня, м;

τ – удельное сцепление стержня с бетоном, Па;

$l_з$. – расчётная длина заделки, м;

$k_з$ – поправочный коэффициент на длину заделки;

m_1 – коэффициент условий работы замка, значение которого принимают при сухой скважине 0,8, при влажной - 0,7-0,6.

$$P_з = 3{,}14 \cdot 0{,}43 \cdot 10^6 \cdot 0{,}4 \cdot 0{,}75 \cdot 0{,}58 = 176201\ H$$

Экспериментальными работами установлено, что значение τ уменьшается с увеличением длины заделки стержня. Для марки бетона В30 и В40 $\tau = 11 - 12$ МПа; для полимербетона на эпоксидной смоле $\tau = 20 - 24$ МПа. Установлено также, что прочность сцепления стержня периодического профиля диаметром 0,02-0,022 м при длине заделки 0,3-0,4 м в цементном бетоне и 0,2-0,25 м в полимербетоне соответствует его прочности на разрыв. Поэтому расчётную длину заделки принимают для цементного бетона 0,35-0,5 м, для полимербетона - 0,25 - 0,3 м (реже 0,4м).

На основании экспериментальных данных величину поправочного коэффициента $k_з$ рекомендуется принимать по табл. 4.2

Таблица 4.2 – Выбор крепи по показателю устойчивости пород для рудника

Условия работы	Значения ($к_з$) от длины заделки ($l_з$), м				
	0,1	0,2	0,25	0,3	0,4
При цементном бетоне	1	0,65	0,62	0,58	0,55
При полимеробетоне	1	0,75	0,72	0,68	0,65

4. Определяется расчётная несущая способность замка $P_{сд}$, Н, из условия его сдвига относительно стенок шпура:

$$P_{сд} = \pi \cdot d_ш \cdot \tau_2 \cdot l_з \cdot k_з \cdot m_2, H, \quad (2.43)$$

где $d_{ш}$ – диаметр шпура, м;

τ_2 – удельное сцепление бетона или полимербетона с породой, Па;

m_2 – коэффициент условий работы замка ($m_2 = 0{,}9$ при сухом шпуре, $m_2 = 0{,}75$ при влажном шпуре, $m_2 = 0{,}6$ при капеже из шпура).

$$P_{сд} = 3{,}14 \cdot 0{,}043 \cdot 2 \cdot 0{,}3 \cdot 0{,}58 \cdot 0{,}75 = 0{,}039\ Н.$$

При водоцементном отношении 0,5 и марке бетона В50 $= 1{,}0$ МПа с известняками, $\tau_2 = 1{,}1$ МПа с порфиритами, $\tau_2 = 1{,}4$ МПа с габбро-диоритами. Для полимербетона $\tau_2 = 3{,}0$ МПа с известняками и $\tau_2 = 2 - 2{,}5$ МПа со сланцами.

В качестве расчётной несущей способности анкера$P_{а}$ принимается меньше из значений ($P_{з}, P_{с}$и$P_{сд}$).

Длину анкера определяют с учётом зон возможного обрушения или отслоения пород, зависящих от запаса прочности пород кровли и боков, формы выработки и расчётной схемы горного давления. Для рудников цветной металлургии длину анкера определяют по формуле

$$l_a = \frac{B}{\sqrt{f}} + K, м, \qquad (2.44)$$

где B – ширина выработки вчерне, м;

K – коэффициент, принимаемый равным 0,4-0,5 при ширине выработки $B <$ 3,5 м;

f – коэффициент крепости пород по ММ Протодьяконову.

$$l_a = \frac{10}{\sqrt{10}} + 0{,}2 = 3{,}36 \approx 3м.$$

Длина анкера в кровле выработки принимается не менее 1,0 и не более 2,5 м (редко 3 м).

Плотность расстановки анкеров на 1 м^2 в кровле выработки

$$S_{кр} = q_{кр} \cdot n_п / P_a, м^2, \qquad (2.45)$$

где $n_{п}$ – коэффициент перегрузки, равный 1,2;

P_a – расчётная несущая способность анкера, Н;

$q_{кр}$ – нормативное давление со стороны кровли, зависящее от расчётной схемы горного давления и формы выработки, Па.

$$S_{кр} = \frac{174191 \cdot 1,2}{176201} = 1,28\ ш / м^2.$$

Плотность расстановки анкеров в боку выработки

$$S_б = q_n \cdot n_n / P_a, м^2, \quad (2.46)$$

$$S_б = \frac{221067 \cdot 1,2}{176201} = 1,55 шт / м^2.$$

Для выработки сводчатой формы

$$q_n = \left(\frac{a + h_1 \cdot ctg(45 + \frac{\varphi}{2})}{tg\varphi} + h_1 \right) \cdot \gamma \cdot \lambda_2, \quad (2.47)$$

$$S_б = \frac{221067 \cdot 1,2}{176201} = 1,55 шт / м^2.$$

$$\lambda = tg^2 (45 - \varphi / 2) \quad (2.48)$$

$$\lambda = tg^2 (45 - 29 / 2) = 0,33.$$

где а – полупролёт выработки вчерне по кровле, м;

b – высота свода обрушения, м;

$tg\varphi$ – коэффициент внутреннего трения; φ - угол внутреннего трения пород, град.

$$q_{kp} = \left(\frac{a}{tan\,tan\,\varphi} - h_0 \right) \cdot \gamma, Н / м^2, \quad (2.49)$$

$$q_{кр} = \left(\frac{4.75}{0,55} - 2.48 \right) \cdot 3 \cdot 10^4 = 174191\ Н / м^2$$

$$q_n = \left(\frac{4.75 + 4.77 \cdot ctg(45 + \frac{29}{2})}{0,62} + 4.77 \right) 3 \cdot 10^4 \cdot 0,31 = 221067\ Н.$$

Расстояние между анкерами в кровле при расположении их по квадратной сетке

$$a_{кр} = \sqrt{1 / S_{кр}}, м, \quad (2.50)$$

$$a_{кр} = \sqrt{1 / 1,28} = 0,88 \approx 0,9\ м.$$

Расстояние между анкерами в боку определяется по формуле

$$a_б = \sqrt{1 / S_б}, м, \quad (2.51)$$

$$a_б = \sqrt{1 / 1,55} = 0,8\ м.$$

Число анкеров в кровле $n_{кр}$ и боках $n_б$ выработки определяется из выражения:

$$n_{кр} = S_{kp} \cdot P_{kp} \cdot a_{кр}, шт \quad (2.52)$$

$$n_{кр} = 1.28 \cdot 11.27 \cdot 0.9 = 12,98 \approx 13 шт.$$

$$n_б = q_n \cdot n_n \cdot h_1, шт., \quad (2.53)$$

$$n_б = 1.55 \cdot 4.75 \cdot 0.8 = 5,89 \approx 6 шт.$$

Объём закрепляющего состава, м^3

$$V = 0,825 \cdot (d_ш^2 - d_c^2) \cdot l_з, \quad (2.54)$$

$$V = 0,825 \cdot (0,047^2 - 0,016^2) \cdot 0,3 = 0,0005, м^3,$$

где $d_ш, d_с$ – соответственно, диаметр шпура и армирующего стержня, см;

$l_з$ – длина заделки анкера в бетон или полимербетон, см.

2.13 Расчёт анкерной крепи для 2-ой и 4-ой стадии

1. Определяется расчётная несущая способность стержня анкера P_c, H, из условия его прочности на разрыв:

$$P_c = 0,016 \cdot 360 \cdot 1 = 5,76 \text{ МПа},$$

2. Устанавливается расчётная несущая способность стержня анкера $P_з$, Н, из условия прочности его закрепления в бетоне (или полимербетоне):

$$P_з = 3,14 \cdot 0,43 \cdot 10^6 \cdot 0,4 \cdot 0,75 \cdot 0,58 = 176201\ Н.$$

3. Определяется расчётная несущая способность замка $P_{сд}$, Н, из условия его сдвига относительно стенок шпура:

$$P_{сд} = 3,14 \cdot 0,043 \cdot 2 \cdot 0,3 \cdot 0,58 \cdot 0,75 = 0,039\ Н.$$

Длину анкера определяют с учётом зон возможного обрушения или отслоения пород, зависящих от запаса прочности пород кровли и боков, формы выработки и расчётной схемы горного давления. Для рудников цветной металлургии длину анкера определяют по формуле

$$l_a = \frac{B}{\sqrt{f}} + K, м, \quad (2.55)$$

$$l_a = \frac{10}{\sqrt{10}} + 0,2 = 3,36 \approx 3 м$$

Плотность расстановки анкеров на 1 м^2 в кровле выработки:

$$S_{кр} = \frac{198327 \cdot 1,2}{176201} = 1,35 \; шп / м^2,$$

Плотность расстановки анкеров в боку выработки

$$S_б = q_n \cdot n_n / P_a, м^2, \quad (2.56)$$

$$S_б = \frac{220032 \cdot 1,2}{176201} = 1,5 \; шт / м^2.$$

Для выработки сводчатой формы

$$q_{кр} = \left(\frac{5}{0,55} - 2,48 \right) \cdot 3 \cdot 10^4 = 198327 \; Н / м^2, \quad (2.57)$$

$$q_n = \left(\frac{5 + 4.77 \cdot ctg(45 + \frac{29}{2})}{0,62} + 2,17 \right) 3 \cdot 10^4 \cdot 0,31 = 220032 \; Н.$$

Расстояние между анкерами в кровле при расположении их по квадратной сетке

$$a_{кр} = \sqrt{1 / S_{кр}}, м, \quad (2.58)$$

$$a_{кр} = \sqrt{1 / 1.35} = 0,86 \approx 0,9 м$$

Расстояние между анкерами в боку определяется по формуле

$$a_б = \sqrt{1 / S_б}, м, \quad (2.59)$$

$$a_б = \sqrt{1 / 1.5} = 0,8 м.$$

Число анкеров в кровле $n_{кр}$ и боках $n_б$ выработки определяется из выражения:

$$n_{кр} = S_{kp} \cdot P_{kp} \cdot a_{кр}, шт, \quad (2.60)$$

$$n_{кр} = 1,28 \cdot 12,27 \cdot 0,9 = 14,13 \approx 14 \; шт.$$

$$n_б = q_n \cdot n_n \cdot h_1, шт., \quad (2.61)$$

$$n_б = 1,5 \cdot 5 \cdot 0,8 = 6 \text{ шт.}$$

Объём закрепляющего состава, м^3

$$V = 0,825 \cdot (d_ш^2 - d_c^2) \cdot l_з, \quad (2.62)$$

где $d_ш, d_c$ – соответственно, диаметр шпура и армирующего стержня, см;

$l_з$ – длина заделки анкера в бетон или полимербетон, см

$$V = 0,825 \cdot (0,047^2 - 0,016^2) \cdot 0,3 = 0,0005, м^3.$$

2.14 Расчет расхода материалов на крепление 1 п.м выработки

Для 1-ой стадии.

Величины, необходимые для расчета расхода материалов:

P = 20,8 м – периметр выработки без учета ширины;

N = 25 штанг/ряд – количество штанг в 1 ряду;

$N_{P.}$ = 2 ряда – количество рядов за 1 цикл;

$N_{KP.}$ = 50 штук – количество закрепленных штанг за цикл;

$Lyx.$= 1,7 м - подвигание забоя за цикл.

Норма расхода материалов под крепление горных выработок на руднике утверждается главным инженером рудника.

а) крепежные штанги

1)удельный расход крепежных штанг при сетке штангования 0,8×0,8 составляет 2,004 шт/м^2.

2)площадь, закрепляемая 1 штангой при сетке штангования 0,8×0,8 составляет 0,49 м^2

б) цементно-песчаный раствор для штанг

При длине штанги 1,9 м и диаметре шпура 43 мм обьем раствора составляет 2,48 л. Марка цемента 400. Песок ГОСТ-8736-67. Крупность зерен не более 3 мм Состав смеси цемент-песок 1:1 и 2:2. Водоцементное отношение 0,4:0,45. Рациональным раствором для жбш, согласно проведенным в ГМОИЦ исследованиям следует считать состав Ц:П = 1:1. При водно-цементном отношении = 0,45 с добавкой для ускорения схватывания и твердения 3% от веса цемента технического $CaCl_2$. Раствор цемента и песка при составе Ц:П = 1:1 при длине штанги 1,8 м составляет 1,6 к 2,2 кг. соответственно. Объемный

вес цемента 1,3 т/м^3, песок 1,8 т/м^4.

в) набрызг-бетон

Состав смеси Ц:П=1:2, водоцементное отношение 0,3…0,4, рекомендуется применение цемента марки не ниже 400 с γ = 1,3 т/м^4. Допускается применение песка, удовлетворяющего требованиям ГОСТ 8336-67 - песок для строительных работ, модуль крупности должен находиться в пределах 1,6…3,5 мм В песке не должно находиться комков глины суглинков. Количество пылевидных илистых частиц не должно превышать 3%. Влажность песка не более 6%. γ песка при влажности 6% составляет 1,5 т/м^4. Вода должна иметь водородный показатель 4 и содержать не более 1% сульфатов от массы воды. Ускорители твердения входят в состав смеси в сухом виде или с водой. В качестве ускорителя применяются: хлористый кальций, жидкое стекло, алюминат натрия, углекислый калий и др. Содержание $CaCl_2$ от 2% до 5% от веса цемента.

Расход цемента и песка при креплении 1 м^2 поверхности:

- цемент при m = 2 см – 14,8 кг.;
- песок при m = 2 см – 34,4 кг.;
- $CaCl_2$ при m = 2 см – 0,444 кг.

Расход материалов на 1 п.м данной выработки составит:

При креплении ж/б штангами.

Жбш:

$$N'_{жбш} = {N_{кр}}/{l_{ух}}, шт/м, \qquad (2.63)$$

$$N'_{жбш} = {50}/{1,7} = 28\ шт/м.$$

Цемент для жбш:

$$N'_{цем.жбш.} = 1,6 N'_{жбш} = 1,6 \cdot 28 = 45\ кг/м$$

Песок для жбш:

$$N'_{пес.жбш.} = 2,2 N'_{жбш} = 2,2 \cdot 28 = 61.6\ кг/м$$

При креплении н/бетоном с m = 2 см и коэффициентом отскока 1,2.

Цемент:

$$Q_{цем.} = 1{,}2PV_{цем.}, кг/м, \quad (2.64)$$

$$Q_{цем.} = 1{,}2 \cdot 11{,}27 \cdot 14{,}8 = 181{,}2 \ кг/м. \quad (2.65)$$

Песок:

$$Q_{пес.} = 1{,}2PV_{пес.}, кг/м, \quad (2.66)$$

$$Q_{пес.} = 1{,}2 \cdot 11{,}27 \cdot 34{,}4 = 465{,}2 \ кг/м$$

$CaCl_2$:

$$Q_{CaCl_2.} = 1{,}2PV_{CaCl_2.}, \ кг/м, \quad (2.67)$$

$$Q_{CaCl_2.} = 1{,}2 \cdot 11{,}27 \cdot 0{,}444 = 6 \ кг/м.$$

Всего сухой смеси для возведения н/бетона:

$$Q_{см.} = Q_{цем.} + Q_{пес.} + Q_{CaCl_2}, кг/м, \quad (2.68)$$

$$Q_{см.} = 181{,}2 + 465{,}2 + 6 = 652{,}4 \ кг/м.$$

Выполняем графическое изображения крепи в паспорте крепления (рис. 2.10).

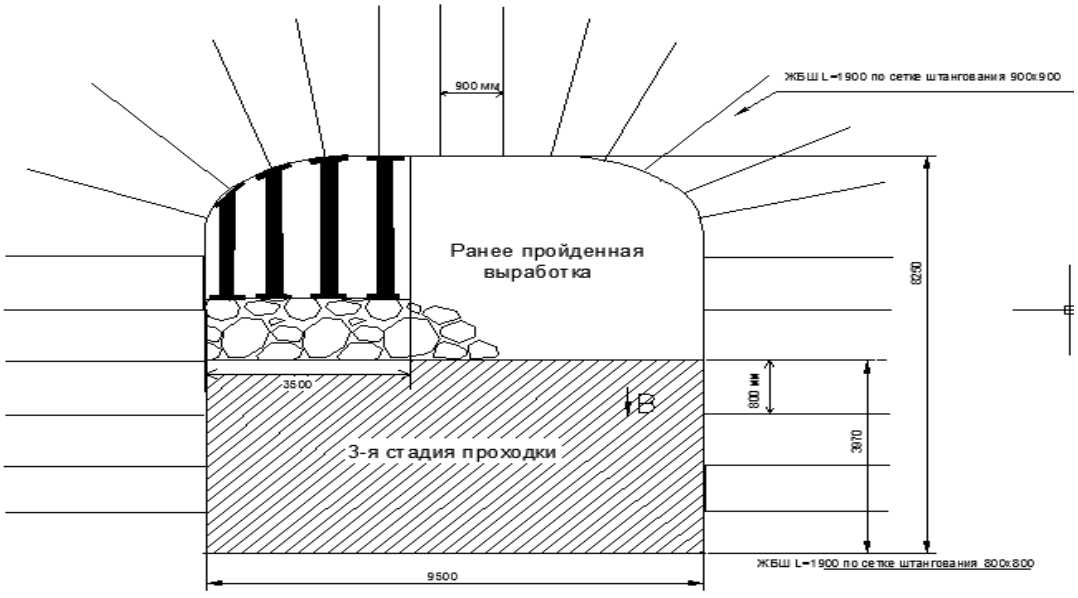

Рисунок 2.10 – Паспорт крепления выработки

Путём расчёта и построения графического изображения, принимаем в 1 стадии проходки на 1 цикл понадобится 14 ЖБШ, Для 4-ой стадии 16 ЖБШ на 1 цикл.

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

В качестве временной крепи используются железобетонные штанги длиной

1,9 м и набрызг-бетон толщиной 1 см, в качестве постоянной – комбинированная крепь, состоящая из железобетонных штанг и набрызг-бетона m = 3 см.

2.15 Расчет расхода материалов на крепление 1 п.м выработки

Для 2-ой стадии

Величины, необходимые для расчета расхода материалов:

P = 21.8 м – периметр выработки без учета ширины;

N = 26 штанг/ряд – количество штанг в 1 ряду;

$N_{P.}$ = 4 ряда – количество рядов за 1 цикл;

$N_{КР.}$ = 104 штук – количество закрепленных штанг за цикл;

$Lyx.$= 3,5 м - продвигание забоя за цикл.

Расход цемента и песка при креплении 1 м^2 поверхности:

- цемент при m = 2 см – 14,8 кг.;
- песок при m = 2 см – 34,4 кг.;
- $CaCl_2$ при m = 2 см – 0,444 кг.

Расход материалов на 1 п.м данной выработки составит:

При креплении ж/б штангами.

ЖБШ:

$$N^{/}_{жбш} = {N_{кр}}/{l_{ух}}, шт/м, \quad (2.69)$$

$$N^{/}_{жбш} = {104}/{3,5} = 29 \ шт/м.$$

Цемент для ЖБШ:

$$N^{/}_{цем.жбш.} = 1,6N^{/}_{жбш}, кг/м, \quad (2.70)$$

$$N^{/}_{цем.жбш.} = 1,6 \cdot 29 = 46,4 \ кг/м.$$

Песок для ЖБШ:

$$N^{/}_{пес.жбш.} = 2,2N^{/}_{жбш}, кг/м, \quad (2.71)$$

$$N^{/}_{пес.жбш.} = 2,2 \cdot 29 = 63,8 \ кг/м.$$

При креплении н/бетоном с m = 2 см и коэффициентом отскока 1,2.

Цемент:

$$Q_{цем.} = 1,2PV_{цем.}, кг/м, \quad (2.72)$$

$$Q_{цем.} = 11,2 \cdot 27,55 \cdot 14,8 = 489,3 \ \ кг / м.$$

Песок:

$$Q_{пес.} = 1,2PV_{пес.}, кг / м, \quad (2.73)$$

$$Q_{пес.} = 1,2 \cdot 27,55 \cdot 34,4 = 1,137 \ \ кг / м.$$

$CaCl_2$:

$$Q_{CaCl_2.} = 1,2PV_{CaCl_2}, кг / м, \quad (2.74)$$

$$Q_{CaCl_2.} = 1,2 \cdot 27,55 \cdot 0,444 = 14,6, кг / м.$$

Всего сухой смеси для возведения н/бетона:

$$Q_{см.} = Q_{цем.} + Q_{пес.} + Q_{CaCl_2}, кг / м, \quad (2.75)$$

$$Q_{см.} = 489,3 + 1,137 + 14,6 = 1,641 \ \ кг / м.$$

Выполняем графическое изображения крепи в паспорте крепления (рис. 2.11).

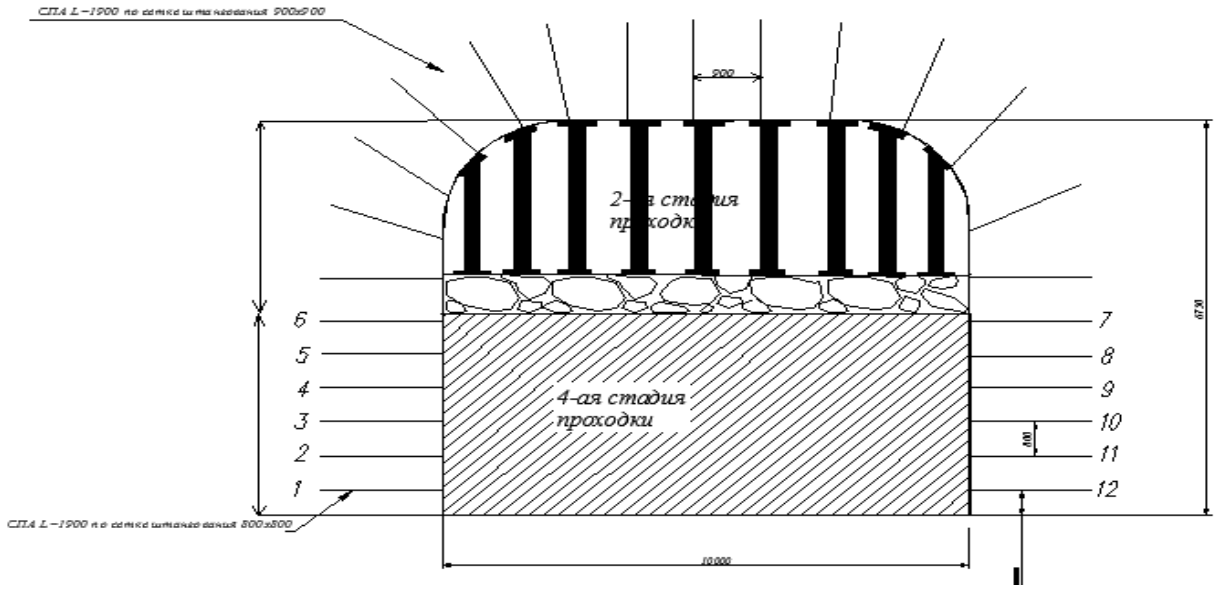

Рисунок 2.11 – Паспорт крепления 2-ой стадии

Путём расчёта и построения графического изображения, принимаем во 2-ой стадии проходки на 1 цикл понадобится 56 жбш, Для 4-ой стадии 48 жбш на 1 цикл.

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

В качестве временной крепи используются железобетонные штанги длиной 1,9 м и набрызг-бетон толщиной 1 см, в качестве постоянной –

комбинированная крепь, состоящая из железобетонных штанг и набрызг-бетона m = 3 см

2.16 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;

- производится орошение отбитой горной массы и груди забоя, а также осуществляется промывка "стаканов" водой, после чего в них вставляются деревянные пробки.

4. Производится отгрузка горной массы ПДМ

4. Далее производится оборка "заколов" по бортам и груди забоя.

5. Производится проверка нижней части забоя на "отказы". С этой целью грудь забоя омывается водой, также промываются "стаканы", в них вставляются деревянные пробки.

6. Производится бурение шпуров по кровле и бокам выработки под железобетонные штанги (далее по тексту ЖБШ) от закрепленной части выработки согласно паспорту крепления.

7. 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.

8.Производится уборка рабочего места, осмотр выработки на наличие заколов и их оборка.

9. Производится бурение шпуров по забою бурильной установкой типа BOOMER-282.

10. Производится продувка забуренных шпуров сжатым воздухом при помощи специальной трубы, оборудованной двухходовым краном

11. Производится уборка рабочего места и подготовка забоя к заряжанию.

12. Производится взрывание забоя: по времени взрывные работы ведутся согласно циклограмме утвержденной главным инженером рудника.

2.17 Определение норм выработки для 1-ой стадии

Исходя из того, что фактическая производительность СБУ Boomer-282 (данные технического отдела ГГУ) составляет 350 шп.м/см, чистое время бурения шпуров под крепление жбш определим по формуле:

$$T'_{жбш} = \frac{Nl_ш \cdot T_{см}}{Q_б}, 0{,}35\ ч, \qquad (2.76)$$

$$T'_{жбш} = \frac{9 \cdot 1{,}9 \cdot 7}{350} = 0{,}35\ ч.$$

Общая продолжительность работ по бурению под крепление жбш, с учетом времени на подготовительно-заключительные операции (Тп-з = 0,4 ч) составит:

$$T_{жбш} = T'_{жбш} + T_{п-з}, ч, \qquad (2.77)$$

$$T_{жбш} = 0{,}35 + 0{,}4 = 1{,}2\ ч.$$

Определяем продолжительность крепления ЖБШ:

$$T'_{кр} = ao \cdot a1 \cdot a2 \cdot \left(48{,}09 + \frac{5756{,}79}{v}\right), мин.$$

где a_o- коэффициент, учитывающий площадь сечения выработки (при S = 13 м^2, a_o = 1,25);

a_1- коэффициент, учитывающий крепость пород (при f = 10, a_1 = 1,03);

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

v = 51 м/мес - скорость проведения выработки.

$$T'_{кр} = 1{,}25 \cdot 1{,}03 \cdot 0{,}4 \cdot \left(48{,}09 + \frac{5756{,}79}{51}\right) = 83{,}1 мин. = 1{,}23\ \ ч$$

С учетом времени на подготовительно-заключительные операции (Тп-з = 0,3 ч) составит:

$$T_{кр} = 1,23 + 0,3 = 1,53 \ \ ч$$

Тогда общее время на бурение и крепление ЖБШ составляет:

$$T_{ЖБШ} = 1,53 + 1,2 = 3,15 \ \ ч$$

Определяем время на бурение шпуров по забою.

Исходные данные:

фактическая производительность буровой установки $Q_б$ = 350 шп.м/смен;

количество шпурометров на забой $\Sigma l_ш$ = 128,8 шп.м;

продолжительность смены $T_{см}$ = 7,0 час.

Тогда чистое время бурения составит:

$$T'_{бз} = \frac{\sum lш \cdot Tсм}{Qб}, \ \ ч, \qquad (2.78)$$

$$T'_{бз} = \frac{128,8 \cdot 7,0}{350} = 0,32 \ \ ч$$

С учетом времени на подготовительно-заключительные операции принимаем $Т_{бз}$ = 0,45 ч.

Определяем время на отгрузку горной массы ПДМ

Средняя эксплуатационная производительность ПДМ типа ST-5BR (по данным технического отдела ГГУ) составляет 60 м^3/см, тогда время на отгрузку горной массы из забоя составит:

$$T'_{отгр} = \frac{V_ц \cdot Tсм}{Pэ}, \ \ ч, \qquad (2.79)$$

$$T'_{отгр} = \frac{21,5 \cdot 7,0}{60} = 2,5 \ \ ч.$$

Общее время на отгрузку горной массы принимаем 2,5 ч.

Определяем время на заряжание и взрывание:

$$Tзв = \frac{\Psi \cdot N \cdot lш \cdot \left(0,46 + \frac{1,07}{lш}\right)}{n},$$

где Ψ = 1,2 при электрическом способе взрывания и ручном заряжании

патронированными ВВ;

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

$$Тзв = \frac{\Psi \cdot N \cdot lш \cdot \left(0,46 + \frac{1,07}{lш}\right)}{n} = \frac{1,2 \cdot 15,3 \cdot \left(0,46 + \frac{1,07}{1,7}\right)}{2} = 12 \ мин.$$

Принимаем с учетом времени на подготовительно-заключительные операции $T_{зв} = 23$ мин.

Определяем продолжительность проходческого цикла:

$$Тоц = Тжбш + Тбур + Туб + Твзр = 1,2 + 1,53 + 0,45 + 2,5 + 0,23 = 6,31 \ ч.$$

Вспомогательные работы распределяются в течение смены, исходя из необходимости обеспечения безопасности работ и непрерывности проходческого цикла. Среднюю продолжительность вспомогательных операций принимаем:

- осмотр забоя 0,2 ч;

- оборка заколов 0,5 ч;

- настройка вентиляции 0,5 ч.

Время на нанесение набрызг-бетона установкой «Алива-300».

При нанесении н/бетонной крепи допускается отставание до 5 метров, поэтому данную операцию в продолжительность проходческого цикла не вносим, она выполняется один раз в 2 цикла.

Время на нанесение набрызг-бетона установкой «Алива-300» определяется по формуле:

$$t_{н/б} = S_н t_н, час. \qquad (2.80)$$

где $S_н$ - площадь покрытия набрызг-бетоном за 2 цикла,

$t_н$ = 0,04 час. - норма времени на нанесение т/бетона на 1 м^2 закрепляемой поверхности.

$$S_н = (P - B)2l_{ух}, м^2 \qquad (2.81)$$

где $l_{ух}$ - подвигание забоя за цикл,(1,7 м),

Р - периметр выработки (13 м),

В - ширина выработки (9,5 м).

$$S_н = 3,5 \cdot 2 \cdot 1,7 = 12 \ м^2.$$

Время крепления набрызг-бетоном с учетом времени на приготовление раствора ($t_{раст.}$ = 0,4 час.) и времени на подготовительные операции ($T_{п-з}$ = 0,3 ч):

$$t_{н/б} = 12 \cdot 0,04 + 0,4 + 0,3 = 1,2 \ ч.$$

2.18 Определение норм выработки для 2-ой стадии

Исходя из того, что фактическая производительность СБУ Boomer-282 (данные технического отдела ГГУ) составляет 350 шп.м/см, чистое время бурения шпуров под крепление жбш определим по формуле:

$$T'_{жбш} = \frac{Nl_{ш} \cdot T_{см}}{Q_{б}} = \frac{48 \cdot 1,9 \cdot 7}{350} = 2,22 \ ч \qquad (2.82)$$

Общая продолжительность работ по бурению под крепление жбш, с учетом времени на подготовительно-заключительные операции (Тп-з = 0,4 ч) составит:

$$T_{жбш} = T'_{жбш} + T_{п-з} = 2,22 + 0,4 = 3 \ ч.$$

Определяем продолжительность крепления ЖБШ:

$$T'_{кр} = a_{o} \cdot a1 \cdot a2 \cdot \left(48,09 + \frac{5756,79}{v} \right), мин. \qquad (2.83)$$

где a_o – коэффициент, учитывающий площадь сечения выработки (при S = 28 $м^2$, a_o = 1,25);

a_1 – коэффициент, учитывающий крепость пород (при f = 10, a_1 = 1,03);

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

v = м/мес - скорость проведения выработки.

$$T'_{кр} = 1,25 \cdot 1,03 \cdot 0,4 \cdot \left(48,09 + \frac{5756,79}{51} \right) = 83,1 мин. = 1,23 \ ч$$

С учетом времени на подготовительно-заключительные операции ($T_{п-з}$ = 0,3 ч) составит:

$$Tкр = 1,23 + 0,3 = 1,53 \ ч.$$

Тогда общее время на бурение и крепление ЖБШ составляет:

$$T_{ЖБШ} = 2.22 + 1,2 = 3,45 \ ч.$$

Определяем время на бурение шпуров по забою.

Исходные данные:

фактическая производительность буровой установки Q_6 = 350 шп.м/смен;

количество шпурометров на забой $\Sigma l_ш = 126,7$ шп.м;

продолжительность смены $T_{см} = 7,0$ час.

Тогда чистое время бурения составит:

$$T'_{бз} = \frac{\sum lш \cdot Tсм}{Qб}, \ ч, \qquad (2.84)$$

$$T'_{бз} = \frac{126,7 \cdot 7,0}{350} = 2,53 \ ч.$$

С учетом времени на подготовительно-заключительные операции принимаем $T_{бз} = 3,05$ ч.

Определяем время на отгрузку горной массы ПДМ

Средняя эксплуатационная производительность ПДМ типа ST-5BR (по данным технического отдела ГГУ) составляет 60 м^3/см, тогда время на отгрузку горной массы из забоя составит:

$$T'_{отгр} = \frac{V_ц \cdot Tсм}{Pэ}, \ ч, \qquad (2.85)$$

$$T'_{отгр} = \frac{96,4 \cdot 7,0}{60} = 11,24 \ ч.$$

Общее время на отгрузку горной массы принимаем 11,24 ч.

Определяем время на заряжание и взрывание:

$$Tзв = \frac{\Psi \cdot N \cdot lш \cdot \left(0,46 + \frac{1,07}{lш}\right)}{n}, \qquad (2.86)$$

где Ψ = 1,2 при электрическом способе взрывания и ручном заряжании патронированными ВВ;

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

$$Tзв = \frac{1,2 \cdot 126,7 \cdot \left(0,46 + \frac{1,07}{1,7}\right)}{2} = 82 \ мин.$$

Принимаем с учетом времени на подготовительно-заключительные операции $T_{зв} = 95$ мин.=1,35 ч.

Определяем продолжительность проходческого цикла:

$$Tоц = Tжбш + Tбур + Tуб + Tвзр, \ ч, \qquad (2.87)$$

$$Тоц = 1,53 + 3 + 11.24 + 1.35 + 2.5 = 19.6 \ ч.$$

Вспомогательные работы распределяются в течение смены, исходя из необходимости обеспечения безопасности работ и непрерывности проходческого цикла. Среднюю продолжительность вспомогательных операций принимаем:

- осмотр забоя 0,2 ч;
- оборка заколов 0,5 ч;
- настройка вентиляции 0,5 ч.

Время на нанесение набрызг-бетона установкой «Алива-300».

При нанесении н/бетонной крепи допускается отставание до 5 метров, поэтому данную операцию в продолжительность проходческого цикла не вносим, она выполняется один раз в 2 цикла.

Время на нанесение набрызг-бетона установкой «Алива-300» определяется по формуле:

$$t_{н/б} = S_н t_н, час. \qquad (2.88)$$

где $S_н$ - площадь покрытия набрызг-бетоном за 2 цикла,

$t_н$ = 0,04 час. - норма времени на нанесение т/бетона на 1 м^2 закрепляемой поверхности.

$$S_н = (P - B)2l_{ух}, м^2 \qquad (2.89)$$

где $l_{ух}$ - подвигание забоя за цикл,(1,7 м),

Р - периметр выработки (21,8 м),

В - ширина выработки (10 м).

$$S_н = 11,8 \cdot 2 \cdot 1,7 = 40,1 \ м^2.$$

Время крепления набрызг-бетоном с учетом времени на приготовление раствора ($t_{раст.}$ = 0,4 час.) и времени на подготовительные операции ($T_{п-з}$ = 0,3 ч):

$$t_{н/б} = 40,1 \cdot 0,04 + 0,4 + 0,3 = 2,3 \ ч.$$

2.19 Определение норм выработки для 3-ей стадии

Исходя из того, что фактическая производительность СБУ Boomer-282 (данные технического отдела ГГУ) составляет 350 шп.м/см, чистое время бурения шпуров под крепление жбш определим по формуле:

$$T'_{жбш} = \frac{Nl_ш \cdot T_{см}}{Q_б},\ мин, \qquad (2.90)$$

$$T'_{жбш} = \frac{16 \cdot 1{,}7 \cdot 7}{350} = 0.55\ мин.$$

Общая продолжительность работ по бурению под крепление жбш, с учетом времени на подготовительно-заключительные операции (Тп-з = 0,4 ч) составит:

$$T_{жбш} = T'_{жбш} + T_{п-з}, ч, \qquad (2.91)$$

$$T_{жбш} = 2{,}22 + 0{,}4 = 3\ ч.$$

Определяем продолжительность крепления ЖБШ:

$$T'_{кр} = ao \cdot a1 \cdot a2 \cdot \left(48{,}09 + \frac{5756{,}79}{v}\right), мин. \qquad (2.92)$$

где a_o- коэффициент, учитывающий площадь сечения выработки (при S = 28 м^2, a_o = 1,25);

a_1- коэффициент, учитывающий крепость пород (при f = 10, a_1 = 1,03);

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

v = м/мес - скорость проведения выработки.

$$T'_{кр} = 1{,}25 \cdot 1{,}03 \cdot 0{,}4 \cdot \left(48{,}09 + \frac{5756{,}79}{51}\right) = 83{,}1 мин. = 1{,}23\ ч.$$

С учетом времени на подготовительно-заключительные операции (Тп-з = 0,3 ч) составит:

$$Tкр = 1{,}23 + 0{,}3 = 1{,}53\ ч.$$

Тогда общее время на бурение и крепление ЖБШ составляет:

$$T_{ЖБШ} = 1.35 + 1{,}2 = 2.55\ ч.$$

Определяем время на бурение шпуров по забою.

Исходные данные:

фактическая производительность буровой установки $Q_б$ = 350 шп.м/смен;

количество шпурометров на забой $\Sigma l_ш$ = 51.8 шп.м;

продолжительность смены $T_{см}$ = 7,0 час.

Тогда чистое время бурения составит:

$$T'_{бз} = \frac{\sum lш \cdot Tсм}{Qб},\ ч, \qquad (2.93)$$

$$T'_{бз} = \frac{51.8 \cdot 7,0}{350} = 1.03\ ч.$$

С учетом времени на подготовительно-заключительные операции принимаем $T_{бз}$ = 1.25 ч.

Определяем время на отгрузку горной массы ПДМ

Средняя эксплуатационная производительность ПДМ типа ST-5BR (по данным технического отдела ГГУ) составляет 60 м^3/см, тогда время на отгрузку горной массы из забоя составит:

$$T'_{отгр} = \frac{V_ц \cdot Tсм}{Pэ},\ ч, \qquad (2.94)$$

$$T'_{отгр} = \frac{64.12 \cdot 7,0}{60} = 7.5\ ч.$$

Общее время на отгрузку горной массы принимаем 7.5 ч.

Определяем время на заряжание и взрывание:

$$Tзв = \frac{\Psi \cdot N \cdot lш \cdot \left(0,46 + \frac{1,07}{lш}\right)}{n}, \qquad (2.95)$$

где Ψ = 1,2 при электрическом способе взрывания и ручном заряжании патронированными ВВ;

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

$$Tзв = \frac{\Psi \cdot N \cdot lш \cdot \left(0,46 + \frac{1,07}{lш}\right)}{n} = \frac{1,2 \cdot 51.8 \cdot \left(0,46 + \frac{1,07}{1,7}\right)}{2} = 42\ мин.$$

Принимаем с учетом времени на подготовительно-заключительные операции $T_{зв}$ = 42 мин.=1,05 ч.

Определяем продолжительность проходческого цикла:

$$Tоц = Tжбш + Tбур + Tуб + Tвзр,\ ч, \qquad (2.96)$$

$$Tоц = 1,53 + 3 + 7.5 + 1.35 + 2.5 = 19.6\ ч.$$

Вспомогательные работы распределяются в течение смены, исходя из необходимости обеспечения безопасности работ и непрерывности

проходческого цикла. Среднюю продолжительность вспомогательных операций принимаем:

- осмотр забоя 0,2 ч;

- оборка заколов 0,5 ч;

- настройка вентиляции 0,5 ч.

Время на нанесение набрызг-бетона установкой «Алива-300».

При нанесении н/бетонной крепи допускается отставание до 5 метров, поэтому данную операцию в продолжительность проходческого цикла не вносим, она выполняется один раз в 2 цикла.

Время на нанесение набрызг-бетона установкой «Алива-300» определяется по формуле:

$$t_{н/б} = S_н t_н, час, \quad (2.97)$$

где $S_н$ - площадь покрытия набрызг-бетоном за 2 цикла,

$t_н$ = 0,04 час. - норма времени на нанесение т/бетона на 1 м^2 закрепляемой поверхности.

$$S_н = (P - B)2l_{ух}, м^2, \quad (2.98)$$

где $l_{ух}$ - подвигание забоя за цикл,(1,7 м),

Р - периметр выработки (21,8 м),

В - ширина выработки (10 м).

$$S_н = 11,8 \cdot 2 \cdot 1,7 = 40,1 \ м^2.$$

Время крепления набрызг-бетоном с учетом времени на приготовление раствора ($t_{раст.}$ = 0,4 час.) и времени на подготовительные операции ($Т_{п-з}$ = 0,3 ч):

$$t_{н/б} = 40,1 \cdot 0,04 + 0,4 + 0,3 = 2,3 \ ч.$$

2.20 Определение норм выработки для 4-ой стадии

Исходя из того, что фактическая производительность СБУ Boomer-282 (данные технического отдела ГГУ) составляет 350 шп.м/см, чистое время бурения шпуров под крепление жбш определим по формуле:

$$T'_{жбш} = \frac{Nl_ш \cdot T_{см}}{Q_б}, \ ч, \quad (2.99)$$

$$T'_{жбш} = \frac{27 \cdot 3 \cdot 7}{350} = 2,02 \ ч.$$

Общая продолжительность работ по бурению под крепление жбш, с учетом времени на подготовительно-заключительные операции (Тп-з = 0,4 ч) составит:

$$T_{жбш} = T'_{жбш} + T_{п-з}, ч, \quad (2.100)$$

$$T_{жбш} = 2,02 + 0,4 = 2,42 \ ч.$$

Определяем продолжительность крепления ЖБШ:

$$T'_{кр} = ao \cdot a1 \cdot a2 \cdot \left(48,09 + \frac{5756,79}{v} \right), мин. \quad (2.101)$$

где a_o- коэффициент, учитывающий площадь сечения выработки (при S = 38,5м^2, a_o = 1,25);

a_1- коэффициент, учитывающий крепость пород (при f = 10, a_1 = 1,03);

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

v = м/мес - скорость проведения выработки.

$$T'_{кр} = 1,25 \cdot 1,03 \cdot 0,4 \cdot \left(48,09 + \frac{5756,79}{51} \right) = 83,1мин. = 1,23 \ ч.$$

С учетом времени на подготовительно-заключительные операции (Тп-з = 0,3 ч) составит:

$$Tкр = 1,23 + 0,3 = 1,53 \ ч.$$

Тогда общее время на бурение и крепление ЖБШ составляет:

$$T_{ЖБШ} = 2,02 + 1,2 = 3,22 \ ч.$$

Определяем время на бурение шпуров по забою.

Исходные данные:

фактическая производительность буровой установки Q_6 = 350 шп.м/смен;

количество шпурометров на забой $\Sigma l_ш$ = 46,7 шп.м;

продолжительность смены $T_{см}$ = 7,0 час.

Тогда чистое время бурения составит:

$$T'_{бз} = \frac{\sum lш \cdot Tсм}{Qб}, \ ч, \quad (2.102)$$

$$T'_{бз} = \frac{46,7 \cdot 7,0}{350} = 1,33 \ ч.$$

С учетом времени на подготовительно-заключительные операции принимаем $T_{бз} = 1,5$ ч.

Определяем время на отгрузку горной массы ПДМ

Средняя эксплуатационная производительность ПДМ типа ST-5BR (по данным технического отдела ГГУ) составляет 60 м^3/см, тогда время на отгрузку горной массы из забоя составит:

$$T'_{отгр} = \frac{V_ц \cdot Tсм}{Pэ}, \ ч, \qquad (2.103)$$

$$T'_{отгр} = \frac{113.75 \cdot 7,0}{60} = 13.2 \ ч.$$

Общее время на отгрузку горной массы принимаем 5,4 ч

Определяем время на заряжание и взрывание:

$$Tзв = \frac{\Psi \cdot N \cdot lш \cdot \left(0,46 + \frac{1,07}{lш}\right)}{n}, \qquad (2.104)$$

где Ψ = 1,2 при электрическом способе взрывания и ручном заряжании патронированными ВВ;

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

$$Tзв = \frac{\Psi \cdot N \cdot lш \cdot \left(0,46 + \frac{1,07}{lш}\right)}{n} = \frac{1,2 \cdot 46,7 \cdot \left(0,46 + \frac{1,07}{1,7}\right)}{2} = 35 \ мин.$$

Принимаем с учетом времени на подготовительно-заключительные операции $T_{зв} = 50$мин.

Определяем продолжительность проходческого цикла:

$$Tоц = Tжбш + Tбур + Tуб + Tвзр, \ ч, \qquad (2.105)$$

$$Tоц = 1,02 + 1,53 + 13.3 + 1.35 + 0,48 = 18,2 \ ч.$$

Вспомогательные работы распределяются в течение смены, исходя из необходимости обеспечения безопасности работ и непрерывности проходческого цикла. Среднюю продолжительность вспомогательных операций принимаем:

- осмотр забоя 0,2 ч;

- оборка заколов 0,5 ч;

- настройка вентиляции 0,5 ч.

Время на нанесение набрызг-бетона установкой «Алива-300».

При нанесении н/бетонной крепи допускается отставание до 5 метров, поэтому данную операцию в продолжительность проходческого цикла не вносим, она выполняется один раз в 2 цикла.

Время на нанесение набрызг-бетона установкой «Алива-300» определяется по формуле:

$$t_{н/б} = S_н t_н, час. \quad (2.106)$$

где $S_н$ - площадь покрытия набрызг-бетоном за цикл,

$t_н$ = 0,04 час. - норма времени на нанесение т/бетона на 1 м^2 закрепляемой поверхности.

$$S_н = (P - B)2l_{ух}, м^2, \quad (2.107)$$

где $l_{ух}$ - подвигание забоя за цикл,(1,7 м),

P - периметр выработки (22,75 м),

B - ширина выработки (10 м).

$$S_н = 12,75 \cdot 2 \cdot 1,7 = 43,3 м^2.$$

Время крепления набрызг-бетоном с учетом времени на приготовление раствора ($t_{раст.}$ = 0,4 час.) и времени на подготовительные операции ($T_{п-з}$ = 0,3 ч):

$$t_{н/б} = 22,75 \cdot 0,04 + 0,4 + 0,3 = 2 \ ч.$$

2.21 Расчёт монолитной бетонной крепи

Для монолитной бетонной крепи по эмпирическим формулам рассчитывается ее толщина в замке свода, а затем по этой величине определяются толщина бетона в пяте свода, в стенках и в фундаменте.

$$d_з = 0.06 \times \sqrt{\frac{2 \times a}{h_c}} \times (1 + \sqrt{\frac{2 \times a}{f}}), мм, \quad (2.108)$$

где h_c- высота свода;

a – полупролёт выработки;

f – крепость пород.

$$d_з = 0.06 \times \sqrt{\frac{2 \times 5}{2,5}} \times (1 + \sqrt{\frac{2 \times 5}{7}}) = 0,4 \text{ м.}$$

Толщина пяты свода, м:

$$d_п = (1,2 - 1,5) \times d_з, \text{ м,} \quad (2.109)$$

$$d_п = 1,2 \times 0,4 = 0,48 \text{ м.}$$

Толщина стен, м:

$$d_{ст} = (1,0 - 1,2) \times d_з, \text{ м,} \quad (2.110)$$

$$d_{ст} = 1,2 \cdot 0,4 = 0,48 \text{ м.}$$

Толщина фундамента, м:

$$d_ф = (1,2 - 1,5) \cdot d_з, \text{ м,} \quad (2.111)$$

$$d_ф = 1,2 \cdot 0,4 = 0,48 \text{ м.}$$

Принимаем толщину 0,5 м

Определяем объём бетона на всю камеру сборки

$$V_{общ} = (S_{вч} - S_{св}) \cdot l_{выр}, \text{ м}^3, \quad (2.112)$$

$$V_{общ} = (72.4 - 59.47) \cdot 18.7 = 242 \text{ м}^3.$$

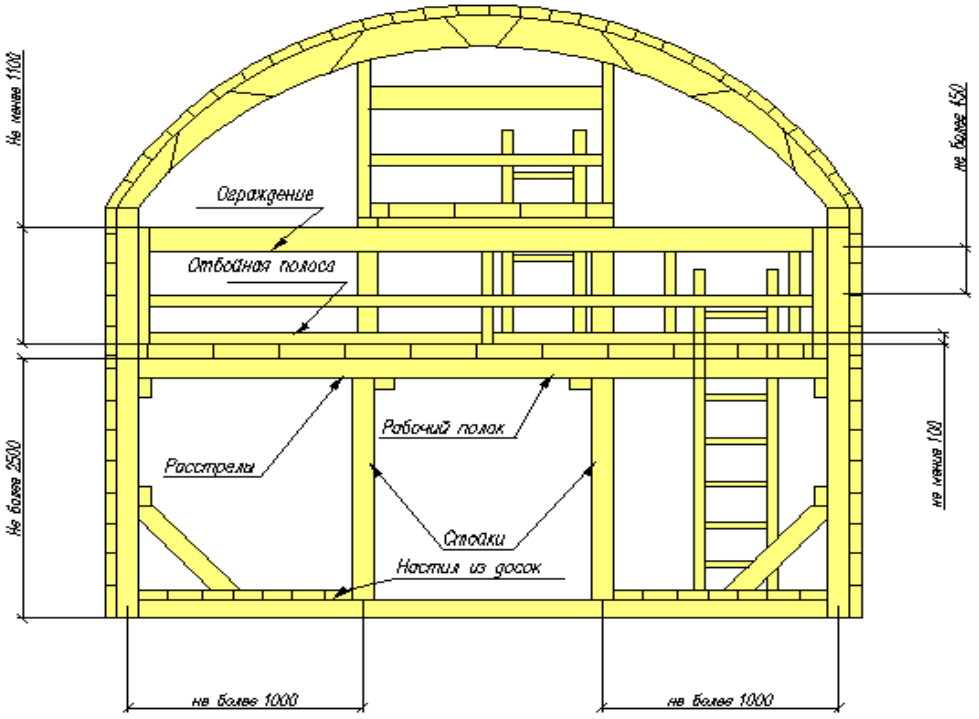

Рисунок 2.12 – Технология возведения монолитной крепи

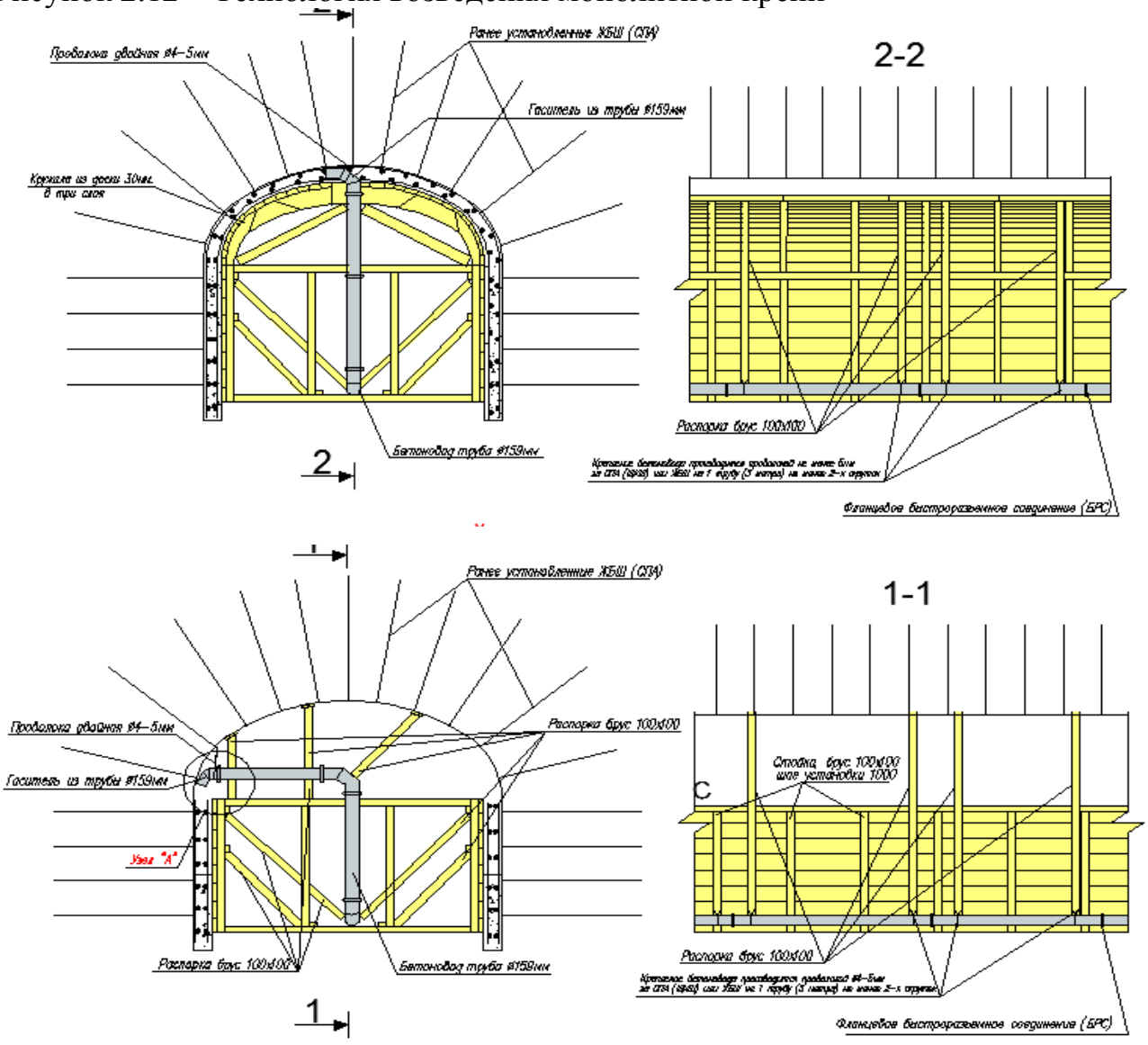

Рисунок 2.13 – Технология возведения монолитной крепи

Перед возведением бетонной крепи участковым маркшейдером выдаются привязки по возведению крепи. Конструкцию опалубки определяют паспортом крепления выработки.

Опалубку изготавливают из обрезной доски толщиной 20 - 40мм и бруса 100х100мм, используемого в качестве стоек. Для изготовления кружал используют обрезные доски, толщина кружала должна быть не менее 80мм Конструкция возводимой опалубки должна соответствовать проекту. В процессе установки опалубки, для придания конструкции жесткости, ребра, образуемые стойками и кружалами, могут быть дополнительно закреплены мягкой проволокой к элементам анкерной крепи или породному контуру горной выработки, путем забуривания в нем шпуров длиной 20 - 25см с установкой в них деревянных пробок. Опалубку возводят снизу вверх, разбирают сверху вниз.

Основание для опалубки выверяют до начала ее установки, площадь опирания должна быть достаточной для предохранения конструкции от осадки. Фундаменты углубляют до проектных размеров. Торцевую стенку опалубки наглухо заделывают.

Монтаж бетоновода производят из труб диаметром шесть дюймов с помощью фланцевых соединений и накидных быстросъемных хомутов. При закреплении хомутов необходимо следить за их надежным соединением Фланцевые стыки должны быть снабжены резиновыми прокладками, обеспечивающими герметичность соединений. Длина пневмотранспортирования бетона не должна превышать при использовании УБ-1 - 150м, УБ-2 - 250м, а по вертикали соответственно 10 и 25м За опалубку бетон подают из бетоноукладчика с помощью сжатого воздуха. Перед укладкой бетона ранее уложенный бетон смачивают водой. Укладку бетона производят сначала в стены, а затем в свод. Укладку бетона в стены производят с применением специального гасителя на конце трубопровода. Уплотнение бетонной смеси производят электрическими или пневматическими вибраторами с продолжительностью вибрирования на одной позиции 10 - 20 секунд. Шаг перестановки вибратора не должен

превышать 1,5 радиуса его воздействия. Вибрирование производят до образования на поверхности бетона цементного молока и прекращения выделения пузырьков воздуха.

С целью повышения подвижности бетона, на стадии приготовления смеси вводят пластифицирующие добавки, обеспечивающие повышение качества крепи.

Бетонирование производят секциями по 3 - 6м После полного заполнения бетоном заопалубочного пространства подачу бетона прекращают, бетоновод извлекают и производят промывку водой. Разопалубку производят через 3 - 5 дней после укладки бетона. Удалению опор предшествует демонтаж кружал конструкции.

2.22 Расчёт стоимости сооружения выработки

2.22.1 Затраты на проходку по статье «заработная плата» 1-я стадия

Таблица 2.4 – Затраты на проходку выработки по статье «заработная плата»

Наименование процесса	Объем работ на 1 цикл	Установленная норма времени (H_y)	Трудо-затраты, чел-час/м	Разряд	Часовая тарифная ставка, руб.	Суммарные затраты, руб.
1. Бурение шпуров, м	39.1	0.0531	3	6	133	399
2. Уборка породы, $м^3$	21.5	0.154	2	5	121	242
4. Заряжание и взрывание, м	15.3	0.033	1	5	121	121
4. Крепление	21.4	0.139	1,5	4	103	154.5
Итого по тарифу:						916.15
Доплата за работу в ночное время 7%						64.15
Итого:						980.3
Премиальные доплаты 40%						392
Итого:						1372
Районный коэффициент 1.8						2469.6
Доплата за работу в условиях Крайнего Севера и приравненных к нему районах 80%						2469.6
Итого с доплатами:						6311.2
Единый социальный налог на фонд заработной платы 27.1%						1704
Итого на 1 цикл проходки выработки:						**8015**
Итого на всю выработку:						***88167***

Таблица 2.5 – Амортизационные отчисления на выработку 1-я и 3-я стадии

Наименование оборудования	Кол-во	Стоимость, тыс.руб.	Годовая норма амортизации, %	Годовые амортизационные отчисления, руб.	Срок строительства, лет	Амортизационные отчисления на выработку, руб.
Boomer 282H	1	12 200 000	20	2 440 000	0,06	146400
ST-5BR	1	15 000 000	25	3 750 000	0,06	225000
Алива 250	1	670300	25	167575	0,06	10054,5
Всего						381454.5
Неучтённое оборудование	10%					38145.5
На всю выработку						419600,0

Таблица 2.6 – Затраты на проходку по статье «Материалы»

Наименование	Длинна выработки 18,7м
Количество циклов ,шт	11
ВВ: Аммонит № 6 ЖВ, кг	$1.4 * 9 * 11 = 126$
Цена, руб./кг	87
Итого затраты по Аммонит № 6 ЖВ	126*87=10962
Количество ЭД	$9 * 11 = 99$
Цена , руб.	20
Итого затраты по ЭД	$99 * 20 = 1818$
ЖБШ ,шт	$14* 11 = 154$
Стоимость 1 ЖБШ , руб.	103,00
Затраты по ЖБШ	$154 * 103 =15862$
Количество коронок шт.	12
Цена , руб.	1900
Итоги затрат по коронкам	12·1900=22800
Бетонная смесь для набрызга	8,2
Цена руб,м$^{4.}$	7600
Итог затрат руб.	62320
Дизельное топливо ПДМ	1100
Цена руб. литр	35
Итог затрат руб.	38500
Дизельное топливо Boomer	3300
Цена руб. литр	35
Итог затрат руб.	115500
ВСЕГО:	268762
Неучтенные 10%	26876,2
Итого:	295638,2

Сумма затраты на проходку выработки равна:

$$C_{выр} = P + A + M,\ тыс.руб, \quad (2.113)$$

где Р =88167 руб. - затраты на заработную плату;

А = 419600,0руб. - затраты на амортизацию;

М = 295638,2 руб. - затраты на материалы и энергию.

$$C_{выр} = 88167,0 + 419600,0 + 295638,2 = 803405,2\ тыс.руб.$$

Таблица 2.7 – Затраты на проходку выработки по статье «заработная плата» 2-ая стадия

Наименование процесса	Объем работ на 1 цикл	Установленная норма времени ($Н_у$)	Трудо-затраты, чел-час/м	Разряд	Часовая тарифная ставка, руб.	Суммарные затраты, руб.
1. Бурение шпуров, м	126.7	0.0531	4	6	133	532
2. Уборка породы, $м^3$	96.4	0.154	11	5	121	1331
4. Заряжание и взрывание, м	110.3	0.033	2	5	121	242
4. Крепление	95.5	0.139	3	4	103	309
Итого по тарифу:						2414
Доплата за работу в ночное время 7%						169
Итого:						2583
Премиальные доплаты 40%						1034.2
Итого:						3616.2
Районный коэффициент 1.8						6509.2
Доплата за работу в условиях Крайнего Севера и приравненных к нему районах 80%						6509.2
Итого с доплатами:						16634.6
Единый социальный налог на фонд заработной платы 27.1%						4491.3
Итого на 1 цикл проходки выработки:						**21126**
Итого на всю выработку:						***21126***

Таблица 2.8 – Амортизационные отчисления на выработку

Наименование оборудования	Кол-во	Стоимость, тыс.руб.	Годовая норма амортизации, %	Годовые амортизационные отчисления, руб.	Срок строительства, лет	Амортизационные отчисления на выработку, руб.
Boomer 282H	1	12 200 000	20	2 440 000	0,003	7320
ST-5BR	1	15 000 000	25	3 750 000	0,003	11250
Алива 250	1	670300	25	167575	0,003	502,7
Всего						19072,7
Неучтённое оборудование			10%			1907,2
На всю выработку						20980,0

4.6.6 Затраты на проходку по статье «Материалы» 2-я стадия

Наименование	Длинна выработки 3,5
Количество циклов ,шт	1
ВВ: Аммонит № 6 ЖВ, кг	1.4 * 48 * 1 = 67,2
Цена, руб./кг	87
Итого затраты по Аммонит № 6 ЖВ	67,2*87=5846,4
Количество ЭД	48 * 1 = 48
Цена , руб.	20
Итого затраты по ЭД	48 * 20 = 960
ЖБШ ,шт	56* 1 = 56
Стоимость 1 ЖБШ , руб.	103,00
Затраты по ЖБШ	56 * 103 = 5768
Количество коронок шт.	3
Цена , руб.	1900
Итоги затрат по коронкам	3·1900=5700
Бетонная смесь для набрызга	1,6
Цена руб,м$^{4.}$	7600
Итог затрат руб.	12160
Дизельное топливо ПДМ	1100
Цена руб. литр	35
Итог затрат руб.	38500
Дизельное топливо Boomer	450
Цена руб. литр	35
Итог затрат руб.	15750
ВСЕГО:	84684,4
Неучтенные 10%	8468,5
Итого:	93153,0

Сумма затраты на проходку выработки равна:

$$C_{выр} = P + A + M,\ тыс.руб, \qquad (2.114)$$

где Р = 21 126 руб. - затраты на заработную плату;

А =20980,0 руб. - затраты на амортизацию;

М =93153,0 руб. - затраты на материалы и энергию.

$$C_{выр} = 21126,0 + 20980,0 + 93153,0 = 135260,0\ руб.$$

Таблица 2.9 – Затраты на проходку выработки по статье «заработная плата» 3-я

стадия

Наименование процесса	Объем работ на 1 цикл	Установленная норма времени ($Н_у$)	Трудо-затраты, чел-час/м	Разряд	Часовая тарифная ставка, руб.	Суммарные затраты, руб.
1. Бурение шпуров, м	71.4	0.0531	3	6	133	399
2. Уборка породы, $м^3$	64.12	0.154	7.5	5	121	907.5
4. Заряжание и взрывание, м	51.8	0.033	1	5	121	121
4. Крепление	62.2	0.139	3	4	103	309
5. Прочие						
Итого по тарифу:						1736.5
Доплата за работу в ночное время 7%						121.5
Итого:						1858
Премиальные доплаты 40%						744.2
Итого:						2601.2
Районный коэффициент 1.8						4682.2
Доплата за работу в условиях Крайнего Севера и приравненных к нему районах 80%						4682.2
Итого с доплатами:						11965.5
Единый социальный налог на фонд заработной платы 27.1%						3230.7
Итого на 1 цикл проходки выработки:						**15 196.2**
Итого на всю выработку:						***167 158.2***

Таблица 2.10 – Амортизационные отчисления на выработку 1-я и 3-я стадии

Наименование оборудования	Кол-во	Стоимость, тыс.руб.	Годовая норма амортизации, %	Годовые амортизационные отчисления, руб.	Срок строительства, лет	Амортизационные отчисления на выработку, руб.
Boomer 282H	1	12 200 000	20	2 440 000	0,06	146400
ST-5BR	1	15 000 000	25	3 750 000	0,06	225000
Алива 250	1	670300	25	167575	0,06	10054,5
Всего						381454.5
Неучтённое оборудование			10%			38145.5
На всю выработку						419600,0

Таблица 2.11 – Затраты на проходку по статье «Материалы» 3-я стадия

Наименование	Длинна выработки 18.7
Количество циклов ,шт.	11
ВВ: Аммонит № 6 ЖВ, кг	1.4 * 30 * 11 = 462
Цена, руб./кг	87
Итого затраты по Аммонит № 6 ЖВ	462*87=40194
Количество ЭД	30 * 11 = 90
Цена , руб.	20
Итого затраты по ЭД	30 * 20 = 6600
ЖБШ ,шт	16* 11 = 176
Стоимость 1 ЖБШ , руб.	103,00
Затраты по ЖБШ	176 * 103 = 18128
Количество коронок шт.	12
Цена , руб.	1900
Итоги затрат по коронкам	12·1900=22800
Бетонная смесь для набрызга	8,2
Цена руб,м4.	7600
Итог затрат руб.	62320
Дизельное топливо ПДМ	1100
Цена руб. литр	35
Итог затрат руб.	38500
Дизельное топливо Boomer	3300
Цена руб. литр	35
Итог затрат руб.	115500
ВСЕГО:	304042,0
Неучтенные 10%	30404,2
Итого:	334446,2

Сумма затраты на проходку выработки равна:

$$C_{выр} = P + A + M,\ тыс.руб, \qquad (2.115)$$

где Р = 21 126 руб. - затраты на заработную плату;

А =20980,0 руб. - затраты на амортизацию;

М =93153,0 руб. - затраты на материалы и энергию.

$$C_{выр} = 167158,2 + 419600,0 + 334446,2 = 921204,4\,руб.$$

Таблица 2.12 – Затраты на проходку выработки по статье «заработная плата» 4-

ая стадия

Наименование процесса	Объем работ на 1 цикл	Установленная норма времени ($Н_у$)	Трудо-затраты, чел-час/м	Разряд	Часовая тарифная ставка, руб.	Суммарные затраты, руб.
1. Бурение шпуров, м	46.7	0.0531	2	6	133	266
2. Уборка породы, $м^3$	114.7	0.154	18	5	121	2178
4. Заряжание и взрывание, м	44.2	0.033	1	5	121	121
4. Крепление	110.2	0.139	3	4	103	309
5. Прочие						
Итого по тарифу:						2874
Доплата за работу в ночное время 7%						201.9
Итого:						3076
Премиальные доплаты 40%						1230.4
Итого:						4306.4
Районный коэффициент 1.8						7751.5
Доплата за работу в условиях Крайнего Севера и приравненных к нему районах 80%						7751.5
Итого с доплатами:						19809
Единый социальный налог на фонд заработной платы 27.1%						5348.4
Итого на 1 цикл проходки выработки:						**25157.4**
Итого на всю выработку:						***25157.4***

Таблица 2.13 – Амортизационные отчисления на выработку

Наименование оборудования	Кол-во	Стоимость, тыс.руб.	Годовая норма амортизации, %	Годовые амортизационные отчисления, руб.	Срок строительства, лет	Амортизационные отчисления на выработку, руб.
Boomer 282H	1	12 200 000	20	2 440 000	0,003	7320
ST-5BR	1	15 000 000	25	3 750 000	0,003	11250
Алива 250	1	670300	25	167575	0,003	502,7
Всего						19072,7
Неучтённое оборудование			10%			1907,2
На всю выработку						20980,0

Таблица 2.14 – Затраты на проходку по статье «Материалы» 4-я стадия

Наименование	Длинна выработки 3,5 м.
Количество циклов ,шт.	1
ВВ: Аммонит № 6 ЖВ, кг	1.4 * 27 * 1 = 38
Цена, руб./кг	87
Итого затраты по Аммонит № 6 ЖВ	38*87=3306
Количество ЭД	27 * 1 = 27
Цена , руб.	20
Итого затраты по ЭД	427* 20 = 540
ЖБШ ,шт	48* 1 = 48
Стоимость 1 ЖБШ , руб.	103,00
Затраты по ЖБШ	48 * 103 = 4944
Количество коронок шт.	3
Цена , руб.	1900
Итоги затрат по коронкам	3·1900=5700
Бетонная смесь для набрызга	1,6
Цена руб,м$^{4.}$	7600
Итог затрат руб.	12160
Дизельное топливо ПДМ	1100
Цена руб. литр	35
Итог затрат руб.	38500
Дизельное топливо Boomer	450
Цена руб. литр	35
Итог затрат руб.	15750
ВСЕГО:	80900,0
Неучтенные 10%	8090,0
Итого:	88990

Сумма затраты на проходку выработки равна:

$$C_{выр} = P + A + M,\ тыс.руб, \qquad (2.116)$$

где Р = 21 126 руб. - затраты на заработную плату;

А =20980,0 руб. - затраты на амортизацию;

М =93153,0 руб. - затраты на материалы и энергию.

$$C_{выр} = 25157,4 + 20980,0 + 88990,0 = 135127,4\,руб.$$

Таблица 2.15 – Монолитный бетон

Наименование	Единица измерения	Расход на выработку	Стоимость единицы, руб.	Сумма, руб.
Камера сборки	$м^3$	242	2000	484000,0

Таблица 2.16 – Сметная стоимость сооружения выработки по стадиям

Наименование	Заработная плата	Амортизационные отчисления на выработку	Затраты на материалы и энергию.	Монолитный бетон	Итого
1-ая стадия	88167	419600,0	295638,2	242000	1045405,2
2-ая стадия	21 126	20980,0	93153,0		135260,0
3-я стадия	167158.2	419600,0	334446,2	242000	1163204,4
4-я стадия	25157.4	20980,0	88990		135127,4
Итого	303081,6	881160,0	812227,4	484000,0	2478259,0

Итого общая стоимость строительства камеры сборки самоходного оборудования составляет:

$$C_{выр} = 1045405,2 + 135260 + 1163204,4 + 135127,4 = 2478259,0 \ тыс.руб.$$

3 СПЕЦИАЛЬНАЯ ЧАСТЬ

3.1 Практика строительства выработок и камер большого сечения.

Подземное строительство широко развито во многих странах мира, применяется оно в следующих отраслях промышленности и строительства: производственные и складские объекты, городские предприятия и сооружения, транспортное и энергетическое строительство. Ежегодно только в нашей стране строят туннели и другие подземные сооружения общей длиной примерно 150 км, в том числе 80 км производственные и городские сооружения, 50 км транспортные и 20 км гидротехнические сооружения. Общая стоимость подземного строительства составляет у нас не менее 500 млн.руб /год (в ценах 1984 г.).

К производственным и складским объектам можно отнести газонефтехранилища, холодильники и склады различного назначения, оборонные объекты (подземные заводы, доки и базы для подводных лодок, центры управления, ракетные установки, убежища, хранилища горючесмазочных материалов и др.), различные хранилища архивов и культурных ценностей, лечебницы, научно-исследовательские лаборатории и установки, объекты сельскохозяйственного производства (теплицы, грибницы).

К городским предприятиям и сооружениям относятся инженерно-транспортные сети и сооружения (подземные переходы, автостоянки и гаражи, пешеходные и вспомогательные туннели, подземные трамваи, скоростные подземные автомагистрали, подземные вокзалы и др.); коммуникации и объекты инженерного оборудования, включающие туннели для водоснабжения, канализации, тепло-снабжения, газоснабжения, водостоки и ливнестоки, туннели для прокладки кабелей различного

назначения, бензопроводы между автозаправочными станциями, различные камеры для размещения электросиловых и трансформаторных подстанций, вентиляционных и и калориферных устройств, котельных, бойлерных и др., а также подземные очистные, перекачные и водозаборные сооружения; предприятия торговли, общественного питания и обслуживания (торговые залы, буфеты, столовые, торговые центры, рынки, предприятия коммунально-бытового обслуживания); зрелищные, спортивные и административные сооружения.

К транспортному и энергетическому строительству относятся комплексы метрополитенов, железнодорожные и автодорожные туннели, подземные машинные залы ГЭС и ГАЭС, различные камерные выработки для размещения затворов, трансформаторных подстанций и др., комплексы сооружений подземных атомных электростанций, гидротехнические туннели ГЭС и ГАЭС, а также туннели для целей ирригации и водоснабжения.

Подземные сооружения позволяют увеличить застроечную территорию города, улучшить экологические условия города и района, повысить безопасность самого объекта (при внешних воздействиях, включая сейсмику) и окружающей среды (при возникновении на объекте нештатной обстановки), а во многих случаях обеспечить технико-экономический эффект.

Из всего многообразия подземных сооружений выделяются горизонтальные туннели и камеры большого сечения, строительство которых ведут без вскрытия земной поверхности, имеющие существенную специфику по сравнению с остальными сооружениями. К подземным сооружениям большого сечения относятся туннели и камеры площадью поперечного сечения 60 м2 и более, т.е. при пролетах выработок 8-10 м и более.

Из подземных сооружений наиболее распространенными являются коммунальные туннели различного назначения, имеющие диаметр 3 м и перегонные туннели метрополитена диаметром 5 м, площади поперечного сечения этих туннелей равны соответственно 10 и 20 м2. Между тем имеются многочисленные примеры туннелей и камер, сечения которых во много раз

превосходят эти значения. Так, например, двухпутевые железнодорожные и двухполосные автодорожные тунннели имеют площадь поперечного сечения в проходке не менее 100 м2, площадь поперечного сечения гидротехнических туннелей доходит до 300-400 м2, подземные камеры машинных залов ГЭС и ГАЭС имеют площадь поперечного сечения до 1500 м2, а для реакторных отделений подземных АЭС - до 2000 м2 и т.п. Пролеты тоннелей большого сечения равны 10-15 м, а камер 20-30 м и более. Если сравнить эти величины с пролетами 3-6 м и площадью поперечного сечения 10-20 м2, то становятся очевидными значительные не только количественные, но и качественные отличия одних подземных сооружений от других.

Специфика подземных сооружений большого сечения заключается главным образом в повышенном влиянии на работу конструкции и методы производства работ структурно-геологических условий, в частности, неоднородности грунтового массива, расположении систем трещин и напластований, трещиноватости массива, его анизотропии, прочностных и деформационных свойств. При больших сечениях выработок видоизменяются способы производства подземных работ, типы и параметры крепи, практикуемые при строительстве туннелей обычных размеров. Существенным фактором является близость смежных сооружений друг к другу (т.е. небольшие размеры породных целиков по сравнению с пролетами выработок), например, сооружений камерного типа в подземном энергетическом комп-лексе, что налагает особые требования к конструктивным решениям и способам строительства этих выработок. В подземных сооружениях большого сечения существенное значение при определении параметров крепи и очередности вскрытия выработок имеет напряженно-деформированное состояние породного массива. Все эти обстоятельства требуют их глубокого изучения при проектировании и строительстве подземных сооружений большого сечения, возникает необходимость проведения особо тщательных инженерно-геологических изысканий, выполнения многовариантных расчетов конструкции, модельных и натурных исследований работы подземных сооружений.

Хранилища нефти и нефтепродуктов. В большинстве стран мира нефть и нефтепродукты хранятся в подземных комплексах, сооружаемых геотехнологическими и горными способами в непроницаемых для этих продуктов грунтовых массивах. В состав подземных хранилищ входят горизонтальные выработки - ёмкости камерного типа, разрабатываемые горным способом в породах как с положительной температурой, так и в многолетнемёрзлых породах. На рис. 3.1 показана схема подземного нефтехранилища. Подобные хранилища строят многокамерными или однокамерными. Как правило, такие камерные выработки проектируют без крепи или с применением анкерной крепи, сплошная несущая обделка предусматривается лишь на участках геологических нарушений в комбинации с тампонажем грунтового массива. Изоляция выработок-ёмкостей обеспечивается герметическими перемычками, отделяющими их от внешней среды.

При многокамерном хранилище выработки-ёмкости примыкают к коллекторной выработке с двух сторон в шахматном порядке, ширину целиков между камерами принимают по расчётам на прочность, но не менее 15 м. Вскрытие камер обычно производится из ствола вертикальной или наклонной шахты.

В Финляндии в 40 км от Хельсинки в Порвоо находится крупнейший нефтеперерабатывающий завод. При заводе имеется подземное хранилище, ёмкость которого доведена до 3,3 млн.м3 и непрерывно увеличивается за счет поэтапного строительства новых изолированных камер-ёмкостей, число их равно сейчас 22. Объём каждой камеры 70-300 тыс.м3. Камеры объединены в группы, в каждой из которых они расположены параллельно друг другу, ширина целиков 20 м. В камерах ширина равна 13-18 м, высота 22-30 м, длина их изменяется от 170 до 400 м. Камеры сооружены в гранитах и гнейсах, поверхности их не облицованы. Подошвы камер располагаются на 30 м ниже уровня моря, что значительно облегчает перекачку нефти из танкеров. К хранилищам пройдено 1,5 км транспортных въездов шириной 8 м, а также несколько стволов. Предполагается довести

число камер до 35, а общий объём хранилища до 5,2 млн.м^3.

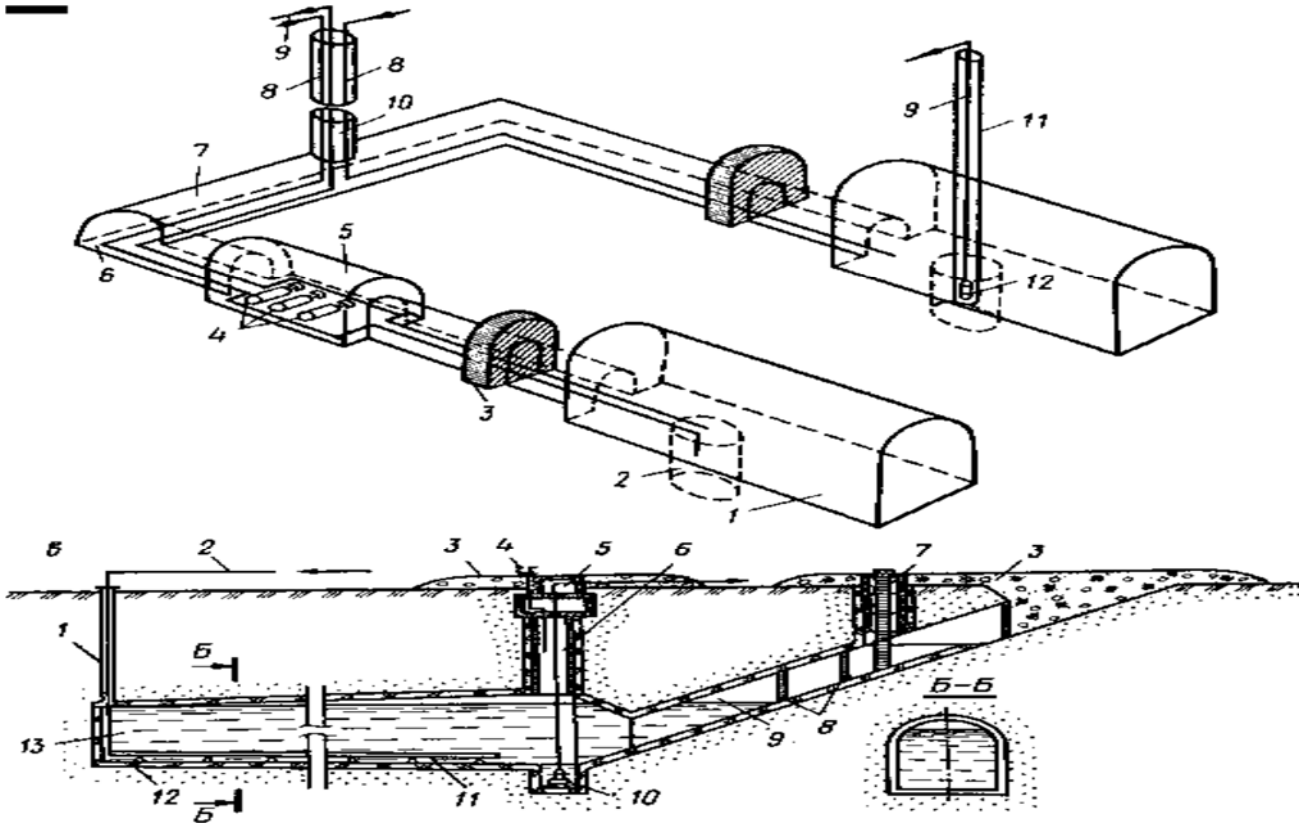

Рисунок 3.1 – Схемы подземных хранилищ нефтепродуктов

а – резервуары; 1 - выработка-ёмкость; 2 - зумпф; 3 - герметичная перемычка; 4 - не погружные насосы; 5 - насосная камера; 6 - подходная выработка; 7 - коллекторная выработка; 8 - трубопроводы для залива продуктов; 9 - трубопроводы для отбора продуктов; 10 - ствол; 11 - технологическая скважина; 12 - погружной насос;

б – многокамерный резервуар; 1 - выработки-емкости; 2 - наклонный ствол; 3 - коллекторная выработка; 4 - эксплуатационный колодец; 5 - технологические скважины;

в – однокамерный резервуар; 1 – технологическая скважина; 2 - трубопровод для залива нефтепродуктов; 3 - теплоизоляция оголовка; 4 - клапан; 5 - оголовок колодца; 6 - эксплуатационный колодец; 7 - смотровой колодец; 8 - перемычки; 9 - наклонный ствол; 10 - насос в зумпфе; 11- распределительное устройство для слива нефтепродуктов; 12 - ледяная облицовка; 13 - выработка-емкость.

Метрополитены имеют чрезвычайно широкое развитие, они эксплуатируются в 60 городах 27 стран, в самые ближайшие годы намечено

открытие метрополитенов еще в 16 городах. В нашей стране метрополитены действуют в 11 городах, в 5 городах ведут их строительство.

К выработкам большого сечения применительно относятся односводчатые подземные сооружения, строительство которых ведут без вскрытия земной поверхности. Это - станции, камеры съездов, раструбы, подземные вестибюли, двухпутные перегонные туннели, станционные туннели

Односводчатые станции метрополитена имеют в разработке пролет порядка 20 м, высоту 10 м и длину 150 м. Форма поперечного сечения эллиптическая или с криволинейными верхним и обратным сводами и прямыми стенами. Обделка сборная или монолитная. Односводчатые станции с островной платформой (посередине станции) имеются на метрополитенах Санкт- Петербурга, Москвы и др. городов.

В проектах подземных АЭС используются три основные комбинации объёмно-планировочных решений: с подземным размещением в одном или нескольких помещениях реакторной группы оборудования и систем и наземным - остальных; с размещением всех групп оборудования и систем в одном подземном помещении (для АЭС мощностью до 150 МВт); с размещением всех сооружений АЭС под землей в отдельных подземных помещениях. Наименьшие объёмы подземных работ имеет первый вариант компоновки. В комплекс подземной АЭС входят туннели и крупные горизонтальные камерные выработки пролётом от 25 до 45 м (реакторные помещения, машзал, трансформаторное помещение и др.).

Подземные заводы, оборонные объекты. Все они сооружены в крепких гранитных породах без применения обделки. Пролеты камерных выработок составляют 15-20 м, а в отдельных случаях до 30 м, высота помещений 10-15 м. При проходке нескольких параллельных камер ширина разделяющего их породного целика принимается равной не менее 2/3 высоты выработки и не менее 3/5 ее ширины. Длины выработок - от 30 до 100 м. Шведский опыт показал, что работа на хорошо оборудованных заводах не оказывает вредного влияния на здоровье персонала.

3.1.1 Строительство камерных выработок в крепких породах

Разработка подсводовой части может быть осуществлена на полное сечение и в один этап. Проходку подсводовой части подземного сооружения пролётом до 20 м в устойчивых крепких скальных породах рекомендуется выполнять, как правило, на полное сечение с последующим возведением обделки свода. Такие породы имеют коэффициент крепости по шкале М.М Протодьяконова f > 8. Размеры верхней подсводовой части сечения выработки должны обеспечить бесперебойную работу не только погрузочного и транспортного оборудования, но и пропуск транспорта и вентиляционных труб под опалубочными агрегатами. Поскольку нижние уступы разрабатываются значительно быстрее, чем верхняя часть выработки, высота последней обычно назначается минимальной в зависимости от габаритов указанного оборудования (6-9 м).

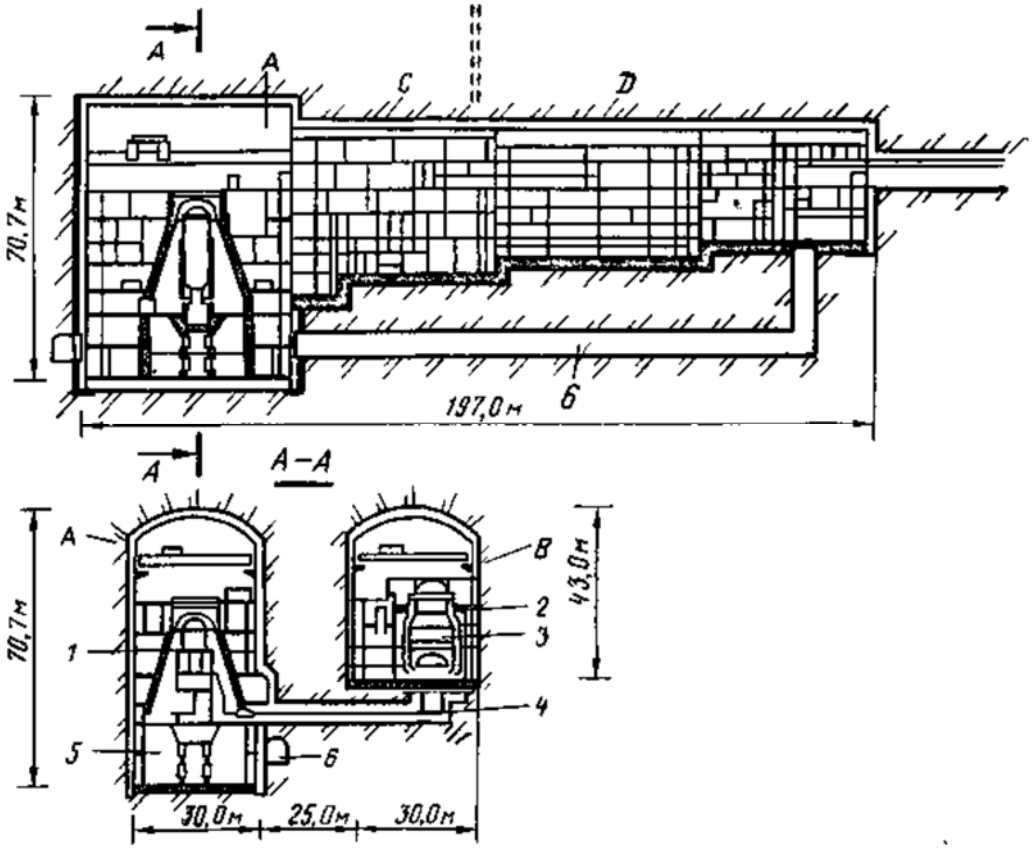

Рисунок 3.2 – Подземная АЭС (проект ФРГ)
1 - реактор; 2 - турбина; 3 - конденсатор; 4 - туннель энергетических трубопроводов; 5 - конденсационная камера; 6 - галерея системы охлаждения; A - реакторное помещение; B - турбинный зал; C - камера вспомогательного оборудования; D - помещение распределительных устройств

Преодоление коротких участков с нарушенными породами производится

так же, как и в туннелях.

Условиями осуществления разработки подсводовой части камеры на полное сечение являются не только наличие крепких устойчивых пород, а также возможность устройства горизонтального или слабо наклонного строительного подходного туннеля, выведенного на подошву подсводовой части. Кроме того, необходимо, чтобы длина камерной выработки была бы не менее 100 м для возможности размещения и отвода оборудования в процессе производственного цикла. Эти условия вызваны тем, что при вертикальных подходах или в коротких камерах нет возможности организовать работы с использованием комплексной механизации, обеспечивающей высокие темпы строительства при проходке подсводовой части на полное сечение.

В том случае, если пролёт подсводовой части камеры превышает 20 м, необходимость и возможность её разработки на полное сечение должны быть обоснованы в проекте производства работ. Проходку и бетонирование подсводовой части камерных выработок пролетом более 20 м в устойчивых скальных породах и независимо от пролета в скальных породах средней крепости и устойчивости рекомендуется выполнять, как правило, с опережением центральной части сечения. В камерах длиной более 100 м при наличии центральной передовой выработки, пройденной на всю длину, имеется возможность организовать расширение подсводовой части из нескольких участков (при наличии породоспусков на нижний горизонт).

На рисунке 3.3 показаны характерные реальные примеры разработки подсводовой части камеры с опережением центральной части сечения. На рисунке 3.3, (а) центральная часть сечения 1 шириной 0,4 общего пролёта пройдена на всю длину камеры, после чего расширена подсводовая часть путем одновременной разработки боковых частей 2 и возведен бетонный свод.

Несколько иная схема разработки боковых частей показана на рисунке 3.3, (б). Здесь после сквозного проведения передовой выработки 1 осуществляется поочередная разработка левой и правой частей 2 и 3. Пока производится погрузка взорванной породы у одной из боковых частей, ведется бурение шпуров в другой части и наоборот. Такой способ позволяет обеспечить

непрерывность в производстве буровзрывных и погрузочных работ и ускоряет разработку породы.

На рисунке 3.3, (в) верхняя центральная часть 1 имеет высоту 7 м как в подходном туннеле. Выдача породы из боковых частей 2 и 5 по этому туннелю осуществляется по наклонному въезду 4 разработка которого выполняется в последнюю очередь. На рисунке 3.3, (б) показана принципиальная схема разработки подсводовой части с опережением центрального участка на две заходки. Боковые части разрабатывают поочередно (по типу, показанному на рис. 3.3, (б). Подобная схема применима для коротких камер или при вертикальных подходах, когда нецелесообразно организовывать работы с применением сложной комплексной механизации.

Для того чтобы начать разработку боковых частей по всем этим схемам, необходимо обеспечить соответствующее рабочее пространство, позволяющее разместить буровое оборудование. Одна из возможных схем создания такого пространства приведена на рис. 3.3, (г).

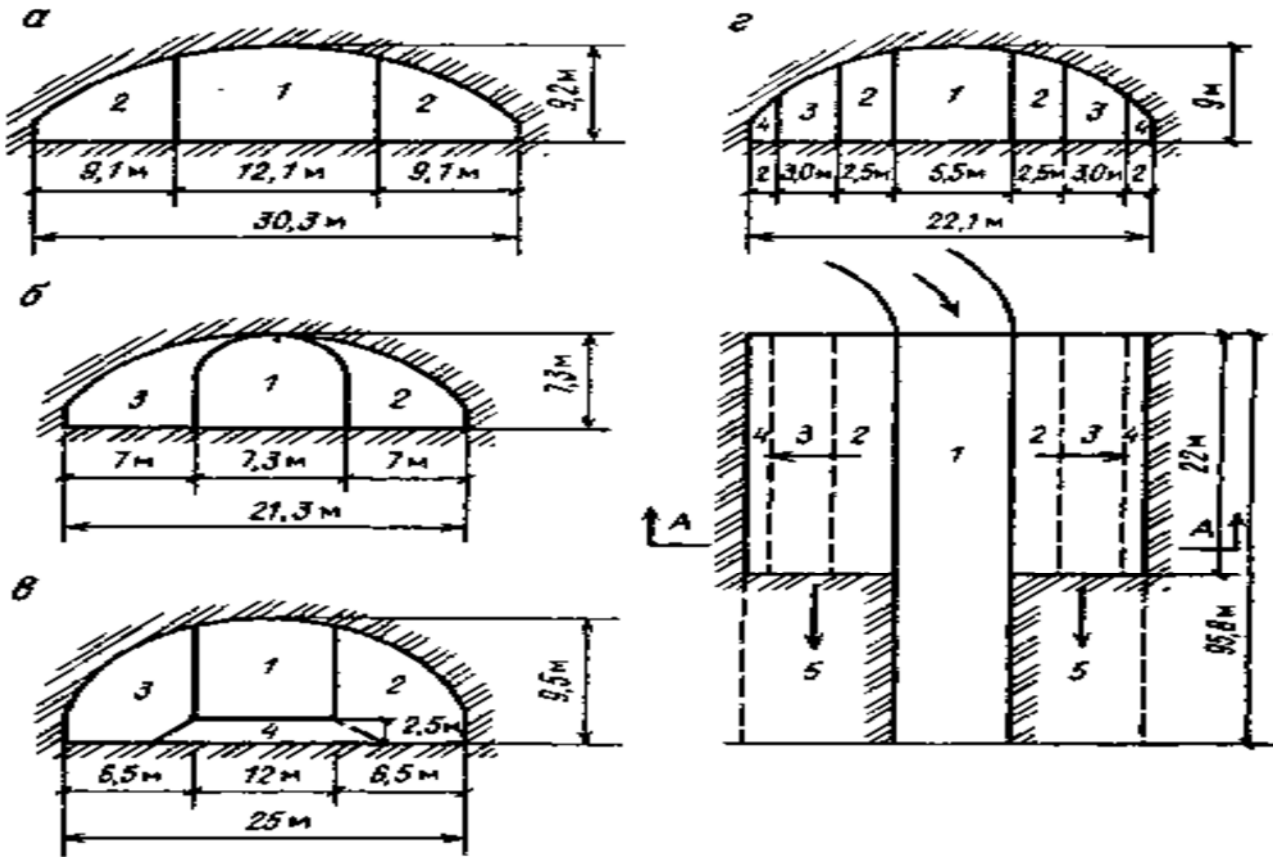

Рисунок 3.3 – Схемы разработки подсводовой части камеры

На рисунке 3.4 показана аналогичная схема разработки под сводовой части станции метрополитена Пичтри-Центр в Атланте (США) длиной 198 м,

высотой 14 м и шириной 17.7 м, расположенной в гнейсах. Крепление выполнено сталеполимерными анкерами длиной от 3 до 7,5 м. Основное ядро станции разработали в 3 уступа.

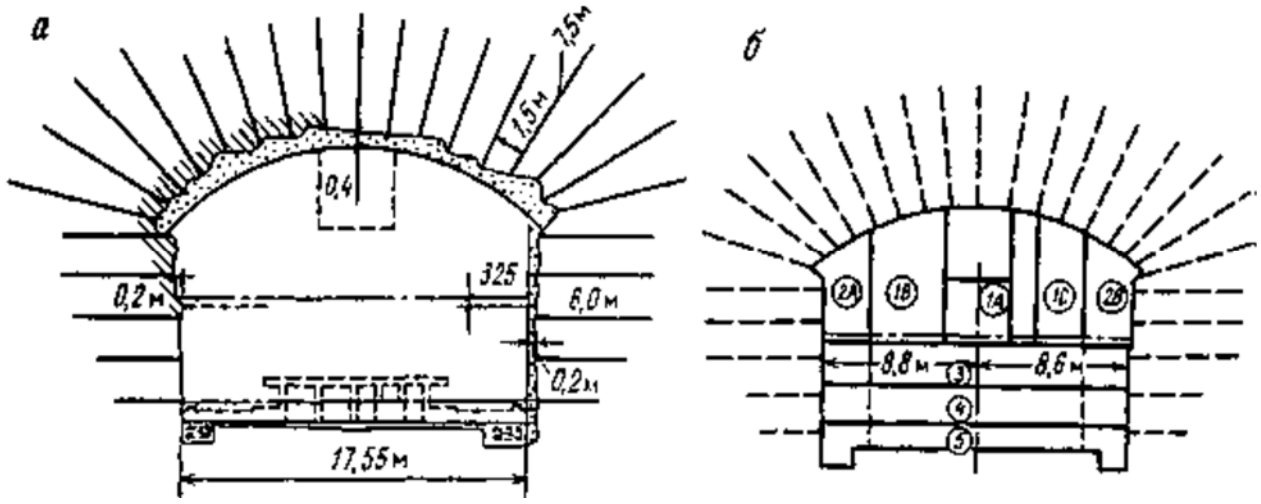

Рисунок 3.4 – Метрополитен Пичтри-Центр в Атланте (США)

В процессе разработки подсводовой части камер осуществляется установка крепи (преимущественно анкерной и набрызг- бетонной) вначале в центральной части, а затем в боковых по мере их проходки.

Имеются примеры предварительного закрепления кровли выработки до начала разработки подсводовой части камеры. Это осуществляется системой обычных или предварительно напряжённых анкеров, устанавливаемых в веерном направлении из одной-двух штолен, пройденных на расстоянии 10-15 м над сводом камеры.

Параллельно с разработкой подсводовой части камеры производится бурение строчки вертикальных скважин гладкого откола вдоль стен для предварительного щелеобразования перед началом разработки уступа основного массива камеры. К разработке низких уступов и сооружению конструкции стен камеры приступают по окончании возведения обделки свода.

Бетонные работы ведут с определенным отставанием от забоя (обычно не менее 50 м). При коротких камерах бетонирование свода осуществляется после окончания проходки подсводовой части камеры на всю ее длину. Бетонирование свода при строительстве камерных выработок не имеет принципиальных различий с бетонированием сводов туннелей большого сечения. При очень больших пролетах камеры передвижные опалубки по-

лучаются громоздкими, дорогостоящими и трудоемкими при монтаже, такие опалубки оправдывают себя, только при длине камеры более 200 м. В более коротких камерах применяют секционные переносные опалубки.

Темпы бетонных работ в подсводовой части камеры при применении переносных опалубок невысоки, поскольку значительное время занимают их установка, выверка, фиксация, разборка и перестановка. На новое место опалубку можно устанавливать лишь после набора бетоном требуемой прочности, т.е. через несколько суток выстойки бетона в забетонированной секции.

На рисунке 3.5 показана схема разработки подземного машинного зала Колымской ГЭС. После разработки подсводовой части I, II до отметки 40,95 м с вывозкой породы по туннелю I и бетонирования свода III осуществлена последовательная разработка ядра уступами высотой от 5 до 11 м. Для вывоза породы по туннелю I из уступа IV устроен наклонный въезд. Порода из уступа V между отметками 36,25 и 26,06 вывозится по подходному туннелю 3 (см. разрезы 4-4), порода из уступа VI вывозится по въезду с уклоном 100 в подходной туннель 3. Порода из самого нижнего уступа VII между отметками 20,76 и 9,30 м вывозится по подходному туннелю.

Поскольку машинный зал Колымской ГЭС размещается в многолетнемерзлых породах, бетонные работы имеют определенную специфику. Бетонирование свода осуществлялось блоками шириной по 6 м с применением двух комплексов передвижной металлической опалубки. Перед началом укладки бетона в зимнее время каждый блок ограждался брезентовой завесой и с помощью электрокалориферов производился обогрев скального массива в пределах бетонируемого блока на глубину 0,5 м до температуры плюс 0*2 С. Для обогрева блока после укладки бетона конструкция металлической опалубки с внутренней стороны предусматривала обшивку ее поверхности, и в про странство между обшивкой и наружной поверхностью опалубки подавался тёплый воздух от электрокалорифера. Проходку подсводовой части камеры и бетонирования сводз осуществляли в течение 26 месяцев, что объясняется сложностью работ.

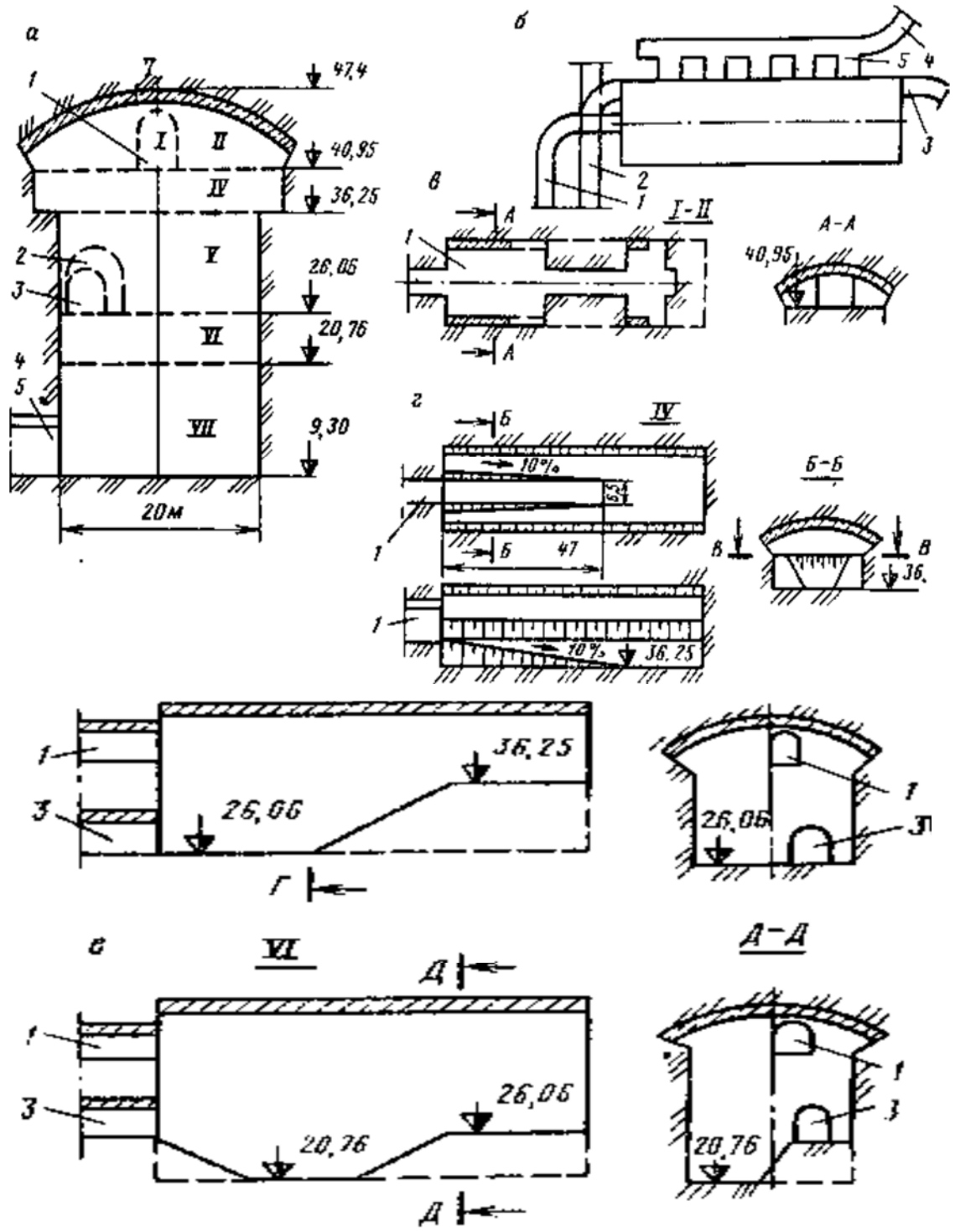

Рисунок 3.5 – Схема разработки подземного машинного зала Колымской ГЭС

3.1.2 Строительство камерных выработок в мягких грунтах

Проходку подсводовой части камерных выработок в слабоустойчивых скальных грунтах независимо от пролёта рекомендуется осуществлять способом опертого свода. Такие грунты имеют коэффициент крепости f < 4, Способ опертого свода применяется приразработке камер, располагаемых в грунтах типа сланцев, алевролитов, твердых глин и др., способных воспринять давление от пят свода обделки с учетом всех нагрузок, действующих на свод. В большинстве случаев

способом опертого свода верхнюю подсводовую часть камер разрабатывают в породах с f = 3-5-6 или в более крепких, но сильнотрещиноватых породах.

На рисунке 3.6 приведена схема разработки подсводовой части подземного машинного зала ГЭС Сосаз-Н (Франция), расположенного в массиве песчаников и различных сланцев прочностью от 17 до 65 МПа. При контакте с подземными водами грунты теряют устойчивость. В первую очередь по всей длине камеры была пройдена разведочная штольня 1, от которой, начиная с середины, наклонными выработками в обе стороны, подошли к пятам свода. Затем одновременно начали разрабатывать подпятовые штольни 2 с последующей установкой глубоких преднапряженных анкеров (длиной 17 м с усилием 1200-1400 кН) и бетонированием части бетонного свода в пяте. Бетонирование этой части свода по всей длине машзала позволило сократить незакрепленный пролет и предотвратить ожидаемые большие деформации пят. После проходки штолен и бетонирования части свода приступили к разработке подсводовой части камеры, которую вели от середины машзала за- ходками по 2,5 м, бетонирование же 2,5 м секции средней части свода осуществляли с отставанием в одну заходку. После окончания свода приступили к разработке основного ядра камеры.

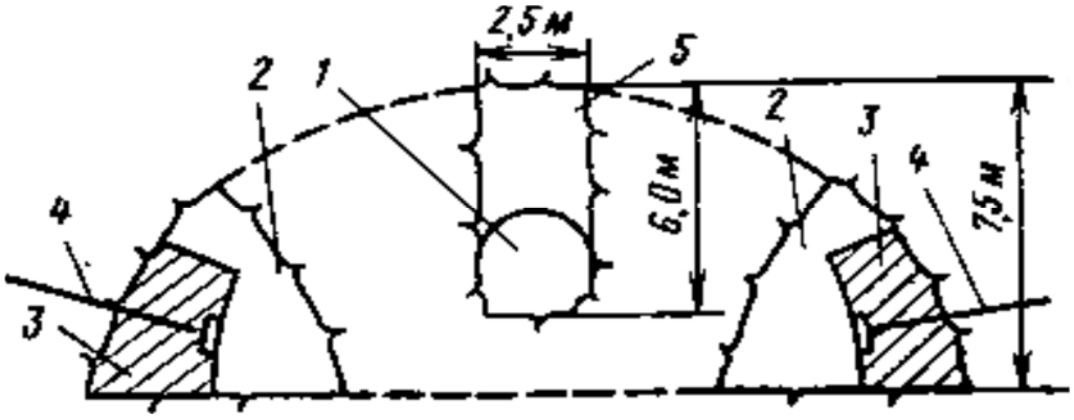

Рисунок 3.6 – последовательность разработки подсводовой части подземного машинного зала ГЭС Сосаз-Н (Франция):
1 - разведочная штольня; 2 - боковые штольни; 3 - опорная часть бетонного свода; 4 - глубокие анкеры; 5 - вертикальная рассечка.

Обычно разработку подсводовой части камеры ведут буровзрывным способом, в отдельных случаях применяют проходческие комбайны избирательного действия со стреловидным рабочим органом. Принципиально способ опертого свода при проходке камер остается таким же, как и для

туннелей. На рисунке 5.7, (а) показана схема строительства камеры подземного машинного зала ГАЭС Ла Муэла (Испания). Этот машзал длиной 111 м расположен в полевых шпатах, хлоритах, благоприятных для строихельства, однако верхняя часть камерной выработки пересекает слой толщиной 12 м, содержащий нарушенные пес-чаники, мергели и глины. Верхняя часть выработки сооружена по способу опертого свода. Вначале была пройдена средняя часть I, затем по краям прошли 2 - штольнеобразные выработки II, которые затем углубили III, в этих углублениях забетонировали развитые в породе пяты свода IV, служившие и подкрановыми опорами. После этого разработали боковые участки подсводовой части V и затем забетонировали свод полностью* который оказался опертым в породу. При проходке свод закрепляли анкерами длиной 5 м с шагом 2х2 м, слоем набрызг-бетона толщиной 8 см, затем новой серией анкеров длиной 10 м.

Как и для крепких пород, после завершения разработки подсводовой части камеры и возведения железобетонного свода по всей длине камеры приступают к разработке основного породного массива (ядра). В соответствии со СНиП 3.07.01-85 и Ш-44-77 разработку ядра камеры в слабоустойчивых скальных грунтах рекомендуется осуществлять сверху вниз уступами высотой до 3 м. При этом разработку уступов также ведут по способу опертого свода, т.е. она должна производиться с оставлением берм (целиков породы) вдоль стен для опирания на них вышележащих участков свода или стен. Ширина берм устанавливается проектом в завийшости от давления на грунт под пятами свода. Разработку берм и бетонирование стен в пределах каждого уступа производят в шахматном порядке, или одновременно с обеих сторон камеры, при этом вертикальные рабочие швы колец свода и участков стен не должны совпадать. В процессе разработки берм производят крепление стен камеры.

На рис. 3.7, (б) показана схема разработки подземного машинного зала ГАЭС Aryc-IV (Филиппины). Здесь очередность разработки ядра соответствует методу опертого свода, т.е. в пределах каждого слоя проходится его средняя часть (этапы 4, 8), а затем левая и правая части (5,а и 5,6, 9,а и 9,6), причем до начала проходки правой части стены выработки в пределах разработанной

левой части закрепляются. Этапы 6, 7 и 10, 11 проходятся в пределах слоя поочередно без выемки средней части.

Таким образом, постепенная разработка подсводовой части камеры, возведение свода отдельными секциями, разработка ядра камеры невысокими уступами с оставлением боковых берм для опирания вышерасположенных участков свода и стен и последующая разработка этих берм в шахматном порядке, характеризует собой в целом разработку камеры способом опертого свода

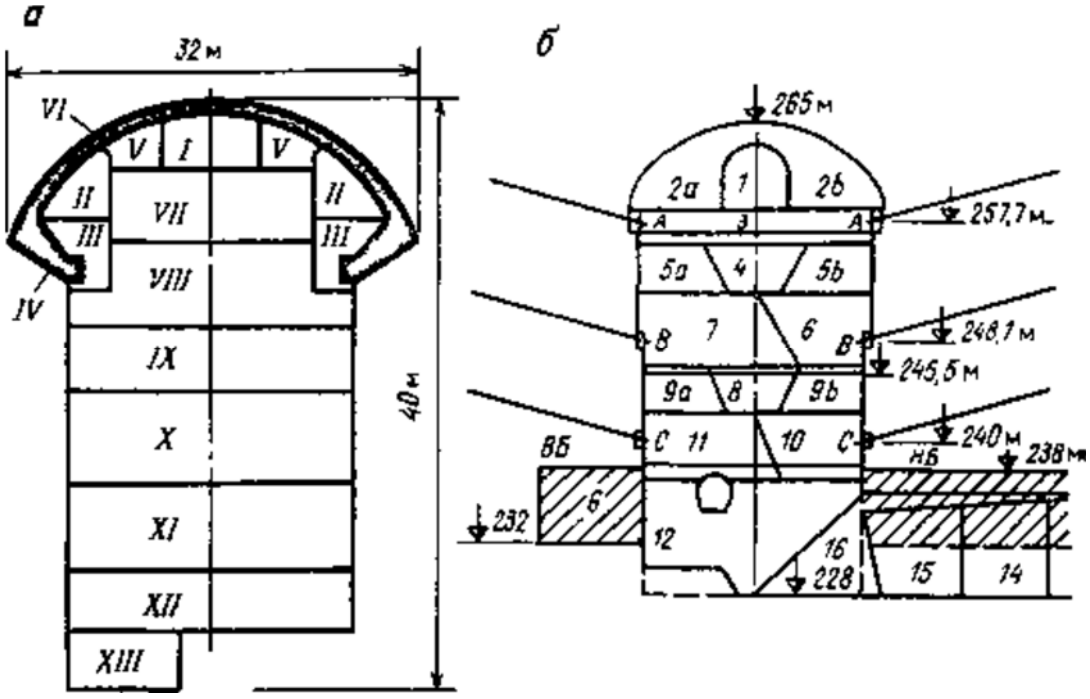

Рисунок 3.7 – Этапы разработки камерных выработок ГЭС:
а - Ла Муэла (Испания); б - Агус-IV (Филиппины)

На рисунке 3.8, (а, б) показана схема разработки машзала ГАЭС Имаичи (Япония). Принцип разработки камеры тот же, что и для камеры ГАЭС Агус-IV, но здесь поэтапность распространена и на подсводовую часть. Вначале в верхней части камеры по всей ее длине (160 м) была пройдена выработка высотой 7,5 м и шириной 8 м затем в 2 этапа была расширена подсводовая часть (работу вели из 8 забоев по длине камеры). Основной массив камеры проходили слоями высотой по 3 м с помощью вертикально пробуренных скважин. Боковые бермы разрабатывали через каждые два слоя уступа и закрепляли анкерами (обычными и пред - напряженными) и 2-3 слоями набрызг-бетона. На рисунке 3.8, (в) приведены месячные производительности при разработке камеры. В целом, с учетом полугодовой остановки для ремонта

набрызг-бетонных стен камера объемом 300 тыс. м3 была разработана за 30 мес., т.е средняя производительность составила 10 тыс. $м^3$/месяц.

На рисунке 3.8, (г) показана аналогичная схема разработки подземного машзала ГАЭС Сирата (Индонезия).

Обе эти схемы на рисунке 3.8 отвечают концепции новоавстрийского метода проходки, поскольку, учитывая податливость набрызг-бетонной и анкерной крепей, параметры конструкций в этих камерах назначали по расчету с учетом совместной работы крепи и массива.

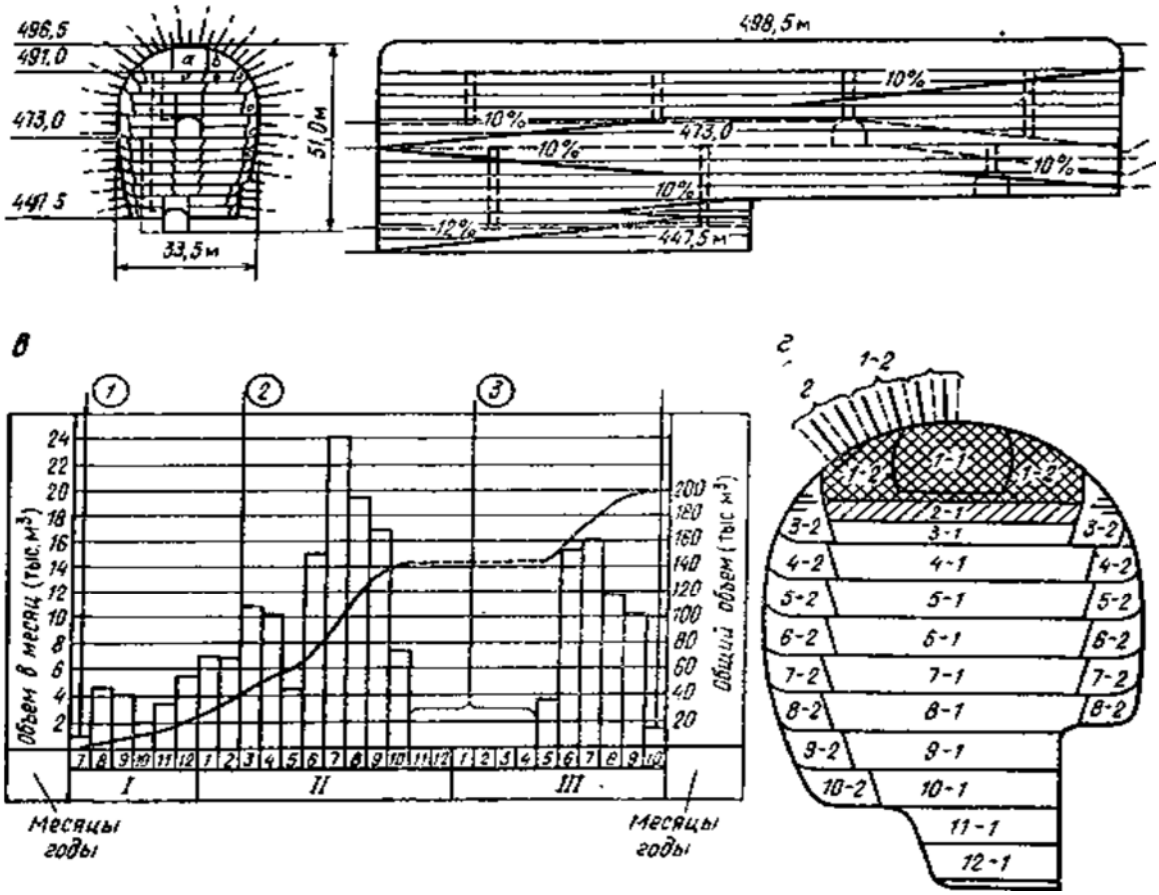

Рисунок 3.8 – Схемы разработки камерных выработок в породах средней крепости: а - поперечное сечение машзала ГАЭС Имаичи (Япония); б - продольный разрез; в - календарный график работ: 1 - начало разработки верхней части камеры; 2 - начало разработки уступов; 3 - ремонт и усиление крепления стен; г - поперечное сечение машзала ГАЭС Сирата (Индонезия) (цифрами указана последовательность выполнения этапов разработки камер)

Модификацией способа опорного ядра может служить схема разработки ряда односводчатых станций метрополитена в г. Санкт-Петербурге. На рисунке 3.9, (а) приведена принципиальная схема последовательности сооружения таких станций, здесь I - проходка опорных туннелей; II - возведение опор свода; III - проходка калоттной прорези с возведением свода из сборных блоков; IV -

разработка ядра; V - сооружение обратного свода.

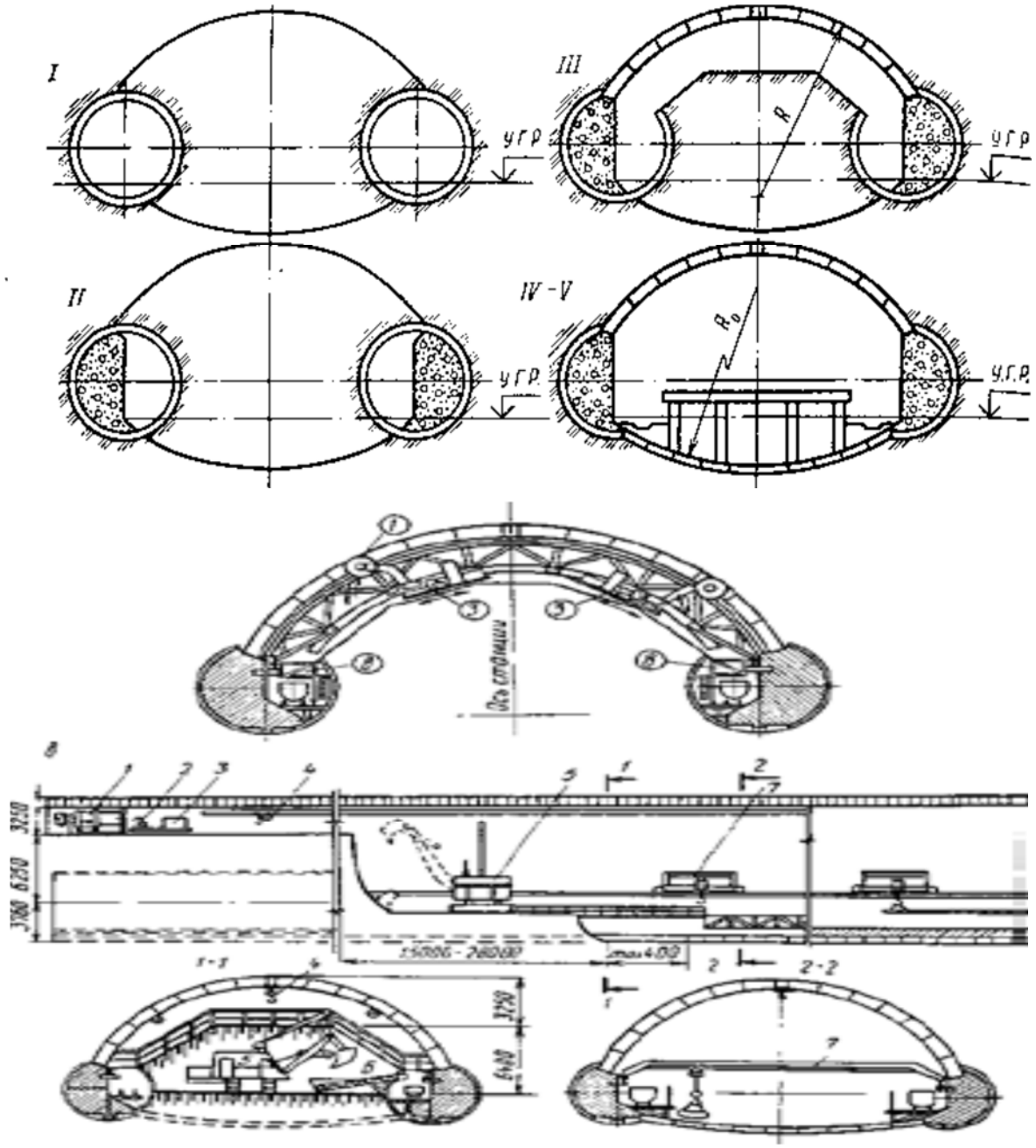

Рисунок 3.9 – Разработка односводчатой станции метрополитена
а - последовательность разработки камеры; б - проходка калотты механизированным агрегатом АМК-1; 1 - породоразрабатывающий орган; 2 - ферма- блокоукладчик; 3 - передвижные каретки; 4 - пульт управления агрегатом; 5 - растворонагнетатель для плоского домкрата; 6 - передвижная платформа; 7 - электротельфер; 8 - тележка для демонтажа тюбингов опорных туннелей; в - проходка уступа и обратного свода; 1 - агрегат АМК-1; 2 - пульт управления агрегатом; 3 - растворонагнетатель; 4 - таль электрическая; 5 - экскаватор; 6 - конвейер; 7 - кран-балка

Конструкции подобных станций залегают в протерозойских глинах. После проходки опорных туннелей (эректорным или щитовым способом) в них с помощью комплекта передвижной металлической опалубки бетонируют

опоры свода заходками по 6 м. Перед бетонированием каждой заходки устанавливают металлические опорные листы, арматурные сетки и закладные элементы в стене будущей опоры. Вслед за бетонированием опоры монтируют путь для механизированного агрегата АМК-1 и кран-балки.

Наиболее ответственным этапом работ является разработка породы в калоттной прорези и монтаж блоков верхнего свода. Эти работы производят с помощью агрегата АМК-1 (рисунок 3.9 б), представляющего собой криволинейную металлическую ферму - блокоукладчик. Ферма оснащена каретками с породоразрабатывающими рабочими органами - фрезами и передвигается по подкрановым путям, расположенным в опорных туннелях станции. Прорезь разрабатывают заходками на одно кольцо одновременно обеими фрезами с двух сторон в направлении от опорных туннелей к шелыге свода. Для проходки прорези в неустойчивых породах разработан агрегат АМШ-2 с шандорно-арочной крепью.

Подача вагонов для разработанной породы производится по опорным туннелям. После разработки прорези на одно кольцо приступают к укладке блоков свода. Блоки подают к укладчику, поднимают и перемещают по рольгангу нижнего пояса укладчика до оси свода, откуда подъемкой площадкой подают на верхний монтажный пояс. С помощью специальной каретки блоки поочередно укладывают вправо и влево от пят свода к замку. Последним устанавливают блок с двумя плоскими домкратами «Фрейсине» после чего производят обжатие смонтированной арки свода в породу. Наличие в распорном блоке двух плоских домкратов позволяет производить обжатие арки в два этапа. Включением первого домкрата осуществляется предварительное обжатие арки из блоков под давлением 7-8 МПа для замыкания арки и ликвидации начальных зазоров в стыках. Вслед за этим за блоки свода нагнетается цементно-песчаный раствор, после затвердения которого разжимают вторую от забоя арку свода вторым домкратом при давлении до 20 МПа. При этом происходит окончательное обжатие арки в породу с усилием до 3 МН.

Одновременно с сооружением верхнего свода на расстоянии 30 м от забоя калотты разрабатывают грунт нижней части сечения, разбирают тюбинги

обделки опорных туннелей и ведут монтаж блоков обратного свода (рисунок 5.9, в). Грунт разрабатывают в два яруса экскаватором с обратной лопатой, слой в 30 см по подошве обратного свода дорабатывают отбойными молотками. Погрузку грунта производят в бункер конвейера и далее в вагонетки, расположенные в опорном туннеле. С отставанием до 4 м кран-балкой монтируют очередное блочное кольцо обратного свода, которое распирают к опорам гидравлическим домкратом, установленным в центре обратного свода.

Вывод

Анализ строительства выработок и камер большого сечения, показал, что эффективность и безопасность ведения горных работ, зависит от горно-геологических условий местоположения возводимых сооружений. В зависимости от крепости пород и устойчивости массива выбираются соответствующие методы проходки камер.

Строительство камер в крепких породах, обычно ведётся на полное сечение или с разработкой подсводовой части с опережением относительно центральной части выработки.

Строительство камер в мягких породах чаще всего ведётся способом опертого свода. Этот способ применяется в слабых, неустойчивых породах, в грунтах типа сланцев, алевролитов, твердых глин и др., тем не менее способных воспринять давление от пят свода обделки с учетом всех нагрузок, действующих на свод.

4 ВЕНТИЛЯЦИЯ

Общие сведения

Рудник "Скалистый" входит в единую вентиляционную систему с шахтами "Запад" и "Восток" рудника "Комсомольский".

Проветривание подземных выработок рудника осуществляется всасывающим способом по фланговой схеме.

Свежий воздух в шахту поступает по стволам ВСС-1 и ВЗС-1.

Исходящая струя воздуха выдается по стволу ВС-9 вентилятором главного проветривания ВЦД-42,5. На ствол ВС-9 по южным уклонам № 1 и 2 также выдается часть воздуха из шахты "Восток" после проветривания горных работ в северной и западной частях центральной основной залежи рудника "Комсомольский".

Подогрев воздуха, поступающего в шахту, осуществляется калориферными установками типа КТЦ-250 и КТЦ-125, установленными у ствола ВСС-1 и временной прямоточной калориферной установкой, установленной у ствола ВЗС-1, производительностью 100 и 150 $м^3/с$ соответственно.

В период проведения армировки ствола ВЗС-1 количество воздуха, подаваемого по стволу, ограничивается минимально требуемым для проветривания шахты - 81 $м^3/с$.

Использование калориферных установок КТЦ-250 и КТЦ-125 у ВСС-1 и временной калориферной у ВЗС-1 для подогрева воздуха, поступающего в шахту, предусматривается вплоть до ввода в эксплуатацию калориферной постоянного периода на стволе ВСС-1.

На горизонт подсечки южного участка рудника "Скалистый" воздух поступает с гор.-800 м по южному транспортному уклону и далее по оконтуривающему штреку № 1 и соединительному уклону, а также по вентиляционным восстающим с откаточного гор. –850 м. Исходящая струя

воздуха с горизонта подсечки выдается на вентиляционно-закладочный горизонт –650 м по соединительному уклону и вентиляционным восстающим.

Обособленно проветриваются выработки комплекса перепуска горной массы ствола ВС-9 на отметках –983 м, -1003 м и околоствольный двор гор. –950 м. Воздух для проветривания этих выработок подается по вентиляционному восстающему, пройденному с гор. –850 м на гор. –950 м и далее по уклону выдачи просора до зумпфа ВС-9.

Реверсирование воздушной струи осуществляется переключением ляд в вентиляционном канале, которыми соединяется устье вентиляционного ствола с главной вентиляционной установкой.

Проветривание существующих выработок осуществляется за счет общешахтной депрессии. Проветривание тупиковых выработок производится нагнетанием воздуха вентиляторами местного проветривания ВМЭ-6, ВМ-6 и ВМ-12.

Схема проветривания рудника “Скалистый” на расчетный 2016 год представлены на чертеже

Таблица 4.1 – Распределение воздуха по стволам

№ пп	Поступающая струя		Исходящая струя	
	Наименование выработки	Расход воздуха, $м^3/с$	Наименование выработки	Расход воздуха, $м^3/с$
1	Ствол ВЗС-1	190	Ствол ВС-9	241
2	Ствол ВСС-1	288.7		
3	Южные уклоны № 1,2	85.1		
	Итого	563.8	Итого	241

Распределение воздуха по забоям и выработкам осуществляется службой ПВС рудника на основании календарного плана развития горных работ.

Объем воздуха, выдаваемого с шахты "Восток" на ствол ВС-9, уточняется по фактическому положению горных работ и при настройке объединенной вентиляционной системы проветривания.

Перевод рудника на постоянную проектную схему проветривания с запуском ГВУ на стволе ВС-9 производится после выполнения комплекса организационно-технических мероприятий, включающих в себя обкатку вентиляторов на стволе ВС-9 на шахтную сеть, настройку режимных параметров совместной работы главных вентиляторов в объединенной

вентиляционной системе, проведение совместного реверса главных вентиляторных установок и подготовку нового плана ликвидации аварий. На период выполнения вышеуказанных работ проветривание рудника осуществляется по временной схеме проветривания, принятой на период строительства. Расчет необходимого количества воздуха и его распределение, в соответствии с принятыми объемами горных работ на указанный период, выполняется службой ПВС и утверждается главным инженером рудника.

По условиям задачи, камера сборки будет строиться на 800 горизонте. Ранее пройденная выработка расширяется до проектного сечения. Вентиляция осуществляется общешахтной депрессией. Свежая струя воздуха будет уходить по вентвостающему стволу, как показано на схеме (рис. 4.1).

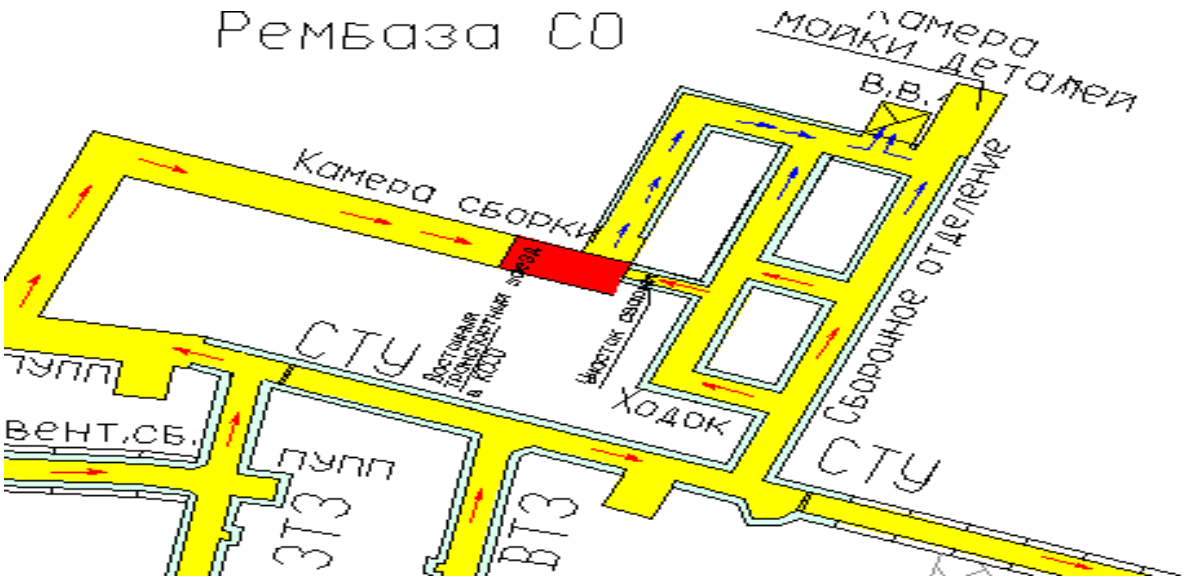

Рисунок 4.1 – Схема движения воздуха по выработкам

5 ЭНЕРГОСНАБЖЕНИЕ

5.1 Электрические нагрузки

Основными потребителями электроэнергии объектов первого пускового комплекса рудника “Скалистый” являются:

- промлощадка ствола ВС-9 - вентиляторная установка ВЦД-42,5, подъемные машины скиповая, клетевая;

- промлощадка стволов ВЗС-1, ВСС-1 - электроприемники ПЗК, насосно-подкачивающие станции.

По степени обеспечения надежности электроснабжения проектируемые электроприемники рудника относятся к потребителям I, II и частично III категорий.

Расчетные нагрузки определены в соответствии с “Нормами технологического проектирования горнодобывающих предприятий металлургии с подземным способом разработки” (1993 г.).

Суммарная расчетная нагрузка на шинах 6 кВ ГПП-68 (промплощадка ВС-9) составляет 13450 кВА при коэффициенте мощности 0,89. Результаты расчета нагрузок на шинах 0,4, 6 и 110 кВ ТП, РП, ГПП.

Суммарная расчетная нагрузка на шинах 6 кВ ГПП-67 (промплощадки ВЗС-1, ВСС-1) составляет 37452 кВА при коэффициенте мощности 1. Результаты расчета нагрузок на шинах 0,4; 6, 110 кВ ТП, РП, ГПП.

5.2 Схема электроснабжения и источники питания

Схема электроснабжения 110 кВ

Первым пусковым комплексом рудника “Скалистый” вводятся в эксплуатацию ГПП-68 на промплощадке ствола ВС-9 и ГПП-67 на промплощадке стволов ВЗС-1 и ВСС-1

Электроснабжение на напряжении 110 кВ ГПП-67, 68 осуществляется по двум ВЛ (ЛЭП-137, 138), от ТЭЦ-2 ячеек 14 и 37 в соответствии со схемой

электроснабжения.

От ГПП-68 предусматривается запитать РП-900Т (вентиляторная ВЦД-42,5), РП-917Т (подземные электропотребители), подъемные машины ВС-9, ТП-918Т (копер и надшахтное здание АБК, столовая, грузовая галерея). Схема электроснабжения 6 кВ.

От ГПП-67 предусматривается запитать сборку 6 кВ ПЗК. Схема электроснабжения.

Подстанции

Мощности силовых трансформаторов на ГПП-68 и ГПП-67, ТП выбраны на основании расчета электрических нагрузок. Выбор аппаратуры на подстанциях и отходящих кабельных линиях произведен по номинальным нагрузкам с последующей проверкой по токам короткого замыкания. Нормальная работа секций шин на всех подстанциях (ГПП, РП) на всех напряжениях раздельная. Предусмотрена возможность работы в случае нарушения нормальной схемы электроснабжения через любой ввод от каждой секции шин.

Расчет токов трехфазного короткого замыкания выполнен для максимального режима на основании проекта СО института “Энергосетьпроект”, схемы развития Норильской энергосистемы на период до 2020.

5.3 Электроснабжение подземных выработок

Электрические нагрузки

Электрическими нагрузками подземной части рудника являются двигатели различного рода погрузочных устройств, буровые машины, устройства регулирования воздушной струи, агрегаты тяговых подстанций, освещение подземных выработок, устройства автоматизации и сигнализации и др.

Для питания перечисленных электроприемников применены напряжения 6 и 0,4 кВ.

По условиям бесперебойности электроснабжения потребители подземной части рудника относятся к III категории, околоствольные дворы с клетевым подъемом – к I категории.

Для повышения безопасности и надежности электроснабжения подземных потребителей в проекте применено обособленное питание подземных электроприемников, т.е. электрическое отделение подземных электрических сетей от сетей, расположенных на поверхности рудника (режим – с изолированной нейтралью).

Схема обособленного питания выполнена с использованием разделительных трансформаторов напряжением 6/6,3 кВ.

Для электроснабжения на напряжении 6 кВ подземных подстанций гор. -650 м, -950 м на площадке ствола ВС-9 предусмотрено сооружение отдельно стоящей распределительной подстанции РП-917Т с двумя разделительными трансформаторами типа ТМШ-2500, мощностью 2500 кВА каждый, напряжением 6/6,3 кВ, РУ-6 кВ комплектуется шкафами типа КМ-1Ф.

Учитывая большое народнохозяйственное значение продукции рудника и недопустимость простоев участков из-за отсутствия электроэнергии, принята радиальная схема питания электроприемников. Проектом предусматривается сооружение 1РПП-6 на гор. -650 м, 1РПП-6 и 2РПП-6 на гор. -850 м.

Распределительные подстанции 1РПП-6 гор. -650 м, 1РПП-6 и 2РПП-6 гор. -850 м, связаны двумя кабельными линиями каждая с поверхностной подстанцией РП-917Т.

Подземные передвижные подстанции (ПУПП), тяговые подстанции (ВТП-Е), в свою очередь, связаны радиальными кабельными линиями 6 кВ с подземными распределительными подстанциями.

Для бесперебойного электроснабжения потребителей на РПП применена одинарная система шин, секционированная выключателем, кабельными вводами, рассчитанными на 100% нагрузки каждый, что обеспечивает возможность в случае аварии питание электроприемников через любой ввод от каждой секции шин.

Все подземные распределительные подстанции шахты оборудуются электрооборудованием во взрывобезопасном исполнении: распределительные ячейки типа КРУВ, комплектные трансформаторные подстанции типа ТСВП, мощностью 160÷400 кВА.

Учитывая, что рудник относится к категории, взрывоопасной по метану,

все кабельные линии выбраны с медными жилами и негорючей оболочкой.

5.4 Силовое электрооборудование

Поверхность

Основными потребителями электроэнергии объектов первого пускового комплекса рудника “Скалистый” являются: подъемные машины, вентиляторы, калориферы, конвейеры, насосы, краны и др.

В проектах силового электрооборудования выполняется питание напряжением -0,4 кВ и ~6 кВ, и защита электроприемников.

К потребителям I категории электроснабжения относятся: клетевая подъемная машина, вентилятор главного проветривания, насосы водоснабжения, установки автоматического пожаротушения; ко II категории – скиповые подъемные машины, остальные потребители относятся к III категории электроснабжения.

Питающие сети 0,4 кВ выполняются от подстанций с глухозаземленной нейтралью (раздел 9.1).

Общая установленная мощность эл. приемников составляет: 15456 кВт. Общий годовой расход электроэнергии - 46373 тыс. кВт. час.

Вся электроаппаратура (шкафы распределительные, автоматические выключатели, пускатели, кнопки и пр.) принята в нормальном исполнении, а силовые и контрольные кабели взяты с алюминевыми и медными жилами. В случаях, где среда объектов определена как взрывоопасная, аппаратура выбирается в соответствующем исполнении, а кабели - с медными жилами.

Все металлические нетоковедущие части электрооборудования подлежат занулению. В качестве магистрали зануления используются зануляющие жилы питающих и распределительных кабелей, прогоны под кабельные конструкции, трубы электропроводки, которые присоединяются к контуру зануления подстанций.

Подземная часть

Электрическими нагрузками подземной части рудника являются двигатели различного рода погрузочных устройств, буровые машины, устройства регулирования воздушной струи, агрегаты тяговых подстанций, освещение

подземных выработок, устройства автоматизации и сигнализации и др.

Основное горно-механическое оборудование: буровые установки, погрузочные машины, насосы забойные, вентиляторы местного проветривания; в камерных выработках: станки разные, эл. тали, насосы и др.

В проектах решены вопросы питания напряжением ~0,4 кВ, защиты и управления электроприемников.

Все электроприемники относятся к потребителям III категории электроснабжения, за исключением насосов водоотлива, которые относятся к потребителям I категории.

Питание электроприемников выполняется от подземных участковых передвижных подстанций "ПУПП" с изолированной нейтралью различной мощности: 100 кВА, 160 кВА, 250 кВА, 400 кВА, которые показаны в схеме электроснабжения 6 кВ.

Общая установленная мощность электроприемников составляет 2520 кВт. Общий годовой расход электроэнергии - 5860 тыс. кВт. час.

Вся электроаппаратура (подстанции, автоматы, пускатели и пр.) принята в рудничном исполнении классов "РВ" и “РН”, а силовые и контрольные кабели с медными жилами, бронированные.

Управление механизмами выполняется по месту или дистанционно от кнопочных постов, автоматическое с использованием различной аппаратуры автоматизации технологических процессов.

Все металлические нетоковедущие корпуса элетрооборудования подлежат заземлению. В качестве магистрали заземления используются заземляющие жилы питающих кабелей, прогоны под кабельные конструкции, которые присоединяются к главному заземлителю. Возле каждой ПУПП, группы эл. приемников устанавливаются местные заземлители.

Защитное заземление выполняется в соответствии с “Едиными правилами безопасности при разработке рудных, нерудных и россыпных месторождений полезных ископаемых подземным способом”.

5.5 Подземная электровозная сеть

Контактная сеть

Электровозная откатка на гор. -850 м предусмотрена контактными электровозами. Для питания контактной сети приняты отдельно стоящие тяговые подстанции типа ВТПЕ. Контактная сеть выполнена одним контактным проводом марки МФ-85-100, сечением 85-100 кв. мм.

Защитное заземление

Сеть заземления проектируемых горизонтов состоит из контуров заземления подстанций с местными и дополнительными заземлителями и присоединяется к общей сети заземления рудника и главному заземлителю. В качестве местных и дополнительных заземлителей используются стальные трубы, забиваемые в грунт. В качестве магистрали заземления и связывающих проводников используется полосовая прокатная или арматурная сталь сечением не менее 100 кв мм. В стволе в качестве магистрали заземления - армировка, проводники и коммуникации, образующие с помощью шунтирующих перемычек единую замкнутую сеть заземления.

Сеть заземления подземной и поверхностной частей рудника выполняется общей.

5.6 Освещение

Поверхность

По степени обеспечения надежности электроснабжения электроосвещение объектов поверхности относится к потребителям II категории. Уровни освещенности, коэффициенты запаса выбраны в соответствии со СНиП 23-05-85 “Естественное и искусственное освещение”. Напряжение сети 380/220В, напряжение ламп 220В, напряжение сети ремонтного освещения 36В. В качестве источников света приняты лампы накаливания ртутные, натриевые и люминесцентные лампы.

Распределительные сети выполняются кабелем и проводом открыто на скобах, на тросе, в трубах, в коробах комплектных линий. Управление освещением – местное, выключателями, установленными у входов в помещения.

Зануление всех металлических нетоковедущих частей осветительного электрооборудования выполняется путем присоединения их к сети заземления

подстанции. В качестве защитных заземляющих проводников используются нулевые проводники питающих и групповых сетей.

Подземные горные выработки

По степени обеспечения надежности электроснабжения электроосвещение горных выработок относится к потребителям III категории, уровни освещенности, коэффициенты запаса выбраны в соответствии с “Едиными правилами безопасности при разработке рудных, нерудных и россыпных месторождений полезных ископаемых подземным способом”.

В качестве источников света приняты люминесцентные, ртутные лампы и лампы накаливания, запитываемые от осветительных аппаратов. Для питания осветительных установок применяется напряжение (линейное) не выше 127 В. Для стационарного люминисцентного освещения допускается линейное напряжение 220 В.

Питающие сети предусматриваются от ПУПП и РПП бронированными кабелями. Распределительная сеть выполняется гибким резиновым кабелем.

В подземных выработках предусматривается устройство контура заземления осветительной установки, используя заземлители подстанции, местные заземлители пусковых источников и ответвительных коробок, связанные четвертой жилой распределительных и питающих сетей.

5.7 Расчёт освещения откаточного горизонта

Расчёт освещения Ремонтной базы СО производится точечным методом. Длина откаточной выработки на одном горизонте составляет 301 метр, норма освещённости 2 лк, принятый тип светильников РН-100, световой поток лампы 1320 лм.

Горизонтальная освещённость, лк:

$$Eг = 2 \cdot c \cdot I_a \cdot cos^3 \alpha / K_з \cdot h^2, лк, \qquad (5.1)$$

где $K_З$ – коэффициент учитывающий старение лампы;

I_a – сила света лампы под углом а;

h – высота подвески лампы, м;

с – поправочный коэффициент на световой поток.

$$Eг = 2 \cdot 1,32 \cdot 65 \cdot 0,06 / 1,15 \cdot 2^2 = 2,3 лк.$$

Угол наклона лучей к освещённой площади:

$$a = 65^{o};\ cos\ a = 0,37;\ cos^{3} a = 0,06$$

$$tga = \frac{Q}{2h} \tag{5.2}$$

$$tga = \frac{10}{2 \cdot 2} = 2,5$$

$$E_{м} > E_{min} \tag{5.3}$$

$$2,5 > 2$$

Вертикальная освещённость, лк:

$$E_{в} = E_{г} tga, лк, \tag{5.4}$$

$$E_{в} = 2,3 \cdot 2,5 = 5,75, лк.$$

Количество светильников для выработок составляет, шт.:

$$N_{св} = \frac{L_{в}}{l}, шт, \tag{5.5}$$

$$N_{св} = \frac{301}{10} = 31\ шт.$$

$$P_{уч} = 31 \cdot 100 = 3100\ Вт.$$

5.8 Расчёт освещённости камерных выработок

Расчёт освещённости камерных выработок производится методом светового потока.

Расчёт освещения электровозного депо.

Ширина камеры (В=6м), длина (А=19м), высота подвески светильников (h=3,5м).

Определим показатель помещения:

$$I = \frac{AB}{h(A + B)} \tag{5.6}$$

$$I = \frac{6 \cdot 19}{3,5(6 + 19)} = 1,3$$

Потребный световой поток одной лампы, лм:

$$F_{Л} = \frac{K_{з} \cdot E_{min} \cdot S \cdot Z}{\eta \cdot n}, лм, \tag{5.7}$$

$$F_Л = \frac{1,2 \cdot 20 \cdot 114 \cdot 1,1}{0,11 \cdot 8} = 3420 \text{ лм.}$$

Для освещения принимаем светильник типа РН-100. Расстояние между светильниками 4,5 метров.

Действительная освещённость составит, лк:

$$E_{действ.} = \frac{F_A \cdot n \cdot \eta}{K_з \cdot S \cdot Z}, \text{ лк,} \quad (5.8)$$

$$E_{действ.} = \frac{3420 \cdot 8 \cdot 0,11}{1,2 \cdot 114 \cdot 1,1} = 20 \text{ лк.}$$

$$E_{действ.} \geq E \quad (5.9)$$

$$20 = 20$$

Общая мощность осветительной установки, кВт:

$$P_у = P_н n \cdot 10^{-3}, \text{ кВт,} \quad (5.10)$$

$$P_у = 200 \cdot 8 \cdot 10^{-3} = 1,6 \text{ кВт.}$$

Таблица 5.1 – Необходимая мощность осветительных трансформаторов

Наименование выработок	Расстояние, м	Тип светильников	Световой поток, лм	Мощность светильника, Вт	Кол-во светильников	Мощность, кВт
Откаточные выработки	301	РН-100	1320	100	31	3,1
Камера СДО	50	РН–100	1320	100	16	1,6

Необходимая мощность осветительных трансформаторов

$$S_{тр} = \frac{P_n \cdot n \cdot K_c}{1000 \cdot \eta_c \cdot \cos\phi \cdot \eta_{тр}}, \text{ кВт,} \quad (5.11)$$

$$S_{тр} = \frac{(31 \cdot 100) \cdot 0,9}{1000 \cdot 0,95 \cdot 0,6 \cdot 0,6} = 8,1 \text{ кВт.}$$

где $К_с$ – коэффициент спроса;

$\eta_с$ – КПД осветительной сети;

$\eta_{тр}$ – КПД осветительных ламп;

$Р_п$ – мощность лампы, Вт;

n – количество светильников, шт.

Принимаем тип пускового агрегата для питания осветительной сети АП-4. В соответствии с необходимой мощностью для освещения необходимо 2

пусковых агрегатов. Средняя длина осветительного кабеля составит 180 м.

Суммарная сила тока в питающем кабеле, А:

$$I_k = \frac{S_{mp} \cdot 1000}{\sqrt{3} \cdot U}, A, \quad (5.12)$$

$$I_k = \frac{4 \cdot 1000}{\sqrt{3} \cdot 127} = 18\ A.$$

где: S_{mp} - мощность пускового агрегата, кВА;

U - напряжение в питающем кабеле, В.

Сечение кабеля при равномерном распределении нагрузки, мм^2:

$$S_{осн} = \frac{\sqrt{3} \cdot 100 \cdot I_k \cdot L_k}{\gamma \cdot \Delta H_{осн.к} \cdot U}, мм^2, \quad (5.13)$$

$$S_{осн} = \frac{\sqrt{3} \cdot 100 \cdot 18 \cdot 180}{32 \cdot 6,35 \cdot 127} = 22\ мм^2.$$

где $L_к$ – длина магистрального кабеля, м;γ–удельная проводимость алюминия, м/Ом·мм^2;

ΔН – допустимая потеря напряжения в магистральном осветительномкабеле. $\Delta H_{осн.к}$= 0,05·$U_м$ = 0,05·127= 6,35 Вгде $U_м$ – номинальное напряжение осветительной сети, В.

По полученному значению принимаем ближайшее значение стандартного сечения кабеля типа СБГ $S_к$ = 24 мм^2.

5.9 Расчёт подземной передвижной станции

Расчёт производится из типов и количества работающих механизмов. Потребители и результаты расчётов представлены в таблице.

Таблица 5.2 – Расчёт количества потребляемой энергии участка

Наименование потребителей	Кол–во ед.	Установ. мощность	Коэф. спроса	cosφ	tgφ	$Q_р$, квар.	$P_р$, кВт	$\Sigma Q_р$, квар	$\Sigma P_р$, кВт
Boomer 353H	7	125	0,36	0,82	0,7	32	45	224	315
ВМП - 6М	8	30	0,3	0,73	0,65	6	9	48	72
Итого								272	387

$$tg\phi = \frac{\Sigma Q_p}{\Sigma P_p} \quad (5.14)$$

$$tg\phi = \frac{272}{387} = 0,7$$

$$cos\varphi = 0,82$$

Расчётная полная нагрузка подземной подстанции, кВА:

$$S_{тр} = \frac{\Sigma P_p}{0,82}, кВА, \quad (5.15)$$

$$S_{тр} = \frac{81}{0,82} = 99\ кВА,$$

$$S_{тр} = S + S_{осв}, кВА, \quad (5.16)$$

$$S_{тр} = 99 + 8,15 = 107,15\ кВА.$$

Для обеспечения заданной мощности трансформатора принимаем трансформаторную подстанцию ТСШВП 160/6.

Расчёт кабельной сети

Расчёт кабеля от ТСШВП 160/6.

Ток нагрузки кабеля, А:

$$I_p = \frac{S_{тр}}{\sqrt{3} \cdot H}, A, \quad (5.17)$$

$$I_p = \frac{160}{\sqrt{3} \cdot 6} = 15,4\ A.$$

По данному типу нагрузки проходит кабель с сечением 16 мм^2, допускающий нагрузку 65 А.

Определим сечение кабеля по допустимой потере напряжения, мм^2:

$$S = \frac{\sqrt{3} \cdot I_{расч} \cdot L \cdot cos\phi}{50 \cdot \Delta U}, мм^2, \quad (5.18)$$

$$S = \frac{\sqrt{3} \cdot 60,5 \cdot 120 \cdot 0,82}{50 \cdot 19} = 10,6\ мм^2.$$

где: L - длина кабеля;

ΔU - допустимое падение напряжения.

Принимаем два кабеля типа СБШв сечением 16 мм^2. Один является рабочим, другой резервным.

Для работы водоотливной установки принимаем передвижную трансформаторную подстанцию ТСШВП – 160/6.

Расчёт ГПП

Расчёт производится из типов и количества работающих механизмов.

Таблица 5.3 – Потребители энергии

Наименование потребителей	Кол-во	Мощн. кВт	Устан. мощность, кВт	cosφ	tgφ	K_c	Расчётная мощность		Расход энергии	
							P_a, кВт	Q_p квар	w_a кВт·ч	w_p квар·ч
Участковый кондиционер	1	200	200	0,84	0,75	0,8	160	120	2880	2160
Вентилятор	1	125	125	0,83	0,81	0,9	112,5	402	300	2430
Компрессор	2	410	820	0,82	0,75	0,5	410	307,5	8669	6458
Мастерские	1	140	140	0,81	0,75	0,7	98			
АБК	1	90	90	0,82	0,76	0,7	63			
ИТОГО			1375				843,5	829,5	11849	11048

$$cos\phi = \frac{\sum W_a}{\sqrt{\left(W_a^2 + W_p^2\right)}} \tag{5.19}$$

$$cos\phi = \frac{11849}{\sqrt{11849^2 + 11048^2}} = 0,8$$

Мощность трансформатора ГПП без подземных потребителей:

$$S_{тр} = \frac{K_{с.ср} \cdot \sum P_y}{cos\,\phi}, кВт, \tag{5.20}$$

$$S_{тр} = \frac{0,71 \cdot 843,5}{0,8} = 748,6\ кВт.$$

Мощность трансформатора с учётом подземных потребителей:

$$S_{тр} = S_{тр1} + S_{тр2}, кВт, \tag{5.21}$$

$$S_{тр} = 748,6 + (160 + 160) = 1068,6\ кВт.$$

Выбираем трансформатор по мощности, по правилам на подстанции должно быть установлено минимум два трансформатора, так как потребители первой категории.

$$K_н = \frac{\sum S_{тр}}{2S_{ном}} \tag{5.22}$$

$$K_н = \frac{1068,6}{2 \cdot 1000} = 0,53$$

$$K_{за} = \frac{\sum S_{тр}}{S_{ном}}, \tag{5.23}$$

$$K_{за} = \frac{1068,6}{1000} = 1,06.$$

При аварийной ситуации производится отключение потреблений третей категории.

Определение основных электрических показателей электрических сетей

Удельный расход электроэнергии, кВт·ч/т:

$$\alpha = \sum W_a / A_{сут}, кВт \cdot ч / т, \quad (5.24)$$

$$\alpha = 11849 / 2739,7 = 4,3 кВт \cdot ч / т.$$

где $A_{сут}$ – суточная производительность рудника, т/сут.

Стоимость электроэнергии за год, руб:

$$C_{год} = \sum S \cdot b + \sum W_a \cdot n \cdot \alpha, руб, \quad (5.25)$$

$$C_{год} = 1000 \cdot 14,2 + 11849 \cdot 363 \cdot 0,74 = 3197078,38 \ руб.$$

где ΣS– общая заявленная мощность, кВт;

b – годовая стоимость 1 кВт мощности, руб;

n – числорабочих дней в году;

α – плата за 1 кВт/ч.

Удельная стоимость электроэнергии и электроэнергии на 1 т добычи:

$$C^1 = C / \sum W_a \quad (5.26)$$

$$C^1 = 3197078,38 / 11849 = 269,8 руб / кВт \cdot ч$$

$$C^{11} = C^1 \cdot \alpha \quad (5.27)$$

$$C^{11} = 269,8 \cdot 0,74 = 199,4 руб / кВт \cdot ч$$

При аварийной ситуации, отключение потребителей 3-й категории.

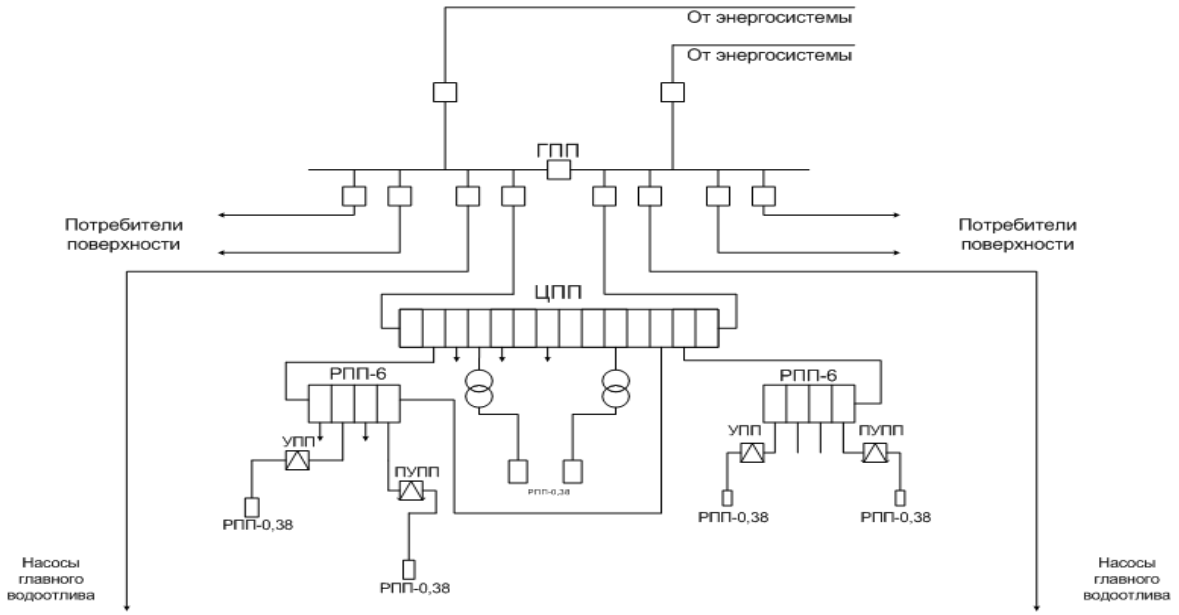

Рисунок 5.1 – *Схема энергоснабжения*

6 ПОДЗЕМНЫЙ ТРАНСПОРТ

6.1 Эксплуатационный расчёт самоходных машин

Эксплуатационный расчёт погрузочно-транспортных и самоходных транспортных машин сводится к определению их технической и эксплуатационной производительностей, числа транспортных машин, обеспечивающих бесперебойное транспортирование руды из одного или нескольких забоев, а также к тяговому расчёту машин. Исходными данными для расчёта являются: техническая характеристика применяемой машины, сменный грузопоток, продолжительность смены, коэффициент неравномерности работы машины, длина транспортирования, продольный профиль трассы и вид покрытия транспортных выработок.

При строительстве транспортного уклона отгрузка будет производиться погрузо-доставочными машинами типа «СТ-8БР» до камер перегрузки, где отбитая порода грузится в подземные автосамосвалы типа «МТ-42» и транспортируется на поверхностную перегрузочную площадку:

- отгрузка до камер перегрузки с использованием только ПДМ (300 м);
- отгрузка оставшейся части (900м) автосамосвалом. ;

Эксплуатационная производительность (т/ч) погрузочно-транспортной машины

$$Q_э = \frac{3600 \cdot V \cdot k_з \cdot q}{t_{погр} + t_{дв} + t_{раз}}, т/ч, \qquad (6.1)$$

$$Q_э = \frac{36002{,}6 \cdot 0{,}8 \cdot 2{,}5}{69 + 200{,}4 + 17} = 65{,}4 т/ч.$$

где V – вместимость грузонесущего органа (кузова или ковша),м^3;

$t_{погр}, t_{дв}, t_{раз}$ – время соответственно загрузки грузонесущей емкости, движения машины от забоя до пункта разгрузки и обратно, разгрузки, с;

$k_з$ – коэффициент заполнения ковша ($k_з = 0{,}74 \div 0{,}8$).

Время загрузки для машин с грузонесущим ковшом (типа ПД)

$$t_{погр} = \xi \cdot t_ц \cdot K_{ман}, \quad (6.2)$$

$$t_{погр} = 1,15 \cdot 50 \cdot 1,2 = 69\ с,$$

где ξ = 1,15÷1,20 – коэффициент, учитывающий время, затрачиваемое на разборку негабарита в забое;

$t_ц$= 50 с – время цикла черпания грузонесущим ковшом;

$K_{ман}$ = 1,2 – коэффициент, учитывающий время, затрачиваемое на маневры машины в забое.

Времядвиженияmашины (с)

$$t_{дв} = \frac{L}{K_{с.х}}(\nu_{гр}^{-1} + \nu_{пор}^{-1}) \quad (6.3)$$

$$t_{дв.max} = \frac{300}{0,6}\left(\frac{1}{2,2} + \frac{1}{3,3}\right) = 378,8с$$

$$t_{дв.min} = \frac{10}{0,6}\left(\frac{1}{2,2} + \frac{1}{3,3}\right) = 22с$$

Принимаем

$$t_{дв} = (378,8 + 22)/2 = 200,4\text{с}$$

где L – длина транспортирования, м;$\nu_{гр}$,

$\nu_{пор}$ — скорость движения соответственно груженой и порожней машины, м/с;

$K_{с.х}$ = 0,6 — коэффициент среднеходовой скорости движения.

Время разгрузки машины $t_{раз}$ = 15÷20 с.

Сменная эксплуатационная производительность (т)

$$Q_{см} = Q_э \cdot T_{см} \cdot k_и, m \quad (6.4)$$

$$Q_{см} = 65,4 \cdot 7,2 \cdot 0,7 = 330m$$

где $T_{см}$ – длительность смены, ч;

$k_и$ = 0,7÷0,8 – коэффициент внутрисменного использования машины, учитывающий подготовительно-заключительные операции, заправку машины, перегон к месту работы и другие операции, не связанные с основной работой по погрузке итранспортированию.

При одинаковой вместимости грузонесущей ёмкости и одинаковых горно-технических условиях производительность погрузочно-транспортной машины с грузонесущим ковшом больше, чем производительность машины с грузонесущим кузовом. При увеличении длины транспортирования производительность погрузочно-транспортной машины снижается.

6.2 Эксплуатационный расчёт автосамосвала

Эксплуатационная производительность (т/ч) автосамосвала «МТ-42»:

$$Q_э = \frac{3600 \cdot V \cdot k_з \cdot q}{t_{погр} + t_{дв} + t_{раз}}, т/ч \quad (6.5)$$

$$Q_э = \frac{3600 \cdot 20 \cdot 0,8 \cdot 2,5}{69 + 631 + 17} = 200,8 т/ч$$

где V – вместимость грузонесущего органа (кузова или ковша),м^3;

$t_{погр}, t_{дв}, t_{раз}$ – время соответственно загрузки грузонесущей емкости, движения машины от забоя до пункта разгрузки и обратно, разгрузки, с;

$k_з$ – коэффициент заполнения ковша ($k_з$ = 0,74÷0,8).

Время загрузки для машин

$$t_{погр} = \xi \cdot t_ц \cdot K_{ман} \quad (6.6)$$

$$t_{погр} = 1,15 \cdot 50 \cdot 1,2 = 69с,$$

где ξ = 1,15÷1,2 – коэффициент, учитывающий время, затрачиваемое на разборку негабарита в забое;

$t_ц$= 50 с – время цикла черпания грузонесущим ковшом;

$K_{ман}$ = 1,2 – коэффициент, учитывающий время, затрачиваемое на маневры машины в забое.

Времядвижениямашины (с)

$$t_{дв} = \frac{L}{K_{с.х}}\left(\nu_{гр}^{-1} + \nu_{пор}^{-1}\right), с \quad (6.7)$$

$$t_{дв.max} = \frac{900}{0,6}\left(\frac{1}{2,2} + \frac{1}{3,3}\right) = 1136,4с$$

$$t_{дв.min} = \frac{100}{0,6}\left(\frac{1}{2,2} + \frac{1}{3,3}\right) = 125с$$

Принимаем

$$t_{дв} = (1136,4 + 125) / 2 = 631с$$

где L – длина транспортирования, м;$\nu_{гр}$,

$\nu_{пор}$ – скорость движения соответственно груженой и порожней машины, м/с;

$K_{с.х}$ = 0,6 – коэффициент среднеходовой скорости движения. Время разгрузки машины $t_{раз}$ = 15÷20 с.

Сменная эксплуатационная производительность (т)

$$Q_{см} = Q_э \cdot T_{см} \cdot k_и, m \quad (6.8)$$

$$Q_{см} = 200,8 \cdot 7,2 \cdot 0,7 = 1008 m$$

где $T_{см}$ – длительность смены, ч;

$k_и$ = 0,7÷0,8 – коэффициент внутрисменного использования машины, учитывающий подготовительно-заключительные операции, заправку машины, перегон к месту работы и другие операции, не связанные с основной работой по погрузке и транспортированию.

При одинаковой вместимости грузонесущей ёмкости и одинаковых горно-технических условиях производительность погрузочно-транспортной машины с грузонесущим ковшом больше, чем производительность машины с грузонесущим кузовом. При увеличении длины транспортирования производительность погрузочно-транспортной машины снижается.

6.3 Тяговый расчёт транспортной машины

6.4 Тяговый расчёт транспортной машины

Тяговый расчёт транспортной машины включает в определение силы тяги при движении, предельного уклона, преодолеваемого машиной, тормозного пути, расхода горючего.

Сила тяги погрузочно-транспортной машины

$$F = (G + G_0) \cdot g \cdot (\omega_0 \pm i + \omega_{кр} + 108a) + W_B, H, \quad (6.7)$$

$$F = (50 + 19,5) \cdot 9,81 \cdot (40 + 105) + 0 = 98860\ H.$$

где G_0 и G– масса соответственно машины и груза, т;

ω_0- основное удельное сопротивление движению машины, значение которого принимают в зависимости от типа подземной дорог, Н/кН (25 – для дорог с бетонным покрытием; 40 – для щебеночных дорог с битумной

пропиткой; 80÷100 – для дорог без покрытия, с зачисткой; 150÷180 – для незащищенной почвы;$\omega_{кр}$= (0,05÷0,08);

ω_0- дополнительное сопротивление движению на криволинейных участках, Н/кН; W_B–дополнительное сопротивление воздуха, учитываемое только при движении машины со скоростью более 20 км/ч, Н/кН;

i – удельное сопротивление на уклоне, принимаемое в зависимости от реального уклона, Н/кН;

а=0,44÷0,5 м/с^2- ускорение трогания.

Максимальная сила тяги по условию сцепления ведущих колёс машины с дорогой:

$$F_{max} = 1000 P_{сц} \Psi, H,$$

Сцепной вес $P_{сц}$ машины при всех ведущих колесах равен общему весу машины, а при двух ведущих колесах, например, в автосамосвалах типа МоАЗ ,

$$P_{сц} = 0,6\left(G + G_0\right) g, кН$$

Максимальная сила тяги, которую способна развить машина на укатанной, мокрой, слегка грязной дороге при Ψ=0,4.

$$F_{max} = 1000 \cdot 0,6\left(50 + 19,5\right) 9,81 \cdot 0,4 = 163631 H.$$

Максимальная сила тяги ограничивается по мощности двигателя:

$$F_{max} = \frac{3600 N}{v} \eta_m \eta_k, H$$

где N– мощность двигателя машины, кВт;

v – скорость автомобиля, км/ч;

η_m=0,72÷0,75 – КПД гидромеханической трансмиссии;

$\eta_k = 0,95$ – КПД колеса.

Скорость машины зависит от развиваемого в конкретных условиях тягового усилия:

$$v = \frac{3600 N}{F} \eta_m \eta_k, км / ч$$

Так как $F_{max} > F$, машина может перемещаться на данном уклоне.

Полный тормозной путь с учётом времени реакции водителя и действия тормозов $t_p = 0,5 \div 0,6$ с:

$$L_n = L_m + L_{р.в.}, м,$$

где $L_{р.в.}$- путь пройденный за время реакции водителя:

$$L_{р.в.} = \frac{v_н}{3,6} t_р, м,$$

Таким образом, полная длина тормозного пути,

$$L_n = \frac{k_{ин} v_н^2}{254(\Psi + \omega_0 \pm i)} + \frac{v_н}{3,6} t_р, м, \quad (6.7)$$

$$L_n = \frac{1,07 \cdot 15^2}{254(0,4 + 0,4 - 0,105)} + \frac{15 \cdot 0,6}{3,6} = 5,3 м.$$

Объём вывозимой породы при строительстве камеры сборки самоходного оборудования:

$$V_n = l_b \cdot S_{пр}, м^3, м^3, \quad (6.7)$$

$$V_n = 300 \cdot 1143,03 = 342909,0 м^3.$$

Масса вывозимой породы за весь период строительства камеры сборки самоходного оборудования:

$$Q = V_n \cdot \gamma_n, т, \quad (6.7)$$

$$Q = 342909,0 \cdot 2,7 = 925854,3 т.$$

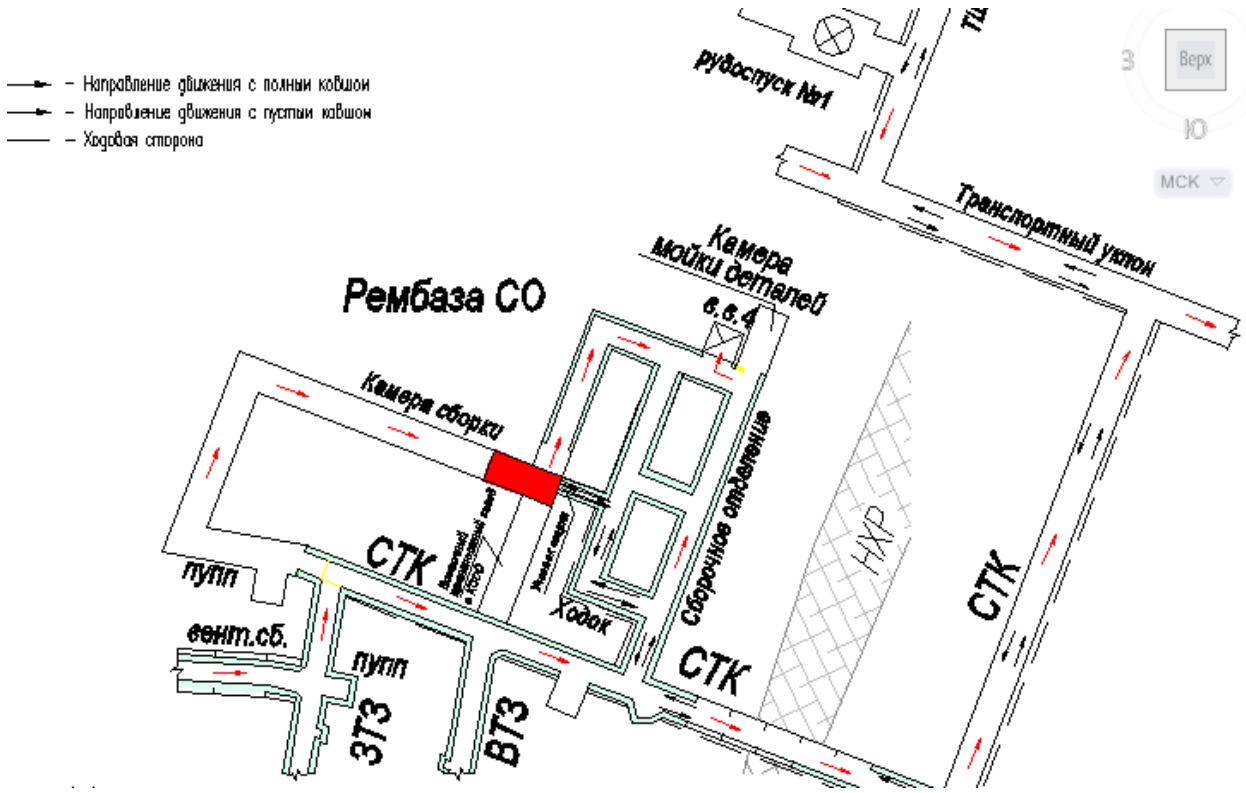

Рисунок 6.1 – Направления движения отгрузки горной массы

7 БЕЗОПАСНОСТЬ ЖИЗНЕДЕЯТЕЛЬНОСТИ

7.1 Краткая характеристика предприятия

В данном проекте разрабатывается рудное месторождение подземным способом, рудника »Скалистый».

Талнахские ,медно-никелевые руды являются комплексными, из них современными технологическими методами извлекают:

- цветные металлы: никель, медь, кобальт;
- благородные металлы: золото, серебро;
- главные элементы платиновой группы: платина, палладий, родий;
- попутно извлекают: придий, осьмий, рутений, селен, теллур.

Нижняя граница оруднения,$H_н$= 900 м; длина месторождения по простиранию и падению соответственно L=1100 м, B=400 м; угол падения α=6°; мощность месторождения m=16 м.; объемный вес руды γ=4.25 т/м^3; годовая производительность проектируемого рудника A=1,0 млн.т.; месторождение располагается в равнинной местности; налегающий массив представлен крепкими скальными породами с углом сдвижения δ=75°

7.2 Анализ опасных и вредных факторов

При строительстве и обслуживание подземных выработок необходимо учитывать опасные и вредные факторы. Для проведения подземных выработок используется буровое и самоходное оборудование (СДО), которое негативно влияет на здоровье человека опасными факторами, такие как: пыль, вибрация, шум, газ (выхлоп). Также используются взрывчатые вещества, при работе с которыми следует соблюдать особые меры предосторожности: при хранении, доставке, заряжании, взрывании. Особое внимание следует обращать на наиболее опасные виды работ, при которых наиболее вероятен травматизм:

- работы в проходческом забое;
- работы на высоте;

- работа с движущимися механизмами и оборудованием(ремонт)

- работа при совмещении технологических операций;

- работа с электроустановками.

На строительстве подземных объектов должны соблюдаться меры по обеспечению пожарной безопасности, самовозгорание руд

Таблица 7.1 – Вредные факторы при производстве работ

№ п/п	Рабочее место или операция технологического процесса	Оборудование.	Опасный фактор, единица измерения	Величина фактора	Норматив(безопасная величина)со ссылкой на ГОСТ,СниП и т.п.
1.	Отгрузка забоя	ПДМ-БМ	Запыленность	8 мг/м3	6 мг/м3
2.	Отгрузка забоя	ПДМ-БМ	Загазованность	мг/м3	мг/м3
3.	Бурение	Бумер282	Шум	120дБА	85дБА
4.	Бурение	Перфоратор	Вибрация	80дБа	85дБА

Таблица 7.2 – Вредные факторы при производстве работ

1. Вредные газы (выхлоп).	1. Оборудование двигателей внутреннего сгорания нейтрализаторами и барбатажными баками, проведение взрывных работ в отсутствие рабочих (в пересменку).
2. Шум.	2. Вынесение мест управления машинами и механизмами за пределы установки работающих силовых агрегатов.
3.Вибрация.	3. Оборудование мест работы машинистов амортизированными установками.
4.Пыль.	4. Герметизация кабин машин и механизмов, оборудование их кондиционерами и ионизаторами. Оборудование мест пылеулавливающими установками, проветривание дорог, забоев и увлажнение их водными растворами.

7.3 Мероприятия для снижения опасных факторов

7.3.1 Обеспечение безопасности ведения взрывных работ

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

Предотвращения несчастных случаев:

- до начала ведения взрывных работ устанавливаются границы опасной зоны, зависящие от величины взрывных зарядов ВВ, объема взрываемой горной породы, размеров выработки и способов ведения взрывных работ;

- все люди, не связанные с ведением взрывных работ, выводятся в безопасные места с нормальным проветриванием и защищенные от обрушения и разлета обломков;

- в местах возможных подступов к забою выставляются посты охраны из специально проинструктированных и дисциплинированных работников;

- выработки с исходящей струей, по которым направляются газообразные продукты взрыва, закрещиваются с запретом входа в них;

- на расстоянии 20 м от места взрыва выработки расчищаются от загромождений, затрудняющих проветривание забоя и выход из него;

- для каждого места и вида взрывных работ готовится обязательный к исполнению паспорт буровзрывных работ;

- подготовка зарядов ВВ, монтаж взрывной сети, а также взрыв производятся собственноручно взрывником;

- зарядов подготавливается столько, сколько будет взорвано за один прием;

- обязательно применяется забойка, которая повышает эффект взрывания и предотвращает попадание в горную массу не взорвавшихся патронов;

- патроны-боевики изготовляются только на месте взрывных работ и строго по числу зарядов;

- боевики массой более 300 г изготовляются в специально отведенном месте по усмотрению лица, ответственного за взрыв;

- обеспечивается обязательная подача звуковых и световых сигналов;

- осмотр забоя после взрывания производится взрывником вместе с лицом технического надзора по истечении времени разжижения продуктов детонации, но не ранее чем через 15 мин. Мастер-взрывник может производить допуск рабочих к месту взрыва только после разрешения мастера-взрывника или лица технического надзора.

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

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

Для устранения опасностей, связанные с блуждающими токами, ЕП

предписывают:

1. все электроустановки, кабели, контактные и другие провода, находящиеся в пределах зоны монтажа электровзрывной сети, обесточивать;

2. в шахтной сети с помощью реле утечек устранять утечки;

3. стыковые, межрельсовые и межпутевые электрические соединения выполнять тщательно;

4. концы соединяемых проводов изолировать при помощи зажимов;

5. замыкание накоротко проводников ЭД и магистральных проводов до момента присоединения их к проводам последующей части сети;

6. не использовать в качестве второго провода воду, землю, трубы, рельсы;

7. регулярно измерять блуждающие токи и следить, чтобы сила их не превышала значения, при котором наступает взрывание ЭД.

8. Радикальным мероприятием против опасности блуждающих токов является применение специальных ЭД пониженной чувствительности к посторонним токам.

7.3.2 Ликвидация отказов

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

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

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

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

7.3.3 Борьба с пылью как профессиональной вредностью

Борьба с пылью на горнодобывающих предприятиях имеет большое социальное значение. Поэтому разработка и внедрение новых

высокоэффективных способов и средств борьбы с пылью являются актуальной задачей.

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

1. предупреждение или снижение пылеобразования (разработка и внедрение машин и комбайнов, работающих на принципе крупного скола, и использование струй воды высокого давления, предварительное увлажнение массива);

2. осаждение пыли, взвешенной в воздухе (орошение, применение пены);

3. разжижение взвешенной в воздухе пыли (вентиляция);

4. пылеотсос и осаждение пыли;

5. предупреждение или снижение пылеобразования осуществляется за счет гидравлического или гидромеханического разрушения массива.

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

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

По конструкции противопылевые респираторы делятся на две группы:

1. клапанные, со сменными фильтрами многоразового использования;

2. бесклапанные и клапанные, в которых фильтром служит сама маска, предназначенные для односменного пользования.

К первой группе относятся респираторы «Астра-2» и Ф-62Ш, ко второй - клапанный У-2К и бесклапанные респираторы ШБ-1, «Лепесток-200», «Лепесток-40» и «Лепесток-6» (цифры обозначают область применения при

концентрации запыленности, превышающей предельно допустимую в 200, 40 и 5 раз соответственно при размере частиц пыли до 1 мк). «Лепесток-200» изготовлен из материала ФПП-15-15, а «Лепесток-40» и «Лепесток-5» - из ФПП-70-0,5 или ФПП-70-0,2.

Комплексное обеспыливание.

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

Общие положения:

1. действующие откаточные и вент. закладочные горизонты имеют пыле-вентиляционную службу и планы мероприятий по борьбе с пылью.

2. на вновь строящиеся горизонты распространяется применение аналогичных мероприятий по борьбе с пылью.

3. во всех горных выработках и забоях на рабочих местах содержание пыли в воздухе не должно превышать уровня ПДК - 4 г/м^3

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

7.4 Мероприятия по устранению шума и вибрации

Наиболее радикальной мерой являются устранение причин шума посредством своевременного ремонта и смазки агрегатов. При невозможности снижения шума на рабочих местах до допустимой величины 85 дБА, предусматривается применение средств индивидуальной защиты (антифоны, снижающие уровень шума на 15-30 дБА, шумозащитные наушники, снижающие уровень шума на 10-40 дБА и шлемы).

Вибробезопасные условия труда обеспечивают:

1. Применение виброзащитного оборудования.

2. Применение средств виброзащиты.

3.Организационно-технические мероприятия, направленные на поддержание технического состояния машин, улучшение эксплуатации, введение режимов труда регулирующих продолжительность воздействия вибрации на рабочих.

Разработка мероприятий по борьбе с вредным действием производственного шума и вибрации должна начинаться на стадии проектирования технологических процессов и машин, разработки конструктивных и объёмно – планировочных решений производственного помещения и генерального плана предприятия.

При разработке технологических процессов следует выбирать механизмы и машины с минимальными динамическими нагрузками. Большое значение для снижения уровней шума и вибрации имеет правильная эксплуатация механизмов, своевременное проведение профилактических ремонтов и качественный монтаж. В практике накоплен большой метод по борьбе с шумом

и вибрацией. Основываясь на практических данных, разрабатывают организационные и технические мероприятия, позволяющие значительно снизить уровень шума и вибрации на рабочих местах.

Основные организационные мероприятия по борьбе с шумом и вибрациями: исключение из технологического процесса виброакустического оборудования; размещение оборудования, являющегося источником шума, в отдельных помещениях; применение индивидуальных средств защиты от шума и вибрации, проведение санитарно-профилактических мероприятий для рабочих, занятых на виброакустическом оборудовании.

7.5 План ликвидации аварии

План ликвидации аварий (ПЛА) - это документ, предусматривающий все мероприятия по спасению людей, застигнутых аварией в шахте, по ликвидации аварий в начальный период их развития, а также определяющий действия инженерно-технических работников, рабочих и ВГСЧ при возникновении аварии.

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

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

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

ПЛА находится у главного инженера шахты, горного диспетчера

(дежурного по шахте) и командира обслуживающего шахту ВГСВ.

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

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

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

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

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

При составлении ПЛА должны быть тщательно продуманы пути выхода людей. Во избежание недоразумений пути выхода людей должны указываться

для каждого места работы и каждого случая аварии. Следует иметь в виду, что при взрывах газа и пыли должен предусматриваться выход людей на поверхность, так как при этом возможны разрушения вентиляционных сооружений, выход из строя вентиляторов и, как следствие, серьезные нарушения вентиляции шахты в целом.

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

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

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

При авариях возможны следующие вентиляционные режимы:

– режим нормальной вентиляции (расход и направление движения воздуха не меняются);

– увеличение или уменьшение расхода воздуха при прежнем направлении его движения;

– короткий ток воздуха («закорачивание») (основное количество воздуха направляется в исходящую струю по короткому пути, минуя отдельные участки вентиляционной сети;

– «нулевая» вентиляция (движение воздуха прекращается);

– реверсирование вентиляции (изменяется направление движения воздуха в выработках на противоположное). При этом обычно уменьшается поступление воздуха в выработки вследствие худшей работы герметизирующих вентиляционных сооружений при реверсировании и противодействия естественной тяги, которая обычно совпадает с направлением нормального движения воздуха).

7.6 Мероприятия по спасению людей и ликвидации аварии

Таблица 7.3 – Позиция № 1 – Поверхностное здание и сооружение КС, СС.

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

Таблица 7.4 – Вид аварии – пожар

п/п	Мероприятия по спасению людей	Ответственные лица и	Пути вывода людей из

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

8 ЭКОНОМИЧЕСКАЯ ЧАСТЬ

Сметная документация является составной частью проектов на строительство предприятий, зданий, сооружений и входит в проект в виде отдельного раздела. Сметная документация подлежит государственной экспертизе и утверждению в составе проекта независимо от источников финансирования, форм собственности и принадлежности проектов в соответствии с порядком, принятым в РФ.

Смета представляет собой план предстоящих расходов и поступлений материальных и денежных средств предприятия.

Сметная документация составляется в определенной последовательности, с постепенным переходом от мелких к более крупным элементам строительства.

Существует несколько видов смет.

Локальные сметы - это первичная сметная документация. Они составляются на отдельные виды работ и затрат по зданиям и сооружениям. Самая простая строительная смета - локальная, она складывается из двух частей, которые в какой - то мере зависят друг от друга.

Левая половина сметы содержит описательную часть, в которой представлены шифр и перечень работ и затрат, необходимых при производстве строительных, ремонтно-строительных, монтажных, пусконаладочных работ. В этой половине также указываются единицы измерения (масса, штука, метр, комплекты и прочие физические параметры).

Во второй половине сметы даются прямые затраты в рублях по выполнению описательной части работ на указанную единицу измерения, количество единиц измерения и произведение единиц измерения на их количество. В результате каждая строчка несет информацию о стоимости работ, описанных в левой части сметы, в денежном выражении. Складывая итоги всех строчек, получаем сумму затрат, необходимых для проведения того или иного

вида работ.

Эти сметы составляются по зданиям и сооружениям на отдельные виды работ, строительные работы, внутренние санитарно - технические работы, устройство электрического освещения, телефонизацию, телевидение, монтаж металлоконструкций, монтаж и приобретение оборудования, монтаж электросиловых установок и технологических трубопроводов, приобретение производственного, хозяйственного инвентаря и мебели и др.

В составе каждой сметы отдельные виды строительных и монтажных работ группируются в разделы по конструктивным элементам здания, видам работ и устройств. Работы по подземной и надземной частям объекта выделяются в отдельные разделы.В каждом из них в составе общестроительных работ выделяются затраты по стенам, фундаментам, перекрытиям, перегородкам, полам, проемам, кровле, отделке, лифтам и т.п.

По общеплощадочным работам локальные сметы разрабатываются на вертикальную планировку, устройство инженерных сетей, подъездных и межцеховых путей и дорог, благоустройство и озеленение территории, малые архитектурные формы и др.

Объектные сметы разрабатываются на строительство каждого объекта - здания, сооружения, входящего в состав предприятий, очереди или пускового комплекса, и содержат показатели стоимости строительных и монтажных работ; оборудования, инвентаря, мебели; прочие затраты. Они объединяют данные из локальных смет и являются сметными документами, на основе которых определяются свободные (договорные) цены на строительную продукцию.

Сметы 01-05 на строительство ремонтной базы составлены по рабочей документации в ценах 2001г.

Стоимость строительно - монтажных работ в локальной смете определена по сборникам ФЕР-2001, с пересчетом в текущий уровень цен на 2001г.

Стоимость материалов определена по прайс - листам заводов - изготовителей в текущих ценах.

Накладные расходы приняты по видам строительных и монтажных работ

от фонда оплаты труда рабочих строителей и механизаторов согласно "Методических указаний по определению величины накладных в строительство МДС 81 - 33.2004", сметная прибыль - от фонда оплаты труда рабочих - строителей и механизаторов на основании письма № АП - 5536/06 по видам строительных и монтажных работ.

В данном проекте представлены локальные сметы на строительство ремонтной базы в условиях шахты “Скалистая” рудника “Комсомольский”.

Ниже приведена локальная смета расхода материалов и объемы работ.

Таблица 8.1 – Локальная смета

№ пп	Обоснование цены	Наименование конструктивных элементов и видов работ	Ед. изм.	Кол-во	Цена за ед.					Сумма					г/з ч.ч.
					всего	з/пла	экспл	в тч	мат-л	всего	з/плата	экспл	в тч з/п мех	мат-л	
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16
1	35-01-088-04	Прохождение горизонтальных выработок и их сопряжений взрывным способом в шахтах, не опасных по метану или пыли, площадь сечения от 20 до 40 м2, коэффициент крепости пород	100 м3	13,56	98439,1	3520,6	28471,61	15015	3646,89	1334834,2	47739,34	386075	203603,4	49451,83	
2	35-01-474-01	Крепление горизонтальных и наклонных выработок набрызг-бетоном слоем до 200 мм, подача смеси по резиновому шлангу	100 м3	0,61	98860,55	9124,42	30641,29	5090	907	60304,936	5565,896	18691,19	3104,9	553,27	
3	35-01-445-01	Возведение крепи из бетона в породах с коэффициентом крепости 7 - 20	100м3	2,42	99213,31	8229,48	351,65	10136	90632,18	240096,21	19915,34	850,993	24529,12	219329,9	
4	35-01-569-05	Установка железобетонных штанг в кровлю в породах	100 шт	2,2	85929,64	1575,34	5415,72	3036	659,98	189045,21	3465,748	11914,58	7454,3	1451,956	
5	35-01-570-02	Установка железобетонных штанг в бока выработки	100 шт	2,32	85929,64	1575,34	5415,72	3036	659,98	199356,76	3654,789	12564,47	7454,3	1531,154	
	Итого Прямые затраты									2023637,3	80341,11	430096,3	238691,7		
	Накладные расходы (ОСП+ЗПМ)*0,95										303081,2				
	Сметная прибыль (ОСП+ЗПМ)*0,5										151540,6				
	Итого сметная стоимость										2478259				

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

В процессе выполнения проекта была определена последовательность организации работ строительства камеры сборки самоходного оборудования.

Предложенно конструктированное решение по строительству 4-мя стадиями. Были произведены расчёты выработки. В процессе стадий строительства, временная крепь состояла из ЖБШ и набрызг-бетона, постоянная из монолитного бетона. Общий объём отбитой горной массы составил 846 м^3, суммарный объём бурения 1011,5 шп/м, общий расход ВВ:-904,51 кг. На все стадии проходки, на крепление использованно ЖБШ: 434 шт., набрызг-бетон: 17,4 м^3, монолитный бетон: 242 м^3.

Сибестоимость1 м^3: 1-ая стадия:-4806,2 тыс.руб.; 2-ая стадия:-1404,1тыс.руб.; 3-я стадия:-2842,6 тыс. руб.; 4-я стадия:-1188,4 тыс.руб.

В проекте был произведён анализ строительства выработок и камер большого сечения.

Вентиляция осуществляется общешахтной депрессией

Произведён расчёт электроснабжения и рудничного транспорта.

Приняты решения по безопасности жизнидеятельности проекта.

В разделе “Смета” рассчитаны трудозатраты и материалы проекта.

После ввода в эксплуатацию подземной камеры сборки самоходного оборудования планируется значительное снижение затрат на ремонт и сборку СДО., уменьшатся ремонтно-эксплуатационные расходы на технику и оборудование, задействованного в транспортировке руды, повысится коэффициент полезного использования погрузо-доставочной и буровой техники.т.к. ремонт и сборка самоходного оборудования будет осуществляться непосредственно в шахте.

Общая стоимость проекта по строительству камеры сборки самоходного оборудования составляет 2 478 259,0 тыс.руб.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Агошков М.И., Борисов С.С., Боярский В.А. разработка рудных и нерудных месторождений. М.: Недра, 1983. – 424 с.
2. Вохмин, С. А. Задачник по горным работам / С. А. Вохмин; ГАЦМиЗ. - Красноярск, 2002. - 168 с.
3. В.Р. Процессы подземных горных работ при разработке рудных месторождений. М.: Именитов Недра, 1978. – 528 с.
4. Горный журнал Научно-технический и производственный журнал / Под ред. Л.А. Пучков. - Москва, 6.210.-97с.
5. Дубинный, А. Ф. Строительство горных предприятий: учеб. по-собие / А. Ф. Дубинный; ГАЦМиЗ. - Красноярск, 1997. - 136 с.
6. Дубинный. А.Ф. Строительство горных предприятий /КГАЦМиЗ.- Красноярск, 136 с.
7. Единые правила безопасности при разработке рудных, нерудных и россыпных месторождений подземным способом. - М.: Недра, 2003. - 103 с.
8. Единые нормы времени и выработки на горные работы для рудников цветной металлургии / Мин-во цвет, металлургии СССР. - М.: 1983.-198 с.
9. Единые правила безопасности при взрывных работах / Ред. кол.: М.П.Васильчук и др.; Утв. Госгортехнадзором России 1992 г.- М: НПО ОБТ, 1993.- 238 с.
10. Единые правила безопасности при разработке рудных, нерудных и россыпных месторождений полезных ископаемых подземным способом. Книга 1. – М.: НПО ОБТ, 1996. – 260 с.
11. Единые правила безопасности при разработке рудных, нерудных и россыпных месторождений полезных ископаемых подземным способом. Книга 2. – М.: НПО ОБТ, 1996. – 224 с.
12. Единые правила безопасности при взрывных работах. - М.: ГУЛ НТЦ БП, 2001. - 248 с.
13. Кодекс законов о труде Российской Федерации. Официальный текст по состоянию на 15 октября 1997 г. – М.: Издательская группа ИИНФРА·М-НОРМА, 1997.– 139 с.

14. Проектирование предприятий с подземным способом добычи полезных ископаемых: Справочник. – М.: Недра, 1991. – 399

15. Проектирование взрывных работ в промышленности / под общ. ред. Б. Н. Кутузова. - М.: Недра, 1983. - 359 с.

16. Правила технической эксплуатации рудников, приисков и шахт, разрабатьшающих месторождения цветных, редких и драгоценных ме-таллов. - М.: Недра, 1980. - 110 с.

17. Рогинский В.М. Технология, экономика и управление строительством горных выработок в крепких породах. – М.: Недра, 1993. – 304 с.

18. Рудничная вентиляция: Справочник / Н.Ф.Гращенков, А.Э.Петросян, М.А.Фролов и др.; Под ред. К.З.Ушакова. - 2-е изд., перераб. и доп. – М.: Недра, 1988.– 440 с.

19. Справочник по горнорудному делу / под ред. В. А. Гребенщика, Я. С. Пыжьянова, И. Е. Ерофеева. - М.: Недра, 1983. - 423 с.

20. Справочник по буровзрывным работам / под общ. ред. М. Н. Дру-кованного. - М.: Недра, 1976. - 632 с.

21. Справочник инженера шахтостроителя: В 2 т. / под общ. ред. В. В. Белого. Т. 2. - М.: Недра, 1983. - 423 с.

22. Справочник по горнорудному делу/Под ред. В.А. Гребенюка, Я.С. Пыжьянова, И.Е. Ерофеева. - М.: Недра, 1983.- 816 с.

23. С.А Вохмин Сборник примеров и задач по подземным горным работам/КГАЦМиЗ. - Красноярск, 120с.

24. С.А. Вохмин Технология и безопасности взрывных работ: Методические указания к выполнению лабораторных работ длястудентов специальностей 130404, 130406 /ФГОУ ВПО СФУ ИГДГиГ.-Красноярск,2008. 86с.

25. Специальные мероприятия к ПБ по ведению горных и взрывных работ на подземных рудниках Норильского горно-металлургического комбината им. А.П. Завенягина в условиях газопроявлений метана.

26. Технология, механизация и организация проведения горных выработок / под общ. ред. В. В. Смирнякова. - М.: Недра, 1983. - 264 с.

27. Требуш Ю.П. Технология проведения горных выработок Методические

указания к выполнению курсового проекта для студентов специальностей 090200 ;ГУЦМиЗ-Красноярск,2004. 68с.:ил.

28. Таранов П.Я., Гудзь А.Г. Разрушение горных пород взрывом. – М.: Недра, 1976. – 253 с.

29. Ушаков К.З., Бурчаков А.С. Аэрология горных предприятий: Недра, 1987. – 424 с.

30. Шехурдин, В. К. Задачник по горным работам, проведению и креплению горных выработок / В. К. Шехурдин. - М.: Недра, 1985. - 240 с.