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

Институт горного дела, геологии и геотехнологий
(институт)

Шахтного и подземного строительства
(кафедра)

УТВЕРЖДАЮ
Заведующий кафедры
_____ С.А. Вохмин
подпись инициалы, фамилия

«____» _____ 2016 г.

ДИПЛОМНАЯ РАБОТА

130406.65 «Шахтное и подземное строительство»
код и наименование специальности

« Обоснование технологической схемы строительства подземного гаража в условиях рудника “Таймырский” »
тема

Пояснительная записка

Руководитель _____ профессор Ю. П. Требуш
подпись, дата должность, учёная степень инициалы, фамилия

Выпускник _____ Д. В. Набатников
подпись, дата инициалы, фамилия

Красноярск 2016

Продолжение титульного листа ДР по теме:

«Обоснование технологической схемы строительства подземного гаража в условиях рудника «Таймырский» ЗФ ПАО ГМК «Норильский никель»

Консультанты по разделам:

Геологическая часть наименование раздела	_____ подпись,	Т.П. Стримжа инициалы, фамилия
Горная часть наименование раздела	_____ подпись, дата	Ю.П. Требуш инициалы, фамилия
Вентиляция наименование раздела	_____ подпись, дата	Е.С. Майоров инициалы, фамилия
Безопасность жизнедеятельности наименование раздела	подпись, дата	А.В. Галайко инициалы, фамилия
Экономическая часть наименование раздела	_____ подпись, дата	Е.В. Зайцева инициалы, фамилия
Нормоконтролёр	_____ подпись, дата	Е.В. Зайцева инициалы, фамилия

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

Институт горного дела, геологии и геотехнологий
институт

Шахтного и подземного строительства
кафедра

УТВЕРЖДАЮ
Заведующий кафедрой

_____ С.А. Вохмин
подпись инициалы, фамилия

«___»_____ 2016 г.

ЗАДАНИЕ

НА ВЫПУСКНУЮ КВАЛИФИКАЦИОННУЮ РАБОТУ

в форме дипломной работы

Студенту **Набатникову Даниилу Витальевичу**
фамилия, имя, отчество

Группа ЗГГ10 – 10
Направление (специальность) 130406.65 "Шахтное и подземное строительство"

Тема выпускной квалификационной работы «Обоснование технологической схемы строительства подземного гаража в условиях рудника «Таймырский» ЗФ ПАО ГМК «Норильский никель»

Утверждена приказом по университету № 5281/с от «_19_» _апреля_ 2016 г.

Руководитель ВКР Ю.П Требуш, профессор каф. ШПС
инициалы, фамилия, должность, ученое звание и место работы

Исходные данные для ВКР: По литературным источникам, данным преддипломной практики и результатам собственных изысканий.

Перечень разделов ВКР:
Введение
Геологическая часть;
Горная часть;
Вентиляция;
Безопасность жизнедеятельности;
Экономическая часть.

Перечень графического материала:
Геологическая карта месторождения;
Паспорт БВР на строительство выработки;
Паспорт крепления выработки;
Вентиляция;
Сметная стоимость строительства

Руководитель ВКР _____ Ю.П Требуш
Подпись инициалы и фамилия

Задание принял к исполнению_____ Д. В Набатников
Подпись инициалы и фамилия

«___»_____2016

РЕФЕРАТ

Дипломная работа на тему «Обоснование технологической схемы строительства подземного гаража в условиях рудника «Таймырский» ЗФ ПАО ГМК «Норильский никель».

В работе описывается горнотехнические и горно-геологические условия месторождения в поле рудника «Таймырский». Произведен выбор проходческого оборудования с учетом рациональной последовательности проходки и армирования выработки. В работе рассматриваются вопросы схем строительства секций стояночных мест подземного гаража самоходного оборудования.

Рассчитана вентиляция, приведены решения по безопасности и экологичности данного объекта. В разделе экономика рассчитаны основные технико – экономические показатели эффективности работы

Дипломная работа состоит из пояснительной записки объемом 87 листов текста, 28 таблиц, 7 иллюстраций, 85 формул, 18 литературных источников и графической части на 6 листах формата А 1.

СОДЕРЖАНИЕ

РЕФЕРАТ 5
ВВЕДЕНИЕ 7
Геологическая характеристика 8
2 Условия строительства подземного гаража 23
2.2 Горнотехническая ситуация строительства 23
3 Задачи исследования 24
3.1 Обоснование комплексов проходческого оборудования 24
3.2 Краткое описание технологии строительства 25
3.3 Используемое оборудование на технологических процессах 27
4 Исследовательская часть 28
4.1 Определение формы поперечного сечения выработки 28
4.2 Расчёт размеров поперечного сечения выработки 29
4.3 Расчет крепи 31
4.4 Расчет монолитной бетонной крепи 32
4.5 Расчет анкерной крепи 33
4.6 Расчет параметров БВР 36
4.7 Расчет комплексной нормы (времени) выработки, длины уходки 40
4.8 Организация горно – строительных работ. Циклограмма проходки 44
4.9 Уточнение паспорта БВР 46
5.0 Расчет основных показателей БВР 47
6 Проветривание 49
6.1 Расчет параметров процесса проветривания 53
6.2 Выбор вентилятора 54
7 Расчет строительства гаража по этапам 55
8 Безопасность жизнедеятельности 57
9.Технико-экономическое обоснование строительства гаража 75
Заключение 82
Список используемой литературы 83

ВВЕДЕНИЕ

Отличительными особенностями горнопроходческих работ настоящего периода являются: разработка месторождений на больших глубинах, увеличение мощности строящихся и реконструируемых рудников и шахт. Это возможно только на основе передовых технологий, широкой комплексной механизации и автоматизации горнопроходческих работ.

Одним из направлений развития производства подземных рудников, входящих в состав ОАО «Горно – Металлургической Компании «Норильский Никель» является комплексная механизация проходческих и очистных работ, на базе использования самоходного оборудования. В связи с этим возникает необходимость в местах постоянного и временного содержания и обслуживания имеющегося парка машин.

В дипломной работе поставлена задача обосновать технологические схемы строительства гаража самоходного оборудования в условиях рудника «Таймырский».

Гараж проектируется на 31 единицу техники, в том числе погрузочно – доставочные машины, самоходные буровые установки, а также машины для крепления выработок.

Строительство гаража планируется произвести на основании данных практики действующих подземных рудников. При этом приняты во внимание предприятия, глубина разработки которых составляет 1300-1400

Предусматривается строительство специальных боксов, для технического осмотра и мелкого ремонта машин с оборудованием. Все выработки должны быть закреплены во избежание разрушений и попаданий загрязненных вод в окружающие породы. Проветривание предполагается осуществлять за счет общешахтной депрессии.

ГЕОЛОГИЧЕСКАЯ ХАРАКТЕРИСТИКА

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.

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°C), самый теплый – июль (до +32°C). 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).

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 – 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.

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.

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 [2].

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

Стратиграфия

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

Девонская система

Нижний отдел

Зубовская свита (D_1 zb) сложена сероцветнымисерозелеными мергелями, тонко чередующимися с ангидритами и глинистыми доломитами. Суммарная мощность отложений зубовской свиты составляет 160 – 180 м.

Курейская свита (D_1 kr) сложена мергелями с редкими тонкими прослоями ангидритов. Общая мощность свиты – 80 – 85 м.

Нижний – средний отдел(нерасчлененный)

Разведочнинская свита (D_{1-2} rz) представлена аргиллитами и алевролитами с линзами желваково-детритовых фосфоритов. Общая мощность свиты – 140 – 160 м.

Средний отдел

Мантуровская свита (D_2 mt) сложена пестроцветными доломитовыми и известковистыми мергелями с желваками ангидритов. Мощность свиты – 220 – 240 м.

Юктинская свита (D_2 jk) представлена серыми и темно – серыми известковистыми доломитами плитчатой. Мощность свиты составляет 30 м.

Верхний отдел

Накохозская свита (D_3 nk) залегает на макусовской с незначительным размывом и представлена мергелями красно-бурого цвета с прослоями ангидритов. Мощность свиты – 35 м.

Каларгонская свита (D_3 kl) сложена кремовыми, серыми и темно – серыми доломитами с прослоями, линзами органогенно – обломочных и оолитовых известняков и горизонтами конседиментационных брекчий. Мощность отложений каларгонской свиты достигает 65 – 110 м.

Каменноугольная-пермская система (нерасчлененная)

Тунгусская серия (C_3 – P_2)

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 (P_2iv) подстилается горизонтами пирокластических пород (туфы, туффиты, туфобрекчии) резко изменчивой мощности. Общая мощность свиты 130 – 155 м.

Триасовая система

Нижний отдел

Сыверминская свита (T_1 sv) представлена зеленокаменными слабо щелочнымитолеитовыми базальтами мощностью 100 – 140 м.

Гудчихинская свита (T_1gd) представлена базальтами пикритовыми, порфировыми, гломеропорфировыми, горизонтами туфов и туффитов. Мощность свиты 120 м.

Надеждинская свита (T_1nd) представлена довольно однородной толщей порфировых и гломеропорфировых базальтов основного состава с горизонтами туфов и туффитов. Суммарная мощность свиты 530 – 550 м.

Моронговская свита (T_1mr) сложена базальтами пойкилоофитовая, порфировыми, горизонтами туфов. Мощность свиты 250 м.

Мокулаевская свита (T_1 mk) объединяет потоки порфировых, гломеро – порфировых, базальтов. Мощность свиты >100 м.

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 ($\gamma\beta T_1$);наиболее древний комплекс сложен титан – авгитовыми долеритами, которые образуют силлы и полого секущие тела.

Дифференцированные интрузии ($\gamma\beta$Г1) 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.

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.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. 1.1).

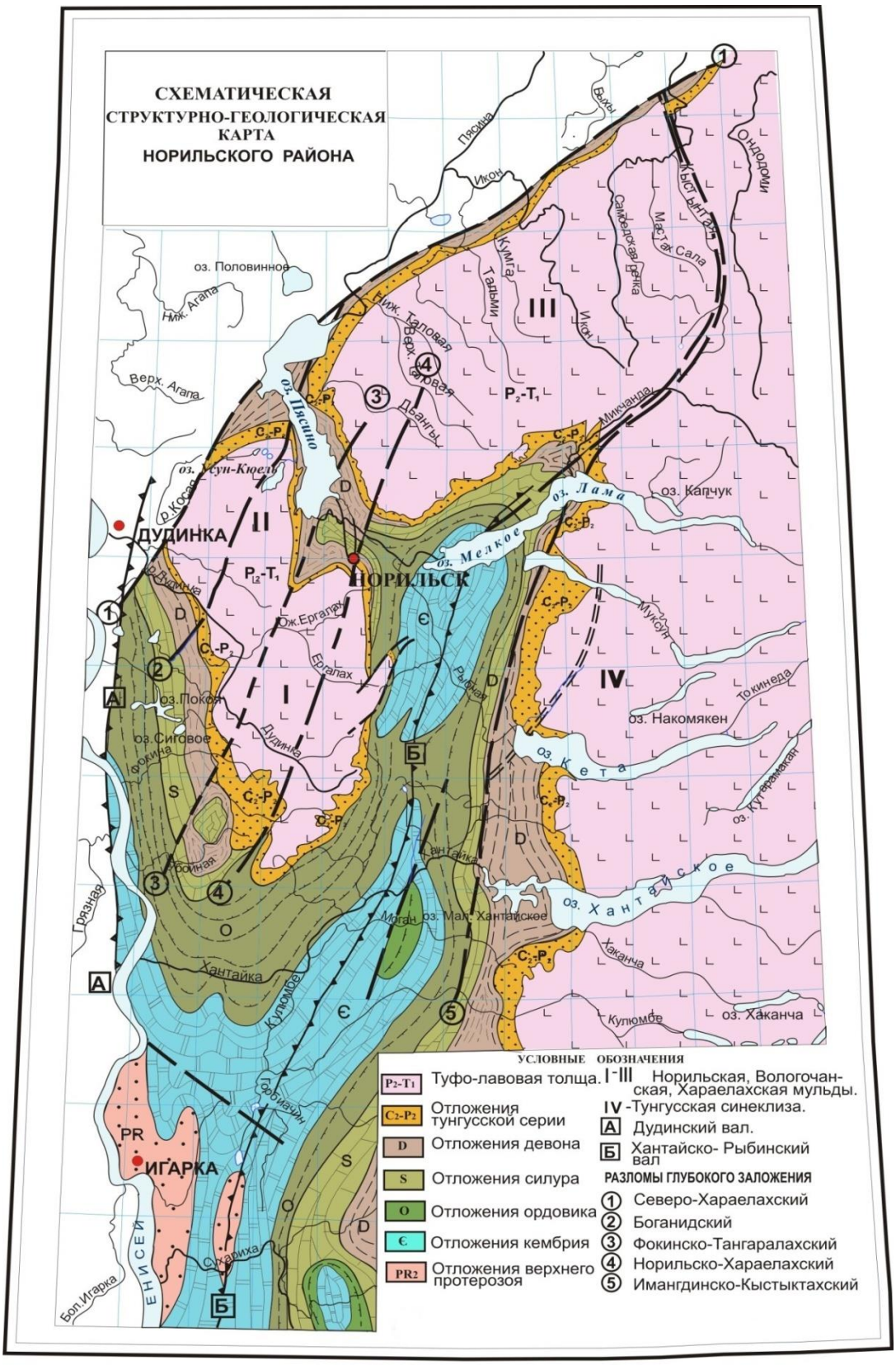

Рисунок 2 – Расположение Норильско – Талнахского рудного региона

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.

По системе трещиноватости породы и руды различаются:

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

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	<2	<0,1	<25	<0,05

	нарушения первого второго и третьего порядков				
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					

В осадочных породах преобладают пологие трещины (плитчатая форма элементарного блока) в сплошных рудах – крутопадающие (призматическая или параллелепипедная форма элементарного блока). По трещинам в породах интрузии широко распространены ослабляющие минералы группы хлорита, серпентина, талька, слюдок, цеолитов и т.п.

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. 1.2).

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 км^2. 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

Рисунок 3 – Схема месторождений Талнахского рудного узла

(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.

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

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.

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 рудника развитых алькопиритовые 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.

Горно – геологические условия эксплуатации

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

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.

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. 0.5$м^3$/мин, а метанообильность 200 $м^3$/сутки.

Физико – механические свойства руд и вмещающих пород

Ниже приводятся объемная масса руд и пород, значение коэффициента крепости пород по шкале М.М.Протодьяконова (таблица.2).

Таблица1.2 – 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 м^3 поглощенного кислорода). Температура пород в поле рудника колеблется в пределах от 23 до 36°С. В породах свободная кремнекислота отсутствует. Влажность руды в естественном залегании составляет от 1 до 4 %, в отбитой массе – до 7 %.

2 Условия строительства подземного гаража

2.2 Горнотехническая ситуация строительства

Проходка данного гаража ведется с заходки от транспортного квершлага, идущего с горизонта 1150м на горизонт 1050м, сбиваясь с ВТУ. Длина выработок гаража составляет 936 метров. Вентиляция осуществляется с помощью общешахтной депрессии и вентилятора ВМ – 6М. Данный подземный гараж предназначен для 31 стояночных мест ПДМ, Бумер, Самосвалов. Ширина целиков составляет 19.8 м. Площадь поперечного сечения всех выработок стояночных мест гаража составляет вчерне 25.1 м^2 и в свету 19.1 м^2 Конструктивная секция представляет собой три расходящиеся, а затем сходящиеся обгонные выработки

между которыми пройдены выработки для размещения стоянок машин по одной машине в каждой. Данная схема гаража показана на рисунок 2.1

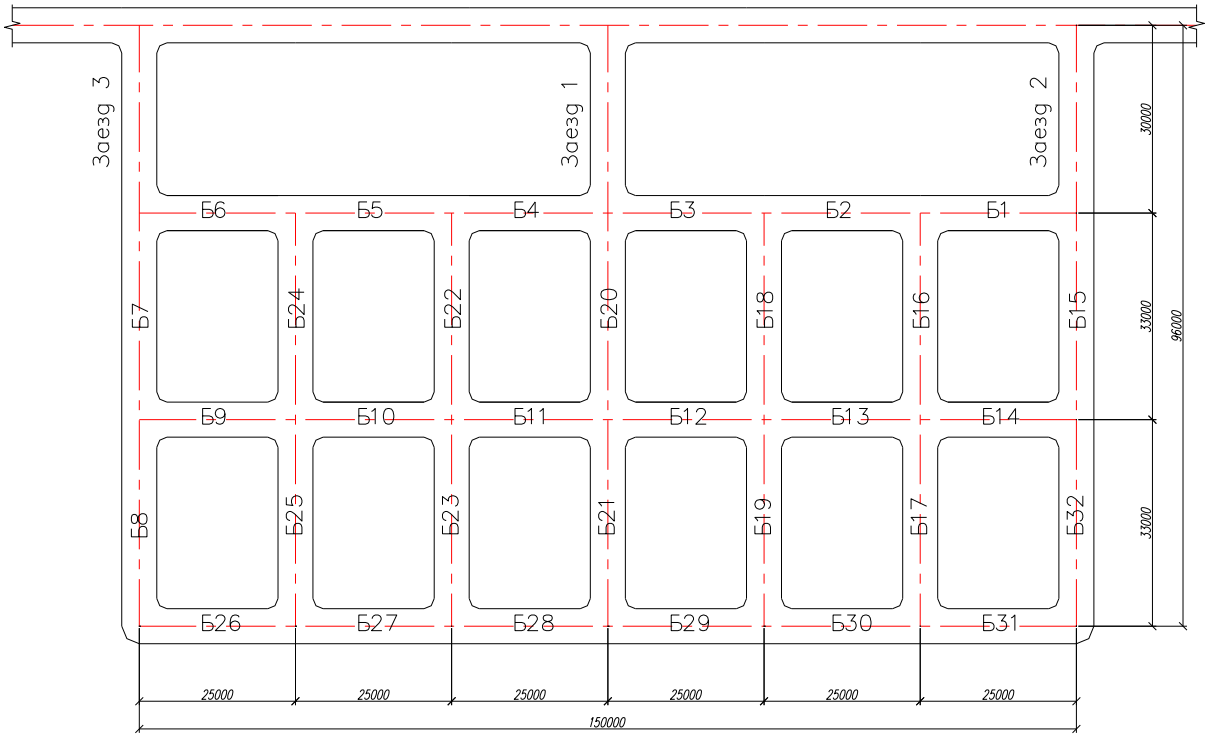

Рисунок 2.1 План гаража

3 Задачи исследования

3.1 Обоснование комплексов проходческого оборудования

В условиях рудника “Таймырский” применим следующий перечень оборудования:

Погрузочно – доставочная машины: Caterpillar CAT R 1600G

Для отгрузки и транспортирования горной массы.

Самоходная буровая установка для бурения взрывных шпуров и шпуров под установку ЖБШ, atlas Copco Boomer – 282.

Для зарядки шпуров ВВ: пневмозарядчик ЗП – 2

3.2 Обоснование технологической схемы строительства выработок гаража

Бурение шпуров на уход и под ЖБШ производиться СБУ Boomer – 282, после обуривания выработки, производиться подготовка забоя к заряжанию и взрыванию, заряжание производиться патронированным ВВ Аммонит №6ЖВ по 250г и Гранулитом АС – 8 при помощи пневмозарядчика ЗП – 2. Всю технику и вспомогательное оборудование убирают на безопасное расстояние от места взрывания, происходит эвакуация людей не участвующих в взрывных работках. Далее проветривание и затем приведение забоя в безопасное состояние, отгрузка горной массы.

Таблица 3.1– Поэтапная схема проходки гараж

Номер заезда или бокса	Этапы/количество забоев в работе	Длина выработки, м	Суммарная длина выработок этапа, м
Заезд 1	1/1	30	30
Бокс 3 Бокс 2 Бокс 1	2/3	25-2,6 25 25+2,6	75
Бокс 4 Бокс 5 Бокс 6	2/3	25-2,6 25 25+2,6	75
Бокс 20 Бокс 21 Бокс 29	2/3	33-2,6 33+2,6 9	75
Заезд 2	3/1	30-5,2	24,8
Заезд 3	4/1	30-5,2	24,8
Бокс 11 Бокс 10 Бокс 9 Бокс 7	5/3	25-2,6 25 25+2,6 33-5,2	102,8
Бокс 12 Бокс 13	5/3	25-2,6 25	102,8

Бокс 14 Бокс 15		25+2,6 33-5,2	
Бокс 29 Бокс 30 Бокс 31 Бокс 32	5/3	16 25 25+2,6 33-5,2	102,8
Бокс 28 Бокс27 Бокс 17 Бокс16	6/3	25-2,6 5,4 33-5,2 33-5,2	83,4
Бокс 27 Бокс 16 Бокс 18 Бокс 19	7/3	19,6 8,2 33-5,2 33-5,2	83,4
Бокс 26 Бокс 8 Бокс 25 Бокс 23	8/3	19,4 8,4 33-5,2 33-5,2	83,4
Бокс 8 Бокс 24 Бокс 22	9/3	33-5,2 33-5,2 33-5,2	83,4

По расчетам гараж закрепляется монолитной опалубочной бетонной крепью в эксплуатации. На время проходки выработки поддерживаются железобетонной анкерной крепью.

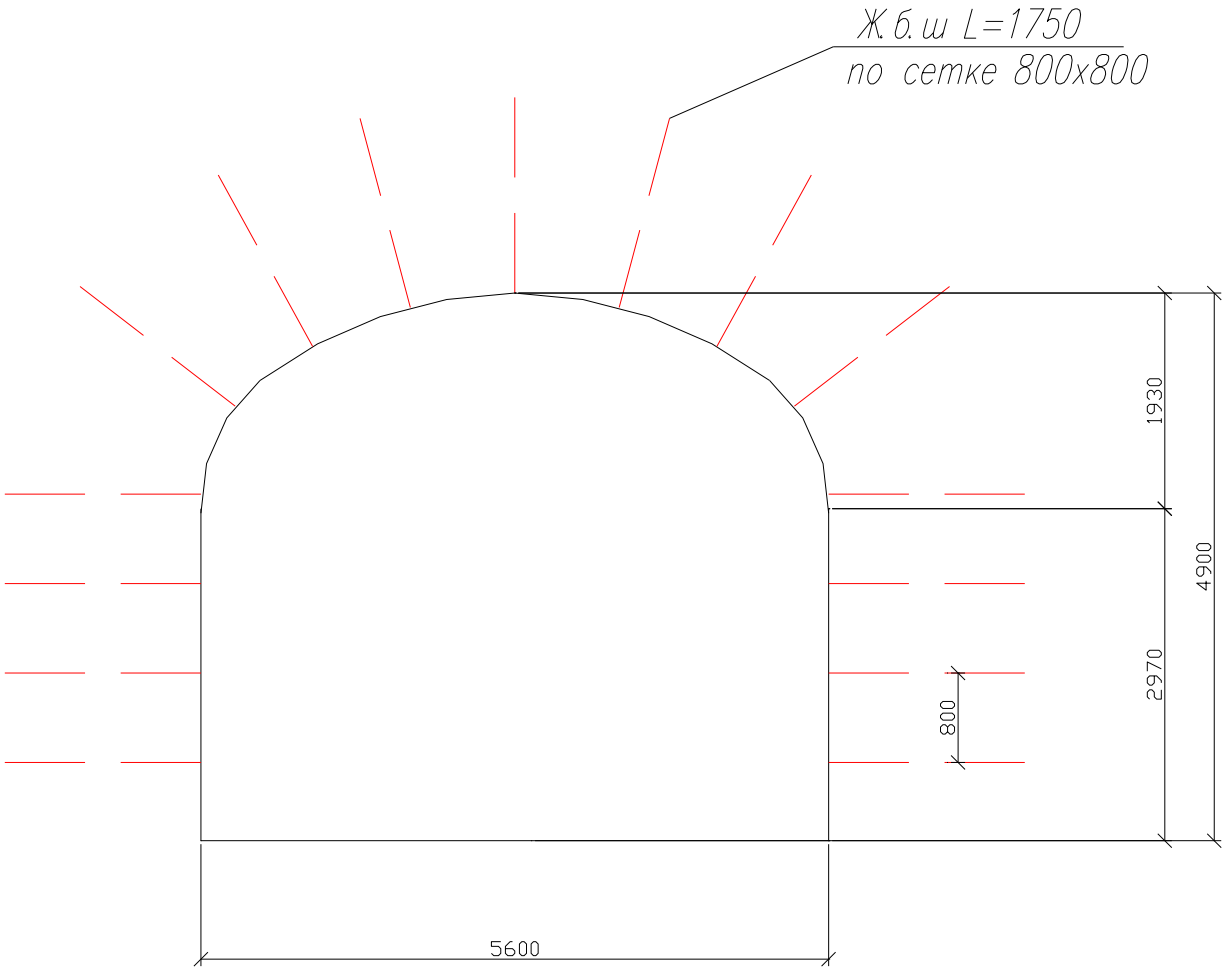

Рисунок 2.2 – Сетка штангования

3.3 Используемое оборудование на технологических процессах

Проходка осуществляется буровзрывным способом сплошным забоем. Для взрывания используют патронированное ВВ Аммонит №6ЖВ по 250г и Гранулит АС – 8. Технология обосновывается заданным сечение выработки более 6м^2 и коэффициентом крепости пород 13 по шкале М.М. Протодьяконова

Транспортирование горной массы осуществляется погрузочно-доставочной машиной Caterpillar CAT R1600G (ширина 2723 мм, высота кабины 2400 мм, мощностью 200 кВт)(рис3.1) в породоспуск, находящийся на расстоянии 150 м от гаража. Бурение осуществляет Atlas Copco Scooptram ST1030 (ширина 3500, высота кабины 3100, мощность 58 кВт) (рис3.2); длина выработок гаража составляет L=936м.

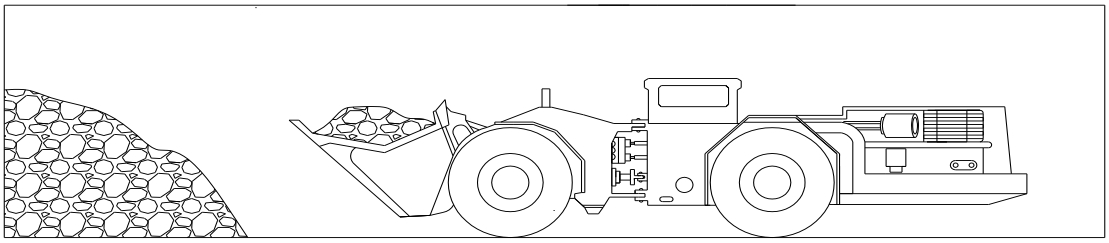

Рисунок 3.1 – Caterpillar CAT R1600G

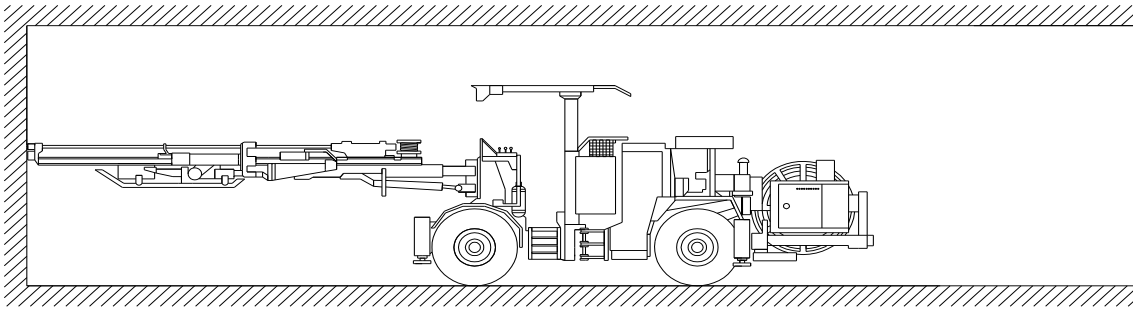

Рисунок 3.2 - Atlas Copco Scooptram ST1030

4 Исследовательская часть

4.1Определение формы поперечного сечения выработки

Форма поперечного сечения выработки выбирается таким образом, чтобы были минимизированы затраты на сооружение выработки и содержание её в рабочем состоянии на весь период её эксплуатации. В техническом плане форма поперечного сечения выработки определяется величиной горного давления, Устойчивостью пород, в которых проводится выработка, типом и конструкцией применяемой крепи.

При устойчивых породах кровли, почвы, и бортов проводимой выработки обычно применяется прямоугольная или прямоугольно-сводчатая форма выработки.

При неустойчивых породах кровли, и устойчивых породах бортов и почвы применяют прямоугольно сводчатую, квадратную или полигональную форму выработки.

При неустойчивых породах кровли и бортов и устойчивых породах почвы и при небольших сроках службы выработки применяют трапециевидную,

сводчатую с наклонными бортами, или подковообразную форму выработки. При относительно небольших боковых нагрузках применяют прямоугольно – сводчатую форму выработки.

При неустойчивых породах кровли, бортов и почвы в зависимости от соотношения нагрузок может применятся круглая или овальная (в том числе с разными радиусами закруглений) форма сечения выработки.

4.2 Расчёт размеров поперечного сечения выработки

Размеры поперечного сечения определяются исходя из размеров проходческого и транспортного оборудования, количества рельсовых путей, наличия оборудования различного назначения (кабелей, трубопроводов и т.д.), количества воздуха, проходящего по выработке. При расчёте размеров и площади выработки в свету учитывают зазоры, отвечающие требованиям правил безопасности.

Таблица 4.2 – Характеристики оборудования

Оборудование	Высота(h)	Длина(a)	Ширина(b)	Радиус поворота(c)	Мощность, л.с./об.мин
Caterpillar CAT R1600G	2400	9619	2723		268л.с
Simba M4	2965	10500	2350	6300/3800	120л.с
Atlas Copco Scooptram ST1030	2355	9745	2260		186 л.с
Caterpillar R2900G XTRA	3000	11083	3500	7511	305.7л.с
Caterpillar CAT R1700G	2557	10 447	2790		200
Scooptram ST1530	2650	11150	3080	7760	
Sandvik 40 (TORO 40)	2670	10217	2990		354 кВт
Sandvik TH320	2438	9093	2210	7391	322 л. с
Atlas Copco Boomer 282	3000	11830	1990	5700	58 кВт
Boomer L2 D	3091	14169	3035	7247	317л.с
Rocket Boomer L2C	3100	14170	3035	7360	320л.с

Расчет будем вести по наибольшим размерам машин перечисленных в таблице 4.2

Минимальные зазоры между наиболее выступающей частью машины и боком выработки: со стороны людей

a=1200 мм; с противоположной стороны

b=500 мм.

Минимальная высота по оси выработки в свету:

$$H_{св} = h + e + d_T \; мм, \tag{4.1}$$

$$H_{св} = 3100 + 500 + 600 = 4400 \, мм.$$

Высота стенки выработки от дорожного покрытия:

$$h_1 = H_{СВ} - 300 \, мм, \tag{4.2}$$

$$h_1 = 3900 мм.$$

Высота стенки от тротуара:

$$h_2 = h_1 - h_n \geq 1800 \, мм, \tag{4.3}$$

$$h_2 = 3900 - 300 = 3600 мм.$$

Высота стенки выработки от почвы:

$$h_3 = h_1 + h_n \; мм, \tag{4.4}$$

$$h_3 = 3900 + 300 = 4200 \, мм.$$

Ширина выработки в свету:

$$B = a + A_M + b \, мм, \tag{4.5}$$

$$B = 3500 + 1200 + 500 = 5200 мм.$$

Площадь поперечного сечения выработки в свету:

$$S_{СВ} = B(h_1 + 0{,}26 \cdot B) \, м^2, \tag{4.6}$$

$$S_{СВ} = 5200(2470 + 0{,}26 \cdot 5200) = 19{,}6 \, м^2.$$

Сечение выработки в проходке:

$$S_Ч = B_1(h_1 + 0{,}26 \cdot B) \, м^2, \tag{4.7}$$

$$S_Ч = 5600(2970 + 0{,}26 \cdot 5600) = 25{,}1 \, м^2.$$

Радиус осевой дуги коробкового свода, мм:

$$R = 0{,}692 \cdot B\,мм, \tag{4.8}$$

$$R = 0{,}692 \cdot 5200 = 3600\ мм.$$

Радиус боковой дуги свода, мм:

$$r = 0{,}262 \cdot B\,мм, \tag{4.9}$$

$$r = 0{,}262 \cdot 5200 = 1350\,мм.$$

4.3 Расчет крепи

Выбор и обоснование вида крепи

Согласно СНиП (Строительные нормы и правила), выбор вида крепи допускается производить по безразмерному показателю устойчивости пород

$$П_У = \frac{y \cdot H_P}{R_{СЖ}}, \tag{4.10}$$

$$П_У = \frac{30 \cdot 1050}{70200} = 0{,}44.$$

где, у – объемный вес пород, kН/м^3;

$H_р$ – расчетная глубина расположения выработки, м;

$R_{сж}$ – расчетное сопротивление пород сжатию, kПа,

$$R_{СЖ} = G_{СЖ} \cdot K_C \cdot \xi\, kH, \tag{4.11}$$

$$R_{СЖ} = 13 \cdot 10 \cdot 1000 \cdot 0{,}6 \cdot 0{,}9 = 70200\,kH.$$

где $G_{сж}$ – предел прочности пород по одноосному сжатию, кПа;

$K_с$ – коэффициент структурного ослабления, доли ед;

ξ – коэффициент длительной прочности, доли ед.

Коэффициент длительной прочности ξ равен отношению предела прочности образца при длительном воздействии нагрузки $G_д$ кпределу прочности пород при сжатии $G_{сж}$. Для пород с хрупким характеромразрушения (гранитов, кварцитов песчаников с кварцевым цементом и т. п.) рекомендуется принимать ξ =1 – 0.7; для пород, в которых перед разрушением возникают пластические деформации (большинство слабых и средней крепости осадочных и

метаморфических пород), ξ =0.7 – 0.5

Согласно рекомендации СНиП 11 – 94 – 80 установить значение коэффициента структурного ослабления K_c можно по таблице 4.3

Таблица 4.3 – Зависимость коэффициента K_c от трещиноватости пород

Среднее расстояние между поверхностями ослабления пород, м	>1.5	1.0 – 1.5	0.5 – 1.0	0.1 – 0.5	<0.1
Коэффициент структурного ослабления K_c	0.9	0.8	0.6	0.4	0.2

Для рудников цветной металлургии рекомендуется выбирать вид крепи по таблице 4.4

Таблица 4.4 – Выбор крепи по показателю устойчивости пород для рудников

Значение $П_у$	Рекомендуемая крепь
До 0.10	Крепь не требуется. При интенсивной трещиноватости пород следует принимать набрыз – бетон толщиной до 30 мм.
0.10 – 0.30	Анкерная либо комбинированная крепь.
0.30 – 0.45	Крепи: монолитная бетонная без обратного свода; деревянная; металлическая податливая; комбинированная с металлическими рамами или арками, либо с бетоном.

4.4 Расчет монолитной бетонной крепи

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

Толщина замка,

$$d_з = 0{,}06\sqrt{\frac{2 \cdot a}{h_C}} \cdot (1 + \sqrt{\frac{2 \cdot a}{f}})\, м, \qquad (4.12)$$

$$d_з = 0{,}06\sqrt{\frac{2 \cdot 1200}{1730}} \cdot (1 + \sqrt{\frac{2 + 1200}{13}}) = 0{,}2\, м\,,$$

Толщина пяты свода,

$$d_{П} = (1{,}2 - 1{,}5) \cdot d_{З}\ м, \qquad (4.13)$$

$$d_{П} = (1{,}0) \cdot 0{,}2 = 0{,}2\ м.$$

Толщина стен,

$$d_{П} = (1{,}0 - 1{,}2) \cdot d_{З}\ м, \qquad (4.14)$$

$$d_{П} = (1{,}0) \cdot 0{,}2 = 0{,}2\ м.$$

Толщина фундамента,

$$d_{Ф} = (1{,}2 - 1{,}5) \cdot d_{З} м, \qquad (4.15)$$

$$d_{Ф} = (1{,}0) \cdot 0{,}2 = 0{,}2 м.$$

Принимаем на эксплуатации – монолитную бетонную крепь.

4.5 Расчет анкерной крепи

Работы, связанные с креплением горных выработок производятся согласно паспортам крепления, разработанным на основании расчетов крепи и геологической характеристики горных пород. Расчет параметров крепи включает определение величины нагрузки (горного давления) и прочных размеров крепи. Наиболее общей формой проявления горного давления является деформирование горных пород, которое приводит к потере ими устойчивости, формированию нагрузки на крепь. Нагрузки на крепь зависят от глубины, горно – геологических и сейсмических условий, формы и размеров выработки, конструктивных особенностей и собственной массы крепи, ее предварительного напряжения, температурных напряжений, воздействия соседних выработок, гидростатического давления воды, способа проведения выработок. При определении нагрузки на крепь существенным является выбор модели взаимодействия крепи с массивом пород. Нагрузка на крепь обусловлена весом пород в объеме свода и составляет

Расчет несущей способности железобетонного анкера. Определяется расчетная несущая способность стержня анкера (*Pc*), из условия его прочности на разрыв.

$$P_{C} = F \cdot R_{P} \cdot m\ H, \qquad (4.16)$$

где F – площадь поперечного сечения стержня, м^2 (рекомендуемый диаметр стержня d_c=0,016 м);

R_p – расчетное сопротивление материала стержня растяжению (R_p=360 МПа для стали периодического профиля класса А – Ш);

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

$$P_C = 0{,}0002 \cdot 360 \cdot 1 = 72000\,H.$$

Устанавливается расчетная несущая способность стержня анкера (P_3), из условия прочности его закрепления в бетоне (или полимербетоне);

$$P_3 = \pi \cdot d_C \cdot \tau \cdot l_3 \cdot \kappa_3 \cdot m_1 H\,, \qquad (4.17)$$

$$P_3 = 3{,}14 \cdot 0{,}016 \cdot 12 \cdot 0{,}4 \cdot 0{,}55 \cdot 0{,}77 = 92843{,}5H.$$

где d_c – диаметр арматурного стержня, м;

τ – удельное сцепление стержня с бетоном, (τ=12 МПа);

l_3 – расчетная длина заделки (l_3=*0,4 м*), м;

k_3 – поправочный коэффициент на длину заделки;

m_1 – коэффициент условий работы замка, значение которого принимают 0,7 – 0,6.

Определяется расчетная несущая способность замка ($P_{СД}$), Н, из условия его сдвига относительно стенок шпура:

$$P_{СД} = \pi \cdot d_{Ш} \cdot \tau_2 \cdot l_3 \cdot k_3 \cdot m_2 H, \qquad (4.18)$$

$$P_{СД} = 3{,}14 \cdot 0{,}043 \cdot 12 \cdot 0{,}4 \cdot 0{,}55 \cdot 0{,}75 = 267339\,H.$$

где $d_ш$ – диаметр шпура, м;

τ_2 – удельное сцепление бетона с породой, Па;

m_2 – коэффициент условий работы замка (m_2=0,75 при влажном шпуре).

В качестве расчетной несущей способности анкера (P_a) принимается меньшее из значений (P_3, P_C или $P_{СД}$), P_a= P_C =72 кН.

Длину анкера определяют с учетом зон возможного обрушения или отслоения пород, зависящих от запаса прочности пород кровли и боков, формы выработки и расчетной схемы горного давления. Длину анкера определяют по формуле:

$$l_a = \frac{B}{\sqrt{f}} + K = 1{,}75\,м, \qquad (4.19)$$

$$l_a = \frac{5{,}6}{\sqrt{13}} + 0{,}2 = 1{,}75\,м.$$

где B – ширина выработки вчерне, м;

К – коэффициент, принимаемый равным 0,15 – 0,2 при В > 3,5 м;

f – коэффициент крепости пород по М.М.Протодьяконову.

Длина анкера в кровле выработки принимается не менее 1.0 м и не более 2.5 м (редко 3 м). Плотность расстановки анкеров 1м2 , в кровле выработки;

$$S_{КР} = q_{КР} \cdot \frac{n_П}{P_C}\,м, \qquad (4.20)$$

$$S_{КР} = 87 \cdot \frac{1{,}2}{72} = 2м.$$

где $n_п$ – коэффициент перегрузки, равный 1,2;

P_a – расчетная несущая способность анкера, Н;

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

$$q_{КР} = b \cdot \gamma = \left[(\frac{a}{ctg\varphi}) - h_C \right] \cdot y, \qquad (4.21)$$

$$q_{КР} = \left[(\frac{2.8}{0{,}08}) - 1{,}7 \right] \cdot 2{,}6 = 87\,Па.$$

где b – высота свода обрушения, м.

Расстояние между анкерами в кровле, м, при расположении их по квадратной сетке

$$a_{КР} = \sqrt{\frac{1}{2}} = 0{,}8м$$

Плотность расстановки анкеров в боку выработки, 1м^2.

$$S_Б = \frac{q_П \cdot n_П}{P_a}\,м, \qquad (4.22)$$

$$S_Б = \frac{150 \cdot 1{,}2}{72} = 2{,}49\,м$$

где q_n – интенсивность бокового давления у почвы, зависящая от расчетной схемы горного давления, формы выработки, Па.

$$q_{П} = (\frac{a + h_1 \cdot ctg(45^0 + \frac{\varphi}{2}}{tg\varphi} + h_1) \cdot y \cdot \lambda_2 \; Па, \qquad (4.23)$$

$$q_{П} == (\frac{2{,}8 + 2{,}97 \cdot 0{,}026}{19} + 2{,}97) \cdot 2{,}6 \cdot 200 = 1500 \; Па$$

где h_1 – высота вертикальной стенки выработки, м;

λ_2=0,02 коэффициент бокового распора.

Расстояние между анкерами в боку выработки $a_б$, м, определяется по формуле:

$$a_Б = \sqrt{\frac{1}{S_Б}} \; м, \qquad (4.24)$$

$$a_Б = \sqrt{\frac{1}{2{,}48}} = 0{,}8 \, м \, .$$

Объем закрепляющего состава, см^3;

$$V = 0.825 \cdot (d_{Ш}^2 - d_C^2) l_3 см^3 , \qquad (4.25)$$

$$V = 0.825 \cdot (0{,}043^2 - 0{,}017^2) \cdot 0{,}4 \cdot 10^6 = 515 см^3 \, .$$

где $d^2_ш$, d^2_c – соответственно, диаметр шпура и армирующего стержня см;

l_3 – длина заделки анкера в бетон**,** см.

4.6 Расчет параметров БВР

Технология буровых работ.

Для проходки выработок с самоходными бурильными установками применяют прямые врубы

Обуривание забоя осуществляется согласно паспорту БВР. Сначала бурятся врубовые шпуры, затем вспомогательные и оконтуривающие у почвы и бортов выработки, а после оконтуривающие у кровли выработки.

Контроль за качеством обуривания заключается в контроле направления и глубины шпура. Контроль осуществляется бригадиром или мастером.

Технология взрывных работ.

ВВ получает мастер-взрывник на складе ВМ па наряд – путувке. Доставляет ВВ в забой мастер-взрывник с помощниками. Мастер – взрывник несет средства инициирования и ВВ не более 12 кг.

Патроны – боевики мастер – взрывник изготавливает в забое. Для инициирования зарядов используют электродетонаторы. Заряжание шпуров производит мастер-взрывник с помощью пневмозарядчика ЗП – 2.

Контроль за заряжанием шпуров производит сменный ИТР участка. Взрывание производит мастер – взрывник находясь в безопасном месте, на свежей струе и не ближе 150 м от забоя. После взрывания забой проветривают не менее 30 минут.

Выбор ВВ и ЭСИ:

Способ заряжания – патронированное – ручной способ, рассыпное ВВ – механизированный.

Способ инициирования – электрический.

Таблица 5.1 – характеристики наиболее распространённых ВВ, допущенных применению в шахтах и на рудниках, не опасных по газу и пыли

Наименование ВВ	Коэффициент крепости пород	Работоспособность ВВ, см^3	Плотность заряжания (Δ), г/см^3	Параметры патрона ВВ			
				Диаметр патрона, мм	Масса Патрона, г	Длина патрона, мм	Плотность ВВ в патронах, г/см^3
62%-ый динамит	15-20	380	1,4	32-36	200-250	200-250	1,0-1,2
Аммонит №6ЖВ	6-10	380	1,0	32-36	200-250	200-250	1,0-1,2
Детонит М	10-16	(480)	1,1	32-36	200-250	200-250	0,95-1,2
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
Динафталит	6-10	(330)	1,0	32	200	200	1,0-1,15
Гранулит АС – 8	8-14	410	1,2				
Гранулит М	4-10	320	0,95				

По физическим характеристикам горных пород, выбираем взрывчатку Аммонит №6ЖВ и Гранулит АС – 8 (рассыпное ВВ).

Удельный расход ВВ

$$q_{ВВ} = 0{,}1 \cdot f_0 \cdot U \cdot m \cdot e\, кг / м^3, \quad (5.1)$$

$$q_{ВВ} = 0{,}1 \cdot 13 \cdot 1 \cdot 1{,}4 \cdot 0{,}7 \cdot 0{,}9 = 1{,}14 кг / м^3.$$

Коэффициент зажима

$$U = \frac{6{,}5}{\sqrt{S_{ВЧ}}}, \quad (5.2)$$

$$U = \frac{6{,}5}{\sqrt{25{,}7}} = 1{,}3$$

Коэффициент учитывающий диаметр коронки

$$m = \frac{32}{d_K} мм, \quad (5.3)$$

$$m = \frac{32}{d_K} = \frac{32}{43} = 0.7 мм.$$

Коэффициент работоспособности ВВ

$$e = \frac{P}{P_{ВВ}}, \quad (5.4)$$

$$e = \frac{380}{410} = 0{,}9.$$

Расчет числа шпуров в щелевом врубе

$$N_{ВР} = \frac{h_{Щ}}{a_{Щ}} шт, \quad (5.5)$$

$$N_{ВР} = \frac{1{,}26}{0{,}16} = 9 шт.$$

Определение высоты щелевого вруба

$$h_{щ} = 1{,}4 \cdot h_{КЛ}\ м, \quad (5.6)$$

$$h_{щ} = 1{,}4 \cdot 0{,}9 = 1{,}26 м.$$

$$h_K = W_{ОТБ} = 47 \cdot d_З \sqrt{\frac{\Delta}{\gamma \cdot e \cdot U_{ОТБ}}}\ м, \quad (5.7)$$

где $d_з$ – 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).

$$h_К = W_{ОТБ} = 47 \cdot 0{,}043\sqrt{\frac{1{,}2}{2{,}6 \cdot 0{,}9 \cdot 0{,}7}} = 0{,}9 м.$$

Определение расстояния между парами шпуров

$$a_{Щ} = c \cdot d_З \sqrt{\frac{\Delta}{e \cdot \gamma}}\ см, \qquad (5.8)$$

c – коэффициент, зависящий от акустической жесткости взрываемой породы, ед. (табл. 4.5).

$$a_{Щ} = 6 \cdot 0{,}043\sqrt{\frac{1{,}2}{2{,}6 \cdot 0{,}9}} = 16\, см.$$

Таблица 5.2 – зависимость значений коэффициентов b и c от крепости пород

Коэффициент крепости пород f	Значение b	Значение c
2 – 4	0,8	9
5 – 9	0,6 – 0,7	8
10 – 15	0,4 – 0,5	6
Более 15	0,3	4

Расчет числа оконтуривающих шпуров

$$N_{ОК} = 4{,}1\sqrt{\frac{S}{b}}\ шт, \qquad (5.9)$$

Где b – коэффициент, зависящий от крепости пород (табл. 4.5), доли ед.

$$N_{ОК} = 4{,}1\sqrt{\frac{25{,}1}{0{,}5}} = 25\, шт,$$

Расстояние между оконтуривающими шпурами:

$$a_{ОК} = (0{,}6 - 0{,}7) \cdot h_{КП}\ мм\ , \qquad (5.10)$$

$$a_{ОК} = 0{,}7 \cdot 0{,}9 = 630 мм.$$

Расчет числа оконтуривающих шпуров по почве:

$$N_{ОК}^{П} = \frac{B_П}{a_{ОК}} + 1\, шт, \qquad (5.11)$$

$$N_{ОК}^{П} = \frac{5600}{630} + 1 = 9{,}8 = 10\, шт.$$

Фактическое расстояние между шпурами по почве:

$$a_{Ф}^{П} = \frac{B_{П}}{N_{ОК}} - 1 мм, \quad (5.12)$$

$$a_{Ф}^{П} = \frac{5600}{10-1} = 620 мм.$$

Расчет числа оконтуривающих шпуров по кровле:

$$N_{ОК}^{КР} = \frac{L_{КР}}{a_{ОК}} + 1 шт, \quad (5.13)$$

$$N_{ОК}^{КР} = \frac{7500}{630} + 1 = 13 шт.$$

Фактическое расстояние между шпурами по кровле:

$$a_{Ф}^{КР} = \frac{L_{КР}}{N_{ОК}^{КР} - 1} мм, \quad (5.14)$$

$$a_{Ф}^{КР} = \frac{7500}{13-1} = 630 мм.$$

Расчет числа оконтуривающих шпуров по борту:

$$N_{ОК}^{Б} = \frac{H_{СТ}}{a_{ОК}} + 1 шт, \quad (5.15)$$

$$N_{ОК}^{Б} = \frac{2970}{630} + 1 = 6 шт.$$

Фактическое расстояние между шпурами по борту:

$$a_{Ф}^{Б} = \frac{H_{СТ}}{N_{ОК}^{Б} - 1} мм, \quad (5.16)$$

$$a_{Ф}^{Б} = \frac{2970}{6-1} = 600 мм..$$

4.7 Расчет комплексной нормы (времени) выработки, длины уходки

Комплексная норма времени (H_K) необходима для расчета потребности в трудозатратах при проектировании организации работ в забое, расчета длины уходки, а также расчета оплаты труда проходчиков. Расчет комплексной нормы времени (H_K) производится в следующем порядке:

1 По технологическим требованиям и горно – геологическим условиям проектируется поперечное сечение выработки в свету и вчерне, вид и конструкция крепи, способ и схема проведения, необходимое проходческое оборудование и комплекс БВР. Подсчитываются объемы работ по каждому процессу на проведение 1 м выработки.

2. По «Единым нормам времени…» и выработки в соответствии с проектными решениями по каждому процессу выбираются табличные по процессные нормы времени (H_T) и поправочные коэффициенты к ним. Необходимая "установленная" по процессная норма ($H_У$) вычисляется с учетом соответствующих поправочных коэффициентов.

3. Расчет комплексной нормы времени ($H_К$) выполняют в форме таблицы.

При этом при определении трудозатрат по процессу следует учитывать количество проходчиков, если норма времени дается в человека часах т. е. разделить (T) на количество рабочих (n). Если норма приводится в машина часах или на звено рабочих, то (T) по процессу необходимо разделить на количество машин (n) или количество звеньев рабочих (n), занятых на данном процессе.

Число рабочих в звене (смене) принимается исходя из необходимой скорости проходки и из возможности размещения их в выработке. При несамоходной технике и скорости проходки до 150 м/мес. численность звена составляется из расчета 2.5 – 3.0 м^2 площади забоя на человека, а при более высоких скоростях 1.5 – 2.0 м^2/чел. При самоходной технике численность звена составляется из расчета 6 – 20 м^2/чел.

Глубина шпуров определяется, исходя из трудоемкости горнопроходческого цикла. Продолжительность цикла складывается из времени выполнения отдельных процессов и операций: разметки шпуров, подготовительных и заключительных работ при бурении шпуров; непосредственно бурения шпуров; заряжания и взрывания зарядов; проветривания; подготовительно заключительных работ при погрузке породы; возведения постоянной и временной крепи, настилки рельсового пути, монтажа трубопроводов и других вспомогательных работ. Глубину шпуров определяют через комплексную норму времени. Для составления комплексной нормы времени ($H_К$) вычисляют объемы работ для каждого процесса на один метр подвигания забоя.

При этом определяется возможность совмещения отдельных процессов во времени (например: установка штанговой крепи и бурения шпуров, возведение

постоя постоянной бетонной крепи с бурением шпуров и т. д.), а также возможность осуществления отдельных процессов во время между сменного перерыва (например: заряжание, взрывание и проветривание можно производить в перерыв между сменами).

Тем самым увеличивается время на буровые работы и отгрузку отбитой породы а следовательно, увеличивается и длина уходки за смену

Объем работ по бурению на 1п.м. выработки:

Количество анкеров в ряду: 15шт.

Суммарная длина анкеров в ряду: 26.25м.

Количество анкеров на 1п.м. выработки: 18.75шт.

Суммарная длина анкеров на 1п.м. выработки: 32.81м.

$$V_Б = \frac{N_{ШП} \cdot 1}{\eta} м^3, \qquad (5.17)$$

$N_{ШП}$ – количество шпуров;

η – КИШ;

$$V_Б = \frac{70}{0,95} = 73,6 м.^3$$

Объем работ по заряжанию на 1п.м. выработки:

$$V_З = V_Б \cdot К\, м^3, \qquad (5.18)$$

$$V_З = V_Б \cdot К = 73.6 \cdot 0.7 = 51.5 м^3.$$

Объем работ по уборке на 1п.м. выработки

$$V_{УБ} = S_{ПР} \cdot 1 \cdot К\, м, \qquad (5.19)$$

$$V_{УБ} = 25.1 \cdot 1 \cdot 1.02 = 25.1 м^3.$$

Трудозатраты на бурение взрывных шпуров:

$$T_{БУР.ШТ.} = \frac{V_{БУР.ШТ.} \cdot H_У / 10}{n} чел.час / 1п.м, \qquad (5.20)$$

$$T_{БУР.ШТ.} = \frac{73.6 \cdot 0.083}{1} = 1.1 чел.час / 1п.м.$$

Трудозатраты на заряжание, если используется один зарядчик:

$$T_{ЗАР.} = \frac{V_{ЗАР.} \cdot H_У / 10}{n} чел.час / 1п.м, \qquad (5.21)$$

$$T_{ЗАР.} = \frac{51.5 \cdot 0.0744}{1} = 2.0\,чел.час/1п.м.$$

Трудозатраты на заряжание, если используется два зарядчика:

$$T_{ЗАР.} = \frac{V_{ЗАР.} \cdot H_У / 10}{n}\,чел.час/1п.м, \qquad (5.22)$$

$$T_{ЗАР.} = \frac{51.5 \cdot 0.0744}{2} = 1.9\,чел.час/1п.м.$$

Трудозатраты на погрузку:

$$T_{ПОГ.} = \frac{V_{ПОГ.} \cdot H_У / 10}{n}\,чел.час/1п.м, \qquad (5.23)$$

$$T_{ПОГ.} = \frac{25.1 \cdot 0.104}{1} = 0.4\,чел.час/1п.м.$$

Трудозатраты на бурение под штанги:

$$T_{БУР.ШТ.} = \frac{V_{БУР.ШТ.} \cdot H_У / 10}{n}\,чел.час/1п.м, \qquad (5.24)$$

$$T_{БУР.ШТ.} = \frac{38 \cdot 0.205}{1} = 0.8\,чел.час/1п.м.$$

Трудозатраты на крепление ЖБШ:

$$T_{ЖБШ.} = \frac{V_{КРЕП.} \cdot H_У / 10}{n}\,чел.час/1п.м, \qquad (5.25)$$

$$T_{ЖБШ.} = \frac{V_{КРЕП.} \cdot H_У / 10}{n} = \frac{18.75 \cdot 0.159}{2} = 1.45\,чел.час/1п.м.$$

Таблица 5.3 – Расчет комплексной нормы времени

Наименование процесса	Норма времени, (чел.час/ед,маш.час./ед)			Объем работ на 1м выработки,	Трудозатраты по процессу,Ti, чел. час./1п.м.
	Табличная,Нт	Коффициент Сложности,	Установленная,Ну		
Бурение на уход , м	0.152 шп/ч	1	0.152/10 шп/ч	$V_В$=73.6м	0.8
Бурение под ЖБШ, м	0.205 шп/ч	1	0.205/10 шп/ч	$V_{жбш}$=32.7м	0.8
Установка ЖБШ	0.159 ч.ч/шт	1	0.159 ч.ч/шт	$V_{уст}$=18.75	2.9/2=1.45
Заряжание, м	0.645 ч.ч/10м^3	1.2	0.0744 ч.ч/м^3	$V_з$=51.5м	4/2=2
Уборка, м^3	0.104 ч.ч/10м^3	1	0.104 ч.ч/10м^3	$V_у$=25.1	0.4
Итого:					5.45

Обоснование цикла в две смены

Длина уходки составляет 6.8/5.45 = 1.2 м

Распределение процессов по сменам

1 смена: Бурение на уход (0,8 час/1пм), Заряжание и взрывание (2 час/1пм)

Длина уходки (Тсм – Тпз)/Т1см = (7.2 – 0.4)/2.8 = 2.4 м

2 смена: Уборка горной массы, час. (0,4 час/1пм), Бурение под ЖБШ, час(0,8 час/1пм), Установка ЖБШ, час. (1,45 час/1пм).

0.8+1.45+0.4= 2.65 Длина уходки (Тсм – Тпз)/Т1см = (7.2 – 0.4)/2.65 = 2.5 м

Окончательно принимаем длину уходки 2.4 м.

4.8 Организация горно-строительных работ. Циклограмма проходки

Таблица 5.4 Организация работ в сменах (числитель – объем работ по процессу в смене, знаменатель – продолжительность процесса в часах).

Длина уходки, м	1-я смена				2-я смена				
	Вспомо-гательные, час.	Бурение на уход, час.	Заряжание и взрывание, час.	ИТОГО, час.	Вспомога-тельные, час.	Уборка горной массы, час.	Бурение под ЖБШ, час.	Установка ЖБШ, час.	ИТОГО, час.
2.4	0.5	1.9	4.8	7.2	0.8	0.96	1.92	3.52	7.2

Расчет объема работ по процессам

Бурение шпуров под ЖБШ:

$$L_{ШП} = L_{РЯДА} \cdot N_{РЯДОВ}\, м, \qquad (5.26)$$

$$L_{ШП} = 26{,}25 \cdot 3 = 75{,}7 м.$$

Бурение на уход:

$$L_У = L1м \cdot l\, м, \qquad (5.27)$$

$$L_У = 32.81 \cdot 2.4 = 78.7 м.$$

Заряжание и взрывание:

$$L_{ЗВ} = L_{ЗВ} 1м \cdot l\, м, \qquad (5.28)$$

$$L_{ЗВ} = 51.5 \cdot 2.4 = 123.6 м.$$

Уборка горной массы:

$$V_П = V_П 1м \cdot l\,м^3, \quad (5.29)$$

$$V_П = 25.1 \cdot 2.4 = 60.2 м^3.$$

Установка ЖБШ:

$$N_{ШТ} = N_{ШТ} 1 ряда \cdot N_{РЯДОВ}\, шт, \quad (5.30)$$

$$N_{ШТ} = 15 \cdot 3 = 45 шт.$$

Уточнение величины заряда ВВ в каждом шпуре:

N6ЖВ	АС-8
0.25	0.90
0.25	0.60
0.25	0.75

$$q_{ВР} = q_{СР} \cdot 1.15 кг, \quad (5.31)$$

$$q_{ВР} = 1 \cdot 1.15 = 1.15 кг.$$

$$q_{ОТ} = q_{СР} \cdot 0.85, \quad (5.32)$$

$$q_{ОТ} = 1 \cdot 0{,}85 = 0{,}85 кг.$$

$$q_{ОК} = q_{СР} \cdot 1.15,, \quad (5.33)$$

$$q_{ОК} = 0.9 \cdot 1.15 = 1.0 кг.$$

Расчет времени по процессам

1 – я смена при длине уходки 2.4 м.

Бурение на уход: $T_У = T 1м \cdot l_Ц\, час.м$, (5.34)

$$T_У = 0.8 \cdot 2.4 = 1.9 час.м.$$

Заряжание и взрывание: $L_{ЗВ} = L_{ЗВ} 1м \cdot l_Ц\, час.м$, (5.35)

$$L_{ЗВ} = 2 \cdot 2.4 = 4.8 час.м.$$

Вспомогательное: 0.5 часа.

Итого: 7.2 часа.

2 – я смена при длине уходки 2.4 м.

Уборка горной массы: $$T_П = T_П 1м \cdot l_Ц \; час.м, \quad (5.36)$$

$$T_П = 0.4 \cdot 2.4 = 0.96 час.м.$$

Бурение под ЖБШ: $$T_{ЖБШ} = T_{ЖБШ} 1м \cdot l_Ц \; час.м, \quad (5.37)$$

$$T_{ЖБШ} = 0.8 \cdot 2.4 = 1.92 час.м.$$

Установка: $$T_{УСТ} = T_{УСТ} 1м \cdot l_Ц \; час.м, \quad (5.38)$$

$$T_{УСТ} = 1.45 \cdot 2.4 = 3.52 час.м.$$

Вспомогательное: 0.8 часа.

Итого: 7.2 часа.

4.9 Уточнение паспорта БВР

Определяем общий расчетный расход ВВ на цикл:

$$Q_{ВВ} = q \cdot S_{ПР} \cdot l_Ц \; кг, \quad (5.39)$$

$$Q_{ВВ} = 1.14 \cdot 25.1 \cdot 2.4 = 68.6 кг.$$

$$q_{СР} = \frac{Q_{ВВ}}{N_{ШП}} кг, \quad (5.40)$$

$$q_{СР} = \frac{68.6}{66} = 1.0 кг.$$

Уточненный общий расход ВВ на цикл должен быть в пределах рассчитанного:

$$Q_Ф = q_{ВР} \cdot N_{ВР} + q_{ОТ} \cdot N_{ОТ} + q_{ОК} \cdot N_{ОК} \; кг, \quad (5.41)$$

$$Q_Ф = 1{,}15 \cdot 9 + 0{,}95 \cdot 30 + 1{,}0 \cdot 31 = 66{,}85 кг.$$

где $q_{ВР}$, $q_{ОТ}$, $q_{ОК}$ – величины зарядов во врубовых, отбойных (вспомогательных) и оконтуривающих шпурах.

Определяем длину заряда в шпуре:

$$m_{1м}^{ВВ} = \frac{\Delta \cdot \pi \cdot d_З^2}{4} \frac{кг}{м}, \quad (5.42)$$

$$m_{1м}^{ВВ} = \frac{1{,}200 \cdot 3{,}14 \cdot 0{,}043^2}{4} = 1.7 \frac{кг}{м}.$$

$$l_{AC-8}^{BP} = \frac{q_{BP}^{AC-8}}{m1м} + 0,25\,м, \qquad (5.43)$$

$$l_{AC-8}^{BP} = \frac{0,95}{1,7} + 0,25 = 0,81м.$$

$$l_{AC-8}^{OT} = \frac{q_{OT}^{AC-8}}{m1м} + 0,25\,м. \qquad (5.44)$$

$$l_{AC-8}^{OT} = \frac{0,60}{1,7} + 0,25 = 0,60\,м.$$

$$l_{AC-8}^{OK} = \frac{q_{OK}^{AC-8}}{m1м} + 0,25\,м, \qquad (5.45)$$

$$l_{AC-8}^{OK} = \frac{0,75}{1,7} + 0,25 = 0,69м.$$

Таблица 5.5 Форма 1 Параметры шпуровых зарядов

N шпура	Наименование шпуров	Длина шпуров, м	Угол наклона шпура, град	Величина заряда в шпуре, кг Всего/Ам/Ас	Длина заряд, м	Длина забойк, м	Очередность взрывания
1-9	Врубовые	2.55	85	1,15/0,25/0.90	0.81	1.59	1
10-21	Отбойные 1	2.45		0,85/0,25/0.6	0.60	1.85	2
22-31	Отбойные 2	2.45		0,85/0,25/0.6	0.60	1.85	3
32-39	Отбойные 3	2.45		0,85/0,25/0.6	0.60	1.85	4
40-60	Оконтуривающие -1	2.47	85	1/0,25/0.75	0.69	1.78	5
61-70	Оконтуривающие-2	2.47	85	1/0,25/0.75	0.69	1.78	6

5.0 Расчет основных показателей БВР

К основным показателям БВР относят: объем горной массы оторванной за взрыв; общий и удельный расход шпурометров, взрывчатых материалов, а также скорость и продолжительность сооружения выработки.

Объем горной массы оторванной за взрыв:

$$V_Ц = S \cdot l_Ц\ м^3, \qquad (5.46)$$

$$V_Ц = 25{,}1 \cdot 2{,}4 = 60{,}24 м^3.$$

Расход шпурометров на цикл:

$$L_Ц = l_{ВР} \cdot N_{ВР} + l_{ОТ} \cdot N_{ОТ} + l_{ОК} \cdot N_{ОК}\ м, \qquad (5.47)$$

$$L_Ц = 2{,}55 \cdot 9 + 2{,}45 \cdot 30 + 2{,}47 \cdot 31 = 173{,}02\ м.$$

Расход шпурометров на 1м выработки:

$$L_{1м} = \frac{L_Ц}{l_Ц}\ м, \qquad (5.48)$$

$$L_{1м} = \frac{173{,}02}{2{,}4} = 72{,}09 м.$$

Расход шпурометров на 1м^3 выработки:

$$L_{1м^3} = \frac{L_Ц}{V_Ц}\ м, \qquad (5.49)$$

$$L_{1м^3} = \frac{173{,}02}{60{,}24} = 2{,}8\ м.$$

Расход ВВ на 1м выработки:

$$Q_{1м} = \frac{Q_ф}{l_Ц}\ \frac{кг}{м}, \qquad (5.50)$$

$$Q_{1м} = \frac{66{,}85}{2{,}4} = 27{,}85 \frac{кг}{м}.$$

Расход ВВ на 1м^3 выработки:

$$q_Ф = \frac{Q_ф}{V_Ц}\ м^3, \qquad (5.51)$$

$$q_Ф = \frac{66{,}85}{60{,}24} = 1{,}1 м^3.$$

Расход СИ на 1м выработки:

$$\frac{N_{ШП}}{l_Ц} = шт, \qquad (5.52)$$

$$\frac{66}{2{,}4} = 27{,}0\ шт.$$

Расход СИ на 1м^3 выработки:

$$\frac{N_{ШП}}{V_Ц} = 1{,}09\ шт, \qquad (5.53)$$

$$\frac{66}{60{,}24} = 1{,}09 шт.$$

Таблица 5.6 Основные показатели буровзрывных работ. Форма 2

Наименование показателя	Значение
Сечение выработки в проходке, м.^{2}	25.1
Длина выработки, м.	936
Количество шпуров на цикл, шт.	70
Коэффициент использования шпуров, доли ед.	0.95
Подвигание забоя за взрыв, м.	2.4
Объем горной массы, оторванной за взрыв, м.^{3}	60.24
Расход шпурометров, м: на цикл. на 1 пог. м выработки. на 1 м.^{3}	 173.02 72.09 2.8
Расход ВВ, кг: на цикл. на 1 пог. м выработки. на 1 м.^{3}	 66.85 27.85 1,09
Расход СИ: на цикл. на 1 пог. м выработки. на 1м.^{3}	 66 27.5 1.09

6 Проветривание.

Проветривание тупиков выработок в период строительства гаража.

В зависимости от схемы движения свежего и загрязненного воздуха, длины проведения тупиковой выработки, обильности газовыделения применяют нагнетательный, всасывающий и комбинированный способы проветривания.

При нагнетательном способе проветривания (рис. 3.1) свежий воздух подаётся по вентиляционному трубопроводу, прокладываемому по всей выработке, а загрязнённый вытесняется из призабойного пространства и движется непосредственно по выработоке.

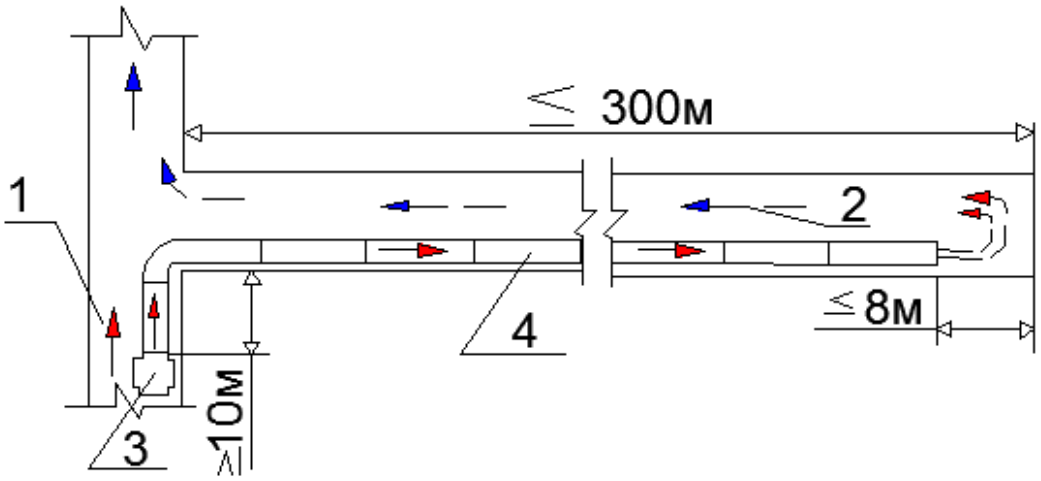

Рисунок 3.1 – Нагнетательный способ проветривания горизонтальных и наклонных тупиковых выработок: 1 – свежая струя; 2 – исходящая струя; 3 – нагнетательный вентилятор; 4 – трубопровод.

Конец трубопровода должен отставать от забоя не более чем на 10 м. Основным достоинством этого способа является то, что свежий воздух из трубопровода поступает непосредственно к забою, где работают люди. Трубопровод работает под избыточным внутренним давлением, поэтому могут использоваться как жёсткие, так и мягкие вентиляционные трубы. Нагнетательный вентилятор устанавливается на расстоянии не менее 10 м от устья проветриваемой выработки. При несоблюдении этого условия может происходить рециркуляция (частичное всасывание загрязнённого воздуха в вентиляционные трубы). Если нагнетательный вентилятор устанавливается на сквозной струе основной выработки, то для исключения рециркуляции необходимо также, чтобы подача вентилятора не превышала 70% от количества воздуха, протекающего по основной выработке.

Для подземных выработок нагнетательный способ проветривания считается эффективным при длине выработки до 300 м.

Недостатком нагнетательного способа является то, что удаляемые из призабойной части выработки газы, образующиеся при взрывных работах, распространяются по всей длине выработки. Это исключает выполнение каких-либо работ в выработке до окончания её проветривания.

При всасывающем способе проветривания (рис. 3.2) по всей выработке прокладывается трубопровод, по которому из забоя отсасывается загрязнённый воздух.

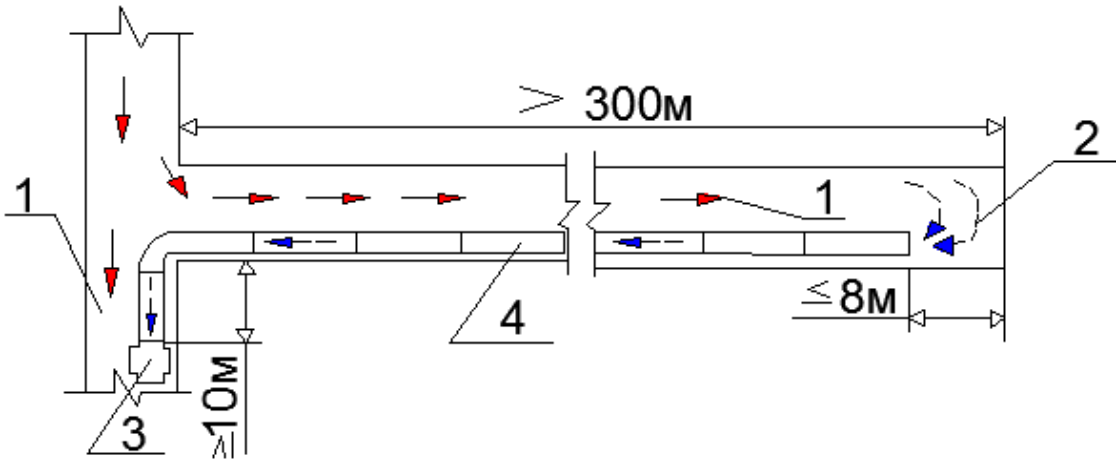

Рисунок 3.2 – Всасывающий способ проветривания горизонтальных и наклонных тупиковых выработок: 1 – свежая струя; 2 – исходящая струя; 3 – всасывающий вентилятор; 4 – трубопровод.

Конец трубопровода должен отставать от забоя не более чем на 8 м. Трубопровод работает под избыточным внешним давлением, поэтому могут использоваться только жёсткие вентиляционные трубы. Всасывающий вентилятор устанавливается по направлению основной вентиляционной струи и на расстоянии не менее 10м от устья проветриваемой выработки. Всасывающий способ не может применяться в выработках, опасных по взрыву газа или пыли.

При комбинированном способе проветривания (рис.3.3) по всей выработке прокладывается трубопровод, по которому из забоя отсасывается загрязнённый воздух, а в призабойной зоне размещается дополнительно трубопровод для подачи к забою свежего воздуха. Нагнетательный вентилятор устанавливается за пределами зоны, загрязняемой вредными газами и пылью при взрывных работах. Протяжённость этой зоны определяется расчётом в зависимости от массы и свойств применяемого ВВ, а также от площади поперечного сечения выработки. Для локализации газов в призабойной зоне в выработке устанавливают поперечную перемычку.

Комбинированный способ особенно целесообразен для проветривания

протяжённых выработок с большой площадью поперечного сечения. Но, как и всасывающий, он не может применяться в выработках, опасных по взрыву газа или пыли.

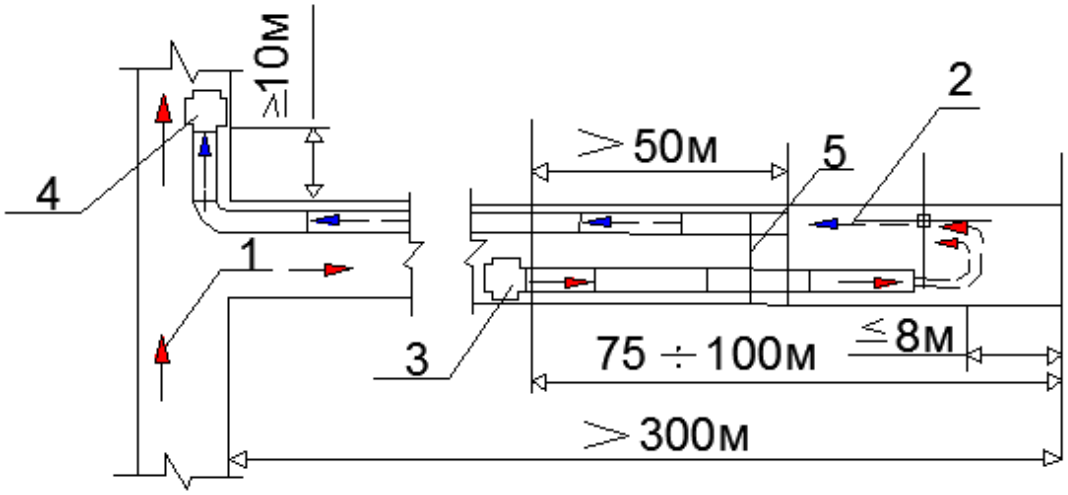

Рисунок 3.3 – Комбинированный способ проветривания горизонтальных и наклонных тупиковых выработок: 1 – свежая струя; 2 – исходящая струя; 3 – нагнетательный вентилятор; 4 – всасывающий вентилятор; 5 – перемычка.

Проветривание рудника «Таймырский» осуществляется нагнетательным способом.

Выбранный способ проветривания обеспечивает обособленное проветривание струями свежего воздуха рабочих горизонтов, подготовительных выработок и технологических камер; подачу свежего воздуха в выработки, в которых работают машины с ДВС, за счет общешахтной депрессии и выдачу испорченного воздуха в выработки с исходящей струей или непосредственно на поверхность; надежность вентиляции как при нормальном, усиленном, так и аварийных режимах проветривания; возможность локализации района распространения газов ВВ и пыли при ведении взрывных работ

Свежий воздух поступает в шахту по стволам КС – 3 ПЗС ВПС СС – 3 в объемах, необходимых для горных работ, а исходящий воздух из шахты выдается по стволам ВС – 5 и ВС – 6 оборудованному вентиляторной установкой ВЦД – 42,5 (рис.5.1). Подогрев воздуха, поступающего в шахту, осуществляется калориферными установками типа КТЦ – 250, установленными у стволов, производительностью 140 и 55 м3/с соответственно.

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

Распределение и регулирование подачи свежего воздуха для проветривания сети горных выработок шахты осуществляется с помощью вентиляционных дверей, парусов и перемычек, которые устанавливаются в местах определенных службой ПВС рудника в соответствии с расчетами и схемой вентиляции шахты.

Проветривание существующих горных выработок осуществляется за счет общешахтной депрессии.

6.1 Расчет параметров процесса проветривания.

Количество воздуха для проветривания забоя горной выработки при ее проходке рассчитывается в обязательном порядке по всем факторам, присущим условиям проведения выработки. Расчет ведется по количеству ВВ взрываемого за один цикл; по выносу пыли, образующихся в забое после взрывания ВВ; по числу людей, одновременно находящихся в выработке; по выделению вредных газов; по мощности двигателя внутреннего сгорания при использовании на проходке самоходного оборудования; по тепловому фактору и пр.

Для нагнетательного способа проветривания количество воздуха, которое необходимо подавать в каждую выработку, рассчитывается по формуле
В. Н. Воронина

$$Q_{BB}^{H} = \frac{2{,}25 \cdot S_{CB}}{60 \cdot t} = \sqrt[3]{\frac{A \cdot L^2 \cdot b \cdot \omega}{S_{CB} \cdot K_У^2}} \frac{м^3}{c}, \qquad (6.1)$$

$$Q_{BB}^{H} = \frac{2{,}25 \cdot 19{,}1}{60 \cdot 30} \cdot \sqrt[3]{\frac{60{,}24 \cdot 170^2 \cdot 40 \cdot 0{,}8}{25{,}1 \cdot 1{,}02^2}} = 104{,}6 \frac{м^3}{c}.$$

Где А – количество одновременно взрываемого ВВ в выработке, кг;

$S_{св}$ – площадь поперечного сечения выработки в свету, м^2; L – длина выработки проветриваемой нагнетательным способом, м; b – объем вредных газов, образующихся при взрыве 1 кг ВВ, л/кг; t – нормальное время проветривания выработки, мин ($t \leq 30$); $K_У$ – коэффициент утечек воздуха из трубопровода, доли ед.

Расчет количества воздуха по выносу пыли

$$Q_{ВП} = 60 \cdot S_{СВ} \cdot V_{\min}\ м^3 / мин, \qquad (6.2)$$

$$Q_{ВП} = 60 \cdot 19{,}1 \cdot 0{,}4 = 458{,}4 м^3 / мин.$$

где V_{min} – минимальная скорость воздуха по качественному выносу пыли, м/с (V_{min}=0,4 – 0,6).

Расчет количества воздуха по тепловому фактору

$$Q_T = 20 \cdot S_{СВ} \cdot V_{\min}\ м^3 / мин, \qquad (6.3)$$

$$Q_T = 20 \cdot 19{,}1 \cdot 0{,}4 = 152{,}8 м^3 / мин.$$

Расчет количества воздуха по людям

$$Q_{ЧЕЛ.} = 6 \cdot n\ м^3 / мин, \qquad (6.4)$$

$$Q_{ЧЕЛ.} = 6 \cdot 4 = 24 м^3 / мин.$$

где n – максимальное количество людей, одновременно находящихся в забое

Расчет количества воздуха по разжижению выхлопов ДВС

$$Q_{ДВС.} = q \cdot W\ м^3 / мин, \qquad (6.5)$$

$$Q_{ДВС.} = 6{,}8 \cdot 200 = 1360 м^3 / мин.$$

где q – норма подачи воздуха на 1кВт мощности ДВС, $м^3$/мин (q=6,8); W – суммарная мощность всех двигателей внутреннего сгорания, одновременно работающих в забое машин, кВт.

6.2 Выбор вентилятора

Дебит вентилятора должен составлять:

$$Q_B = Q_{max} \cdot K_V\ Па, \qquad (6.6)$$

$$Q_B = 1360 \cdot 1{,}02 = 1382 Па.$$

где Q_{max} – наибольшее из полученных значений необходимого расхода воздуха, рассчитанным по вышеприведенным факторам, м3/мин.

Депрессия вентилятора при работе на гибкий трубопровод

$$h_{В.Г} = Q_В \cdot R_{ТР.Г} = (\frac{0,59}{К_{у.г} + 0,41})\,Па, \qquad (6.7)$$

$$h_{В.Г} = \frac{1382}{60} \cdot 40(\frac{0,59}{1,02 + 0,41}) = 380,1 Па.$$

В действующем проекте вентиляции рудника «Таймырский» произведены расчеты параметров вентиляционной сети

По рассчитанным параметрам был принят вентилятор главного проветривания ВМ – 6М

7 Расчет строительства гаража по этапам.

Таблица 7.1 – Схемы строительства гаража

Номер заезда или бокса	Этапы/количество забоев в работе	Длина выработки, м	Суммарная длина выработок этапа, м	Продолжительность проходки		
				Суток	Смен	Часов
Заезд 1	1/1	30	30	12,5	25	180
Бокс 3 Бокс 2 Бокс 1	2/3	25-2,6 25 25+2,6	75	32	64	461
Бокс 4 Бокс 5 Бокс 6	2/3	25-2,6 25 25+2,6	75	32	64	461
Бокс 20 Бокс 21 Бокс 29	2/3	33-2,6 33+2,6 9	75	32	64	461
Заезд 2	3/1	30-5,2	24,8	10,3	21	152
Заезд 3	4/1	30-5,2	24,8	10,3	21	152
Бокс 11 Бокс 10 Бокс 9 Бокс 7	5/3	25-2,6 25 25+2,6 33-5,2	102,8	42,7	85	612
Бокс 12 Бокс 13	5/3	25-2,6 25	102,8	42,7	85	612

Бокс 14 Бокс 15		25+2,6 33-5,2				
Бокс 29 Бокс 30 Бокс 31 Бокс 32	5/3	16 25 25+2,6 33-5,2	102,8	42,7	85	612
Бокс 28 Бокс27 Бокс 17 Бокс16	6/3	25-2,6 5,4 33-5,2 33-5,2	83,4	34,75	69	497
Бокс 27 Бокс 16 Бокс 18 Бокс 19	7/3	19,6 8,2 33-5,2 33-5,2	83,4	34,75	69	497
Бокс 26 Бокс 8 Бокс 25 Бокс 23	8/3	19,4 8,4 33-5,2 33-5,2	83,4	34,75	69	497
Бокс 8 Бокс 24 Бокс 22	9/3	33-5,2 33-5,2 33-5,2	83,4	34,75	69	497

Из таблицы установлено:

– общая продолжительность строительства выработок одним забоем составит 33 суток

– общая продолжительность строительства выработок тремя забоями составит 333 суток

Общая продолжительность строительства выработок гаража составит 154 суток

Таблица.7.2 Расчет продолжительности процессов при работе в один забой

Процессы	Продолжительность процесса, час		Количество дней проходки	Количество рабочих	Прохождение в чел., час
	в смене	в цикле			
Бурение на	2	2	66	1	66

уход					
Заряжание и взрывание	4,8	4,8	158,4	2	316,8
Уборка горной массы	1	1	33	1	33
Бурение ЖБШ	2	2	66	1	66
Установка ЖБШ	3,5	3,5	115,5	2	231
Итого			438,9		712,8

Таблица.7.32 – Расчет продолжительности процессов при работе в три забоя

Процессы	Продолжительность процесса, час		Количество дней проходки	Количество рабочих	Прохождение в чел., час
	в смене	в цикле			
Бурение на уход	6	3	999	1	999
Заряжание и взрывание	1,8	2,4	799,2	6	4795,2
Уборка горной массы	3	1,5	499,5	1	499,5
Бурение ЖБШ	6	3	999	1	999
Установка ЖБШ	10,5	5,25	1748,25	2	3496,5
Итого			5044,9		10789,2

8 Безопасность жизнедеятельности

Рудничный воздух

Шахты при разработке рудных и нерудных месторождений

подразделяются на негазовые и газовые, в которых выделяются метан, водород, сероводород, а также опасные по взрыву сульфидной пыли.

Содержание кислорода в воздухе выработок, в которых находятся или могут находиться люди, должно составлять не менее 20% (по объему). Содержание углекислого газа в рудничном воздухе не должно превышать на рабочих местах 0,5%; в выработках с общей исходящей струёй шахты – 0,75% и при проведении и восстановлении выработок по завалу – 1 %.

Воздух в действующих подземных выработках не должен содержать ядовитых газов (паров) больше предельно допустимой консентрации, указанной в таблице

Таблица 8.1

Наименование ядовитых газов (паров)	Формула	Предельно допустимая концентрация газа в действующих выработках шахт	
		% по объему	мг/м^3
Окись углерода (оксид углерода)	CO	0,0017	20
Окислы азота (оксиды азота) в пересчете на NO	NO_2	0,00026	5
Сернистый газ (диоксид серы, сернистый ангид-рид)	SO_2	0,00038	10
Сероводород	H_2S	0,00071	10
Акролеин	C_3H_4O	0,000009	0,2
Формальдегид	CH_2O	0,00004	0,5
Ртуть металлическая	Hg	-	0,01

Примечание. При проверке достаточности разжижения ядовитых продуктов взрыва 1 л окислов азота принимать эквивалентным 6,5 л окиси углерода, 1 л сернистого газа – 4,5 л окиси углерода и 1 л сероводорода – 2,4 л окиси углерода.

Количество воздуха, необходимого для проветривания выработок, должно рассчитываться по наибольшему числу людей, занятых одновременно на

подземных работах; по углекислому газу, ядовитым и горючим газам, пыли, ядовитым газам, образующимся при производстве взрывных работ; по вредным компонентам выхлопных газов, выделяющихся при применении оборудования с двигателями внутреннего сгорания, а также по минимальной скорости движения воздуха, причем принимается к учету наибольшее количество воздуха, полученного при расчете по вышеуказанным факторам.

Количество воздуха, рассчитываемого по числу людей, должно быть не менее б $м^3$/мин на каждого человека, считая по наибольшему числу од – новременно работающих людей в смене.

При производстве взрывных работ необходимое количество воздуха как для участков, так и для всей шахты должно определяться по количеству ядовитых продуктов взрыва, образующихся при одновременном взрываний наибольшего количества взрывчатого вещества (ВВ), считая, что при взрыве 1 кг взрывчатых веществ образуется в среднем 40 л условной окиси углерода, в том числе включающей и окислы азота. Для расчета должно приниматься следующее наибольшее количество одновременно взрываемого ВВ:

а) При 2 – м межсменном перерыве и проведении взрывных работ в начале перерыва в течение 30 мин – все количество ВВ, расходуемого в межсменный перерыв. Количество ВВ, расходуемого на протяжении смены (вторичное дробление, проходка отдельных выработок и др.), в указанный расход не включается, если это количество меньше принятого для вышеуказанного расчета и если по этому расходу не производится расчет в соответствии с п. «б» настоящего параграфа;

б) В случаях, когда наибольшее количество ВВ на протяжении смены расходуется для вторичного Дробления (системы разработки с массовой отбойки) и на проходку выработок, для расчета следует принимать при 6 – 7 часовой смене 1/3 количества ВВ, расходуемого в течение смены, если эта часть ВВ больше расходуемого в межсменный перерыв.

Самовозгорание руд

Механизм самовозгорания: решающим условием самовозгорания является способность к окислению.

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

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

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

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

При окислении сульфидов не образуется хорошо выраженный оксислой, как при окислении угля. Хотя слой продуктов окисления на поверхности и нарастает, но он рыхлый вследствие гидратации продуктов окисления, осложненной растворением.

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

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

Степень пожароопасности определяется геологическими особенностями месторождения, способами и скоростью ведения горных работ. Относительную

пожароопасность залежи или пласта можно оценить по числу пожаров, приходящихся на 1 млн. т добычи при одинаковых системах разработки. Аналогично оценивают пожароопасность систем разработки при применении их в разных геологических условиях. Иногда оценивают пожароопасность по времени возникновения пожара от начала работ на участке.

Важнейшими геологическими факторами пожароопасности являются:

– мощность пласта или рудного тела;

– угол залегания;

– сближенность пластов или рудных залежей;

– тектоническая нарушенность;

– характер вмещающих пород;

– глубина залегания;

– петрографический, химический состав пласта или рудного тела.

Обеспечение безопасности ведения взрывных работ

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

Причинами несчастных случаев общего характера являются:

– не обеспечение вывода людей из опасной зоны;

– преждевременный вход людей в опасную зону;

– загромождение выработок неубранной отбитой горной массой, вагонетками и различными предметами;

– небрежная подготовка средств взрывания и некачественное заряжание скважин.

В целях 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 вентиляционной струей, по которым направляются газообразные продукты взрыва, закрещиваются с запретом входа в них;

– на расстоянии 20 м от места взрыва выработки расчищаются от всевозможных загромождений, затрудняющих проветривание забоя и выход из него;

– для каждого места и вида взрывных работ готовится обязательный к исполнению паспорт буровзрывных работ;

– подготовка зарядов ВВ, монтаж взрывной сети, а также взрыв производятся собственноручно взрывником;

– зарядов подготавливается столько, сколько будет взорвано за один прием;

– обязательно применяется забойка, которая повышает эффект взрывания и предотвращает попадание в горную массу не взорвавшихся патронов;

– патроны – боевики 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 производится только после разрешения мастера-взрывника или лица технического надзора.

Автоматические средства защиты

Для исключения несчастных случаев от случайного попадания в опасную

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

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

Электровзрывание и применение детонирующего шнура:

1. соединение отрезков Дш производится внакладку по длине шнура не менее 10 см или способом, указанным в инструкции, находящейся в ящике с Дш;

2. ответвления присоединяются к магистральному шнуру так, чтобы угол между направлением детонации по магистрали и ответвлению был менее 90°, иначе может произойти отсекание отрезков Дш под действием воздушной ударной волны до того, как произойдет передача детонации от магистрального шнура;

3. при прокладке сетей нельзя допускать витков и скруток Дш.

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

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

1. все электроустановки, кабели, контактные и другие провода, находящиеся в пределах зоны монтажа электровзрывной сети, обесточивать;

2. в шахтной сети с помощью реле утечек устранять утечки;

3. стыковые, межрельсовые и межпутевые электрические соединения выполнять тщательно;

4. концы соединяемых проводов изолировать при помощи зажимов;

5. замыкание накоротко проводников ЭД и магистральных проводов до момента присоединения их к проводам последующей части сети;

6. не использовать в качестве второго провода воду, землю, трубы, рельсы и т. п.;

7. регулярно измерять блуждающие токи и следить, чтобы сила их не превышала значения, при котором наступает взрывание ЭД.

8. Радикальным мероприятием против опасности блуждающих токов является применение специальных ЭД пониженной чувствительности к посторонним токам.

Ликвидация отказов

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

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

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

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

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

Борьба с пылью как профессиональной вредностью

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

задачей.

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

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

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

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

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

Противопожарно – оросительный водопровод.

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

Для борьбы с пожарами и пылью в горных выработках предусматривается прокладка противопожарно – оросительного водопровода, который постоянно

заполнен водой и находится под давлением 0.4 – 1.0 МПа.

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

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

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

Сухое пылеулавливание

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

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

В шахтах применяют следующие способы пылеулавливания:

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

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

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

4. Применение противопыльных респираторов.

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

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

По конструкции противопылевые респираторы делятся на две группы:

1. клапанные, со сменными фильтрами 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.

Выходы из шахты

Выходы из шахты подразделяются на главные и запасные.

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

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

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

План ликвидации аварии

План ликвидации аварий (ПЛА) – это документ, предусматривающий все мероприятия по спасению людей, застигнутых аварией в шахте, по ликвидации аварий в начальный период их развития, а также определяющий действия инженерно-технических работников, рабочих и ВГСЧ при возникновении аварии.

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

Необходимость составления ПЛА определяется особой важностью четких согласованных действий всех работников шахты и ВГСЧ в начальный период развития аварии, когда время для принятия решений крайне ограничено, когда возможно проявление растерянности и паники, отсутствие на месте

руководителей шахты и т. л. ПЛА, подготавливаемый заблаговременно на основе всестороннего анализа возможных аварийных ситуаций, с учетом современных методов и средств борьбы с авариями, инженерного опыта и особенностей шахты, позволяет избежать ошибок при спасении людей и ликвидации аварий.

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

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

При спасении людей очень важное, а в ряде случаев решающее значение имеет правильный выбор вентиляционных режимов при авариях. В ПЛА

приводятся основные рекомендации для наиболее характерных позиций аварий.

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

1. максимальное ограничение области распространения газообразных ядовитых продуктов пожара или взрыва;

2. обеспечение выхода людей по выработкам со свежей струей;

3. недопущение скопления опасных концентраций взрывчатых газов во избежание их взрывов (особенно при пожарах);

4. максимальное сокращение притока свежего воздуха к очагу пожара с целью недопущения его развития;

5. обеспечение коллективной защиты горноспасателей;

6. устойчивость и управляемость режимом вентиляции.

При авариях возможны следующие вентиляционные режимы:

1. режим нормальной вентиляции (расход и направление движения воздуха не меняются);

2. увеличение или уменьшение расхода воздуха при прежнем направлении его движения;

3. короткий ток воздуха («закорачивание») (основное количество воздуха направляется в исходящую струю по короткому пути, минуя отдельные участки вентиляционной сети;

4. «нулевая» вентиляция (движение воздуха прекращается);

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

Мероприятия по спасению людей и ликвидации аварии по позициям.

ПОЗИЦИЯ № 1 – Поверхностные здания ВС 1,2: подъемных машин, лебедок, вентиляторной, АБК. Вид аварии – пожар. Таблица 8.2

№п/п	Мероприятия по спасению людей и ликвидации аварии	Ответственные лица и исполнители	Пути вывода людей из аварийного участка
1	Главный вентилятор ВС-1 остановить, главный вентилятор ВС-2 остановить, закрыт противопожарные ляды в вентиляционных каналах ВС-1 и ВС-2	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
2	Оповестить всех трудящихся, находящихся в стволе, БРУ об аварии и выходе на поверхность световыми сигналами с помощью прямой связи и	ОРР по ЛА, сменный надзор, диспетчер рудника	Находящиеся в стволе, включившись в самоспасатели, в бадье выезжают на поверхность
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
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.	ОРР по ЛА, сменный надзор, диспетчер рудника, рукоятчик-сигналист, оперативный дежурный дежурный элек-	Люди находящиеся в подземных выработках кратчайшим путем следуют к КС или ВС-2 выезжают на поверхность
5	Отключить электроэнергию от горящего объекта ВС-1, или ВС-2, при невозможности отключения (пожар в здании подстанции) сообщить диспетчеру о необходимости отключения фидеров по телефону	ОРР по ЛА, механик участка, сменный надзор, дежурный электрослесарь, диспетчер рудника	Находящиеся в копре ВС-1, ВС-2 надшахтных зданиях выходят наружу (Т = 1 мин.) Кроме стволового который включившийся в самоспасатель выходит после подъема людей по
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, ВС-2 для регистрации спуска людей, выехавших из ствола.	ОРР по ЛА, диспетчер рудника, сменный надзор	
8	Включить насос пожбаков промплощадки ВС-1,2	ОРР по ЛА, сменный надзор, рукоятчик-	

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

ПОЗИЦИЯ № 2 – Поверхностное здание и сооружение КС, СС, ВПС 1,2. Вид аварии – пожар. Таблица 8.3

№ п	Мероприятия по спасению людей и ликвидации аварии	Ответственные лица и	Пути вывода людей из аварийного участка
1	Главный вентилятор ВС-1 реверсировать, увеличить обороты; главный вентилятор ВС-2 реверсировать, увеличить обороты; закрыт УСМ ГВУ ВС-1,2 на 45 градусов.	ОРР по ЛА, сменный надзор, дежурный электрослесарь	Люди, находящиеся в башенном копре КС выходят с отметок наружу пожарную лестницу и спускаются вниз.
2	Вызвать ВГСЧ и пожарную команду по прямой связи или по телефонам	ОРР по ЛА, диспетчер рудника	Люди, находящиеся в горящем здании, сооружении выходят наружу.
3	Сообщить оператору УТЗК об аварии.	ОРР по ЛА, горный диспетчер	Люди, находящиеся в КС в самоспасателях следуют на 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 ВПС 1,2 в самоспасателях выезжают на поверхность.
5	Оповестить об аварии всех людей находящиеся на ВС-1, ВС-2 по телефону и прямой связью и вывести их на поверхность	ОРР по ЛА, механик участка, сменный надзор, дежурный электро-слесарь	Люди, находящиеся на слоях гор. -1193м, в самоспасателях выходят по откаточным выработкам на откаточный квершлаг и по транспортному уклону идут на вентиляционный штрек к ВС-2 и, выезжают на поверхность.
6	Сообщить диспетчеру ТВГС по телефону об аварии и увеличении подачи воды в противопожарном трубопроводе на рудник.	ОРР по ЛА, диспетчер рудника	Люди находящиеся в стволах ВС-1,2, в самоспасателях выезжают на поверхность.
7	Вызвать дежурного фельдшера медпункта, при необходимости скорую помощь	ОРР по ЛА, рукоятчик-сигналист	Люди, находящиеся в выработках гор. -1260м, в самоспасателях выходят со слоёв идут на вентиляционный штрек к ВС-2 и, выезжают на поверхность.

8	Сообщить диспетчеру о необходимости бесперебойной работы компрессорной станции	ОРР по ЛА, механик участка, сменный надзор, рукоятчик -	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-2 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-	
12	Оповестить должностных лиц и учреждения по списку формы - №3	ОРР по ЛА, горный диспетчер	

9.Технико – экономическое обоснование строительства гаража

Таблица 9.1 – Продолжительность процессов на выработку на полный срок строительства, час.

Процессы	Продолжительность процессов на выработку на полный срок строительства, чел.-час.		
	На один забой	На три забоя	Итого
Уходка, м/см	0,8	1,2	
Бурение шпуров на уход, час	66	999	1065
Бурение под штанги	316,8	4795,2	5112
Погрузка	33	499,5	532,5
Крепление	66	999	1065
Заряжание и взрывание	231	3496,5	3727,5
ИТОГО:	712,8	10789,2	11502

Расчет стоимости сооружения выработки по статье «заработная плата»

Для расчета стоимости сооружения выработки по статье «заработная плата» необходимо определить:

– профессии и квалификационные разряды рабочих, выполняющих отдельные процессы проходческого цикла;

– трудовые затраты рабочих на выполнение процессов и работ;

– тарифные часовые ставки оплаты труда;

– доплаты, предусмотренные при проведении уклона.

Все расчеты сводятся в таблицу 6.6

Таблица 9.2 – Затраты на проходку по статье “Зарплата ” по процессам цикла в расчете на 1 чел. – час. работы

Наименование	Бурение	Погрузка	Зар .и Взр.	Крепление
Разряд	5	5	5	4
Часовая ставка, руб.	133	133	133	121
Премиальные (40%)	53,2	53,2	53,2	48,4
Районный коэффициент(1,8)	239,4	239,4	239,4	217,8
Доплата за работу в условиях крайнего севера(80%):	106,4	106,4	106,4	96,8
ИТОГО	532	532	532	484
ЕСН(31,1%):	165,4	165,4	165,4	150,5
ВСЕГО с учетом ЕСН:	697,4	697,4	697,4	634,5

Таблица 9.3 – Расчет зарплаты по комплексам на строительство всей выработки

Процессы	Затраты по зарплате по комплексам на строительство всей выработки, руб.			
	разряд	затраты по з/п, руб./ чел.-час	часов	Итого по процессу, руб.
Бурение шпуров на уход	5	697,4	1065	742731
Бурение под штанги	5	697,4	1065	742731
Погрузка	5	697,4	523,5	365088,9
Крепление: Крепильщики Машинист Секома	 4 4	 634,5 634,5	 3727,5 1863,75	 2365098,8 1182549,4
Заряжание и взрывание	5	697,4	5112	3565108,8
ИТОГО:			11502	8963307,9

Расчет стоимости сооружения выработки по статье «амортизация»

Для расчета стоимости сооружения выработки по статье «амортизация» необходимо определить:

– стоимость единицы, руб;

– общую сумму стоимости, руб;

– амортизацию за год, руб;

– амортизационные затраты за час работы, руб./час.

Таблица 9.4 – Затраты по статье “амортизация” на 1 час работы оборудования

Наименование оборудования	Коли-чество	Стоимость единицы, руб.	Общая сумма стоимости, руб.	Годовая норма амортиза-ции, %	Амортизация за год, руб.	Затраты, руб./час.
1.Boomer-282	1	12200000	12200000	20	2400000	278,5
2. Caterpillar CAT R1600G	1	15000000	15000000	25	3750000	428
3. ВМП-6М	1	450000	450000	25	112500	12,8
4. ЗП-2	1	40000	40000	50	20000	2,2
5. Секома	1	10000000	10000000	20	2000000	228,3
ИТОГО						949,8

Количество рабочих дней в месяц – 21.

Количество рабочих дней в год – 252.

Количество рабочих часов в неделю – 36 час.

Количество рабочих часов в месяц – 756 час.

Количество рабочих часов в году – 9072 час.

Таблица 9.5 – Затраты по статье “амортизация” на работу оборудования на всей выработки

Наименование оборудования	Количество	Часов работы на всю выработку	Затраты, руб./час.	Затраты на всю выработку, руб.
1.Boomer-282 (на уход)	1	1065	278,5	296602,5

1.Boomer-282 (под ЖБШ)	1	1065	278,5	296602,5
2.Caterpillar CAT R1600G	1	532,5	428	227910
3.ВМП-6М	3	3696	12,8	47308,8
5. ЗП-2	3	5112	2,2	11246,4
Сикома	1	1863,7	228,3	425482,7
ИТОГО				1305152,9

Расчет стоимости сооружения выработки по статье «материалы»

Для этого необходимо определить:

– перечень материалов по процессам, необходимых для осуществления проходки выработки;

– расход материалов на длину уходки, на всю выработку;

– стоимость необходимых материалов;

Все расчеты сводятся в таблицу

Таблица 9.6 – Затраты на проходку по статье “материалы” на всю выработку

Наименование	Значение
Количество циклов	936:2,4=390
ВВ	
Аммонит №6ЖВ, кг	0,25*66*390=6435
Цена 1 кг, руб.	32
Затраты по А№6ЖВ	**205920**
Гранулит АС-8, кг	66*390=25740
Цена 1 кг, руб.	150
Затраты по АС-8, руб.	3861000
Итого по ВВ, руб.	**4066920**
ЭД	
Количество ЭД	390*66=25740
Цена 1 шт, руб.	100
Итого по ЭД	**2574000**
Стоимость 1 ЖБШ	103

Количество ЖБШ на выработку	15*3*390=17550
Итого по ЖБШ	**1807650**
ВСЕГО:	**8654490**

Расчет стоимости сооружения выработки по статье «энергия»

Для расчета стоимости сооружения по статье энергия необходимо определить:

– перечень видов энергии, потребляемых на каждый процесс;

– наименование потребителей и их количества по каждому виду энергии;

– время потребления на каждом процессе в течение цикла;

– объем потребляемой энергии по каждому процессу;

– стоимость единицы энергии.

Все расчеты сводятся в таблицу 6.11.

Таблица9.7 – Затраты на проходку уклона по статье “энергия”

Наименование	Ед. изм	Ед. расхода	Стоимость ед. энергии, руб.	Затраты по оборудованию	
				Час.	Руб.
Эл. энергия Вентилятор ВМП-6М	W, кВт	90	1,1		99
Диз. топливо. ПДМ и СБУ	л/час	25	32		800

Таблица9.8 – Затраты на проходку уклона по статье “энергия” на всю выработку

Наименование оборудования	Количество	Часов работы на всю выработку	Затраты, руб./час.	Затраты на всю выработку, руб.
1.Boomer-282 (на уход)	1	1065	99	105435
1.Boomer-282 (под ЖБШ)	1	1065	99	105435
2.Caterpillar CAT R1600G	1	532,5	800	425600
3.ВМП-6М	3	3696	99	365904

5. ЗП-2	3	5112	-	11246,4
Сикома	1	1863,7	800	1490960
ИТОГО				2504580,4

Для расчета стоимости сооружения по статье энергия необходимо определить:

– перечень видов энергии, потребляемых на каждый процесс;

– наименование потребителей и их количества по каждому виду энергии;

– время потребления на каждом процессе в течение цикла;

– объем потребляемой энергии по каждому процессу;

– стоимость единицы энергии.

Все расчеты сводятся в таблицу 6.11.

Таблица 9.9 – Общая стоимость сооружения выработки

Статьи расходов	Затраты, руб.			Удельный вес затрат %
	на всю выработку	на 1 пог. м	на 1м^3	
Заработная плата	8 963 307.9	9576,1	381,5	41,8
Материалы	8 654 490,0	9246,2	368,3	40,4
Энергия	2 504 580,4	2675,8	106,6	11,7
Амортизация	1 305 152,9	1394,3	55,5	6,1
Итого:	21 427 531,2	22892,4	911,9	100%
Общешахтные услуги	14999272			
Итого прямых затрат	36426803	38 917,5	1 550,4	
Накладные расходы (8-26%)	7285360,6			
Всего затрат:	43712164	46 701,0	1 806,5	

Таблица 9.10 – Технико – экономические показатели проведения выработки

№	Показатель	Значение
1	Сечение выработки в свету, $м^2$	19,1
2	Сечение выработки вчерне, $м^2$	25,1
3	Длина выработки, м	936
4	Общее число шпуров, шт.	70
5	Подвигание забоя за цикл, м	2,4
6	Коэффициент использования шпура, доли ед.	0,95
7	Продолжительность цикла, ч	21,6
8	Число циклов в смену, шт.	0,5
9	Число циклов в сутки, шт.	1
10	Скорость подвигания забоя, м/мес	60
11	Численность звена, чел	7
12	Явочная численность бригады, чел	15
13	Списочная численность бригады, чел	22
14	Производительность труда рабочей бригады: $м^3$/чел. см	1,2
15	Стоимость проведения всей выработки, руб.	43712164
16	Стоимость проведения 1 пог. м выработки, руб.	46 701,0
17	Стоимость проведения 1$м^3$ выработки, руб.	1 806,5

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

В дипломной работе разработан проект на строительство подземного гаража самоходного оборудования на горизонте – 1050м в условиях рудника «Таймырский».

Подземный гараж включает в себя 32 бокс для отстоя и мелкого ремонта самоходного оборудования, заезды в боксы.

Поле строительства подземного гаража складывается породами осадочно-метаморфического комплекса, представленными известняками доломитизированными среднего, верхнего Девона с прожилками и прослоями ангидритов.

В следствии анализа отечественного и зарубежного опыта строительства подобных сооружений в похожих горно – геологических условиях принята следующая схема сооружения подземного гаража:

– проходка камер – боксов буровзрывным способом.

При расчете паспортов БВР для всех выработок была принята глубина шпура 2,4 м.

Крепление выработок подземного гаража принято осуществлять монолитной бетонной крепью(толщина слоя 200 мм), состоящей из железобетонных анкеров(длина 1,75м, сетка 0,8х0,8), металлической сетки

При проектировании вентиляции подземного гаража в процессе эксплуатации рассчитан необходимый для проветривания объем воздуха. В целом вентиляция подземного гаража осуществляется за счет общешахтной депрессии.

В целях обеспечения безопасности при строительстве и эксплуатации подземного гаража самоходного оборудования произведен анализ опасных производственных факторов, на основании которого разработаны мероприятия по технике безопасности, приведен план ликвидации аварии по двум позициям.

Экономическая часть заключается в составлении локальной сметы на проходку и крепление подземных выработок гаража самоходного оборудования.

Исходя из расчетов локальной сметы получен технико – экономические показатель – сметная стоимость строительства – 43712164 руб

СПИСОК ИСПОЛЬЗУЕМЫХ ИСТОЧНИКОВ

1. Дубинный. А.Ф. Строительство горных предприятий /КГАЦМиЗ – Красноярск, 136 с.
2. Горный журнал Научно – технический и производственный журнал / Под ред. Л.А. Пучков – Москва, 6.210 – 97с.
3. Справочник по горнорудному делу/Под ред. В.А. Гребенюка, Я.С. Пыжьянова, И.Е. Ерофеева – М.: Недра, 1983 – 816 с.
4. Именитов В.Р. Процессы подземных горных работ при разработке рудных месторождений. М.: Недра, 1978 – 528 с.
5. С.А Вохмин Сборник примеров и задач по подземным горным работам/КГАЦМиЗ – Красноярск, 120с.
6. С.А. Вохмин Технология и безопастности взрывных работ: Методические указания к выполнению лабораторных работ для студентов специальностей 130404, 130406 /ФГОУ ВПО СФУ ИГДГиГ – Красноярск,2008. 86с.
7. Требуш Ю.П. Технология проведения горных выработок Методические указания к выполнению курсового проекта для студентов специальностей 090200 ;ГУЦМиЗ – Красноярск,2004. 68с.:ил.
8. Агошков М.И., Борисов С.С., Боярский В.А. разработка рудных и нерудных месторождений. М.: Недра, 1983 – 424 с.
9. Рогинский В.М. Технология, экономика и управление строительством горных выработок в крепких породах – М.: Недра, 1993 – 304 с.
10. Таранов П.Я., Гудзь А.Г. Разрушение горных пород взрывом – М.: Недра, 1976. – 253 с.
11. Проектирование предприятий с подземным способом добычи полезных ископаемых: Справочник – М.: Недра, 1991 – 399 с.
12. Единые правила безопасности при разработке рудных, нерудных и россыпных месторождений полезных ископаемых подземным способом. Книга 1 – М.: НПО ОБТ, 1996 – 260 с.

13. Единые правила безопасности при разработке рудных, нерудных и россыпных месторождений полезных ископаемых подземным способом. Книга 2 – М.: НПО ОБТ, 1996 – 224 с.

14. 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.

15. Кодекс законов о труде Российской Федерации. Официальный текст по состоянию на 15 октября 1997 г – М.: Издательская группа ИИНФРА·М – НОРМА, 1997 – 139 с.

16. 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.

17. Единые правила безопасности при взрывных работах / Редкол.: М.П.Васильчук и др.; Утв. Госгортехнадзором России 1992 г – М: НПО ОБТ, 1993 – 238 с.

18. Ушаков К.З., Бурчаков А.С. Аэролргия горных предприятий: Недра, 1987 – 424 с.