

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

Институт горного дела, геологии и геотехнологий

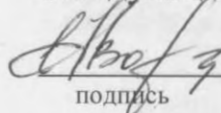
институт

Шахтное и подземное строительство

кафедра

УТВЕРЖДАЮ

Заведующий кафедрой



С.А. Вохмин

подпись

инициалы, фамилия

«22» 06 2016 г.

## ДИПЛОМНАЯ РАБОТА

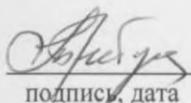
130406.65 «Шахтное и подземное строительство»

код и наименование специальности

«Обоснование технологической схемы строительства транспортного штрека  
на участке от конвейерного уклона до транспортного орта ТО-10 в условиях  
рудника «Заполярный» ЗФ ПАО «ГМК «Норильский Никель».

## Пояснительная записка

Руководитель



подпись, дата

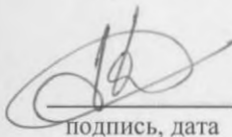
Профессор

должность, ученая степень

Ю.П. Требуш

инициалы, фамилия

Выпускник



подпись, дата

С.Н. Краснов

инициалы, фамилия

Красноярск 2016 г.

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

Институт горного дела, геологии и геотехнологий

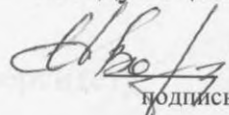
институт

Шахтное и подземное строительство

кафедра

УТВЕРЖДАЮ

Заведующий кафедрой

 С.А. Вохмин  
подпись инициалы, фамилия

«23.04.2016»

\_\_\_\_\_ 2016 г.

**ЗАДАНИЕ**

**НА ВЫПУСКНУЮ КВАЛИФИКАЦИОННУЮ РАБОТУ**

**в форме дипломной работы**

Студенту Краснову Сергею Николаевичу

фамилия, имя, отчество

Группа ЗГГ10 – 10

Направление (специальность) 130406.65 "Шахтное и подземное строительство"

Тема выпускной квалификационной работы «Обоснование технологической схемы строительства транспортного штрека на участке от конвейерного уклона до транспортного орта ТО-10 в условиях рудника «Заполярный» ЗФ ПАО «ГМК «Норильский Никель»».

Утверждена приказом по университету № 5281/с от «19» апреля 2016 г.

Руководитель ВКР Требуш Юрий Прокопич.

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 участка ;

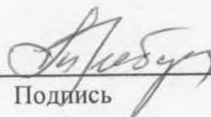
Паспорт БВР

Горная часть

Вентиляция

Экономическая часть

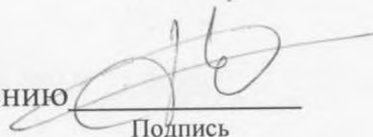
Руководитель ВКР

  
Подпись

Ю.П Требуш

инициалы и фамилия

Задание принял к исполнению

  
Подпись

С.Н Краснов

инициалы и фамилия

## РЕФЕРАТ

Дипломная работа по теме: «Обоснование технологической схемы строительства транспортного штрека на участке от конвейерного уклона до транспортного орта ТО-10 в условиях рудника «Заполярный» ЗФ ПАО «ГМК Норильский Никель» содержит 102 страниц текстового документа, 12 иллюстраций, 4 таблицы, 8 приложений, 14 использованных источников, 7 листов графического материала.

ГОРНО-ГЕОЛОГИЧЕСКАЯ ХАРАКТИРИСТИКА МЕСТНОСТИ СТРОИЩЕГОСЯ ОБЪЕКТА, ИСЛЕДОВАТЕЛЬСКАЯ ЧАСТЬ, ОБОСНОВАНИЕ ТЕХНОЛОГИЧЕСКОЙ СХЕМЫ СТРОИТЕЛЬСТВА, БЕЗОПАСНОСТЬ РАБОТ, ЭКОНОМИЧЕСКАЯ ЧАСТЬ

Цель дипломной работы – обосновать технологию схемы строительства штрека.

Произведен расчет паспортов БВР и крепления выработок. Рассчитана вентиляция, произведены решения по безопасности и эко логичности проекта. В разделе экономика произведен расчет сметной стоимости транспортного штрека.

## СОДЕРЖАНИЕ

ВВЕДЕНИЕ.....	9
1 ГЕОЛОГИЧЕСКАЯ ХАРАКТЕРИСТИКА.....	11
1.1 Краткие сведения о месторождении Норильск-1.....	11
1.2 Геологическое строение месторождения Норильск-1.....	11
1.2.1 Стратиграфия.....	11
1.2.2 Магматизм.....	13
1.2.3 Тектоника.....	15
1.3 Морфология рудных .....	16
1.3.1 Качество полезного ископаемого.....	17
1.3.2 .....	
Гидрогеология.....	18
1.3.3 Газоносность.....	19
1.4 Инженерно-геологические условия.....	20
1.4.1 Физико-механические свойства горных пород и руд.....	22
1.4.2 Горно-геологическая характеристика транспортного штрека.....	23
2 Задачи и следования .....	25
3 ИССЛЕДОВАТЕЛЬСКАЯ ЧАСТЬ.....	26
3.1 Обоснование комплексов проходческого оборудования .....	26
3.2 Краткое описание технологии строительства.....	27
4 ГОРНАЯ ЧАСТЬ.....	29
4.1 Выбор параметров и формы горной выработки.....	29
4.2 Выбор и расчет крепи.....	34
4.2.1 Крепление горных выработок.....	44
4.2.2 Расчет анкерной крепи.....	36
4.2.3 Расчет параметров буровзрывных работ при проведении горизонтальных выработок .....	41
4.3 Выбор режима проходческих работ.....	47
4.3.1 Организация работ проходческого цикла.....	47

4.3.2	Расчет затрат времени на цикл на участок выработки 60-180 м .....	53
4.3.3	Расчет затрат времени на цикл на участок выработки 180-260 м .....	56
4.4.	Уточнение параметров БВР .....	59
5	ВЕНТИЛЯЦИЯ. ....	62
5.1	Расчет вентиляции. Проветривание горизонтальных и наклонных выработок при проходке.....	62
5.2	Выбор способа и схемы подачи воздуха в забой.....	63
5.3	Оборудование и приспособления для проветривания выработок.....	66
5.4	Расчет параметров процесса проветривания и выбор вентилятора.....	68
5.5	Расчет количества воздуха по отдельным факторам.....	70
5.6	Выбор вентилятора.....	71
6	ЭКОНОМИКА .....	82
7	Безопасность жизнедеятельности .....	82
7.1	Общие положения .....	82
7.2	Газовый режим .....	83
7.2.1	Самовозгорание руд .....	85
7.2.2	Обеспечение безопасности ведения взрывных работ... ..	86
7.2.3	Ликвидация отказов .....	88
7.3	Пылеподавление и пылеулавливание .....	89
7.3.1	Снижение запылённости воздуха в руднике при взрывных работах...../.....	90
7.3.2	Снижение пылеобразования при торкретировании выработок.....	92
7.3.3	Средства индивидуальной защиты.....	92
7.4	Противопожарно-оросительный водопровод.....	94

7.4.1 Комплексное обеспыливания.....	94
7.4.2. Борьба с производственным шумом и вибрациями.....	95
7.5 Выходы из шахты.....	97
7.5.1. План ликвидации аварии.....	98
7.5.2. Мероприятия по спасению людей и ликвидации аварии по позициям.....	99
<b>ЗАКЛЮЧЕНИЕ.....</b>	<b>103</b>
<b>СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННЫХ ИСТОЧНИКОВ.....</b>	<b>104</b>

## **ВВЕДЕНИЕ**

Горная промышленность - одна из ведущих отраслей хозяйства, поставляющая сырье для отраслей, на которых основана индустриальная мощь нашей страны.

Дипломная работа является квалификационным трудом, подводящим студента к самостоятельной инженерной деятельности.

Базой для разработки дипломной работы являются теоретические и практические знания в области горного дела, материалы по курсовому проектированию, а также отчеты по производственной и преддипломной практикам на предприятиях ОАО ГМК «Норильский никель».

Проектирование выработки - это творческий процесс, состоящий из целой совокупности приемов и методов, обеспечивающих получение необходимой информации о будущем руднике. Информация представлена в виде расчетов, обоснований, описаний, чертежей.

Проведением горной выработки комплекс работ, включающий выемку, погрузку и транспортирование горной массы, возведение крепи, наращивание транспортных устройств и коммуникаций, обеспечивающих определенную скорость продвижения забоя.

Строительством горной выработки комплекс работ, выполнение которых обеспечивает ее готовность к сдаче в эксплуатацию согласно техническому проекту. В состав комплекса входят подготовительные работы, проведение самой выработки и заключительные работы для сдачи ее в эксплуатацию.

Сложные условия проведения горной выработки — условия, при которых горно-строительные работы следует сопровождать соответствующей подготовкой окружающего массива или организационно-техническими мероприятиями, позволяющими устранить или снизить отрицательные воздействия среды на показатели проходческих работ и устойчивое состояние выработки.



При проектировании выработки выбираются и определяются оптимальные параметры предприятия, такие, как запасы и качество руды, производственная мощность и срок службы, способ и схема вскрытия, система разработки, применяемое горное оборудование, технологическая характеристика добываемой рудной массы, объем горно-капитальных работ, сроки строительства и достижения проектной мощности.

Дипломная работа выполнена на реальных данных для условий рудника «Заполярный».

## **1 ГЕОЛОГИЧЕСКАЯ ХАРАКТЕРИСТИКА**

### **1.1 Краткие сведения о месторождении Норильск-1**

Месторождение Норильск-1 расположено в северо-восточной части Норильского плато, которое отделено от окружающих возвышенностей глубоко врезной долиной реки Норилка и большим количеством небольших рек и озер, занимающих до 35 % площади долины.

Климат района типично субарктический с продолжительной зимой и коротким летом. Характерной особенностью района являются микроклиматические различия погоды, обусловленные горным рельефом местности. Среднегодовая температура - 8°C. Самая высокая температура летом около +30°C, а зимой

-57°C. Среднегодовое количество осадков составляет 500÷600 мм, барометрическое давление колеблется в широких пределах от 720÷780 мм рт. ст.

В районе месторождения многолетняя мерзлота распространена в горной части ландшафта. В долинах рек, под озерами ее нет. Граница между вечномерзлыми (отрицательными) и теплыми (положительными) зонами пород проходит на уровне горизонта + 261 м рудника «Заполярный» (на уровне абсолютных отметок +216.5 м). Плоскость границы относительно ровная, горизонтальная. Многолетняя мерзлота по сути вялая, но относится к устойчивому типу. Температура мерзлых пород около - 2÷5° С. Мощность вечномерзлых пород колеблется от 100 – 150 м до 300 – 400 м.

### **1.2 Геологическое строение месторождения Норильск-1**

#### **1.2.1 Стратиграфия**

В геологическом строении месторождения принимают участие морские осадочные породы верхнего силура, морские и континентально-лагунные образования девона, терригенно-осадочные отложения карбона, перми, и туфолаво-вые толщи перми и триаса. Силурийская система верхний отдел ( $S_2$ ).

#### **Силурийская система**

##### *Верхний отдел*

*Лудловская свита ( $S_2 ld$ )* представлена в верхней части разреза доломитами с прослоями ангидрита и мергеля, а в нижней – известняками доломитовыми и кремнистыми. Мощность отложений 220 – 270 м.

### **Девонская система**

Нижний отдел

*Зубовская свита ( $D_1 zb$ )* представлена мергелями глинистыми и зеленовато-серыми с пластами гипса и ангидрита. Мощность отложений 200 м.

*Курейская свита ( $D_1 kr$ )* сложена аргиллитами известковистыми. Мощность свиты 85 м.

Нижний – средний девон (нерасчлененные)

*Разведочнинская свита ( $D_{1-2} rz$ )* представлена аргиллитами песчанистыми красно-бурыми с прослойками фосфоритов. Мощность свиты 140 – 150 м.

Средний отдел

*Мантуровская свита ( $D_2 mt$ )* представлена мергелями глинистыми красновато-бурыми и зеленовато-серыми с пластами гипса и ангидрита (до 8,0 м). Мощность свиты 300 м.

Верхний отдел

*Каларгонская свита ( $D_3 kl$ )* представлена переслаиванием чистых и кремнистых известняков. Мощность свиты до 170 м.

*Накохозская свита ( $D_3 nk$ )* представлена мергелями с прослоями гипса. Мощность свиты 50 м.

### **Девонско-каменноугольная (нерасчлененные) система**

*Фокинская свита ( $D_3 fk$ )* сложена переслаиванием серых, зеленовато-серых, красно-бурых мергелей, серых и темно-серых доломитов и ангидритов. Мощность свиты 42.0 м.

### **Пермская система**

Нижний отдел

*Буртуклинская свита ( $P_1 bt$ )* представлена чередованием глинистых песчаников, алевролитов, аргиллитов. Отмечаются пласты каменных углей. Мощность свиты 120÷300 м.

Верхний отдел

*Пеляткинская свита ( $P_2 pt$ )* представлена разномерными песчаниками, конгломератами, аргиллитами, алевролитами. Выделяются мощные пласты угля. Мощность свиты в среднем составляет 100 м.

*Ивакинская свита ( $P_2 iv$ )* представлена снизу вверх титан-авгитовыми, лабрадоровыми, двуполевошпатовыми базальтами с прослоями туффигов. Общая мощность свиты 40 – 160 м

### **Триасовая система**

Нижний отдел

*Сыверминская свита ( $T_1 sv$ )* представлена переслаиванием покровов (до 20 м) афировых и толеитовых базальтов. Средняя мощность свиты 140÷150 м.

*Гудчихинская свита ( $T_1 gd$ )* сложена в нижней части порфиоровыми базальтами, выше – горизонтом пикритовых базальтов с прослоями туффигов, в кровле расположены оливиновые базальты. Мощность свиты 170–250 м.

### **Четвертичные система**

*Современные отложения* распространены по всей площади, залегают сплошным покровом на коренных породах. На поверхности плато четвертичные отложения представлены мелкоглыбовым и щебнистым элювием сильно-выветрелых эффузивных пород. Делювиальные отложения неравномерно распределены на пологих склонах плато и у его подножия, где развиты осыпи. Аллювиальные отложения встречаются в распадках ручьев Угольного и Медвежьего. Представлены галечником, щебнем, валунами.

Техногенные отложения представляют собой отвалы рудников. Сложены они глыбами безрудных дифференциатов интрузии Норильска – 1 и базальтами.

## **1.2.2 Магматизм**

Месторождение «Норильск-1» приурочено к одноименной интрузии основного состава. Интрузия «Норильск-1» локализуется на контакте терригенно-угленосных пород перми-карбона (тунгусская серия) и эффузивных трапов триаса.

Инtruзия вытянута в северо-восточном направлении и плавно погружается на юго-запад под углом  $8\div 12^\circ$  в среднем, с небольшим угловым несогласием со стратиграфией вулканогенных и осадочных пород. В результате этого северные части целиком располагаются в базальтах. На юге подошва лежит на осадочных породах, а кровля покрывается базальтами. На севере инtruзия расчленяется на две ветви, на юге же представляет собой единое тело.

В целом инtruзия представляет собой пластообразную залежь с раздувами и пережимами. В плане имеет форму латинской буквы «S», в поперечном сечении – корытообразную форму с крутыми бортами и редко апофизами. Дно прогиба осложнено прогибами и воздыманиями, кровля сильно ровная. Мощность инtruзии 30,0–350,0 м (максимальная мощность отмечается на юге), ширина максимальная 2,7 км уменьшается в северном и южном направлениях соответственно до 1,7 и 0,9 км, разведанная длина составляет 13 км.

Во внутреннем строении выделяются следующие псевдостратифицированные дифференциаты (сверху – вниз):

- 1) верхние контаминированные породы (0,0 – 25,0 м) и эруптивные брекчии (0–25,0 м);
- 2) габбро – долериты (4,0–140 м) и габбро лейкократовое (0,14–20,0 м);
- 3) безоливиновые и кварсодержащие габбро-долериты (0–20,0 м);
- 4) оливиновые и оливинсодержащие габбро-долериты (20,0–100,0 м);
- 5) пикритовые габбро-долериты (5,0–120,0 м);
- 6) такситовые габбро-долериты (0–60,0 м);
- 7) контактовые габбро-долериты (0,5–18,0 м).

Эффузивные траппы пермотриаса налегают со слабым угловым несогласием на отложения тунгусской серии и занимают верхнюю часть разреза месторождения. Эффузивная толща образована лавовыми потоками, образующими пачки сходных по составу пород, разделенных горизонтами туфов. В разрезе эффузивной толщи встречаются силы и полого-секущие тела лабрадоровых порфиритов. Выходы этих пород под наносы наблюдаются в ручье Медвежий. Дайки были встречены разведочными скважинами и горными выработками в

поле «прирезки». Дайки крутопадающие с углами падения  $45^\circ$ . Мощность силлов 2,0-50,0 м, даек 0,5-0,6 м.

Контактово – метасоматические изменения вмещающих пород вблизи интрузии Норильск-1 незначительны. Осадочные породы, подверженные метаморфизму, представлены роговиками, графитизированными аргиллитами, редко графитом; метаморфизованные эффузивные породы – роговиками и скарнами.

### 1.2.3 Тектоника

Месторождение Норильск -1 располагается на восточном крыле Норильской брахисинклинали. Породы, слагающие эту складку в районе месторождения имеют падение на запад, юго-запад и юго-юго-запад с углами от  $5^\circ$  до  $25^\circ$ .

В зоне экзо контакта интрузии среди осадочных пород распространены небольших масштабов флексуры и складки, повторяющие очертания контура интрузии.

Породы тунгусской серии дислоцированы сильнее, нежели перекрывающие их эффузивных. Дизъюнктивные нарушения развиты довольно широко. По типу они относятся к сбросам. Наиболее крупным является Норильско - Хараелахский разлом, расположенный чуть восточнее месторождения. Следующими по величине дизъюнктивными нарушениями являются сбросы ручья Медвежьего, горы Рудной и реки Болотной. Сброс ручья Медвежьего примыкает к Норильско - Хараелахскому разлому и имеет амплитуду от 3 – 5 м до 75 – 90 м по всей площади месторождения.

Трещинная тектоника также развита довольно широко и повсеместно. Выделяются пологие, продольные, диагональные и поперечные трещины. Местами встречаются зоны повышенной трещиноватости с обильной вторичной минерализацией по трещинам. Иногда трещины открытые.

Продукты динамо метаморфизма включают образования, развитые непосредственно в зонах разломов – милониты, бластомилониты и катаклазиты, являющиеся продуктами перетиранья, дробления и последующей перекристалли-

зации при механическом воздействии на породы.

В поле «прирезки» на западном фланге проходит западный сброс с амплитудой сбрасывателя 16 м и углом  $82\div 87^\circ$ . Опущено западное крыло.

С восточного фланга отмечаются оперяющие ступенчатые сбросы горы Рудной. Для них характерны: опущенное левое крыло, амплитуда сбрасывателя от 47,0 до 71,0 м и угол наклона сместителя равный  $45\div 89^\circ$ .

### 1.3 Морфология рудных тел

На месторождении «Норильск-1» сульфидные руды приурочены к нижней части дифференцированной интрузии и подстилающим ее породам. Руды представлены тремя типами: вкрапленными и прожилково-вкрапленными рудами в интрузии (вкрапленные), вкрапленными и прожилково-вкрапленными рудами в породах экзо контакта (медистые), сплошные руды в эндо-экзоконтактах интрузии.

*Вкрапленные руды* являются основным типом на месторождении. Они приурочены к трем нижним дифференциатам интрузии: контактовым, такситовым и пикритовым габбро-долеритам. В пикритовых габбро-долеритах сульфиды образуют равномерно распределенную вкрапленность с размером  $1\div 2$  мм до 20 мм. Своеобразной сплюснутой формой и большими размерами ( $5\div 15$  мм) отличаются вкрапленники сульфидов в такситовых габбро-долеритах. В контактовых габбро-долеритах оруденение проявляется в виде мелкой вкрапленности. Крупные вкрапленники расслоены на верхнюю халькопиритовую часть и нижнюю – пирротиновую.

По морфологии залежь вкрапленных руд практически совпадают с контурами интрузии. Мощность вкрапленных руд соответствует мощности рудо содержащих дифференциатов и изменяется от нескольких метров до  $40,0\div 44,0$  м. В рудах сульфиды в основной массе породы присутствуют в виде вкрапленности и прожилков до  $5\div 10$  % (редко до 23 %). Размеры сульфидных вкрапленников меняются от тысячных долей до  $3\div 5$  см, а прожилков от долей мм до первых сантиметров.

*Медистые руды* приурочены к подстилающим интрузию базальтам и осадочным породам тунгусской серии. Руды имеют пластообразные, линзообразные и сложные формы в зависимости от состава пород, в которых они локализованы. В рудах сульфиды присутствуют в виде отдельных вкрапленников и прожилков. Базальты содержат мелкую и крупную (до  $5 \div 10$  мм, редко до  $2 \div 3$  см) вкрапленность сульфидов, песчаники – тонкую и мелкую (до  $0,6 \div 0,8$  мм), а аргиллиты и сланцы – маломощные (до первых мм) невыдержанные прожилки, приуроченные к слоистости. Содержание сульфидов в медистых рудах достигает до 15–20 % (редко до 40 %). Мощность руд составляет от первых метров до 8,0 (редко до 12,0 м).

*Сплошные руды* развиты в северной части месторождения. Руды слагают отдельные гнезда, шпирьы, линзы и жилы самой разной формы. Морфология рудных тел зависит от тектонических условий и литологического состава вмещающих пород. Мощность сплошных руд в основном такая же, как и у медистых. Часто тела медистых и сплошных руд располагаются рядом.

### 1.3.1 Качество полезного ископаемого

Главными рудообразующими минералами являются пирротин, халькопирит, пентландит, кубанит, борнит и др. Повсеместно среди сульфидов встречается магнетит. Помимо них, руды содержат большое количество второстепенных, вторичных минералов, минералов благородных металлов. Одних только рудных минералов на месторождении насчитывается более 50.

– для никелевых руд главным минералом является пентландит ( $\text{FeNiS}$ ), минимальное промышленное содержание никеля в руде 0,5%.

– для медистых руд – основным минералом является халькопирит ( $\text{CuFeS}$ ), минимально промышленное содержание меди в пределах 0,5-0,8%.

Основные полезные компоненты руд: никель (0,3-0,4% в товарной руде): медь (около 0,5-5%), кобальт (0,015-0,017%). Сопутствующими являются минералы платиновой группы (6-7 г/т в сумме), золото (0,2-0,3 г/т) и серебро (1,5-2 г/т).



Подавляющая доля в общей массе руды принадлежит двуокиси кремния (от 40 до 45%). Большую роль играют также оксиды кальция, магния, алюминия (в сумме около 30-35 %) и железо (9-12 %). Доля серы незначительна и составляет 1-3%.

На месторождении выделено три типа руд, различных по условиям образования, степени распространенности и положению в вертикальном разрезе: вкрапленные в габбро-долеритах; в небольших количествах встречаются сплошные сульфидные руды, как в самой интрузии, так, и в подстилающих породах; медистые руды в подстилающих интрузию осадочных породах и базальтах.

Промышленным типом руды для рудника «Заполярный» является руда вкрапленная СТП 44577806.14-2-1-99.

### 1.3.2 Гидрогеология

Месторождение расположено в зоне сплошного распространения многолетней мерзлоты устойчивого типа. Мощность мерзлоты колеблется от 100-150 м до 300,0-400,0 м.

Гидрогеологическая обстановка месторождения зависит от наличия зоны многолетнемерзлых пород, зоны разломов, повышенной трещиноватости, литологического состава пород и т.п.

На гидрогеологическую обстановку рудника «Заполярный» также влияет наличие зоны провалов над отработанным подземным пространством рудной залежи и карьеры, образованные в результате открытой разработки месторождения.

Обводненность пород поля месторождения происходит в основном за счет подземных вод под мерзлотного типа.

Природные воды относятся к пластово-трещинным (воды тунгусской серии) и трещинным (воды магматических пород). В зоне вечной мерзлоты вода присутствует в виде льда. В зоне положительных температур вода циркулирует

по трещинам и порам пород. Фильтрационные свойства водовмещающих пород (базальты, туфы, алевролиты и аргиллиты) характеризуются коэффициентом фильтрации около 0,0001 м/сут., а в зонах разрушенных пород (габбро-долеритах, в породах на контакте с интрузией) до 0,5-1,0 м/сут. Разгрузка водоносного горизонта происходит у подножия плато. Воды рудоносной интрузии приурочены к габбро-долеритам различного состава. Различная степень их трещиноватости обуславливает неравномерную их водопроницаемость и водообильность.

По химическому составу подземные природные воды относятся к сульфатно-гидрокарбонатным, кальциево-магниевым с минеральными осадками 0,3 – 0,4 г/л. По отношению к бетону и металлу относятся к средне агрессивным. В природных водах содержатся природные газы.

Природная водообильность рудника невелика, составляет около 1450 – 2000 м<sup>3</sup>/сутки для горизонта прирезки. В зимнее время водообильность практически не меняется, держится на одном уровне. В период же таяния снега и выпадения атмосферных осадков в теплое время года вода с поверхности через зоны провалов поступает в рудник. При этом интенсивность поступления воды в рудник целиком зависит от интенсивности таяния снега и количества выпавших осадков.

Водообильность рудника в такие дни может возрасти в 25 – 45 раз и достичь до 48 – 50 тыс. м<sup>3</sup>/сутки.

### 1.3.3 Газоносность

Газопроявление связано с верхней частью угленосных отложений тунгусской серии, которая на отдельных участках подстилает интрузию. Природные газы в основном на образцах пород и свободных газовыделений в рудниках 7/9,7 – бис и поле «прирезки» представлены азотом и метаном. Водород встречается редко, широко распространен углекислый газ. Сероводород распространен спорадически. Аммиак был обнаружен при вскрытии 1 угольного пласта выработками горизонта + 90.

#### 1.4 Инженерно-геологические условия

Рудник «Заполярный» отрабатывает поле месторождения Норильск-1, основным типом руд, которого являются вкрапленные медно-никелевые руды, образованные сочетанием пирротина, халькопирита, пентландита. В незначительном количестве присутствуют богатые сплошные сульфидные руды. Горизонт промышленных вкрапленных руд приурочен к нижним дифференциатам интрузии: пикритовым, такситовым и контактовым габбро-долеритам.

Медно-никелевое месторождение Норильск-1 представляет собой сложную пастообразную залежь. Интрузивное тело выходит на поверхность в северной части месторождения, а к югу и юго-западу оно постепенно погружается под толщу вмещающих его пород. Угол падения залежи колеблется в пределах от  $10^{\circ}$  до  $20^{\circ}$ . Непосредственно покрывающими породами мощностью от 150,0 м до 350,0 м являются безрудные габбро-долериты. Выше залегает мощная толща эффузивных пород, перекрытых наносами. Поддерживающими породами являются безрудные интрузивные породы.

Выемочное поле рудника «Заполярный» расположено в восточном крыле синклиальной структуры, где встречается целая система продольных и поперечных сбросов. Наиболее значительным из является сброс горы Рудной с амплитудой смещения 41,0 – 70,0 м, а также сброс ручья Медвежий с амплитудой смещения 75 - 90 м. Кроме этих крупных сбросов встречается ряд небольших с амплитудой 3,0 – 8,0 м, а также часты более мелкие сбросы с явно выраженными зеркалами скольжения.

Руды и вмещающие породы имеют большое количество трещин, размеры которых по падению и простиранию, а также ориентировке в пространстве очень разнообразны. Из – за этого рудное тело представляется как бы собранным из различных блоков, отличающихся по форме и размеру. Чаще всего размер этих блоков 1,5 – 3,0 м. Несмотря на то, что подстилающие породы и рудное тело имеют общую трещиноватость, характер отдельностей этих пород прослеживается в том, что в пустых породах трещиноватость имеет расслоен-

ный столбчатый характер, а в рудном поле — плитчатый.

В рудном поле преобладают руды в амфиболитных породах. При этом амфиболиты имеют столбчатый характер в породах (глыбы) и в глыбах угловатой формы в виде плитчатого характера разрушения при плавке.

В рудном поле преобладают руды в амфиболитных породах. При этом амфиболиты имеют столбчатый характер в породах (глыбы) и в глыбах угловатой формы в виде плитчатого характера разрушения при плавке.

В рудном поле преобладают руды в амфиболитных породах. При этом амфиболиты имеют столбчатый характер в породах (глыбы) и в глыбах угловатой формы в виде плитчатого характера разрушения при плавке.

#### 1.3. Структурно-метаморфическая характеристика рудного поля

В рудном поле преобладают руды в амфиболитных породах. При этом амфиболиты имеют столбчатый характер в породах (глыбы) и в глыбах угловатой формы в виде плитчатого характера разрушения при плавке.

В рудном поле преобладают руды в амфиболитных породах. При этом амфиболиты имеют столбчатый характер в породах (глыбы) и в глыбах угловатой формы в виде плитчатого характера разрушения при плавке.

В рудном поле преобладают руды в амфиболитных породах. При этом амфиболиты имеют столбчатый характер в породах (глыбы) и в глыбах угловатой формы в виде плитчатого характера разрушения при плавке.

В рудном поле преобладают руды в амфиболитных породах. При этом амфиболиты имеют столбчатый характер в породах (глыбы) и в глыбах угловатой формы в виде плитчатого характера разрушения при плавке.

В рудном поле преобладают руды в амфиболитных породах. При этом амфиболиты имеют столбчатый характер в породах (глыбы) и в глыбах угловатой формы в виде плитчатого характера разрушения при плавке.

Важным фактором, затрудняющим разработку месторождения является сильная трещиноватость руд и вмещающих пород. При этом возникает значительная крепость в образце (глыбе) и слабая устойчивость массива, а также крупно глыбовый характер разрушения при отбойке.

Значительная мощность покрывающих пород вызывает быстрое увеличение горного давления.

Подстилающие породы месторождения представлены терригенно-осадочными угленосными и газоносными отложениями тунгусской серии, что обуславливает проникновение метана на нижние горизонты рудника. Абсолютная метан обильность составляет до  $300 \text{ м}^3/\text{сутки}$ , и в зависимости от скорости проходки и трещиноватой пород, колеблется в отдельные периоды от 80.0 до  $150,0 \text{ м}^3/\text{сут}$ .

#### **1.4.1 Физико-механические свойства горных пород и руд.**

Коэффициент крепости вкрапленных руд по шкале М.М. Протодяконов колеблется в пределах 12 – 14, осадочных пород от 4 – 6 (угли) и до 11 – 12 (песчаники), долеритов 13-16. Таким образом, руды и вмещающие породы месторождения обладают достаточно высокой твердостью.

Объемный вес вкрапленных руд составляет  $2,79 - 3,28 \text{ г/см}^3$ , сплошных –  $4,00 - 4,58$ , медистых – зависит от типа пород, в которых они сосредоточены и от содержания сульфидов.

Модуль упругости вкрапленных руд изменяется от  $270 \times 10^3 \text{ кг/см}^2$  до  $1230 \times 10^3 \text{ кг/см}^2$ , коэффициент Пуассона составляет 0,19 – 0,43. Коэффициент разрыхления составляет 2,4.

Максимальный размер куска руды в двух измерениях для руды рудников должен быть не более 300 мм. Для вкрапленной руды рудника «Заполярный» допускается наличие отдельных кусков размером не более 600 мм. Массовая доля влаги во вкрапленной руде рудника «Заполярный», отгруженной за сутки, должна быть не более 0,4%.

Проектная выработка пойдет по долеритам средне- сильнотрещиноватым.

Трещины различно-арендированны: пологие, наклонные, крутые, с ровными, шероховатыми, гладкими стенками, открытого и закрытого типа, выполненные хлоритом, серпентином, кальцитом. В последних возможно выделение метана. Форма элементарного блока параллелепипеда. Трапециевидная, плитчатая с размерами 5\*5\*5см. и более.  $F=10-13$ . Устойчивость пород слабая.

#### **1.4. Горно-геологическая характеристика транспортного штрека**

Месторождение располагается в гористой местности, выработка проходит в зоне сплошного распространения многолетней мерзлоты устойчивого типа. Мощность мерзлоты колеблется от 100-150 м до 300,0-400,0 м.

Важным фактором, затрудняющим разработку месторождения является сильная трещиноватость руд и вмещающих пород. При этом возникает значительная крепость в образце (глыбе) и слабая устойчивость массива, а также крупно глыбовый характер разрушения при отбойке.

Значительная мощность покрывающих пород вызывает быстрое увеличение горного давления. Обводненность массива слабая, ожидаемый естественный водоприток в выработку 5- м<sup>3</sup>/сутки. Вода не агрессивна по отношению к бетону и металлу. Крепость вмещающих пород  $f=10-13$ .

Объёмный вес составляет для: габбро-долериты без рудные- 2,95 т/м<sup>3</sup>, полевошпатовые породы кровли- 2,95 т/м<sup>3</sup>, породы кровли без рудные- 2,75 т/м<sup>3</sup>. Выработка предназначена для обеспечения передвижения ПСО и транспортирования людей к местам ведения горных работ. Данная выработка будет служить в качестве основной транспортной артерией рудника. Проходка ведется с конвейерного уклона (КУ) идущего с поверхности. Длина выработки составляет 200 метров. Предусмотрена проходка ниши для возможности маневрирования техники и последующей перегрузки отбитой горной массы в автосамосвал "Камера перегрузки породы". Вентиляция осуществляется с помощью обще шахтной депрессии и ВМП. Вода непосредственно из забоя при проходке откачивается насосами Н-1М. Основными источниками воды в горные выра-

ботку являются: естественная фильтрация воды из рудного и породного массивов, за счет подземных вод под мерзлотного типа, технологическая вода от бурения и пылеподавления, фильтрация избыточной воды при закладке выработанного пространства, водоприток от промывки закладочных трубопроводов.

### Схема расположения выработки

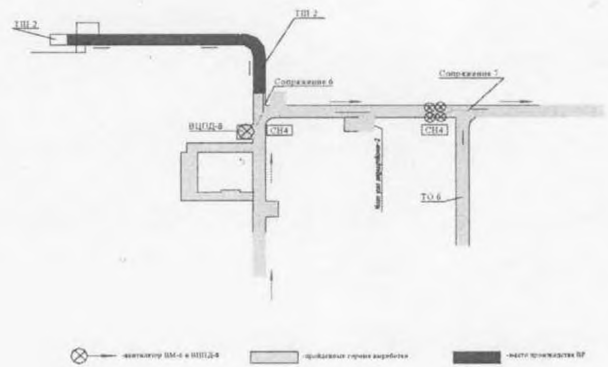


Рисунок 1-Расположение ТШ-2

## 2 ЗАДАЧИ ИСЛЕДОВАНИЯ

Задачами исследования является:

1. Обоснование комплексов проходческого оборудования
2. Влияние производительности оборудования на длину уходки за цикл
3. Обоснование длины уходки на различных участках проходки выработ-  
ки
4. Расчет срока строительства и стоимости строительства выработки.



### **3 ИССЛЕДОВАТЕЛЬСКАЯ ЧАСТЬ.**

#### **3.1 Обоснование комплексов проходческого оборудования**

В условиях рудника “Заполярный” применим следующий перечень оборудования:

Погрузочно-доставочная машины: Caterpillar R 1600 G

Доставочные машины (автосамосвалы): МоАЗ-7529

Для отгрузки и транспортирования горной массы.

Самоходная буровая установка: Atlas Copco Boomer-282

Для бурения шпуров на уход и под установку ЖБШ.

Для зарядки шпуров ВВ: Пневмозарядчик ЗП-2

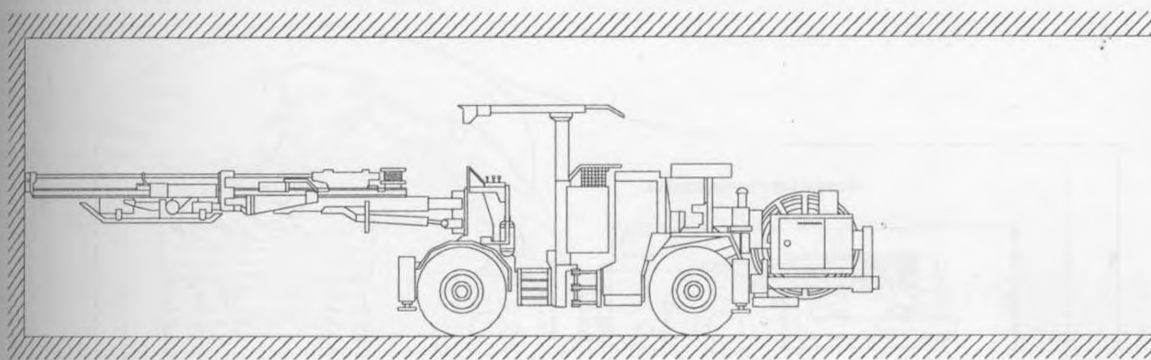
Для обеспечения вспомогательных операций и крепления: Normet Utilift.

Проходка осуществляется буровзрывным способом сплошным забоем.

Для взрывания используют патронированное ВВ Аммонит №6ЖВ по 250г и Гранулит АС-8 . Технология обосновывается заданным сечением выработки более  $6\text{ м}^2$  и коэффициентом крепости пород 10-13 по шкале М.М. Протодяконова.

### 3.2 Краткое описание технологии строительства

Бурение шпуров на уход и под ЖБШ производится СБУ Boomer-282, после обуривания выработки производится подготовка забоя к заряданию и взрыванию, зарядание производится патронированным ВВ Аммонит №6ЖВ по 250г и гранулит АС-8 при помощи пневмозарядчик ЗП-2. Всю технику и вспомогательное оборудование убирают на безопасное расстояние от места взрывания, происходит эвакуация людей, не участвующих в взрывных работах.



Ри  
су  
но  
к  
3.1

Положение СБУ Atlas Copco Boomer-282 в процессе бурения.

Положение выработки в комплексе выработок конвейерного уклона пока зона на рисунке.

Длина проходимого участка выработки составляет 200 м, максимальная длина транспортирования до пункта перегрузки составляет 260 м, минимальная – 60 м.

Уборка отбитой породы осуществляется в два этапа:

первоначально отбитая порода из забоя транспортируется в нишу перегруза, расположенную на КУ на расстоянии 60 м от первоначального забоя выработки затем отбитую породу загружают ПДМ Caterpillar R 1600 G в автосамосвал МоАЗ 75029 и транспортируют на поверхность по конвейерному уклону.

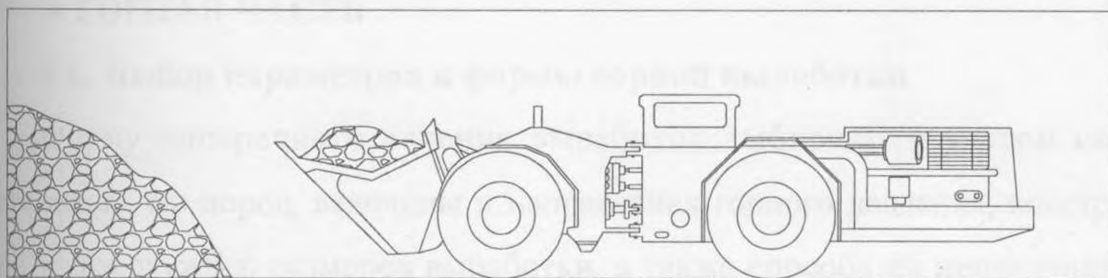


Рисунок 3.2 – Положение ПДМ Caterpillar R 1600 G в процессе уборки

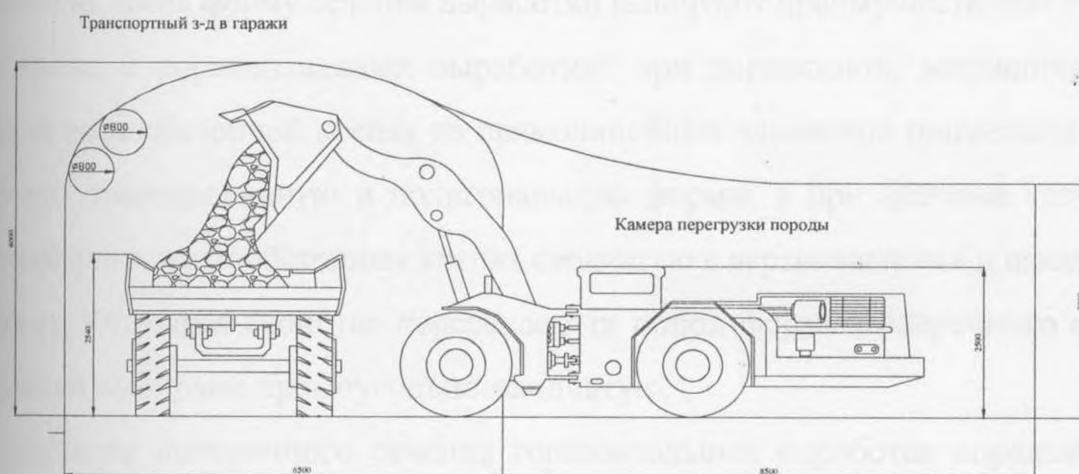


Рисунок 3.3- Положение ПДМ Caterpillar R 1600 G в процессе отгрузки в автосамосвал (МоАЗ-7529).

## 4. ГОРНАЯ ЧАСТЬ

### 4.1. Выбор параметров и формы горной выработки

Форму поперечного сечения выработок выбирают с учетом свойств пересекаемых ею пород, величины и направления горного давления, конструкции крепи, срока службы, размеров выработки, а также способа их проведения. При прочных, устойчивых породах, когда применение несущей крепи не требуется, выработке может быть придана любая форма. Чаще применяют сводчатую, прямоугольную и трапециевидную формы. При среднеустойчивых породах и ожидаемом давлении на крепь форму сечения выработки выбирают преимущественно с учетом типа крепи. В горизонтальных выработках при деревянной, металлической и сборной железобетонной крепях из прямолинейных элементов применяют прямоугольную, трапециевидную и полигональную формы, а при арочных металлических и сборных железобетонных крепях сводчатую с вертикальными и наклонными стенками. Учитывая свойства пересекаемых пород форму поперечного сечения выработки выбираем прямоугольно-сводчатую.

Размеры поперечного сечения горизонтальных выработок определяют исходя из размеров транспортного оборудования, принятого для выдачи горной массы, способа передвижения людей, наличия оборудования, различного назначения (силовых кабелей, трубопроводов и др.) и количества воздуха, проходящего, по данной выработке. При расчете размеров и площади сечения выработки в свету учитывают зазоры, отвечающие требованиям правил безопасности. Зазоры регламентируются статьями ЕПБ - «Единых правил безопасности при разработке рудных, нерудных и россыпных месторождений полезных ископаемых подземным способом».

Рассмотрим подробно расчет параметров, паспортов БВР, вентиляции и крепления для транспортного штрека. Сечение, которого получим исходя из выбранного оборудования. Учитывая глубину бурения шпуров, размеры сечения выработки, габариты по ширине и высоте самоходного оборудования, минимальные зазоры между оборудованием, боками и кровле выработки, уста-

новленными правилами безопасности, а также количества отгружаемой горной массы целесообразно использовать следующее оборудование:

- для бурения шпуров в забое и под крепление самоходную буровую машину BOOMER-282, с глубиной бурения до 4000 мм, площадь обуривания  $45\text{м}^2$ , мощность 58 кВт.

- для транспортирования горной массы погрузо-транспортную машину с дизельным двигателем внутреннего сгорания Caterpillar R 1600 G мощностью 185 лошадиных сил и емкостью ковша  $4.8\text{м}^3$ , ширина – 2800 мм; высота – 3000 мм.

Таблица 4.1- Размеры поперечного сечения выработок сводчатой формы для самоходного оборудования

Название размера	Обозначения и соотношения размеров
1. Высота погрузочно-доставочного оборудования от дорожного покрытия, мм	$h$
2. Толщина дорожного покрытия, мм	$h_{\text{п}} > 300$
3. Высота стенки выработки от дорожного покрытия, мм	$h_1 = H_{\text{св}} - h_c$
4. Минимальная высота по оси выработки в свету, мм	$H_{\text{св}} = h + e + d_{\text{т}}$
5. Минимальный зазор между выступающей частью машины и кровлей выработки или габаритом, подвешенным к кровле, мм	$e = 500$
6. Диаметр трубы или размер габарита, подвешенного к кровле выработки, мм	$d_{\text{т}}$
7. Высота стенки выработки от тротуара, мм	$h_2 = h_1 - h_{\text{т}} \geq 1800$
8. Толщина тротуара, мм	$h_{\text{т}} > 300$
9. Высота стенки выработки от почвы, мм	$h_3 = h_1 + h_{\text{п}}$
10. Высота коробкового свода, мм	$h_c = B/3$
11. Высота выработки в проходке при наличии крепи, мм	$H = h_3 + h_c + d$
12. То же, при отсутствии крепи, мм	$H = h_3 + h_c$
13. Ширина машины, мм	$A_{\text{м}}$
14. Ширина выработки в свету, мм	$B = a + A_{\text{м}} + e$

15. Минимальные зазоры между наиболее выступающей частью машины и стенкой (крепью) выработки или размещенном в выработке оборудовании, мм:	
со стороны прохода людей	$a = 1200$
с противоположной стороны	$b = 500$
16. Минимальный зазор со стороны свободного прохода людей при устройстве пешеходной дорожки высотой 0,3 м и шириной 0,8 м или при устройстве ниш через 25 м, мм	$a = 1000$
17. Минимальные размеры разминочных ниш;	
высота, мм	1800
ширина, мм	1200
глубина, мм	700
18. Ширина проезжей части движения со скоростью:	
до 10 км/час.	$B_M = A_M$
более 10 км/час.	$B_M^I = d + 1,5 \times C + 12 \times V$
19. Ширина профиля покрышки, мм	$C$
20. Скорость движения машины, км/час.	$V$
21. Радиус осевой дуги коробкового свода, мм	$R = 0,692 \times B$
22. Радиус боковой дуги коробкового свода, мм	$r = 0,262 \times B$
23. Площадь поперечного сечения выработки в свету, м <sup>2</sup>	$S_{св} = B \times (h_1 + 0,26 \times B)$
24. Проектная площадь сечения выработки без крепи (вчерне), м <sup>2</sup>	$S_ч = S_{св} + B \times h_{п1}$
25. Проектная площадь сечения выработки при наличии крепи (вчерне), м <sup>2</sup>	$S_ч = B_1(h_3 + 0,26 \times B_1)$
26. Ширина выработки при наличии крепи, мм	$B_1 = B + 2d$
27. Периметр выработки в свету, мм	$P = 2h_1 + 2,33 \times B$
28. Проектный периметр выработки вчерне, мм	$P_ч = 2h_3 + 2,33 \times B_1$

Учитывая технические характеристики используемого транспортного средства: ширина транспортного средства  $A_M=2800$ мм, высота  $h_M=3000$ мм. определяем размеры транспортного штрека.

- 1) Ширина выработки в свету:

$$B = a + A_M + e + 110 \quad (4.1)$$

$$B = 110 + 1200 + 2800 + 500 = 4610 \text{ мм.}$$

- 2) Отсюда ширина выработки при наличии крепи (в черни) составит:

$$B_1 = B + 2 \cdot 50 \quad (4.2)$$

$$B_1 = 4610 + 2 \cdot 50 = 4710 \text{ мм}$$

- 3) Определяем высоту коробов свода :

$$h_c = B_1 / 3 \quad (4.3)$$

$$h_c = 4710 / 3 = 1570 \text{ мм}$$

Рассчитываем минимальную высоту по оси выработки в свету:

$$H_{св.} = h + e + d_T \quad (4.4)$$

$$H_{св.} = 3000 + 500 + 600 = 4100 \text{ мм.}$$

Высота вертикальной стенки от почвы:

$$h_1 = H_{св.} - h_c \quad (4.5)$$

$$h_1 = 4100 - 1570 = 2530 \text{ мм.}$$

Рассчитываем высоту выработки в проходке:

$$H = h_3 + h_c + d \quad (4.6)$$

$$H = 2530 + 1570 + 50 = 4150 \text{ мм.}$$

Вычисляем радиусы осевой и боковой дуг:

$$R = 0,692 \times B \quad (4.7)$$

$$R = 0,692 \cdot 4610 = 3190 \text{ мм}$$

$$r = 0,262 \times B \quad (4.8.1)$$

$$r = 0,262 * 4610 = 1207 \text{ мм}$$

- 4) Определяем площадь поперечного сечения выработки в свету:

$$S_{\text{св.}} = B \times (h_1 + 0,26 \times B) \quad (4.8.2)$$

$$S_{\text{св.}} = 4,61 * (2,53 + 0,26 * 4,71) = 17,3 \text{ м}^2$$

Находим проектную площадь сечения выработки в черне :

$$S_ч = B_1(h_3 + 0,26 \times B_1) \quad (4.8.3)$$

$$S_2 = 4,71 * (2,53 + 0,26 * 4,71) = 17,7 \text{ м}^2$$

- 5) Периметр выработки в свету составит:

$$P = 2h_1 + 2,33 \times B \quad (4.8.4)$$

$$P = 2 * 2,53 + 2,33 * 4,61 = 15,8 \text{ м}$$

- 6) Производим проверку площади поперечного сечения выработки по допустимой скорости движения воздуха:

$$U = Q / S_{\text{св.}} \quad (4.8.5)$$

$$U = 85 / 17,3 = 4,9 \text{ м/с,}$$

Расчеты удовлетворяют требованиям «ЕПБ при разработке рудных, не рудных и россыпных месторождений подземным способом».

Площадь сечения горной выработки с учетом излишка сечения составляет;

$$S = S_{\text{прох}} * 1,05 \quad (4.9)$$

$$S = 17,7 * 1,05 = 18,6 \text{ м}^2$$

На основании расчетов окончательно принимаем ширину выработки 4710 мм, высота выработки 4150 мм.



## 4.2 Выбор и расчет крепи.

### 4.2.1. Крепление горных выработок

На основании длительного опыта эксплуатации и проходки выработок в качестве временной крепи применяется штанговая крепь.

Параметры временной крепи определяются паспортом крепления в зависимости от горно-геологических и горнотехнических условий.

На каждую отдельную выработку составляется паспорт крепления и утверждается главным инженером. При изменении горно-геологических условий составляется новый паспорт крепления и утверждается в установленном порядке.

В качестве постоянной крепи применяется комбинированная крепь – железобетонные штанги в сочетании с торкретбетоном.

Тип и параметры постоянной крепи выбираются на основании горно-геологических условий и в зависимости от назначения, срока службы и параметров выработки.

Допустимое отставание постоянной крепи от груди забоя не должно превышать для торкретбетона 10м на момент производства взрывных работ.

Толщина слоя торкретбетона должна быть не менее 2 см. Нанесение торкретбетона производится установкой «Алива-250».

Бурение шпуров под ЖБШ производится самоходными буровыми установками «Бумер-282».

Установка ЖБШ производится с люльки кровле оборочного полка.

Несущая способность ЖБШ: 1 сутки – 2,5 т.н., 10 сутки – 7,0 т.н.

Взрывные работы – не ранее чем через 4 часа после установки ЖБШ.

Железобетонная штанга представляет собой сочетание стальной арматуры и бетона. В качестве арматуры используется сталь периодического профиля диаметром от 16 до 20 мм.

Будучи расположенными в массиве, штанги, благодаря скреплению различных по прочности слоев обеспечивают его упрочнение и повышение устойчивости.

После обустройства кровли и бортов, приготовленный раствор заливается в пневмонагнетательную пушку, подключенную к сети сжатого воздуха. Далее раствор по гибкому шлангу и металлической трубе подается в шпур. Затем в шпур вводится ЖБШ, петля которой должна выступать из устья шпура не более, чем на 100 мм.

Расчет набрызг бетонной крепи.

$$\delta = 0,35 \cdot \sqrt{\frac{g \cdot m}{n_y \cdot R_p}} = 0,35 \cdot \sqrt{\frac{5,87 \cdot 1,2}{0,85 \cdot 1000}} = 0,05 \text{ м}$$

$m$  – коэффициент перегрузки равный 1,2 ;

$n_y$  – коэффициент условий работы равный 0,85 ( для не армированного набрызг бетона) ;

$R_p$  – расчет сопротивления набрызг бетона растяжению для проектных марок бетона;

$B 30 = 1000$  кПа ;

$g$  – интенсивность нормативного давления со стороны кровли кПа.

$$g = b \cdot y = \left( \frac{a}{f} \right) \cdot y = \frac{2,35}{12} \cdot 3 \cdot 10 = 5,87$$

$a = 2,35$  (пол забоя) ;  $f = 12$  (крепость пород)

$y = 3 \cdot 10$  (плотность пород)

Принимаем 0,05 м набрызг бетонной крепи .

#### 4.4.2 Расчет анкерной крепи.

Выбор и обоснование типа крепи. Паспорт крепления.

Выбор вида крепи согласно СНиП (Строительным нормам и правилам), допускается производить по безразмерному показателю устойчивости пород ( $P_y$ ):

$$P_y = \gamma \times H_p / R_{сж} \quad (2.15)$$

здесь  $\gamma$  - объемный вес пород,  $\text{кН/м}^3$ ;  $H_p$  - расчетная глубина расположения выработки, м;  $R_{сж}$  - расчетное сопротивление пород сжатию,  $\text{кПа}$ .

$$P_y = 3 \cdot 10 \cdot 1300 / 86400 = 0,45$$

$$R_{сж} = G_{сж} \times K_c \times \xi \quad (4.4.1)$$

$$R_{сж} = 12 \cdot 10^4 \cdot 0,8 \cdot 0,9 = 86400$$

где  $G_{сж}$  - предел прочности пород одноосному сжатию,  $\text{кПа}$ ;  $K_c$  - коэффициент структурного ослабления, доли ед.;  $\xi$  - коэффициент длительной прочности, доли ед.

Коэффициент длительной прочности ( $\xi$ ) равен отношению предела прочности образца при длительном воздействии нагрузки к пределу прочности пород при сжатии ( $G_{сж}$ ). Для пород с хрупким характером разрушения (гранитов, кварцитов, песчаников с кварцевым цементом и т.п.) рекомендуется принимать  $\xi = 1-0,7$ ; для пород, в которых перед разрушением возникают пластические деформации (большинство слабых и средней крепости осадочных и метаморфических пород),  $\xi = 0,7-0,5$ .

Согласно рекомендации СНиП II-94-80 установить значение коэффициента структурного ослабления ( $K_c$ ) можно по табл. 2.1

Таблица 4.2 □ Зависимость коэффициента ( $K_c$ ) от трещиноватости пород

Трещиноватости пород	$K_c$				
	>1,5	1,0-1,5	0,5-1,0	0,1-0,5	<0,1
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 табл. 4.3.

Таблица 4.3 - Выбор крепи по показателю устойчивости пород для рудников

Значение $P_y$	Рекомендуемая крепь
до 0,10	Крепль не требуется. При интенсивной трещиноватости пород следует применять набрызг-бетонной толщиной до 30 мм.
0,10-0,30	Анкерная либо комбинированная крепль.
0,30-0,45	Крепи: <b>монолитная бетонная без обратного свода</b> ; деревянная; металлическая податливая; комбинированная с металлическими рамами или арками, либо с бетоном.

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 крепль. Нагрузки на крепль зависят от глубины, горно-геологических и сейсмических условий, формы и размеров выработки, конст-

руктивных 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 ( $P_c$ ), из условия его прочности на разрыв.

$$P_c = F \cdot R_p \cdot m \quad (4.4.2)$$

где  $F$  - площадь поперечного сечения стержня,  $m^2$  (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-III);  $m$  - коэффициент условий работы стержня анкера, который в обычных условиях работы можно принять равным 0,9 - 1.

$$P_c = 0,0002 \cdot 360 \text{ МПа} \cdot 1 = 72000 \text{ Н}$$

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

$$P_3 = \pi \cdot d_c \cdot \tau \cdot l_3 \cdot k_3 \cdot m_1 \quad (4.4.3)$$

где  $d_c$  — диаметр арматурного стержня, м;  $\tau$  - удельное сцепление стержня с бетоном, ( $\tau=12$  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.

$$P_3=3,14 \cdot 0,016 \cdot 12 \cdot 0,4 \cdot 0,55 \cdot 0,7 = 92843,5 \text{ Н}$$

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

$$P_{CD} = \pi \cdot d_{ш} \cdot \tau_2 \cdot l_3 \cdot k_3 \cdot m_2 \quad (4.4.4)$$

где  $d_{ш}$  - диаметр шпура, м;  $\tau_2$  - удельное сцепление бетона с породой, Па;  $m_2$  - коэффициент условий работы замка ( $m_2=0,75$  при влажном шпуре).

$$P_{CD} = 3,14 \cdot 0,043 \cdot 12 \text{ МПа} \cdot 0,4 \cdot 0,55 \cdot 0,75 = 267339 \text{ Н}$$

В качестве расчетной несущей способности анкера ( $P_a$ ) принимается меньшее из значений ( $P_3$ ,  $P_C$  или  $P_{CD}$ ),

$$P_a = P_C = 72 \text{ кН.}$$

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:

$$l_a = \frac{B}{\sqrt{f}} + K \quad (4.4.5)$$

, где  $B$  - ширина выработки в черне, м;  $K$  - коэффициент, принимаемый равным 0,15-0,2 при  $B > 3,5$  м;  $f$  - коэффициент крепости пород по

М.М.Протоdjяконову.

$$l_a = \frac{4,71}{\sqrt{12}} + 0,2 = 1,68$$

Длина анкера в кровле выработки принимается не менее 1,0 м и не более 2,5 м (редко 3 м). Плотность расстановки анкеров  $1 \text{ м}^2$ , в кровле выработки:

$$S_{KR} = q_{KR} \cdot \frac{n_{п}}{P_c} \quad (4.4.6)$$

где  $n_n$  - 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.

$$S_{кр} = 182 \cdot \frac{1,2}{72} = 3$$

$$q_{кр} = b \cdot \gamma = \left[ \left( \frac{a}{\text{ctg}\varphi} \right) - h_c \right] \cdot \gamma, \text{ Па} \quad (4.4.7)$$

где  $b$  - высота свода обрушения, м.

$$q_{кр} = \left[ \left( \frac{1,85}{0,03} \right) - 1,1 \right] \cdot 3 = 182 \text{ Па}$$

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

$$a_{кр} = \sqrt{\frac{1}{3}} = 0,67 \text{ м}$$

Плотность расстановки анкеров в боку выработки, 1м<sup>2</sup>:

$$S_B = \frac{q_{п \cdot n_{п}}}{P_a} \quad (4.4.8)$$

$$S_B = \frac{126 \cdot 1,2}{72} = 2,1$$

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

$$q_{п} = \left( \frac{a + h_1 \cdot \text{ctg}(45^\circ + \frac{\varphi}{2})}{\text{tg}\varphi} + h_1 \right) \cdot \gamma \cdot \lambda_2, \quad (4.4.9)$$

где  $h_1$  — высота вертикальной стенки выработки, м;  $\lambda_2 = 0,02$  - коэффициент бокового распора.

$$q_{II} = \left( \frac{1,85 + 2 \cdot 0,026}{19} + 2 \right) \cdot 3 \cdot 0,02 \cdot 10^4 = 1260 \text{ Па}$$

Расстояние между анкерами в боку выработки  $a_6$ , м, определяется по формуле

$$a_6 = \sqrt{\frac{1}{S_B}} \quad (4.5)$$

$$a_6 = \sqrt{\frac{1}{2,1}} = 0,68$$

Объем закрепляющего состава,  $\text{см}^3$ ;

$$V = 0,825 \cdot (d_{III}^2 - d_C^2) l_3 \quad (4.5.1)$$

где  $d_{III}^2$ ,  $d_C^2$  — соответственно, диаметр шпура и армирующего стержня см;  $l_3$  — длина заделки анкера в бетон, см.

$$V = 0,825 \cdot (0,043^2 - 0,017^2) \cdot 0,4 \cdot 10^6 = 515 \text{ см}^3$$

#### 4.2.3 Расчет параметров буровзрывных работ при проведении горизонтальных выработок.

Расчет числа шпуров

Общее число шпуров

$$N = \frac{12,7 \cdot g_{bb} \cdot S}{\Delta \cdot d_n^2 \cdot K_3^1} \quad (4.5.2)$$



$$N = \frac{12,7 \cdot 1,16 \cdot 17,7}{1 \cdot 3,2_n^2 \cdot 0,6} = \frac{260,75}{6,14} = 43$$

$g_{BB}$  - удельный расход ВВ ;

$S$  - сечение выработки в породе = 17,7 м<sup>2</sup> ;

$K$  - коэффициент заполнения шпуров ВВ = 0,6 ;

$\Delta$  - плотность заряжения ВВ г/см<sup>3</sup> = 1 г/см<sup>2</sup>

$d_n$  - диаметр заряда патрона ВВ = 3,2 см

$$g_{BB} = 0,1 \cdot \int \cdot \int_0 \cdot U \cdot m \cdot e \quad (4.5.6)$$

$$g_{BB} = 0,1 \cdot 12 \cdot 0,9 \cdot 1,54 \cdot 0,74 \cdot 0,95 = 1,16$$

$\int$  - коэффициент крепости = 12;

$\int_0$  - коэффициент структуры пород - 0,9;

$U$  - коэффициент зажима  $\Rightarrow U = \frac{6,5}{\sqrt{S_B}} = \frac{6,5}{\sqrt{17,7}} = 1,54;$

$m$  - коэффициент учетный диаметр коронки

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

$e$  - коэффициент работоспособности ВВ

$$e = \frac{P}{P_{BB}} \quad (4.5.7)$$

$$e = \frac{380}{410} = 0,95$$

$$W_{отб} = 47 \cdot d_3 \cdot \sqrt{\frac{\Delta}{y \cdot e \cdot U_{отб}}} \quad (4.5.8)$$

$$W_{отб} = 47 \cdot 0,032 \cdot \sqrt{\frac{1}{3 \cdot 0,95 \cdot 0,7}} = 1,2 \text{ м}$$

$W_{отб}$  – величина сопротивления для отбойного шпура, работы на вруб м;

$d_3$  – диаметр заряда ВВ м;

$y$  – плотность породы  $т/м^3$  ;

$U_{отб}$  – коэффициент зажима для отбойных шпуров  $U_{отб}=0,7-0,8$  среднее;

$\Delta$  – плотность заряда ВВ =1;

$e$  – коэффициент работоспособности ВВ – 0,95

Высота вруба :

$$h_{ш} = 1,4 \cdot W_{отб} \quad (4.5.9)$$

$$h_{ш} = 1,4 \cdot 1,2 = 1,68 \text{ м}$$

Определение расстояния между шпурами врубе :

$$a_{ш} = c \cdot d_3 \sqrt{\frac{\Delta}{e \cdot y}} \quad (4.6)$$

$$a_{ш} = 6 \cdot 0,032 \sqrt{\frac{1}{0,95 \cdot 3}} = 0,13$$

Определение числа шпуров в прямом врубе:

$$N = \frac{h_{ш}}{a_{ш}} + 1. \quad (4.6.1)$$

$$N = \frac{1,68}{0,13} = 13 \text{ шт.}$$

Расстояние между окантуривающими шпурами:

1) по почве

$$a_{ок} = (0,6 - 0,7) * W_{от} \quad (4.6.2)$$

$$a_{ок} = 0,6 * 1,2 = 720 \text{ мм}$$

2) по кровле

$$a_{ок} = 0,7 * W_{от} \quad (4.6.3)$$

$$a_{ок} = 0,7 * 1,2 = 840 \text{ мм}$$

Расчет числа окантуривающих шпуров по почве :

$$N_{поч\ окан} = \frac{B_n}{a_{ок}} + 1 \quad (4.6.4)$$

$$N_{поч} = \frac{4710}{720} + 1 = 7 \text{ шт}$$

Фактическое расстояние между шпурами по почве :

$$a_{ф\ ок} = \frac{B_n}{N_{поч\ ок} - 1} \quad (4.6.5)$$

$$a_{\phi \text{ ок}} = \frac{4710}{7-1} = 780 \text{ мм}$$

Расчет числа окантуривающих шпуров по бортам :

$$N_{\text{бор ок}} = \frac{N_{\text{см}}}{a_{\text{ок см}}} \quad (4.6.6)$$

$$N_{\text{бор ок}} = \frac{2530}{720} + 1 = 5 \text{ шт}$$

Фактическое расстояние между шпурами по бортам :

$$a_{\text{ок см}} = \frac{N_{\text{см}}}{N_{\text{б}} - 1} \quad (4.6.7)$$

$$a_{\text{ок см}} = \frac{2530}{5-1} = 630 \text{ мм}$$

Расчет числа окантуривающих шпуров по кровле :

$$N_{\text{кр}} = \frac{6240}{a_{\text{ок}}} \quad (4.6.8)$$

$$N_{\text{кр}} = \frac{6240}{720} = 9 \text{ шпуров}$$

Фактическое расстояние между шпурами по кровле :

$$a_{ок} = \frac{6240}{9-1} = 780 \text{ мм}$$

### Технология взрывных работ

ВВ получает мастер-взрывник на складе ВМ по наряд-путевке. 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 используются электродетонаторы. Зарядание шпуров производит мастер-взрывник вручную.

Контроль за заряданием 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. Принимаем тип ВВ гранулит А-6. Для прямого инициирования заряда ВВ принимаем патрон – боевик аммонит 6ЖВ массой 250 грамм.

### 4.3 Выбор режима проходческих работ

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

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

Число рабочих дней в месяц  $n_{дн}=30$

Продолжительность рабочей смены  $T=7$  часов 12 мин.

Проведение выработки осуществляем буровзрывным способом с применением мелко шпурового бурения и комплекса ПДМ.

Основными процессами проходческого цикла является :

- бурение шпуров ;
- зарядание и взрывание ;
- проветривание забоя;
- приведение забоя в безопасное состояние;
- погрузка горной массы;
- крепление.

#### 4.3.1 Организация работ проходческого цикла

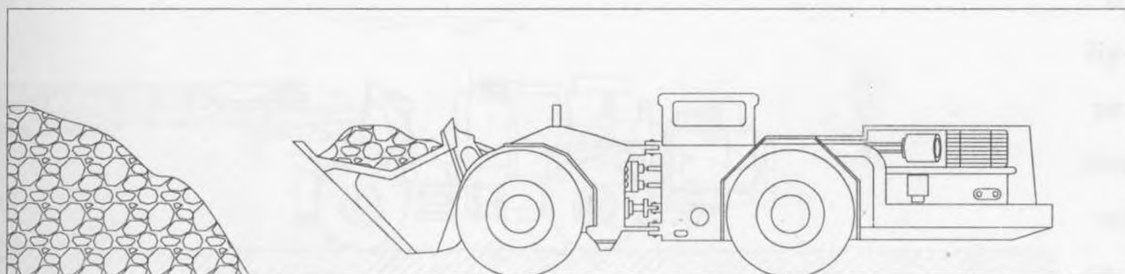
Организация работ в забоях осуществляется в следующем порядке:

1) Допуск людей в забой производит горный мастер или по его поручению бригадир, звеньевой или старший забоя, после проверки на содержание вредных и ядовитых газов, замера содержания метана, а также проверки забоя на наличие "отказов".

2) Забой приводится в безопасное состояние:

- производится оборка "заколов" по кровле и бортам забоя, а также по всей длине действующей выработки;
- производится навеска вентиляционных труб;
- наращиваются ставы сжатого воздуха и вод

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



3) Производится отгрузка горной массы ПДМ Caterpillar R 1600 G

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

5) Приготавливается песчано-цементный раствор согласно нормам расхода материалов для установки ЖБШ. Шпуры заполняются раствором полностью до устья с помощью переносного пневмонагнетателя, и затем с помощью кувалды в них забиваются арматурные стержни диаметром 16-18 мм, длиной в соответствии с паспортом крепления.

6) Производится уборка рабочего места, убираются деревянные стойки (перед уборкой стоек предохранительной крепи производится тщательная оборка "заколов").

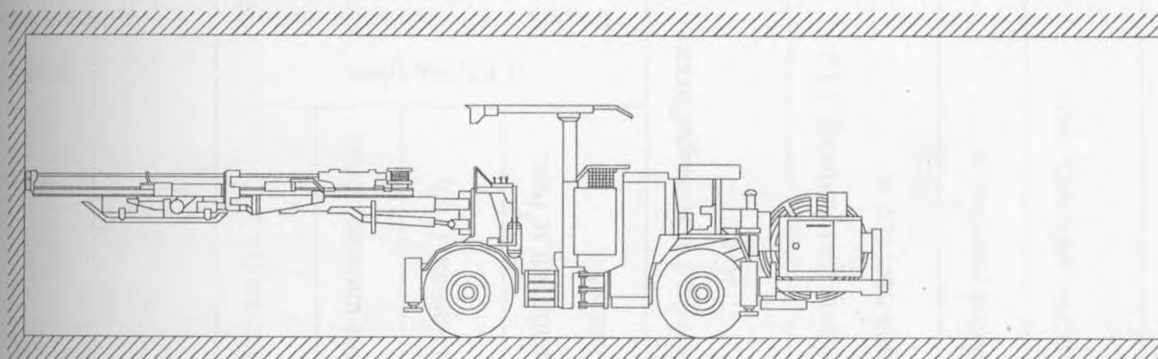
7) Далее производится оборка "заколов" по бортам и груды забоя.

8) Производится проверка нижней части забоя на "отказы".

С этой целью грудь забоя оmyвается водой, также промываются "стаканы", в них вставляются деревянные пробки.

9) Производится бурение шпуров под ЖБШ по борту выработки и крепление нижней части согласно паспорту крепления.

10) Производится бурение шпуров по забою бурильной установкой BOOMER-282.



0)  
Бу-  
ре-  
ние  
шп  
уро  
в

по забою бурильной установкой BOOMER-282.

11) Производится продувка забуренных шпуров сжатым воздухом при помощи спец. устройства, оборудованной двухходовым краном.

12) Производится уборка рабочего места и подготовка забоя к заряданию.

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

Циклограмма строительства выработки показана на чертеже.

Длину уходки и длины шпуров определяются по комплексной норме времени на проходку 1 м выработки (табл.).

Объем работ на проходку 1 м выработки по процессам приведен в табл. 4.

Нормы времени оборудования на процессах приняты по данным рудника «Заполярный» и приведены в табл. 5.



Таблица 4.3 -Расчет комплексной нормы времени

Наименование процесса	Норма времени, (чел.час/ед., маш.час/ед.)				Объем работ на 1 п.м. выработки, (V)	Трудозатраты по процессу, (T <sub>i</sub> ) чел.час. /1п.м.	Длина уходки, м	Количество рабочих, чел.
	Табличная (H <sub>T</sub> )	Коэффициент сложности(к)	Установленная, (H <sub>y</sub> )	Норма выработки м <sup>3</sup> /час. (шп.м)				
Бурение под штанги Boomer-282	-	-	-	40,8	43,7	1,07		1
Бурение на уход Boomer-282	-	-	-	57,7	56,8	0,98		1
Заряжание, м	0,33	1,2	0,462		34	1,57		2
Погрузка при длине транспортирования 60-180 м.				25	18,6	0,744		1
Погрузка при длине транспортирования 180-260 м				16,7	18,6	1,11		1
Крепление ЖБШ	0,159	1	0,159	-	24,3	1,26		3
Набрызг-бетон				18,6	12	0,66		3
Итого (60-180 м)						6,26	1,08	
Итого (180-260 м)						6,56	1,03	

составляет 1.08 м и 1.03 м, что крайне мало для эффективной работы проходческого оборудования.

Принимаем режим работы с продолжительностью цикла в три рабочие смены.

При этом учитывается, что взрывные работы осуществляются в ночную смену.

Проходку осуществляем в 3 смены :

Смена 1) - настойка ;

- погрузка;
- бурение под ЖБШ.

Смена 2) - установка ЖБШ;

- нанесение набрызг-бетонной крепи.

Смена 3) - бурение на уход, м.;

- зарядание и взрывание.

Таблица 4.4 -Расчет длины уходки на участках выработки по смене 1

Наименование процесса	Трудозатраты по процессу, (Т <sub>i</sub> ) чел. час. /1п.м	Норма выработки м <sup>3</sup> /час. (шп.м)	Объём работ на 1 п.м. выработки, (V)	Уходка , м
Бурение под штанги Boomer-282	1,07	40,8	43,7	
Погрузка при длине транспортирования 60-180 м.	0,744	25	18,6	
Погрузка при длине транспортирования 180-260 м.	1,11	16,7	18,6	
Итого (60-180 м)	1,84			3,7
Итого (180-260 м)	2,18			3,11
	(5%) 2,07			3,28*

\*  
при  
рас-  
чете  
дли-  
ны  
уход  
ки на  
уча-  
стке  
179-  
260м

принят коэффициент уменьшения нормы времени по процессам 1-ой смены равным 5% (0,95).

Таблица 4.5- Расчет длины уходки на участках выработки по смене 2

Наименование процесса	Трудозатраты по процессу, (T <sub>i</sub> ) чел. час. /1п.м.	Норма выработки м <sup>3</sup> /час. (шп.м)	Объем работ на 1 п.м. выработки, (V)	Уходка, м
Крепление ЖБШ	1,26	-	24,3 шт.	
Набрызг-бетон	0,66	18,2	12 м <sup>2</sup>	
Итого	1,92			3,54

Таблица 4.6 Расчет длины уходки на участках выработки по смене 3

Наименование процесса	Трудозатраты по процессу, (T <sub>i</sub> ) чел. час. /1п.м.	Норма выработки м <sup>3</sup> /час. (шп.м)	Объем работ на 1 п.м. выработки, (V)	Уходка, м
Бурение на уход Boomer-282	0,99	57,7	56,8	

Заряжание и взрывание	0,88	0,462/10	19,0	
Итого	1,87			3,6

Окончательно принимаем длину уходки 3. 5 м на участке выработки с длиной транспортирования 60-180м. Расстояние между рядами штанг составляет 0,7 м, количество рядов 5.

Окончательно принимаем длину уходки 3. 25 м на участке выработки с длиной транспортирования 180-260 м. Расстояние между рядами штанг составляет 0,65 м, количество рядов 5.

#### 4.3.2 Расчет затрат времени на цикл на участок выработки 60-180 м

##### *Расчет по сменам*

*1 смена* 60-180 длина ухода 3,5 м

Погрузка: объём погрузки

$$V = S * L \quad (4.1)$$

$$V = 18,6 * 3,5 = 65,1 \text{ м}^3$$

$S = 18,6 \text{ м}^2$  (сечение);  $L = 3,5 \text{ м}$  (длина уходки).

$\Pi$  - Норма выработки  $\text{м}^3/\text{час}$

Продолжительность погрузки

$$T_n = V / \Pi \quad (4.2)$$

$$T_n = 65,1 / 25 = \underline{\underline{2,6 \text{ часа}}}$$

Бурение под (ЖБШ) крепление :

Производительность  $\Pi$  м<sup>3</sup>/час = 40,8 м<sup>3</sup>/час

Число шпуров  $N = 17$  шт. в ряду  $\times$  5 рядов = 85 шт. ( $N$ )

Объём бурения  $m$

$$V = N_{\text{шт}} * L_{\text{штанг}} \quad (4.3)$$

$$V = 85 * 1,8 = 153 \text{ м}$$

Продолжительность бурения час:

$$T_6 = \frac{V}{\Pi} \quad (4.4)$$

$$T_6 = \frac{153}{40,8} = 3,75$$

$$T_0 = T_n + T_6 \quad (4.5)$$

$$T_0 = 2,6 + 3,75 = 6,35;$$

$$T_{\text{пр}} = T_{\text{см}} - T_0 \quad (4.6)$$

$$T_{\text{пр}} = 7,2 - 6,35 = 0,85 \text{ ч}$$

**2 смена** Установка штанг:

$\Pi$ - норма человека час / единицу = 0,159

Количество рядов - 5 рядов; количество штанг в ряду - 17 шт.

Общее количество штанг  $N = 17 * 5 = 85$  штанг

$N_{\text{крепил}}$  — число крепильщиков

Продолжительность установки штанг час;

$$T_{\text{ш}} = N_{\text{шт}} * 0,159 / N_{\text{крепил}} \quad (4.7)$$

$$T_{ш} = 85 * 0,159/3 = 4,5 \text{ часа}$$

Продолжительность нанесения набрызг бетона:

$$L_{уход} = \text{Длина } 3,5 \text{ м, } S = 42 \text{ м}^2,$$

норма выработки «Алива-300» 18,2 м<sup>2</sup>/ч.

Продолжительность нанесения набрызг-бетонной крепи:

$$T_{кр} = 42/18,2 = 2,3 \text{ ч.}$$

Общее время процессов:

$$T_o = T_{ш} + T_{кр} \quad (4.8)$$

$$T_o = 4,5 + 2,3 = 6,8 \text{ ч.}$$

$$T_{пр} = 7,2 - 6,8 = 0,4 \text{ ч}$$

**3 смена** Бурение на уход

Объём бурения м.:

$$\text{Врубовые } 3,65 * 13 = 47,45$$

$$\text{Отбойные } 3,57 * 18 = 64,26$$

$$\text{Окантуривающие } 3,6 * 22 = 79,2$$

Общее число шпура метров 47,45+64,26+79,2=191м.

$$T_6 = V_6 / П \quad (4.9)$$

$$T_6 = 191 / 57,7 = 3,3 \text{ ч.}$$

Заряжание и взрывание

Установленная норма заряжания – 0,462 чел./час

Объём заряжения равен 66,5 м (табл. – форма 1)

Продолжительность заряжания, час

$$T_3 = V \cdot \Pi / 10 \quad (4.9)$$

$$T_3 = \frac{66,5 \cdot 0,462}{10} = 3,1 \text{ ч}$$

Суммарное время :

$$T_0 = T_6 + T_3 \quad (4.9)$$

$$T_0 = 3,3 + 3,1 = 6,4 \text{ часа}$$

$$T_{\text{пр}} = 7,2 - 6,4 = 0,8 \text{ ч.}$$

По предварительным гидрогеологическим данным, водопроток незначительный и состоит из естественного водопротока (до  $0,5 \text{ м}^3/\text{ч}$ ) и воды технологического назначения (бурение, водяные завесы и т.д.). Вода непосредственно из забоя откачивается насосами Н-1М и БИБО-3.

#### 4.3.3 Расчет затрат времени на цикл на участок выработки 180-260 м

##### Расчет по сменам

1 смена 180 – 260 м

Погрузка:

$S_{\text{сеч}} = 18,6 \text{ м}^2$ ;  $L_{\text{длин}} = 3,25 \text{ м}$  (длинна уходки)

$$V = S \cdot L \quad (4.3)$$

$$V = 18,6 \cdot 3,25 = 60,45 \text{ м}^3$$

Продолжительность погрузки:

$$T_n = V / \Pi \cdot K \quad (4.3.1)$$

$$T = 60,45 / 16,7 \cdot 1,1 = 3,3 \text{ ч}$$

Бурение под ЖБШ:  $\Pi_{\text{произ}} = 40,8 \text{ м}^3/\text{час}$  (норматив)

Число шпуров = 17 шт. в ряду, 5 рядов

$$N = 17 \cdot 5 = 85 \text{ шт}$$

Продолжительность бурения, час:

$$T_6 = V / \Pi \cdot K \quad (4.3.2)$$

$$T_6 = 153 / 0,8 \cdot 1,1 = 153 / 44,88 = 3,4 \text{ ч}$$

$$T_o = T_n + T_6 \quad (4.3.3)$$

$$T_o = 3,3 + 3,4 = 6,7;$$

$$T_{\text{пр}} = T_{\text{см}} - T_o \quad (4.3.4.)$$

$$T_{\text{пр}} = 7,2 - 6,7 = 0,5 \text{ ч}$$

**2 смена** Установка штанг:

Количество штанг

$$N_{\text{шт}} = 17 \cdot 5 = 85 \text{ шт}$$

П норма чел. час/ед. = 0,159

Продолжительность установки штанг час.



$$T_{шт} = N_{шт} * 0,159 / N_{креп} \quad (4.3.5)$$

$$T_{шт} = 85 * 0,159 / 3 = 4,5 \text{ ч.}$$

Набрызг-бетон. Длина 3,25 м, площадь крепи – 39м<sup>2</sup>, норма выработки «Алива-250» 18,2 м<sup>2</sup>/ч.

Продолжительность нанесения набрызг-бетонной крепи:

$$T_{кр} = 39 / 18,2 = 2,1 \text{ ч.}$$

$$T_o = T_{шт} + T_{кр} \quad (4.3.6)$$

$$T_o = 4,5 + 2,1 = 6,6 \text{ ч.}$$

$$T_{пр} = 7,2 - 6,6 = 0,6 \text{ ч}$$

*3 смена:* бурение на уход 177,66 м

$$T_{б} = V_{б} / \Pi \quad (4.3.7)$$

$$T_{б} = 177,66 / 57,7 = 3,07 \text{ ч}$$

Заряжение и взрывание: объём заряжения. м V = таблица № 2

Объём врубовых, м

$$V = 1,31 * 6 = 7,86 \text{ м}$$

Объём отбойных, м

$$V = 0,9 * 18 = 16,2 \text{ м}$$

Объём окантуривающих, м

$$V = 1,1 * 2,2 = 24,2 \text{ м}$$

$$V_{общ} = 7,86 + 16,2 + 24,2 = 48,26 \text{ м}$$

Продолжительность заряжения, час

$$T_3 = V \cdot \Pi / 10 \quad (4.3.8)$$

$$T_3 = \frac{48,26 \cdot 0,462}{10} = 2,2 \text{ ч}$$

$$T_0 = T_6 + T_3 \quad (4.3.9)$$

$$T_0 = 3,07 + 2,2 = 5,3 \text{ часа}$$

$$T_{\text{пр}} = 7,2 - 5,3 = 1,9 \text{ ч.}$$

## Раздел 4.4 Уточнение параметров БВР

### 4.1.1 Расчет величины заряда в шпурах

Определение вместимости одного метра шпура:

$$P_{\text{ш}} = \frac{\Delta \cdot \pi \cdot d_3^2}{4} \quad (4.4)$$

где:  $\Delta$  - плотность ВВ, равная  $1000 \text{ кг/м}^3$ ;

$d_3$  - диаметр заряда равный  $0,043 \text{ м}$

$$P_{\text{ш}} = \frac{1000 \cdot 3,14 \cdot 0,043^2}{4} = \frac{5,8}{4} = 1,45 \text{ кг}$$

$$Q_{\text{ВВ}} = q \cdot s \cdot l \quad (4.4.5)$$

$$Q_{\text{ВВ}} = 1,16 \cdot 18,6 \cdot 3,5 = 75,51 \text{ кг}$$

$q = 1,16$  кг ( из расчетов)  $l = 3,5$  м длина уходки

;  $s = 18,6$  м<sup>2</sup>;

Среднее количество ВВ в шпуре

$$q_{\text{ср ВВ}} = \frac{Q_{\text{ВВ}}}{N_{\text{зар. шпур}}} \quad (4.4.6)$$

$$q_{\text{ср ВВ}} = \frac{75,51}{46} = 1,64 \text{ кг ВВ}$$

Масса ВВ во врубовых шпурах

$$q_{\text{ср вр}} = q_{\text{ср}} * 1,2 \quad (4.4.7)$$

$$q_{\text{ср вр}} = 1,64 * 1,2 = 1,96 \approx 2 \text{ кг (общие врубовые)}$$

в том числе масса патрона А№6ЖВ равна 0,25 кг, и масса АС-8 равна 1,75

кг.

Масса ВВ в отбойных

$$q_{\text{ср отб}} = q_{\text{ср}} * 0,8 \quad (4.4.8)$$

$$q_{\text{ср отб}} = 1,6 * 0,8 = 1,31 \approx 1,3 \text{ кг}$$

в том числе масса патрона А№6ЖВ равна 0,25 кг, и масса АС-8 равна 1,05

кг.

Масса ВВ в окантуривающих

$$q_{\text{ср окон}} = q_{\text{ср}} * 1 \quad (4.4.9)$$

$$q_{\text{ср окон}} = 1,64 * 1 = 1,64 \approx 1,6 \text{ кг}$$

в том числе масса патрона А№6ЖВ равна 0,25 кг, и масса АС-8 равна 1,35

кг.

Таблица 4.7 Параметры БВР для участка выработки 60-180м с уходки 3,5 м

Наименование шпуров	Длина шпура, м	Величина заряда в шпуре, кг			Длина заряда, м			Длина забойки, м
		общая	Ам № 6 жв	АС гра-нулит	общая	Ам № 6 жв	АС гра-нулит	
Врубовые	3,65	2 кг	0,25	1,75 кг	1,45 м	0,25	1,2 м	
Отбойные	3,57	1,3 кг	0,25	1,05 кг	0,97 м	0,25	0,72 м	
Окантуривающие	3,6	1,6 кг	0,25	1,35 кг	1,18 м	0,25	0,93 м	

Таблица 4.8 Параметры БВР для участка выработки 60-180м с уходки 3,25 м

Наименование шпуров	Длина шпура, м	Величина заряда в шпуре, кг			Длина заряда, м			Длина забойки, м
		общая	Ам № 6 жв	АС гра-нулит	общая	Ам № 6 жв	АС гра-нулит	
Врубовые	3,40	1,8 кг	0,25	1,55 кг	1,31 м	0,25	1,06 м	
Отбойные	3,32	1,2 кг	0,25	0,95 кг	0,9 м	0,25	0,65 м	
Окантуривающие	3,35	1,5 кг	0,25	1,25 кг	1,1 м	0,25	0,85 м	

## 5 ВЕНТИЛЯЦИЯ

### 5.1 Расчет вентиляции. Проветривание горизонтальных и наклонных выработок при проходке

Рудничный воздух, в котором находятся или могут находиться люди, должен содержать не менее 20% кислорода и не более 0,5% углекислого газа по объему. Содержание метана в свежей струе, поступающей для проветривания выработки, не должно превышать 0,5%, а в исходящей струе – 1%. Содержание других газов и паров не должно превышать предельно допустимых концентраций.

Поддержание требуемого состава рудничной атмосферы осуществляется путем проветривания. Действующие выработки проветриваются за счет обще шахтной депрессии, а горизонтальные тупиковые выработки, находящиеся в процессе проходки при длине более 10 м путем принудительного проветрива-

ния с использованием вентиляторов местного проветривания и вентиляционных трубопроводов. Время проветривания не должно превышать 30 минут.

## 5.2. Выбор способа и схемы подачи воздуха в забой

В зависимости от схемы движения свежего и загрязненного воздуха выделяют нагнетательный, всасывающий и комбинированный способы проветривания (рис. 5.1-5.3).

При нагнетательном способе проветривания (рис. 5.1) свежий воздух подается по вентиляционному трубопроводу, прокладываемому по всей выработке, а загрязненный вытесняется из приза бойного пространства и движется непосредственно по выработке.

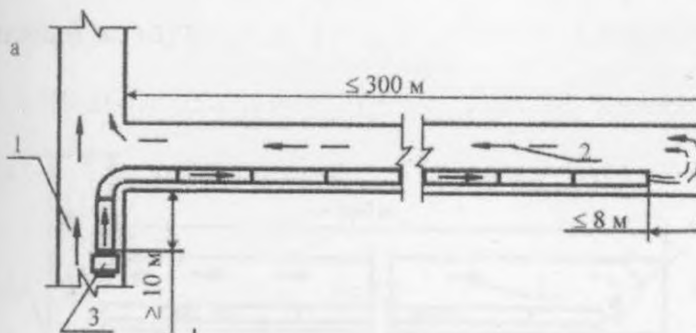


Рис. 5.1. Нагнетательная схема проветривания горизонтальных и наклонных тупиковых выработок:  
1— свежая струя и свежий воздух; 2— исходящая струя и испорченный воздух; 3 — нагнетательный вентилятор

Конец трубопровода должен отставать от забоя не более чем на 8 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 жесткие, так и мягкие вентиляционные трубы. Нагнетательный вентилятор устанавливается на расстоянии не менее 10 м от устья проветриваемой выработки. При несоблюдении этого условия может происходить рецирку-

ляция (частичное всасывание загрязненного 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 ее проветривания.

При всасывающем способе проветривания (рис. 5.2) по всей выработке прокладывается только трубопровод, по которому из забоя отсасывается загрязненный воздух.

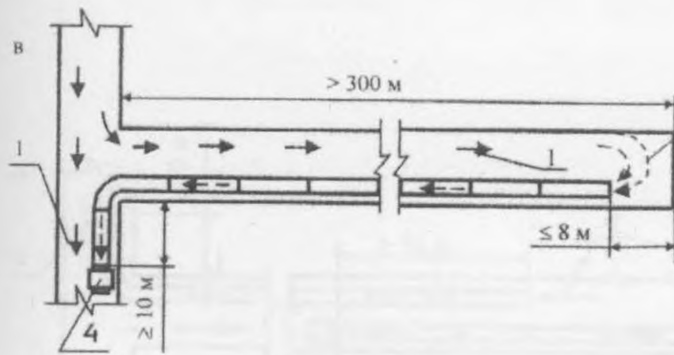


Рис. 5.2. Всасывающая схема проветривания горизонтальных и наклонных тупиковых выработок:

1 - свежая струя и свежий воздух; 2 - исходящая струя и испорченный воздух; 4 - всасывающий вентилятор и трубопровод

Конец трубопровода должен отставать от забоя не более чем на 8 м. Трубопровод работает под избыточным внешним давлением, поэтому могут использоваться только жесткие вентиляционные трубы. Всасывающий вентилятор устанавливается по направлению основной вентиляционной струи и на расстоянии не менее 10 м от устья проветриваемой выработки. Всасывающий

способ не может применяться в выработках, опасных по взрыву газа или пыли.

При комбинированном способе проветривания (рис. 5.3) по всей выработке прокладывается трубопровод, по которому из забоя отсасывается загрязненный 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. Протяженность этой зоны определяется расчетом 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 протяженных выработок с большой площадью поперечного сечения. Но, как и всасывающий, он не может применяться в выработках, опасных по взрыву газа или пыли.

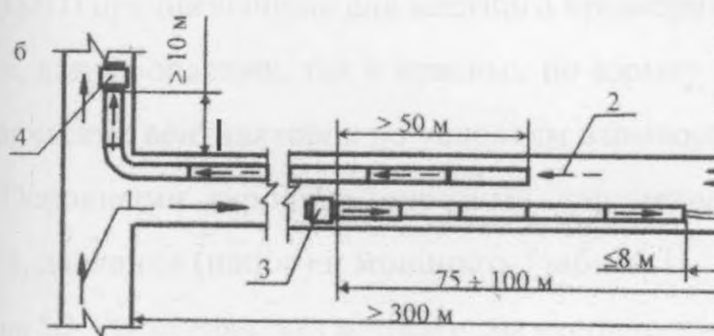


Рис. 5.3. Комбинированная схема проветривания горизонтальных и наклонных тупиковых выработок: 1 — свежая струя и свежий воздух; 2 — исходящая струя и испорченный воздух; 3 — нагнетательный вентилятор; 4 — всасывающий вентилятор

В практике проведения горизонтальных и наклонных горных выработок в основном применяются нагнетательная и комбинированная схемы проветривания выработок.



### 5.3 Оборудование и приспособления для проветривания выработок

**Вентиляторы.** Для проветривания горных выработок в процессе их проведения применяют осевые (ВМ) и центробежные вентиляторы (ВЦ). Осевые вентиляторы более компактны, при их установке в выработке не возникает необходимости в ее расширении или сооружении специальных камер. Однако вентиляторы ВМ создают меньший напор и менее производительны, чем вентиляторы ВЦ. Так, одним вентилятором ВЦПД-8 можно проветривать выработку сечением  $10 \text{ м}^2$  и длиной до 1700 м. Вентиляторы ВЦ используют при проветривании стволов и протяженных выработок большого сечения.

Шахтные вентиляторы могут быть с электрическим и пневматическим приводом. Вентиляторы с электрическим приводом (ВМЭ) предназначены для проветривания горных выработок в угольных и рудных шахтах. Взрывозащищенное исполнение электрооборудования, конструктивные решения лопаток рабочего колеса из полимеров позволяют применять эти вентиляторы и в условиях шахт, опасных по газу и пыли. Вентиляторы с пневматическим приводом (ВМП) предназначены для местного проветривания тупиковых выработок в шахтах, как не опасных, так и опасных по взрыву газа и пыли, где применение электрических вентиляторов по условиям взрывоопасности не разрешается.

Основными аэродинамическими параметрами вентиляторов являются подача, давление (напор) и мощность (табл. 5.1).

Таблица 5.3 Характеристики вентиляторов местного проветривания

Марка вентилятора	Диаметр рабочего колеса, мм	Подача воздуха, м <sup>3</sup> /мин		Давление, Па		Мощность двигателя, кВт
		минимальная	максимальная	минимальное	максимальное	
Осевые вентиляторы с электрическим приводом						
ВМ-3М	300	42	100	400	1000	2,2
ВМ-4М	400	50	155	700	1450	4,0
ВМ-5М	500	95	270	600	2120	11,0
ВМ-6М	600	140	480	750	3400	24,0

Центробежные						
ВЦПД-8	800	300	1320	2500	9200	125,0
ВЦО-6	600	50	462	2600	6000	50,0
ВЦ-7	750	84	660	1000	10800	75,0
ВЦП-16	1600	560	2790	2000	9400	150,0

**Трубопроводы.** На горных работах широко применяются гибкие вентиляционные трубы (типа М), изготовленные из специальной хлопчатобумажной ткани с двусторонним резиновым покрытием. Промышленностью выпускаются также гибкие трубы на основе капроновой ткани, комбинированной ткани (лавсана с хлопком) с покрытием резиной или полихлорвинилом.

Трубы из прорезиненной ткани (типа М) сшивают из нескольких полотнищ. Один из швов оформляется в виде гребешка, и к нему крепятся металлические крючки, с помощью которых трубопровод подвешивается к протянутому вдоль выработки металлическому тросу.

Эти трубы имеют диаметр 300, 400, 500 и 600 мм и выпускаются звеньями длиной 5, 10 и 20 м. Для стыковки звеньев в их концы вмонтированы стальные разрезные пружинные кольца, которые вставляются один в другой, обеспечивая плотный стык. Трубы из прорезиненной ткани удобны при транспортировании, и они дешевле металлических.

Металлические трубы свариваются из листа толщиной 2-2,5 мм. Они выпускаются диаметрами 500, 600 и 800 мм. Длина труб 2,5 м (при диаметре 500 мм) или 3,5 м (600 и 800 мм). Металлические трубы соединяются между собой в вентиляционный трубопровод с помощью фланцев и болтов или поясов. Герметичность обеспечивается путем использования резиновых прокладок. Металлические трубы являются значительно более прочными и долговечными по сравнению с трубами из прорезиненной ткани и гибким и трубам и вообще, в отличие от которых они могут работать как при избыточном внутреннем давлении, так и при разрежении. Но вследствие большой массы металлических труб процесс монтажа-демонтажа трубопроводов из них отличается более

Таблица 5.4 Значения коэффициента утечек воздуха ( $K_{y,r}$ ) для мягких труб

$D_{вн}, \text{мм}$	$V_{вн}$	$Q_{вн}, \text{м}^3/\text{с}$	$K_{y,r}$	$Q_{вн}, \text{м}^3/\text{с}$	$K_{y,r}$
150	1,00-1,05	0,3-0,0	1,00-1,05	0,3-0,0	1,00
200	1,20-1,57	0,3-0,0	1,10-1,25	0,3-0,0	1,10-1,25
250	1,43-2,05	0,3-0,0	1,20-1,70	0,3-0,0	1,20-1,70
300	1,72-2,55	0,3-0,0	1,30-2,10	0,3-0,0	1,30-2,10
350	2,10-3,57	0,3-0,0	1,37-2,77	0,3-0,0	1,37-2,77
400	2,50-4,51	0,3-0,0	1,45-3,25	0,3-0,0	1,45-3,25
450	3,00-5,70	0,3-0,0	1,50-3,80	0,3-0,0	1,50-3,80
500	3,50-7,57	0,3-0,0	1,55-4,40	0,3-0,0	1,55-4,40
550	4,00-10,00	0,3-0,0	1,60-5,00	0,3-0,0	1,60-5,00
600	4,50-13,50	0,3-0,0	1,65-5,60	0,3-0,0	1,65-5,60

высокой трудоемкостью.

Количество воздуха для проветривания забоя горной выработки при ее проходке рассчитывается в обязательном порядке по всем факторам, присутствующим условиям проведения выработки. Расчет ведется на количество ВВ, взрываемого за один прием (по газам ВВ); на обеспечение выноса пыли, образующейся в забое (по выносу пыли); на число людей, одновременно находящихся в выработке (по людям); на выделение метана (по газам); на мощность двигателя внутреннего сгорания, при использовании на проходке самоходного оборудования (по выхлопам ДВС); по тепловому фактору и пр. Для последующих расчетов по выбору вентилятора принимается наибольшее из полученных значений необходимого расхода воздуха.

#### 5.4 Расчет параметров процесса проветривания и выбор вентилятора

При всасывающем способе проветривания необходимое количество воздуха ( $Q_{вв}^{вс}$ ,  $\text{м}^3/\text{с}$ ) определяется по формуле А.И. Ксенофоновой:

$$Q_{вв}^{вс} = \frac{6}{60 \times t} \times \sqrt{A \times S_{np} \times (75 + A)}, \quad (5.1)$$

	Диаметр трубы ( $d_{тр}$ ), м					
	0.6		0.8		1.0	
	$Q_{кт}, м^3/с$	$K_{y,r}$	$Q_{кт}, м^3/с$	$K_{y,r}$	$Q_{кт}, м^3/с$	$K_{y,r}$
200	0,5-8,0	1,02-1,05	0,5-10,0	1,04-1,08	0,5-10,0	1,04
400	0,5-5,5	1,21-1,53	0,5-10,0	1,13-1,29	0,5-10,0	1,10-1,15
600	0,5-4,0	1,43-2,03	0,5-10,0	1,24-1,66	0,5-10,0	1,16-1,31
800	0,5-3,0	1,72-2,65	0,5-8,5	1,39-2,13	0,5-10,0	1,26-1,56
1000	0,5-2,5	2,10-3,57	0,5-6,5	1,57-2,57	0,5-10,0	1,38-1,91
1200	0,5-2,0	2,60-4,54	0,5-4,5	1,79-2,85	0,5-9,5	1,51-2,35
1400	0,5-1,5	3,23-5,32	0,5-4,5	2,04-3,82	0,5-7,0	1,67-2,55
1600	0,5-1,0	4,06-5,37	0,5-4,0	2,35-4,75	0,5-6,0	1,84-2,93
2000	0,5	6,47	0,5-2,0	3,13-4,90	0,5-4,5	2,27-3,80

$Q_{кт}$  - расход воздуха в конце гибкого трубопровода, м/с (для расчетов принимается равным расходу воздуха в начале гибкого трубопровода)

$$Q_{вс}^{вс} = \frac{6}{60 * 30} * \sqrt{70,1 * 18,6 * (75 + 70,1)} = 1,3 м^3 / с$$

Таблица 5.5 -Значения коэффициента утечек воздуха ( $K_{y,r}$ ) для труб

ПХВ, ЧЛХВ и с полиэтиленовыми рукавами

Длина трубопровода ( $L_{тр}$ ), м	Диаметр трубопровода, м	Значение ( $K_{y,r}$ ) при расходе воздуха в начале гибкого трубопровода, м/с			
		До 2,50	2,51-5,0	5,01-7,5	7,51-10,0
До 500	0,6-1,0	1,01	1,02-1,01	1,04-1,01	1,06-1,01
501-600	0,6-1,0	1,02-1,01	1,04-1,01	1,06-1,01	1,08-1,01
601-1000	0,6-1,0	1,04-1,01	1,10-1,02	1,15-1,02	1,19-1,03
1001-1500	0,6	1,11	1,23	1,25	-
1001-1500	0,8-1,0	1,03-1,02	1,06-1,03	1,11-1,05	1,14-1,06
1501-2000	0,6	1,19	1,45	1,71	-
1501-200	0,8-1,0	1,06-1,03	1,14-1,06	1,19-1,09	1,28-1,12
2001-2500	0,6	1,38	1,56	-	-

2001-2500	0,8-1,0	1,12-1,04	1,23-1,10	1,35-1,14	1,40-1,19
-----------	---------	-----------	-----------	-----------	-----------

Таблица 5.6 Значение коэффициента аэродинамического сопротивления ( $\alpha$ )

Диаметр трубопровода, м	0,4	0,5	0,6	0,8	1,0
Значение ( $\alpha$ )					
для новых труб:	0,00036	0,00035	0,00035	0,00029	0,00025
для бывших в употреблении:	0,00045	0,00044	0,00044	0,00036	0,00031

### 5.5 Расчет количества воздуха по отдельным факторам

**Расчет количества воздуха по выносу пыли.** Устанавливается количество подаваемого воздуха для обеспечения скорости его движения по выработке, способствующей качественному выносу пыли из призабойного пространства и из выработки ( $Q_{вп}$ , м<sup>3</sup>/мин):

$$Q_{вп} = 60 \times S_{св} \times V_{мин}, \quad (5.2)$$

$$Q_{вп} = 60 \times 17,3 \times 0,4 = 415 \text{ м}^3/\text{мин}$$

где  $V_{мин}$  – минимальная скорость воздуха по качественному выносу пыли, м/с ( $V_{мин} = 0,4-0,6$ );  $S_{св}$  – площадь сечения выработки в свету, м<sup>2</sup>.

**Количество воздуха по тепловому фактору** ( $Q_{т}$ , м<sup>3</sup>/мин) определяется при температуре в забое более 24<sup>0</sup>С по зависимости:

$$Q_{т} = 20 \times S_{св} \times V_{мин} \quad (5.3)$$

$$Q_{т} = 20 \times 17,3 \times 0,4 = 138 \text{ м}^3/\text{мин}$$

**Расчет количества воздуха по людям** ведется на наибольшее число людей в забое ( $Q_{чел.}$ , м<sup>3</sup>/мин):

$$Q_{чел.} = 6 \times n \quad (5.4)$$

$$Q_{чел.} = 6 \times 4 = 24 \text{ м}^3/\text{мин}$$

здесь  $b$  – норма подачи воздуха на одного человека,  $\text{м}^3/\text{мин}$ ;  $n$  – максимальное количество людей, одновременно находящихся в забое, чел.

**Количество воздуха по разжижению газов** ( $Q_r$ ,  $\text{м}^3/\text{мин}$ ), выделяемых из пород в выработку (углекислого газа или метана) вычисляют по формуле:

$$Q_r = 100 \times i / (C - C_0)$$

$$Q_r = 100 \times 0,5 / (0,5 - 0,5) = 50 \text{ м}^3/\text{мин}$$

где  $i$  – интенсивность выделения метана или углекислого газа в выработке,  $\text{м}^3/\text{мин}$ ;  $C$  – допустимая концентрация газов по объему в исходящей из выработки струе, % (для метана 1%, для углекислого газа 0,5%);  $C_0$  – содержание соответствующего газа в свежей струе, поступающей в выработку, % (принимается равным концентрации газа на поверхности шахты).

**Количество воздуха по разжижению выхлопов ДВС** ( $Q_{\text{двс}}$ ,  $\text{м}^3/\text{мин}$ ) определяют по формуле:

$$Q_{\text{двс}} = q \times W \quad (5.5)$$

$$Q_{\text{двс}} = 6,8 \times 165 = 1122 \text{ м}^3/\text{мин}$$

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

## 5.6 Выбор вентилятора

Для надежного проветривания тупиковой выработки необходимо выбрать вентилятор с такой производительностью ( $Q_v$ ,  $\text{м}^3/\text{мин}$ ) и с таким напором ( $h_v$ , Па), которые с учетом утечек в трубопроводе и его сопротивлением обеспечат подачу в забой требуемого количества воздуха.

Дебит вентилятора должен составлять:

$$Q_B = Q_{\max} \times K_y \quad (5.6)$$

$$Q_B = 1122 \times 1,02 = 1144,44 \text{ м}^3/\text{мин}$$

где  $Q_{\max}$  – наибольшее из полученных значений необходимого расхода воздуха, рассчитанных по выше приведенным факторам, м<sup>3</sup>/мин.

Депрессия (напор) вентилятора составляет при работе на гибкий трубопровод ( $h_{в.г}$ , Па):

$$h_{в.г} = Q_B \times R_{т.г} \times (0,59/K_{y.г} + 0,41) \quad (5.7)$$

$$h_{в.г} = 1144,44 \times 40 \times (0,59/1,02 + 0,41) = 45248 \text{ Па}$$

Таблица 5.6 Аэродинамическое сопротивление гибких трубопроводов ( $R_{т.г}$ ) в зависимости от диаметра и материала трубопровода

Длина трубопровода, м	Диаметр трубопровода, м									
	0,4		0,5		0,6		0,8		1,0	
	МУ	ПХВ, ЧЛХВ	МУ	ПХВ, ЧЛХВ	МУ	ПХВ, ЧЛХВ	МУ	ПХВ, ЧЛХВ	МУ	ПХВ, ЧЛХВ
100	300	130	100	70	40	20	12	9,5	7,5	5
200	560	140	180	140	70	40	22	18	14	10
400	1020	860	330	270	130	90	42	34	26	20
600	1420	1230	470	400	180	140	61	52	39	30
800	-	1340	590	510	225	180	80	69	51	40
1000	-	-	710	620	180	220	100	85	64	50
1200	-	-	820	740	320	260	119	103	77	60
1400	-	-	910	830	360	300	139	122	91	73
1600	-	-	980	910	400	350	162	145	108	85
1800	-	-	1070	990	450	390	186	161	128	100
2000	-	-	1150	1080	500	430	215	190	142	120

По табл. 5.3 Принимаем вентилятор, обеспечивающий расчетные ве-

личины расхода воздуха ( $Q_{в}$ , м<sup>3</sup>/мин) и депрессии ( $h_{в}$ , Па), ВЦПД-8 – предназначен для проветривания проводимых выработок большого сечения – стволов, тоннелей, выработок околоствольных дворов и т.п. Вентилятор имеет двустороннее всасывание, оснащен устройством для реверсирования воздушной струи, укомплектован двумя асинхронными двигателями с разными скоростями вращения (3000 и 1500 мин<sup>-1</sup>). Последнее обстоятельство позволяет производить грубую регулировку рабочих режимов сменой скорости вращения рабочего колеса. Работает с трубопроводами диаметром 700, 800 и 900 мм.

## 6 ЭКОНОМИКА

Стоимость проведения горной выработки рассчитывается по статьям:

- заработная плата;
- расход материалов;
- расход энергии;
- амортизационные отчисления по оборудованию на проходке.

Затраты времени на проходку выработки приведены в табл. 2 и 3.

Таблица 6.1 Продолжительность проходки выработки

Наименование	Участки выработки, м		ВСЕГО
	60 - 179	179 - 260	
Циклов	34	25	59
Смен	102	75	177
Дней	34	24	59

Таблица 6.2 Продолжительность процессов при строительстве выработки



Процессы	Продолжительность процессов, час.				
	в цикле, час		на всю выработку по участкам, час		
			60 - 179	179 - 260	Итого:
Длина уходки, м	3,5	3,25	3,5	3,25	
Количество циклов, шт			34	25	59
Бурение шпуров на уход	3,3	3,07	112,2	76,75	188,95
Бурение под штанги	3,75	3,4	127,5	85	212,5
Погрузка	2,6	3,3	88,4	82,5	170,9
Крепление ЖБШ	4,5	4,5	153	112,5	265,5
Набрызг-бетон			78,2	53	131,2
Заряжение и взрывание	3,1	2,2	105,4	55	160,4
ИТОГО:			564,4	411,75	1129,45

Расчет стоимости строительства выработки по статье «заработная плата» рассчитывается и определяет:

Профессии и квалификационные разряды рабочих, выполняющих отдельные процессы (работы) проходческого цикла;

Трудовые затраты рабочих на выполнение процессов и работ;

Тарифные часовые ставки оплаты труда;

Доплаты, предусмотренные при проведении горных выработок.

Таблица 6.3 Затраты на 1 час работы по процессам

Наименование	Бурение	Погрузка	Заряжение и взрывание	Крепление	Крепление UTILIFT
Разряд	6	5	5	4	5
Количество людей	1	1	2	3	1
Часовая ставка, руб.	133	121	242	309	121

Премияльные (40 %)	53,2	48,4	96,8	123,6	48,4
Районный коэффициент (1,8)	239,4	217,8	435,6	556,2	217,8
Доплата за работу в ус- ловиях край- него севера (80 %)	106,4	96,8	193,6	247,2	96,8
<i>Итого:</i>	<i>532</i>	<i>484</i>	<i>968</i>	<i>1236</i>	<i>484</i>
ЕСН (31,1 %)	165,45	150,52	301,04	384,39	150,52
Всего с уче- том ЕСН:	697,45	634,52	1269,04	1620,39	634,52

Таблица 6.4 Затраты по процессам на строительство всей выработки

Процессы	зарплаты по участкам строительства выработки, руб.		
	60 - 179	179 - 260	Итого:
Уходка, м	3,5	3,25	
Количество цик- лов, шт	34	25	
Бурение шпуров на уход, (1 чел.)	78323,63	53529,28	131852,91
Бурение под штанги, (1 чел.)	88924,87	59283,25	148208,12
Крепление (Зкреп.)	247919,67	182293,87	430213,54
Крепление (Зкреп. +1 Али-	126714,49	85880,67	212595,16

ва)			
Крепление ГРОЗ UTILIFT.	97081,56	71383,5	168465,06
Заряжание UTI- LIFT	66878.4	34898.6	101777
Заряжание и взрывание (2 чел.)	133756,81	69797,2	203554,01
Погрузка 1 чел.	56091,56	52347,9	108439,46
ИТОГО :	895690.99	609414.27	1505105.26

#### Расчет стоимости строительства выработки по статье «амортизация»

Для расчета стоимости сооружения выработки по статье «Амортизационные отчисления» необходимо определить перечень оборудования, применяемого на отдельных процессах.

Таблица 6.5 Затраты по статье «Амортизация» на 1 час работы оборудования

Наименование оборудования	Кол-во	Стоимость единицы, руб.	Общая сумма стоимости, руб.	Годовая норма аморти- зации, %	Амортизация за год, руб.	Затраты, руб./час.
Boomer – 282	1	12 200 000	12 200 000	20	2 440 000	279
Caterpillar R 1600 G	1	15 000 000	15 000 000	25	3 750 000	428

NORMET	1	11 400 000	11 400 000	25	2 850 000	325.34
UTILIFT						
ЗП-2	1	46000	46000	20	9200	1,05
Алива 250	1	670300	670300	25	167575	19,1

## МАТЕРИАЛЫ

Таблица 6.6 Затраты на проходку по статье «Материалы»

Наименование	60 - 179	179 - 260	Итого:
Количество циклов , шт	34	25	59
<b>ВВ</b>			
Аммонит № 6 ЖВ, кг	391	287,5	678,5
Цена, руб./кг	87	87	
Итого затраты по Аммонит № 6 ЖВ	34017	25012,5	59029
Гранулит АС – 8, кг	2009,4	1347,5	3356,9
Цена, руб	69	69	
Итого затраты по гранулит АС-8	138648,6	92977,5	231626,1
<b>ЭД</b>			
Количество ЭД	1564	1150	
Цена , руб.	20	20	
Итого затраты по ЭД	31280	23000	54 280,00
ЖБШ , шт	2890	2125	

Стоимость 1 ЖБШ , руб.	103,00	103,00	
Затраты по ЖБШ	297670	218875	516 545,00
Количество коронок шт.	17	13	
Цена , руб.	1900	1900	
Итоги затрат по коронкам	32300	24700	57000
Сталь буровая шт.	34	25	
Цена , руб.	3200	4600	
Итоги затрат по стали.	108800	80000	188800
Длина рукава ПВХ м.	119	81	
Цена руб. м.	750	750	
Итог затрат на вентиляц. рукав	89250	60750	150000
Бетон м <sup>3</sup> на ЖБШ 119м	6,8	5	
Цена руб,м <sup>3</sup> .	7600	7600	
Итог затрат руб.	51680	38000	89680

Продолжение табл.6.6

Бетонная смесь для набрызга	72	48	
Цена руб,м <sup>3</sup> .	7600	7600	
Итог затрат руб.	547200	364800	912000
Дизельное топливо ПДМ	2210	2062,5	
Цена руб. литр	35	35	
Итог затрат руб.	77350	72187,5	149537,5
Дизельное топливо Воомег	5033,7	3396,75	
Цена руб. литр	35	35	
Итог затрат руб.	176179,5	118886,25	295065,75
Дизельное топливо UTILIFT	5426.4	3517,5	
Цена руб. литр	35	35	
Итог затрат руб.	189924	123112,5	313036,5
Расход воды Воомег м <sup>3</sup>	957.2	646,5	

Цена руб. м <sup>3</sup>	15	15	
Итог затрат руб.	14358	9697,5	24055,5
ВСЕГО:			3040655,35
Неучтенные 10%			304065,53
ВСЕГО с неучтенными			3344720,88

Таблица 6.7 Затраты на проходку по статье «энергия».

Наименование	Ед. измерения	Ед. расхода кВт/час.	Стоимость ед. Энергии, руб.	Затраты по оборудованию.	
				Час	Рубль
Эл. Энергия вентилятор ВЦПД-8	W кВт	90	1.8	1416	229392
Эл. Энергия Boomer 282	W кВт	5	1.8	402	3618
ИТОГО					233010

Таблица 6.8 Общая стоимость сооружения выработки

	Затраты, руб.	Удельный вес затрат, %
--	---------------	------------------------

	Значения
--	----------

Средняя выработка в смену, м	15,2	31,4
Средняя выработка в сутки, м	365	59,18
Средняя выработка в месяц, м	10950	4,4
Средняя выработка в год, м	131400	5,02
Средняя выработка в 10 лет, м	1314000	1452,28
Средняя выработка в 20 лет, м	2628000	100
Средняя выработка в 30 лет, м	3942000	
Средняя выработка в 40 лет, м	5256000	
Средняя выработка в 50 лет, м	6570000	
Средняя выработка в 60 лет, м	7884000	
Средняя выработка в 70 лет, м	9198000	
Средняя выработка в 80 лет, м	10512000	
Средняя выработка в 90 лет, м	11826000	
Средняя выработка в 100 лет, м	13140000	

Статьи расходов

	на всю выработку	на пог .м	на 1 м <sup>3</sup>	
1.Заработная плата	1505105,26	7525,52	404,09	31,4
2.Материалы	3344720,88	16723,6	897,99	59,18
3.Энергия	233010	1165,05	62,55	4,4
4.Амортизация	326409,38	1632,04	87,63	5,02
Итого:	5409245,52	27046,22	<b>1452,28</b>	100
Обще шахтные услуги*	2434160,48	12170,8	653,52	
Итого прямых затрат:	7 843 406	39217,03	2105,81	
Накладные расходы (10%)	784 340,6	3921,7	210,58	
Всего затрат:	8627746,6	43138,7	2316,39	

\*Обще шахтные услуги составляют 45% при вскрытии штольнями, при вскрытии стволами – 70%.

Таблица 6.9 Показатели сооружения выработки

		Участок 0-60 м (60-180м)	Участок 120-200м (180-260м)	
	Длина уходки, м	3,5	3,25	
1	Сечение выработки в свету, м <sup>2</sup>	17,3		
2	Сечение выработки вчерне, м <sup>2</sup>	17,7		
3	Сечение выработки в проходке, м <sup>2</sup>	18,6		7
4	Длина выработки, м	200		Безо
5	Общее число шпуров, шт.	53		пас-
6	Коэффициент использования шпура, доли ед.	0,9		ност
7	Продолжительность цикла, ч.	24		ь
8	Число циклов в смену, шт.	0,33		жиз-
9	Число циклов в сутки, шт.	1		не-
10	Скорость подвигание забоя, м/месяц	105	97,5	дея-
11	Продолжительность проходки на участке выработки, мес.	1,14	0,82	тель
12	Продолжительность проходки всей выработки, мес.	2,0		нос-
13	Производительность труда рабочего: м <sup>3</sup> /чел.сМ	3,1	2,87	ти.
14	Явочная численность РАБОЧИХ В СУТКИ, чел.	7		7 .1
15	Списочная численность В СУТКИ, чел.			Об-
16	Стоимость проведения всей выработки, руб.	8 627 746,6		щие
17	Стоимость проведения 1 пог.м выработки, руб.	43138,7		поло
18	Стоимость проведения 1 м <sup>3</sup> выработки, руб.	2316,39		ложе
				же-
				ния

Работа в области промышленной безопасности и охраны труда на руднике «Заполярный» должна вестись согласно соответствующим руководящим документам, устанавливающим состав, структуру, организацию и порядок проведения комплекса мероприятий по обеспечению промышленной безопасности и охраны труда, в соответствии с требованиями нормативных актов, регламентирующих ведение работ на опасном производственном объекте.



### **Федеральные законы и постановления правительства РФ:**

1. Федеральный закон «О промышленной безопасности опасных производственных объектов»;
2. Федеральный закон «Об основах охраны труда в Российской Федерации»;
3. Федеральный закон Российской Федерации «О недрах»;
4. Федеральный закон «О безопасности гидротехнических сооружений»;
5. Федеральный закон «Об аварийно-спасательных службах и статусе»;
6. Федеральный закон «О лицензировании отдельных видов деятельности»;
7. Федеральный закон «О техническом регулировании»;
8. Федеральный закон «О безопасности дорожного движения»;
9. Федеральный закон «Об обязательном социальном страховании от несчастных случаев на производстве и профессиональных заболеваний»;
10. «Основы законодательства Российской Федерации об охране здоровья граждан»;
11. Постановление Правительства РФ «О Федеральном органе исполнительной власти, специально уполномоченным в области промышленной безопасности»;
12. Постановление Правительства РФ «Об организации и осуществлении производственного контроля за соблюдением требований промышленной безопасности на опасном производственном объекте»;
13. Постановление Правительства РФ «О мерах по обеспечению промышленной безопасности опасных производственных объектов на территории РФ»;
14. Постановление Правительства РФ «О мерах по улучшению условий и охраны труда».

Все рабочие и ИТР, поступающие на работу, подлежат предварительному

медицинскому освидетельствованию и должны иметь заключение о возможности допуска и работе в подземных условиях. Рабочие должны быть обучены: профессии, правилам пользования само спасателями и первичными средствами пожаротушения, технике безопасности, ознакомлены с запасными выходами, путями следования на поверхность в аварийных случаях.

Каждый рабочий обеспечивается индивидуальными средствами защиты.

На руднике предусматривается эффективная вентиляция всех подземных выработок и сооружений, оборудуются в требуемых местах средства связи и оповещения в производственных и аварийных случаях.

Все рабочие и ИТР должны строго соблюдать требования газового режима.

## **7.2 Газовый режим**

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

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

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 струей 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 концентрации (ПДК), указанной в таблице 9.1.

Таблица 7.2 Предельно допустимой концентрации ядовитых газов

Наименование ядовитых газов (паров)	Формула	Предельно допустимая концентрация газа в действующих выработках шахт	
		% по объему	мг/м <sup>3</sup>
Окись углерода (оксид углерода)	CO	0,0017	20
Оксиды азота (оксиды азота) в пересчете на NO	NO <sub>2</sub>	0,00026	5
Сернистый газ (диоксид серы, сернистый ангидрид)	SO <sub>2</sub>	0,00038	10
Сероводород	H <sub>2</sub> S	0,00071	10
Акролеин	C <sub>3</sub> H <sub>4</sub> O	0,000009	0,2
Формальдегид	CH <sub>2</sub> O	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 6 м<sup>3</sup>/мин на каждого человека, считая по наибольшему числу одновременно 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 взрывании 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:

при 2-часовом междуменном перерыве и проведении взрывных работ в начале перерыва в течение 30 мин – все количество ВВ, расходуемого в междуменном перерыве. 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;

в случаях, когда наибольшее количество ВВ на протяжении смены расходуется для вторичного дробления (системы разработки с массовой отбойкой) 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 междуменном перерыве.

### **7.2.1 Самовозгорание руд**

Механизм самовозгорания: решающим условием самовозгорания является способность к окислению.

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

Практика и прямые измерения скорости сорбции кислорода показали, что

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

Однако не менее важна природная и технологическая нарушенность, раздробленность руды, также большое значение для возникновения эндогенного пожара имеют геолого-горнотехнические 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. тонн 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.

### **7.2.2 Обеспечение безопасности ведения взрывных работ**

Наибольшее число опасных ситуаций при ведении взрывных работ возникает по вине лиц, производящих эти работы. Даже обладая хорошей подготов-

кой и имея большой опыт ведения этих работ, взрывники должны строго следовать предписаниям правил, всегда относиться к взрывным работам с большой ответственностью и осторожностью и тщательно исполнять свои обязанности.

Причинами несчастных случаев общего характера являются:

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

В целях предотвращения несчастных случаев:

- до начала ведения взрывных работ устанавливаются границы опасной зоны, зависящие от величины взрывных зарядов ВВ, объема взрывающейся горной породы, размеров выработки и способов ведения взрывных работ;
- все люди, не связанные с ведением взрывных работ, выводятся в безопасные места с нормальным проветриванием и защищенные от обрушения и разлета обломков;
- в местах возможных подступов к забою выставляются посты охраны из специально проинструктированных и дисциплинированных работников;
- выработки с исходящей вентиляционной струей, по которым направляются газообразные продукты взрыва, закрываются с запретом входа в них;
- на расстоянии 20 м от места взрыва выработки расчищаются от всевозможных загромождений, затрудняющих проветривание забоя и выход из него;
- для каждого места и вида взрывных работ готовится обязательный к исполнению паспорт буровзрывных работ;
- подготовка зарядов ВВ, монтаж взрывной сети, а также взрыв производятся собственноручно взрывником;
- зарядов подготавливается столько, сколько будет взорвано за один прием;

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

– патроны-боевики изготавливаются только на месте взрывных работ и строго по числу зарядов;

– боевики массой более 300 г изготавливаются в специально отведенном месте по усмотрению лица, ответственного за взрыв;

– обеспечивается обязательная подача звуковых и световых сигналов;

– осмотр забоя после взрывания производится взрывником вместе с лицом технического надзора по истечении времени разжижения продуктов детонации, но не ранее чем через 15 мин. Допуск рабочих к месту взрыва производится только после разрешения мастера-взрывника или лица технического надзора.

### **7.2.3 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.**

### 7.3 Пылеподавление и пылеулавливание

Пылеподавление - комплекс способов и средств предупреждения загрязнения пылью, происходящего в результате ведения горных работ. В основе пылеподавления - снижение пылевыделения и осаждение пыли непосредственно в местах ее образования. Пылеподавление является частью комплекса мероприятий по борьбе с производственной пылью, осуществляемого в соответствии с проектом разработки месторождения и проектом комплексного обеспыливания (для предприятия и в целом) и паспортом противопылевых мероприятий (для участка или цеха).

Эффективность пылеподавления достигается снижением удельного пылеобразования – нагнетанием жидкости в рудное тело через шпуры или скважины, применением установок (буровых) с меньшей степенью измельчения горных пород, а также предотвращением попадания в воздух пыли, снижением ее способности переходить в аэрозольное состояние – орошением, пневмогидроорошением, связыванием осевшей пыли смачивающе-связывающими составами, обеспыливающим проветриванием и внешней водяной забойкой шпуров и скважин, водораспылительными и туманообразующими завесами, заполнения возможных мест пылеобразования пеной (например, забоев), обмывкой горных выработок, сухой уборкой отложившейся пыли.

Поскольку самостоятельно ни один из способов и средств пылеподавления и пылеулавливания не обеспечивает необходимой степени обеспыливания, применять их необходимо комплексно. Например, при ведении буровзрывных работ следует использовать промывку или пылеотсос при бурении шпуров и скважин. Внешнюю и внутреннюю водяную забойку, водораспылительные завесы, орошение горной массы, обмывку горных выработок или комбинацию этих мер.

Наиболее эффективным и доступным, не требующим больших материальных и трудовых затрат, применяющимся почти во всех пылеобразующих технологических процессах, является гидрообеспыливание. Поэтому в комплексе мероприятий по профилактике пневмокониозов в горной промышленно-



сти гидрообеспыливания отводится одно из важнейших мест.

Вода значительно более эффективна для предупреждения образования пыли, чем осаждение ее, перешедшей во взвешенное состояние. Поэтому с помощью гидрообеспыливания надо стремиться предупредить выделение пыли непосредственно из источника ее образования путем промывки шпуров и скважин при бурении, оптимальным увлажнением горной массы при погрузке и перегрузке путем смыва или связывания осевшей пыли в зоне рабочих мест и на пути свежей вентиляционной струи.

Повышение производительности труда, интенсификация горных работ, внедрение высокопроизводительного горного оборудования не требует разработки принципиально новых методов и средств обеспыливания. Задача сводится лишь к оптимизации гидрообеспыливания применительно к конкретным условиям.

Горное оборудование и технологические установки, при работе которых образуется и выделяется пыль, должны оснащаться устройствами для обеспыливания. Разукрепление или использование их не по назначению, а также работа оборудования и установок без действующих устройств, для обеспыливания, не допускается.

### **7.3.1 Снижение запыленности воздуха в руднике при взрывных работах**

Взрывчатые вещества и взрывные работы являются одним из основных источников первичного пылеобразования. Уменьшение образования пыли может быть достигнуто за счет внедрения следующих решений:

- применения подходящих к конкретным условиям взрывчатых веществ и параметров буровзрывных работ;
- уменьшения количества взрывов путем комплексного взрывания ВВ в шпурах;
- увлажнения (орошения) или обмывки подошвы, кровли и стенок выработок, прилегающих к забою, на расстояние  $10 \div 15$  м по ее длине перед взрыва-

нием;

- использования специальных насадок для формирования зарядов из сыпучих ВВ в восходящих шпурах, для улавливания пыли ВВ в устье шпуров;
- проведения взрывных работ в строго определенное время при меньшем скоплении людей, в конце смены;
- обеспечения интенсивной и надежной вентиляции, способствующей отведению пыли, образующейся при взрывных работах.

При взрывных работах наиболее распространенным средством снижения запыленности и загазованности рудничной атмосферы является образование водяного тумана.

Наибольший эффект осаждения пыли достигается при крупности капель  $15 \div 20$  мк и расходе воды 10 л/мин. Необходимая степень распыления достигается с помощью туманообразователя ТЗ-1. Туман подается по направлению к забою выработки через воздушно-водяную форсунку.

Нормальный режим работы туманообразователя состоит в следующем:

- водяной туман должен заполнить выработку непосредственно перед взрывом;
- при взрыве струя туманообразователя должна быть направлена навстречу движению взрывной волны;
- факел водяного тумана после взрыва должен полностью перекрывать сечение выработки.

Туманообразователь должен устанавливаться на расстоянии не более 10-16 м от забоя таким образом, чтобы эффективно орошать забой и отбиваемую горную массу. Включение туманообразователей в работу должно производиться за 1-2 мин до взрыва. Продолжительность их работы после окончания взрывных работ и перед приходом рабочих в забой должна составлять не менее 15 мин.

Кроме туманообразователей можно использовать полиэтиленовые мешки, гидропатроны и гидромины.

Полиэтиленовые мешки, заполненные водой и зарядами ВВ, подвешива-

ются в 3 м от забоя и далее цепочкой, один за другим по центру выработки через 2,5 м. ВВ в мешках взрывается за несколько секунд перед взрыванием забоя. Число мешков определяется из расчета 8-10 л/м<sup>2</sup> сечения выработки. Возможно также размещение мешков в виде двух групп: в забое и в 5-10 м от него.

### **7.3.2 Снижение пылеобразования при торкретировании выработок**

Перед торкретированием необходимо производить предварительное орошение и смыв ранее осевшей пыли с бортов и кровли выработок с помощью того же сопла, которым наносится набрызг-бетонная смесь. Для улучшения процессов смачивания компонентов смеси рекомендуется применять увлажненный до 8-10° песок.

Снижение запыленности воздуха достигается использованием комплекса средств обеспыливания, разработанного ГМОИЦ совместно с горными предприятиями и состоящего из специального сопла с пылегасителем и воздушных завес.

Тип туманообразователей, их количество и расположение в каждом конкретном случае выбирается в зависимости от сечения выработки, скорости движения вентиляционной струи и производительности установки с таким расчетом, чтобы туманообразующая завеса перекрывала все сечение выработки.

### **7.3.3 Средства индивидуальной защиты**

В случаях, когда применение общих противопыльных мероприятий не обеспечивает снижение запыленности рудничной атмосферы до допускаемых санитарных норм, необходимо использовать средства индивидуальной защиты – респираторы типа «Лепесток», «Астра-2», РПЦ-22Э, Ф-62.

Основные требования, предъявляемые к промышленным противопыльным респираторам, заключаются в следующем:

- респиратор должен обеспечивать очистку вдыхаемого воздуха от пыли до содержания, не превышающего предельно допустимую норму;
- конструкция лицевой части респиратора должна обеспечивать содержа-

ние CO<sub>2</sub> не более 0,5% на вдыхаемом воздухе при средней тяжести работы, в состоянии относительного покоя допускается содержание CO<sub>2</sub> во вдыхаемом воздухе не более 1,5%;

–респиратор должен обеспечивать сопротивление вдоху в начале работы не более 4 кгс/м<sup>2</sup>, сопротивление выдоху в начале работы для бесклапанных респираторов – не более 3 кгс/м<sup>2</sup>, сопротивление вдоху при непрерывной пяти-часовой работе – более 10 кгс/м<sup>2</sup>;

–при пользовании респираторами допускается снижение поля зрения не более чем на 25%;

–конструкция респираторов, предназначенных для работы в условиях отрицательных температур и высокой влажности воздуха, должна исключать накопление конденсата на фильтрах;

–респиратор должен быть несложным в обращении, удобным, надежно прикрепляться и не стеснять движений при выполнении рабочих операций.

В новых конструкциях респираторов нашел применение высококачественный фильтр из ткани ФПП, что позволило создать легкий и надежный бесклапанный респиратор ШБ-1 «Лепесток» и клапанный респиратор «Астра-2».

Основными достоинствами бесклапанных респираторов «Лепесток-5» являются незначительное сопротивление дыханию, малая масса и высокая эффективность пылеулавливания, простота в изготовлении и удобство в работе.

В условиях очень влажной атмосферы целесообразнее пользоваться респираторами РПЦ-22Д конструкции ЦНИГРИ. Высокая эффективность респиратора в пылеулавливании, малая масса, а также простота и удобство эксплуатации позволяют применять его для защиты от пыли. «Астра-2» является респиратором длительного пользования, Ф-62 – многосменного. Применение этих типов респираторов предусматривается в тех случаях, когда другие способы не дают удовлетворительных результатов. Проверку респираторов необходимо производить ежедневно, и, кроме того, ежемесячно их исправность должен проверять начальник пылевентиляционной службы. Результаты проверки должны оформляться актом.

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.

#### **7.4 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, покрытой ГПЗ, 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 редуцированных 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 вентиляционных 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

##### **7.4.1 Комплексное обеспыливания**

На руднике источниками пылеобразования являются: бурение шпуров и скважин, взрывные работы, погрузка, дробление и транспортирование руды и

породы. Наиболее интенсивное образование пыли происходит в очистных и проходческих забоях при буровых работах.

Именно в этих местах предусматривается применение различных способов пылеподавления. Общие положения сводятся к следующему:

- во всех горных выработках и забоях, на рабочих местах содержание пыли в воздухе не должно превышать уровня ПДК - 4 кг/м<sup>3</sup>;

- запрещается подавать в шахту и на рабочие места воздух, в котором содержание пыли > 30% от установленной санитарной нормы;

- стены и кровля откаточных выработок должны периодически орошаться водой;

- по всем откаточным и основным подготовительным выработкам прокладывается противопожарный трубопровод, используемый также для подачи воды для борьбы с пылью;

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

При ведении буровых и взрывных работ, скреперование руды, в местах погрузки и разгрузки вагонов выполняются следующие мероприятия по пылеподавлению:

- входящие и исходящие струи воздуха в забоях обеспечиваются установками водяных завес;

- орошение рабочих мест перед бурением;

- бурение шпуров ручными перфораторами с промывкой водой;

- бурение скважин буровыми установками типа КБУ и БМН с мокрым пылеподавлением или сухим отсосом и последующим инжекционно-циклонным улавливанием пыли;

- установка туманообразователей на исходящей струе.

#### **7.4.2 Борьба с производственным шумом и вибрациями**

Разработка мероприятий по борьбе с вредным действием производственного шума и вибрации должна начинаться на стадии проектирования техноло-

гических процессов и машин, разработки конструктивных и объёмно - планировочных решений производственного помещения и генерального плана предприятия.

При разработке технологических процессов следует выбирать механизмы и машины с минимальными динамическими нагрузками. Большое значение для снижения уровней шума и вибрации имеет правильная эксплуатация механизмов, своевременное проведение профилактических ремонтов и качественный монтаж. В практике накоплен большой метод по борьбе с шумом и вибрацией. Основываясь на практических данных, разрабатывают организационные и технические мероприятия, позволяющие значительно снизить уровень шума и вибрации на рабочих местах.

Основные организационные мероприятия по борьбе с шумом и вибрациями: исключение из технологического процесса виброакустического оборудования; размещение оборудования, являющегося источником шума, в отдельных помещениях; применение индивидуальных средств защиты от шума и вибрации; проведение санитарно-профилактических мероприятий для рабочих занятых на виброакустическом оборудовании.

Основные технические мероприятия: правильное проектирование массивных оснований и фундаментов под виброактивное оборудование (дробилки, мельницы, сепараторы, нагнетатели и др.) с учетом динамических нагрузок; изоляция фундаментов под виброактивное оборудование от несущих конструкций и инженерных коммуникаций; активная и пассивная виброизоляция виброактивного оборудования и рабочих мест оператора и машиниста; применение виброзадерживающих гибких вставок (гасителей) на выхлопе нагнетателей; использование вибропоглощающих резиновых покрытий и мастик для облицовки поверхностей коммуникаций; звукоизоляция привода шумных машин кожухами; шумоглушение на всасывании и выхлопе вентиляционных систем.

Таблица 7.4—Допустимые уровни звукового давления в соответствии с ГОСТ 12.1.003-83 (извлечение)

Характеристика помещений	Допустимый уровень звукового давления, дБ, при средней геометрической частоте октавных полос, Гц
--------------------------	--

	63	125	250	500	1000	2000	4000	8000
Помещение, требующее разборчивой речевой связи и связи по телефону (нарядные, участков, диспетчерские, ламповые)	75	66	58	54	50	47	45	44
Помещения или места пультов управления, не требующие речевой связи (пункты погрузки и перегрузки, опрокидыватели и конвейерные линии)	83	74	68	63	60	57	55	54
Рабочие места в производственных помещениях и на территории предприятий (подготовительные и очистные забои, камеры, насосные, электродепо)	99	92	86	83	80	78	76	74

Для более полной оценки возможного физиологического действия шума на человека допустимые уровни звукового давления корректируют на продолжительность воздействия шума в течении рабочего дня. При действии широкополосного шума в течении 1÷4 часа за смену поправка со составляет 16 дБ, в течении 0,25÷1 ч. - 12 дБ и т.д.

ПДК вибрации равен - 2 Гц. Например, для сидячего человека резонанс тела, вызываемый воздействием вибрации и проявляющийся неприятными субъективными ощущениями, наступает на частоте 4 Гц, для стоящего на частотах 5 - 12 Гц.

### 7.5 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:

– вертикальный ствол 7бис, оборудованный лестничным отделением с 140, 90, 45 метра до поверхности и клетевым подъемом;

– вертикальный ствол 9бис, оборудованный лестничным отделением с горизонтов –21, +45, +5, +201 метра до поверхности и клетевым подъемом;

– автотранспортный уклон, конвейерный уклон от транспортного заезда на восточный уклон (ТЗВУ) в карьер «Медвежий ручей»;

– восточная штольня с выработок гор. +201м на поверхность.

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.

При аварии выставляются посты на поверхности, и организуется учет выхода людей:

– на устье штолен;

– на «0» отметке ствола СКС;

– в ламповой рудника;

– на «0» отметке ствола ВС

### **7.5.1 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 «ЕПБ при разработке...» 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.д. ПЛА, подготавливаемый заблаговременно на основе всестороннего анализа возможных аварийных ситуаций, с учетом современных методов и средств борьбы с авариями, инженерного опыта и особенностей шахты, позволяет избежать ошибок при спасении людей и ликвидации аварий.

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

Ответственность за правильное составление ПЛА несут главный инженер шахты и командир ВГСВ.

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

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

Ответственным руководителем работ по ликвидации аварии является главный инженер шахты, а до его прибытия - горный диспетчер (ответственный

дежурный по шахте). Руководителем горноспасательных 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 поверх-

ность, так как при этом возможны разрушения вентиляционных сооружений, выход из строя вентиляторов и, как следствие, серьезные нарушения вентиляции шахты в целом.

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

Расчет времени выхода людей с загазованных 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:

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

При авариях возможны следующие вентиляционные режимы:

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

тиляционной сети;

- «нулевая» вентиляция (движение воздуха прекращается);

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

### **7.5.2 Мероприятия по спасению людей и ликвидации аварии по позициям**

#### **ПОЗИЦИЯ №1 (Приложение 1)**

Комплекс ствола 9бис: копер, вентиляционный канал; здания: вентиляторной, калориферной, АБК, подъемных машин, склада ГСМ.

Вид аварии: **ПОЖАР!**

#### **ПОЗИЦИЯ №43 (Приложение 2)**

Амональный тупик. Галерея от устья штолен до амонального тупика, узел приема бетона.

Вид аварии: **ВЗРЫВ ВМ!**

#### **ПОЗИЦИЯ №47 (Приложение 3)**

Подземная часть рудника.

Вид аварии: **ЗАТОПЛЕНИЕ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК!**

## ЗАКЛЮЧЕНИЕ

Дипломная работа выполнена согласно методическим указаниям по дипломной работе для специалистов специальности «Шахтное и подземное строительство».

В дипломной работе рассмотрены вопросы обоснование технологической схемы строительства транспортного штрека в условиях рудника «Заполярный» ЗФ ПАО «ГМК «Норильский Никель». Главное внимание уделено горной части дипломной работы, в которой рассмотрены вопросы технологической схемы в период строительства транспортного штрека.

На основании длительного опыта эксплуатации и проходки выработок, работы по разработке транспортного штрека, работы будут производиться буровзрывным способом. Рассмотрев подробно расчет параметров, паспорта БВР, вентиляции и крепления для транспортного штрека. Сечение, которого получили исходя из выбранного оборудования. Учитывая глубину бурения шпуров, размеры сечение выработки, габариты по ширине и высоте самоходного оборудования, минимальные зазоры между оборудованием, боками и кровле выработки, установленными правилами безопасности, а также количества отгружаемой горной массы целесообразно использовать механизированную проходку выработки и для бурения шпуров в забое используем самоходную буровую машину BOOMER-282, а для транспортирования горной массы погрузо-транспортную машину с дизельным двигателем внутреннего сгорания Caterpillar. Используя буровую установку мы существенно увеличиваем скорость прохождения выработки, тем самым ускоряя процесс строительства выработки, для дальнейшего ее использования в разработки рудного поля.

## СПИСОК ИСПОЛЬЗУЕМЫХ ИСТОЧНИКОВ

1. Регламент технологических производственных процессов при обработке вкрапленных руд системой этажного принудительного обрушения с двухстадийной и одностадийной выемкой на руднике «Заполярный» РУ «Норильск-1» ЗФ ОАО «ГМК «Норильский никель» (РТПП-010-2004), Норильск, 2005 г;
2. Правила охраны недр (ПБ 07-601-03), Москва, 2003 г;
3. Единые правила безопасности при разработке рудных, нерудных и россыпных месторождений полезных ископаемых подземным способом (ПБ 03-553-03), Москва, 2004 г;
4. Технологический регламент (специальные мероприятия) по ведению горных работ и осуществлению проветривания подземных горных выработок на подземных рудниках ЗФ ОАО «ГМК «Норильский никель», Норильск, 2007 г;
5. Регламент технологических процессов по возведению крепей на рудниках ЗФ ОАО «ГМК «Норильский никель» (РТПП-043-2004), Норильск, 2005 г;
6. «Методика организации проветривания и расчета количества воздуха, необходимого для проветривания рудника «Заполярный» ЗФ ОАО «ГМК «Норильский никель», Норильск 2007 г;
7. Закон о недрах (РФ №2395-1), Москва, 1992 г;
8. Единые правила безопасности при взрывных работах (ПБ 13-407-01), Москва, 2004 г.