

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

« ____ » _____ 2016 г.

ДИПЛОМНЫЙ ПРОЕКТ

130406.65 «Шахтное и подземное строительство»
код и наименование специальности

«Строительство вертикального ствола для вскрытия Средне-Тарчинского и
Дистлеровского участков Константиновского рудного поля» со специальной
частью «Строительство технологического отхода»

Пояснительная записка

Руководитель _____ доцент, канд.техн.наук Г.С.Курчин
подпись, дата должность, ученая степень инициалы, фамилия

Выпускник _____ А.Д. Кузьмина
подпись, дата инициалы, фамилия

Красноярск 2016 г.

Продолжение титульного листа ДП по теме: «Строительство вертикального ствола для вскрытия Средне-Тарчинского и Дистлеровского участков Константиновского рудного поля» со специальной частью «Строительство технологического отхода»

Консультанты по разделам:

Геологическая часть наименование раздела	_____	_____
	подпись, дата	инициалы, фамилия
Горная часть наименование раздела	_____	_____
	подпись, дата	инициалы, фамилия
Специальная часть наименование раздела	_____	_____
	подпись, дата	инициалы, фамилия
Вентиляция наименование раздела	_____	_____
	подпись, дата	инициалы, фамилия
Энергоснабжение наименование раздела	_____	_____
	подпись, дата	инициалы, фамилия
Подземный транспорт наименование раздела	_____	_____
	подпись, дата	инициалы, фамилия
Безопасность жизнедеятельности наименование раздела	_____	_____
	подпись, дата	инициалы, фамилия
Экономическая часть наименование раздела	_____	_____
	подпись, дата	инициалы, фамилия

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

« ____ » _____ 2016 г.

ЗАДАНИЕ
НА ВЫПУСКНУЮ КВАЛИФИКАЦИОННУЮ РАБОТУ
в форме дипломного проекта

Студенту Кузьминой Анне Дмитриевной
фамилия, имя, отчество

Группа ЗГГ10 – 10

Направление (специальность) 130406.65 "Шахтное и подземное строительство"

Тема выпускной квалификационной работы «Строительство вертикального ствола для вскрытия Средне-Тарчинского и Дистлеровского участков Константиновского рудного поля» со специальной частью «Строительство технологического отхода»

Утверждена приказом по университету № от «___» _____ 2016 г.

Руководитель ВКР Г.С Курчин, канд. техн. наук, доцент каф. ШПС
инициалы, фамилия, должность, ученое звание и место работы

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

Перечень разделов ВКР:

Введение
Геологическая часть;
Горная часть;
Специальная часть;
Вентиляция;
Энергоснабжение;
Подземный транспорт;
Безопасность жизнедеятельности;
Экономическая часть.

Перечень графического материала:

Геологическая карта месторождения;
План поверхности;
Проходка вертикального ствола;
Сооружение технологического отхода;
Вентиляция;
Сметная стоимость строительства

Руководитель ВКР _____
подпись

Г.С Курчин
инициалы и фамилия

Задание принял к исполнению _____
подпись

А.Д. Кузьмина
инициалы и фамилия

« ___ » _____ 2016 г.

СОДЕРЖАНИЕ

Введение	8
1. Геологическое строение.....	10
1.1 Краткий физико-географический очерк.....	11
1.2 Геологическое строение месторождения.....	13
1.2.1 Стратиграфия.....	13
1.2.2 Магматизм.....	14
1.2.3 Тектоника.....	16
1.2.4 Метаморфизм и гидротермальные процессы.....	16
1.2.5 Полезные ископаемые.....	17
1.2.6 Морфология и состав рудных тел.....	20
1.3 Гидрогеологические условия района.....	22
1.4 Физико-механические свойства руд и вмещающих пород.....	24
2 Горная часть.....	25
2.1 Технологическая схема строительства ствола.....	25
2.2 Оборудование для буровзрывных работ.....	26
2.2.1 Оборудование для бурения шпуров.....	26
2.2.2 Оборудование для заряжания шпуров.....	28
2.2.3 Взрывание.....	29
2.3 Крепление ствола.....	30
2.3.1 Расчет сопротивления пород.....	30
2.3.2 Расчет крепи.....	32
2.4 Буровзрывные работы.....	37
2.4.1 Выбор взрывчатых веществ.....	37
2.4.2 Выбор средств взрывания.....	37
2.4.3 Расчет паспорта БВР.....	38
2.4.4 Расчет числа шпуров в забое.....	38
2.4.5 Расположение шпуров в забое.....	40
2.4.6 Определения расстояния между шпурами.....	41
2.4.7 Расчет массы зарядов и числа патронов по видам шнуров.....	42

3	Строительство технологического отхода (специальная часть)	46
3.1	Технология проходки тех. отхода	46
3.2	Схема производства работ	46
3.3	Порядок работ	47
3.4.1	Расчет паспорта БВР	48
3.4.2	Расчет числа шпуров в забое	50
3.4.3	Расположение шпуров в забое	52
3.4.4	Определения расстояния между шпурами	53
3.4.5	Расчет массы зарядов и числа патронов по видам шнуров	55
3.4.6	Вентиляция тех. отхода	59
4	Вентиляция	60
4.1	Расчет параметров вентиляции	60
4.1.2	Выбор вентилятора	64
5	Электроснабжение	66
5.1	Общие сведения	66
5.2	Выбор оптимального напряжения	69
5.3	Расчет электрических нагрузок	70
5.4	Компенсация реактивной мощности	72
5.5	Расчет воздушных и кабельных сетей на потерю напряжения	72
5.6	Прокладка кабелей	74
6	Погрузка породы	76
6.1	Расчет погрузки породы	76
6.2	Расчет проходческого подъема	81
7	Безопасность жизнедеятельности	84
7.1	Основные опасности при работе подземного транспорта	84
7.2	Меры безопасности при ведении горных работ одноковшовыми эксковаторами	85
7.3	Принципиальные решения по организации труда	86
7.4	Организация и оформление рабочих мест	87
7.5	Мероприятия по снижению запыленности воздуха	89

7.6 Предупреждение взрыва газов и пыли.....	89
7.7 Противопожарные мероприятия.....	89
7.8 Мероприятия по безопасному ведению взрывных работ.....	90
7.9 Охрана недр.....	91
7.10 Мероприятия по предотвращению загрязнения атмосферы.....	91
7.11 Мероприятия по предотвращению загрязнения водоемов.....	92
8 Экономика.....	94
8.1 Расчет локальных смет.....	94
8.2 Сравнение локальных смет на прохождение тех. отхода.....	94
Заключение.....	98
Список литературы.....	99

АННОТАЦИЯ

Дипломный проект по теме «Строительство вертикального ствола для вскрытия Средне-Тарчинского и Дистлеровского участков Константиновского рудного поля» со специальной частью «Строительство технологического отхода» содержит 102 страницу текстового документа, 14 рисунков, 19 таблиц, 156 формул, 38 литературных источников, 6 графических приложений.

Ключевые слова: ВЕРТИКАЛЬНЫЙ СТОЛ, БУРОВЗРЫВНЫЕ РАБОТЫ, ШПУР, ЗАРЯД, ВЗРЫВ, ВЫРАБОТКА, АНКЕР, КРЕПЬ, ПОРТАЛ.

Объектом проектирования является вертикальный ствол, сооружаемый для вскрытия Средне-Тарчинского и Дистлеровского участков Константиновского рудного поля.

В проекте определен участок строительства вертикального ствола, крепление которого осуществляется различными типами крепей. Так же рассмотрен вопрос строительства технологического отхода.

Рассчитаны сметные стоимости строительства выработок.

ВВЕДЕНИЕ

В настоящее время на рынке цветных металлов наблюдается существенный рост цены на драгоценные металлы, особенно на золото. В этой связи актуальным становится вовлечение в отработку ранее заброшенных месторождений, в том числе и с подземным способом отработки. Представительным является пример Константиновского рудного поля.

Отработка данного месторождения была прекращена в конце прошлого столетия и в настоящее время для его освоения потребуются повторное строительство вскрывающих выработок.

Ранее вскрытие и разработка нижних горизонтов Константиновского месторождения выполнено по техническому проекту «Вскрытие и разработка нижних горизонтов шахты №6 Артёмовского рудника» 1981 г. Этим же проектом определено вскрытие месторождения Средняя Тарча на горизонтах 417, 357 и 297 м для осуществления его детальной разведки. Вскрытие месторождений до горизонта -3 м произведено путём углубки двухклетевого ствола шахты №6, одноклетевого ствола шахты №5 и Западного вентиляционного восстающего.

В соответствии с принятыми тогда решениями была намечена единая схема вскрытия Константиновского, Средне-Тарчинского и Дистлеровского участков месторождения с созданием единой промплощадки и строительством на ней административно-бытового комбината с галереей на уклоны, главной вентиляторной установки, компрессорной и других сооружений, необходимых для бесперебойной и безаварийной отработки запасов.

Данный вариант вскрытия является перспективным, но требует тщательной проработки параметров вскрывающих выработок на предмет обеспечения их длительной устойчивости.

					ДП-130400.65.00.05-121018562ПЗ			
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата				
Разраб.		Кузьмина А.Д.			«Строительство вертикального ствола для вскрытия Средне-Тарчинского и Дистлеровского участков Константиновского рудного поля» со специальной частью «Строительство технологического отхода»	Лист.	Лист	Листов
Провер.		Курчин Г.С					9	2
Н. Контрол.		Зайцева Е.В.				Кафедра ШПС		
Утверд.		Вохмин С.А.						

В настоящем дипломном проекте рассмотрен вопрос строительства вертикального ствола для вскрытия Средне-Тарчинского и Дистлеровского участков Константиновского рудного поля. Определены участки с различной степенью устойчивости горных пород и выбраны соответствующие технологии крепления, рассчитаны паспорта БВР, графики цикличности производственных процессов, а также рассчитаны сметы стоимости строительства всех участков.

В специальной части дипломного проекта «Строительство технологического отхода» рассмотрены вопросы сооружения технологического отхода, определены объёмы вынимаемого грунта и установлена стоимость его сооружения.

						ДП-130400.65.00.05-121018562ПЗ	Лист
Изм.	Кол.уч	Лист	№док.		Дата		10

1 ГЕОЛОГИЧЕСКОЕ СТРОЕНИЕ КОНСТАНТИНОВСКОГО РУДНОГО ПОЛЯ И ГОРНОГЕОЛОГИЧЕСКИЕ УСЛОВИЯ ЭКСПЛУАТАЦИИ

Константиновское рудное поле находится в пределах юго-западных отрогов Восточных Саян в 20 км на северо-восток от г. Артёмовска и включает в себя месторождения Средняя Тарча и Дистлеровское, расположенные соответственно в 2 и 4 км на восток от Константиновского месторождения.

Город Артёмовск находится в Курагинском районе Красноярского края на расстоянии 100 км от районного центра пос. Курагино и в 200 км от г. Абакана. Ближайшая железнодорожная станция Кошурниково расположена в 10 км от г. Артёмовска (рис.1.1).



Рисунок 1.1 – Обзорная карта района месторождения

				ДП-130400.65.00.05-121018562ПЗ				
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата				
Разраб.		Кузьмина А.Д.			«Строительство вертикального ствола для вскрытия Средне-Тарчинского и Дистлеровского участков Константиновского рудного поля» со специальной частью «Строительство технологического отхода»	Лит.	Лист	Листов
Провер.		Стримжа Т.П.					11	15
Реценз.						Кафедра ШПС		
Н. Контр.		Зайцева Е.В.						
Утверд.		Вохмин С.А.						

В пределах Константиновского рудного поля выделяется два участка: Средне-Тарчинский и Дистлеровский, которые административно находятся на территории, входящей в состав Курагинского района Красноярского Края.

1.1 Краткий физико-географический очерк

Рельеф местности среднегористый с абсолютными отметками от 600 до 800 м над уровнем моря. Склоны гор, как правило, крутые, заросшие лесом. Обнажения коренных пород встречаются редко.

Климат района – континентальный с холодной снежной зимой и коротким, тёплым, дождливым летом. Среднегодовое количество осадков по данным Артёмовской метеостанции за многолетний период -795 мм. Наибольшее количество осадков приходится на вторую половину лета и осень. Мощность снегового покрова достигает 1,0-2,0 м, благодаря чему промерзание почвы невелико и составляет 0,3-0,8 м. Среднегодовая температура составляет около +0,5°C с абсолютным максимумом +34° (июнь, август) и абсолютный минимум –50° (январь, февраль). Ветры в районе слабые, преимущественно западного и юго-западного направления.

Гидрографическая сеть представлена системой реки Чибижек в верхнем её течении. Река Чибижек протекает с востока на запад и слева принимает ряд притоков субмеридионального направления. Наиболее крупные притоки реки Чибижек в пределах описываемой территории: ключи Фабричный и Алексеевский. Долины реки Чибижек и её притоков, как правило, заболочены.

Ширина поймы реки Чибижек 80-200 м, ширина русла 6,0-12,0 м. В поперечном профиле долины наблюдается высокая пойма и, почти повсеместно, 2 надпойменные террасы высотой 3,0-4,0 м и 8,0-10,0 м. Режим реки Чибижек изучен в среднем её течении в районе месторождения Константиновского. Расход воды изменяется от 7000 м³/час в весенний и осенний паводок, до 1000 м³/час в меженный период. Величина расхода

						ДП-130400.65.00.05-121018562ПЗ	Лист
Изм.	Кол.уч	Лист	№док.		Дата		12

определяется количеством выпадающих атмосферных осадков, являющихся основным источником питания поверхностных вод.

Район покрыт густой таёжной растительностью, где преобладают хвойные породы деревьев – пихта, ель, кедр. По долинам речек и в виде подлеска на склонах возвышенностей растет осина, береза, ольха, рябина. Травяная растительность покрывает заболоченные участки долин рек и редкие лесные поляны.

Животный мир разнообразен и представлен бурым медведем, лосем, маралом, соболем, белкой, норкой и др.

В экономическом отношении Ольховско - Чибижекский район известен издавна, как золотодобывающий. С вводом в действие железной дороги Абакан – Тайшет возросли перспективы промышленного освоения района. Ведется строительство промышленных объектов и современных культурно-жилищных комплексов на Краснокаменском железорудном карьере, Кошурниковском леспромхозе и других предприятиях.

Сельское хозяйство, за исключением огородничества и содержания молочного скота в частном пользовании, не развито.

Ближайшие населенные пункты к участкам работ – пос. Чибижек (6 км) и г. Артёмовск (30 км). Транспортные перевозки грузов и населения осуществляются через г. Артёмовск по улучшенной автомобильной дороге до поселка Чибижек и от последнего до объектов работ – по грунтовым дорогам.

Ближайшая железнодорожная станция – Кошурниково, где Артёмовский рудник имеет прирельсовую базу, расположена в 40 км от участков работ.

Район обеспечен электроэнергией от государственной линии электропередач.

1.2 Геологическое строение месторождения

Краткий очерк по геологическому строению района. Геологосъемочные работы в масштабе 1:50000 вдоль северного контакта Ольховско – Чибижекского интрузива впервые выполнялись в 1939 – 1941 гг. от НИГРИ золото под руководством А.П. Вожинского.

Ольховско-Чибижекский золотonosный район располагается в области сопряжения структур Восточного Саяна и Минусинской впадины. На площади района развиты осадочно-вулканогенные породы кембрия, девона и ряда интрузивных образований. (графическое приложение 1).

1.2.1 Стратиграфия

Кембрийская система

Нижний отдел

Чибижекская свита (E_1 жв) сложена почти исключительно карбонатными породами, среди которых изредка встречаются прослои аргиллитов. В количественном отношении в разрезе свиты преобладают мраморы. Доломитизированные известняки и доломиты залегают в виде прослоев и линз. Мощность свиты определяется в 1400-1600 м.

Четвертичная система

Район закрыт чехлом рыхлых отложений. Представлены они древней корой выветривания, аллювием, делювием и элювием. Древняя кора выветривания сложена глинисто-охристыми образованиями, нередко золотonosными, которые выполняют карстовую поверхность карбонатных пород чибижекской свиты или сохранились на скульптурных террасах различных уровней. Мощность их достигает 20-30 м, а иногда 100-120м.

По тальвегам долин рек и их притоков развит аллювий, который состоит из крупных валунов, сцементированных песчано-глинистым материалом. Реже он представлен хорошо отсортированными галечниками, а

						ДП-130400.65.00.05-121018562ПЗ	Лист
Изм.	Кол.уч	Лист	№док.		Дата		14

иногда содержит небольшие линзы песков. Нижняя часть его золотоносная. Мощность аллювия 5-10 м. По склонам возвышенностей и на водоразделах развиты делювиальные отложения. Сложены они обломками, сцементированными песчано-глинистым материалом. Мощность делювия составляет 20-30 м.

1.2.2 Магматизм

Ольховско-Чибижекский комплекс ($\gamma \in_3 - O$). Породы комплекса занимают значительную часть площади района и слагают крупные массивы - Ольховско-Чибижекский, Канзыбинский и др.

Ольховско-Чибижекский массив является наиболее крупным из массивов комплекса. При общей эллипсовидной форме конфигурация массива в плане и разрезе сложная, изобилует «заливами» во вмещающие породы. Северный контакт, как правило, падает на юг под углом в $20^\circ - 70^\circ$, иногда, он горизонтальный или отвесный. Западный контакт или отвесный, или падает на запад под углом в $40-70^\circ$. В поле развития пород массива, особенно в западной его половине, обнажаются многочисленные останцы кровли из пород кембрия.

В становлении пород Ольховско-Чибижекского комплекса большинство исследователей выделяет две фазы. Первая фаза габбро, габбро-диориты, диориты, кварцевые диориты и тоналиты. Внешне это серые и средне- и крупнозернистые массивные породы, состоящие, в основном, из плагиоклаза, кварца, роговой обманки и биотита. Нередко в их составе встречаются авгит, микроклин и ортоклаз. Вторая фаза гранодиориты и плагиограниты, адамеллиты.

По данным геохимической лаборатории АН СССР (К.Г.Кнорре), возраст диоритов 500 млн. лет, а плагиогранитов 480 млн.лет, что позволяет считать весь комплекс как верхнекембрийско –ордовикский.

Дайковые породы

С интрузивными комплексами района связаны многочисленные жильные и дайковые породы. По взаимоотношению с породами Ольховско-Чибижекского интрузивного комплекса, выделяются три разновозрастные группы даек: доинтрузивные, связанные со становлением интрузии, и послеинтрузивные.

Дайки доинтрузивного этапа размещены, преимущественно, во вмещающих породах и представлены диабазами, диабазовыми порфиритами, габбро-диоритами, кварцевыми диорит-порфиритами. Изучены они слабо из-за глубокого метаморфизма и литологического сходства с эффузивами кембрийского возраста, с которыми они, по-видимому, связаны генетически.

Дайки, связанные со становлением пород Ольховско-Чибижекского массива и во вмещающих породах в непосредственной близости от него. В этой группе выделяются кварцевые диориты, адамеллиты, тронджемиты, которые от интрузивных их аналогов отличаются только мелкозернистостью и формой залегания, а также диорит-порфириты, аплиты, пегматиты, гранит-порфиры и фельзиты.

Дайки послеинтрузивного этапа встречаются очень редко, почти неизучены, представлены диабазами, лабрадоровыми и авгитовыми порфиритами, ортофирами.

По петрографическому составу близки девонским эффузивам, с которыми они некоторыми исследователями связываются генетически.

Простирание даек субширотное, субмеридиональное, реже северо-восточное, соответствующее направлению основных дизъюнктивных нарушений, обычно крутое (до вертикального). Полого залегающих даек почти не встречается. Протяженность их достигает первых сотен метров, мощность колеблется от долей метра до нескольких метров. Дайки габбро-диоритов отмечались протяженностью до 400 м при мощности более 20 м.

1.2.3 Тектоника

Ольховско-Чибижекский золотonosный район располагается на северном крыле Ольховско-Чибижекского антиклинория, простирающегося в запад, северо-западном направлении более чем на 100 км. Он по отношению к Восточно-Саянскому антиклинорию, является структурой второго порядка. На севере антиклинорий ограничен Дербинским разломом, а на юге – Кизирской группой разломов. Ось антиклинория полого погружается в запад-северо-западном направлении. В современном эрозионном срезе в ядре антиклинория вскрывается массив гранитоидов, а на крыльях – частичный разрез эффузивно-осадочных толщ нижнего и среднего кембрия.

Пликативные структуры антиклинория осложнены, в основном, субширотными и северо-восточными разломами. В пределах рудного района основным субширотным разломом является Ольховско-Чибижекский, проходящий на значительном протяжении по контакту пород осиновской и чибижекской свит, падающий на юг под углами $40^{\circ} - 70^{\circ}$ и сопровождающийся многочисленными параллельными ему нарушениями. В западной части он ветвится на ряд дизъюнктивов различного направления. Северо-восточные разломы с юго-восточным, реже северо-западным падением, создающие блоновые строения антиклинория, более многочисленны.

Наиболее крупные из них проходят через Ольховское и Константиновское месторождения. Более мелкие субмеридиональные, широтные и северо-западные дизъюнктивы являются опречающими по отношению к основным разломам.

1.2.4 Метаморфизм и гидротермальные процессы

Все породы района в той или иной степени подвержены как региональному метаморфизму, так и контактовому и гидротермальному. В

						ДП-130400.65.00.05-121018562ПЗ	Лист
Изм.	Кол.уч	Лист	№доку.		Дата		17

чистом виде те или иные преобразования почти не встречаются, продукты одного метаморфизма накладываются на продукты другого.

Региональный метаморфизм эффузивно-осадочных толщ кембрия проявился в перекристаллизации карбонатных пород и зеленокаменном изменении эффузивов. Эти изменения почти полностью затушеваны метаморфизмом, проявившихся под воздействием гранитоидной интрузии.

При контактном метаморфизме карбонатных и силикатных пород широко развиты процессы мраморизации и ороговикования: известняки превращены в крупно- и среднезернистые мраморы, доломиты – в мраморы, содержащие форстерит и диопсид, эффузивные породы – в плагиоклаз – биотит-амфибол-диопсидовые роговики. Непосредственно вблизи выходов гранитоидов развиты процессы серпентизации с образованием разрозненных участков офикальцитов, а на некотором удалении от контактов в виде мелких линз и участков неправильной формы образуются скарны пироксен-гранатовые и другие, содержащие эпидот, цоизит, штинель, топаз, лорит, пирротин, реже пирит, халькопирит.

Под воздействием метаморфизма по тектоническим зонам, контактам, осложненным дизъюнктивными нарушениями, как в эндот так и в экзоконтакте интрузий интенсивно развиты процессы: окварцевания, серицитизации, хлоритизации, пиритизации и, в меньшей мере, грейзенизации. С этими процессами связано отложение рудных минералов, в том числе золота.

1.2.5 Полезные ископаемые

Из полезных ископаемых района промышленное значение имеют золото и железо. Месторождения золота расположены в его северной и центральной частях, железа – в западной.

Золото– основное полезное ископаемое района. Объектами залотодобычи служат коренные гидротермальные месторождения и частично

						ДП-130400.65.00.05-121018562ПЗ	Лист
Изм.	Кол.уч	Лист	№док.		Дата		18

– делювиальные россыпи. В настоящее время эксплуатируются три коренных месторождения: Константиновское, Медвежье и Лысогорское.

Рудные тела сосредоточены, главным образом, в области сопряжения пологого надвига с оперяющими его дизъюнктивами, а также в трещинах отрыва, параллельных надвигу. Руды – сульфидные, вкрапленные или сливные, реже кварц-сульфидные. Среднее содержание золота в отработанной части месторождения около 12 г/т. В настоящее время месторождение почти отработано.

Константиновское месторождение (1) расположено в 12 км восточнее Ольховского в долине среднего течения р.Чибижек. Структурная позиция месторождения сходна с Ольховским. Оно также находится у выступа гранитоидных пород в отложениях чибижекской свиты, охватывая западный контакт выступа. Рудные зоны размещены между двумя субширотными ветвями Ольховско-Чибижекского разлома, падающими на юг под углом 50-70° (Северный и Константиновский дизъюнктивы). Два участка месторождения (Центральный и Западный) разобщены не только территориально, но имеют свои специфические черты геологического строения и морфологии рудных тел.

В пределах центрального участка Константиновский дизъюнктив распадается на ряд ветвей и рудные тела залегают на их пересечении с нарушениями северо-восточного и субмеридионального направлений. Рудные тела имеют столбообразную форму и погружаются на юг в соответствии с линиями пересечения двух систем нарушений. На верхних горизонтах рудные тела залегают в доломитах, на нижних – в кварцевых диоритах.

На Западном участке рудные тела приурочены к дизъюнктивам субмеридионального направления, расположенными между Северным и Константиновским нарушениями. Они имеют жилообразную форму, на верхних горизонтах залегают в доломитах, на нижних – в кварцевых диоритах. Руды месторождения в большей части сульфидные, вкрапленные

						ДП-130400.65.00.05-121018562ПЗ	Лист
Изм.	Кол.уч	Лист	№док.		Дата		19

или сливные, реже, в доломитах, они гематито-кальцитовые или сульфидно-гематитовые.

В едином рудном поле с Константиновским месторождением находится участок Семёновский, который расположен в 300-700 м к востоку от него и расположен в центральной части выступа гранитоидных пород. Оруденение приурочено к серии субмеридиональных трещин в интрузиве, висячем боку Константиновского дизъюнктива и представляет собой кварцевые жилы с вкрапленностью сульфидов протяжённостью в десятки, реже сотни метров. Мощность жил обычно не превышает 0,1-0,3 м, редко 1 м. Содержание золота колеблется от следов до 100 г/т. Золото распределено крайне неравномерно, а рудные тела отстоят на значительном расстоянии друг от друга.

Месторождение Средняя Тарча (2) находится в 2 км восточнее Константиновского, в восточной части выступа гранитоидных пород. Рудные тела его полностью локализованы в интрузиве между Северным и Константиновским дизъюнктивами и приурочены к оперяющим трещинам северо-западного и северо-восточного направлений. Протяжённость отдельных рудных тел по простиранию 100-300 м, по падению 200-400 м, мощность колеблется от 0,1 м до 1,5 м, среднее содержание золота в отдельных рудных телах колеблется от 8 до 25 г/т. В настоящий момент месторождение находится в стадии окончания предварительной разведки.

Дистлеровское месторождение (3) находится в правом борту ключа Фабричного, левого притока р.Чибижек. Подробная характеристика месторождения дается в нижеследующих главах настоящего отчета.

Кроме вышеуказанных месторождений, в районе имеется большое количество рудопроявлений золота, большинство из которых на сегодняшний день не получили окончательной оценки.

Золотоносными в районе оказываются окварцованные, хлоритизированные, скарнированные, гематитизированные породы, зоны сульфидной минерализации и многие дайки.

						ДП-130400.65.00.05-121018562ПЗ	Лист
Изм.	Кол.уч.	Лист	№док.	Дата			20

Немаловажную роль до недавнего времени в экономике района играла добыча золота из россыпей, которая была сосредоточена по долине р.Чибижек, начиная от истоков и до устья, некоторым притокам р.Чибижек и р.Джеби, а так же в сухих логах, погребенных в террасах и, в меньшей степени, в сохранившихся от денудации участках древней коры выветривания. Основные россыпные месторождения золота были типично аллювиальными.

Относительно первичных источников россыпного золота нет единого мнения. По-видимому, ими были уже смытые месторождения рудного золота и та слабая золотая минерализация, что наблюдается в приконтактных частях Ольховско-Чибижекского массива гранитоидных пород.

1.2.6 Морфология и состав рудных тел

Морфологически рудные зоны представляют собой минерализованные вкраплённые и жильные зоны, с постоянно изменяющейся мощностью по падению и простиранию от первых метров до десятков метров и ветвящиеся на серию более маломощных зон без четких геологических контуров, в пределах которых залегают отдельные рудные тела. В связи с неоднородностью состава исходных пород, развитием различных систем трещиноватости и различной степенью гидротермальных изменений отдельных участков зон, рудные тела представляют собой жилообразные и линзовидные залежи, часто с пережимами и раздувами мощностью от долей метра до первых метров и отклоняющиеся по простиранию и падению от общего направления рудных зон до 10-20°. Четких границ рудные тела не имеют ни в лежачем, ни в висячем боках, а отбиваются только в процессе опробования всей зоны гидротермально изменённых пород, границы которой всегда шире и устанавливаются также по вторичным процессам-хлоритизации, окварцеванию, серицитизации и пиритизации.

Рудные тела в интрузивных, карбонатных и роговиковых породах – это

						ДП-130400.65.00.05-121018562ПЗ	Лист
Изм.	Кол.уч	Лист	Недок.	Дата			21

участки тектонически ослабленных пород, в этой или иной степени несущие следы гидротермальной проработки. Среди плагиогранитов и гранодиоритов – это зеленовато – серые средне-мелкозернистые хлоритизированные, серицитизированные и окварцованные породы, как правило, с редко рассеянной мелкой вкраплённостью пирита, содержащие кварцевые и кварц-сульфидные жилы и прожилки. Среди карбонатных пород – это или зеленоватые серицитизированные, осветленные, окварцованные скрытокристаллические или белые мраморизованные, буровато гематитизированные кристаллические породы, но, как правило, раздробленные, брекчированные, иногда с зеркалами скольжения и всегда пронизанные вкреплённостью и прожилками пирита, изредка содержащие кварц – сульфидные жилы и сульфидные гнёзда. Среди роговиков характерны темно – серые до черных скрытокристаллические окварцованные и хлоритизированные интенсивно пиритизированные породы, часто рассланцованные и графитизированные с редкими кварцевыми и кварц-сульфидными жилами.

Кварц в составе жил и прожилков белый, серый, мелкозернистый. Пиритовая минерализация в нем часто приурочена к призальбандовым частям прожилков, иногда распределена гнездообразно или в виде неравномерной вкраплённости. Пирит чаще мелкокристаллический. Кроме кварца и пирита, в составе жил и прожилков иногда участвует кальцит, хлорит, серицит, халькопирит, гематит, пирротин.

По составу руды Дистлеровское месторождение можно отнести к трем формациям: золото – сульфидно – кварцевой, золото – сульфидной и золото – гематит – сульфидно – карбонатной.

На Константиновском месторождении этот тип руд часто встречается в экзоконтакте кварцевых диоритов. Крупных сульфидных залежей в карбонатных породах экзоконтакта интрузии не установлено. По составу рудной минерализации сульфидные тела представлены золото – пирротин – пирит – карбонатным и золото – пирротин – пирит – халькопирит –

										Лист
										22
Изм.	Кол.уч	Лист	№док.		Дата	ДП-130400.65.00.05-121018562ПЗ				

кварцевым типом руд.

Пробы из различных типов руд охарактеризованы спектральными анализами, выполненными в спектральной лаборатории Минусинской экспедиции.

1.3 Гидрогеологические условия района

Наиболее детальные гидрогеологические исследования в районе проводились при разведке Константиновского месторождения в 1968-1972 г.г. Чибижекской ПРП Красноярского ТГУ. При этом, была проведена гидрогеологическая съёмка масштаба 1:25000 на площади 25 км², опытные и кустовые откачки из гидрогеологических скважин, определены прогнозные водотоки в подземные выработки месторождения, даны рекомендации по выбору способа осушения рудного поля.

Проведёнными работами было установлено, что области питания, распространения и разгрузки подземных вод находятся в пределах одной и той же зоны открытой трещиноватости. Питание подземных вод и поверхностных водотоков осуществляется за счет атмосферных осадков. По данным гидрометрических наблюдений поверхностный сток составляет 60-70% от количества выпадающих осадков. Спад расходов и уровней воды в речках после дождей заканчивается в течении нескольких дней.

В пределах района выделяются следующие типы подземных вод:

- а) грунтовые воды элювиально-делювиальных отложений;
- б) грунтовые воды аллювиальных отложений;
- в) трещинно-грунтовые воды эффузивных и глинистых пород кизирской и осиновской свит;
- г) трещинно-грунтовые воды гранитоидного комплекса;
- д) трещинно-карстовые воды карбонатных отложений чибижекской свиты.

Грунтовые воды элювиально-делювиальных отложений развиты на водоразделах и склонах возвышенностей. Небольшая мощность элювия и делювия, преобладание в их составе глинистых фракций определяют низкую водообильность отложений. У подножий склонов эти воды изливаются в виде родников с дебитом от 0,01 до 0,5 л/сек. и образуют мочажины.

Грунтовые воды аллювиальных отложений развиты в пойменной части долин рек Шинда, Джебь, Чибижек и в приустьевых участках их притоков. Водовмещающими являются галечники, пески разнородные с примесью глин. Дебиты скважин изменяются от 0,03 л/сек. до 3,4 л/сек. при понижении от 4 до 0,9 м.

Трещинно-грунтовые воды эффузивных и глинистых отложений кизирской и осиновской свит изучены слабо по редким малодебитным источникам на склонах долин. Воды распространяются на небольшую глубину, о чем свидетельствуют начала поверхностных водотоков вблизи водоразделов и редкое увеличение расходов в период выпадения дождей.

Трещинно-грунтовые воды пород гранитоидного комплекса. Мощность водоносного горизонта определяется условно глубиной распространения трещин зоны выветривания – около 120 м. удельные дебиты скважин изменяются от 0,01 до 0,45 л/сек. Кроме трещин зоны выветривания, для описываемого водоносного горизонта имеют большое значение открытые тектонические трещины, зоны смятия и брекчирования, прослеживающиеся на значительную глубину и обеспечивающие связь с соседними водоносными горизонтами. Обводненность локальных глубоких трещин неодинакова. При вскрытии горными выработками и скважинами зоны дают кратковременный дебит до десятков литров в секунду. Коэффициенты фильтрации пород изменяются от 0,008 до 0,083 м/сек.

Трещинно-карстовые воды карбонатных породах чибижекской свиты. Мощность водоносного горизонта определяется глубиной распространения карста. Карстовые полости часто закальматированы реже встречаются открытые каверны и трещины. Водообильность пород изменяется в широких

пределах. Коэффициенты фильтрации изменяются от 0,002 до 2,5 м/сутки.

Благодаря широко развитой в районе системе трещин регионального и локального характера и отсутствию выраженных водоупоров между водоносными горизонтами осуществляется гидравлическая связь водоносных горизонтов, которые в общем представляют собой водоносный комплекс.

1.4 Физико-механические свойства руд и вмещающих пород

Рудные тела имеют неоднородное строение и сложную морфологию. Минерализация представлена в виде рассеянной вкраплённости, разнонаправленных по простиранию и падению кварцевых и кварц-сульфидных прожилков различной мощности, отдельных пятен кварца и сульфидов.

Вмещающие породы представлены кварцевыми диоритами, гранитами, доломитами. Коэффициент крепости руд и пород по шкале проф. М.М. Протодьяконова составляет до глубины 50-80 м 5-6, при большей глубине до 15. Породы на верхних горизонтах средней устойчивости, ниже глубины 80 м – устойчивы. Объёмный вес руды 2,8 т/м³, кварцевых диоритов 2,66-2,82 т/м³, доломитов 2,47-2,64 т/м³.

Влажность пород находится в пределах 0,14-1,38 %.

В связи с небольшой пористостью влажность пород невысокая и, по определению химлаборатории Артёмовского рудника, находится в пределах 0,14-1,38%.

2 ГОРНАЯ ЧАСТЬ

2.1 Технологическая схема строительства ствола

Для строительства ствола принята совмещенная схема. Выбор схемы продиктован необходимостью обеспечения небольшой скорости проходки (20 метров в месяц). По условиям строительства принята технологическая схема с последующим армированием ствола после его проходки на полную глубину.

При проходке ствол по всей глубине делят на звенья. Выемку породы и возведение постоянной крепи при последовательной схеме осуществляют в одном призабойном звене последовательно. По окончании выемки породы на принятую высоту звена сооружают опорный венец и далее снизу вверх отдельными заходками возводят постоянную крепь до слияния ее с крепью верхнего смежного звена. Возведение крепи осуществляют с подвешного полка. Высота звена зависит от устойчивости боковых пород и их угла падения. Средняя высота звена по аналогии с практикой строительства стволов в устойчивых породах принята 30 м.

Достоинствами совмещенной схемы являются простая организация работ, минимальная потребность в оснащении ствола проходческим оборудованием. К недостаткам относят низкую скорость проходки из-за периодической остановки работ по выемке породы и возведению крепи, значительные затраты времени на возведение, а затем на демонтаж временной крепи, потери времени на выполнение вспомогательных работ, связанных с откачкой воды, непрерывными переходами от выемки породы к возведению крепи и т.д.

Совмещенная схема строительства стволов предусматривает выполнение операций по выемке породы и возведению постоянной крепи последовательно или с частичным совмещением в призабойной части ствола на высоте одной заходки (3-5 м).

					ДП-130400.65.00.05-121018562ПЗ			
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	«Строительство вертикального ствола для вскрытия Средне-Тарчинского и Дистлеровского участков Константиновского рудного поля» со специальной частью «Строительство технологического отхода»	Лист.	Лист	Листов
Разраб.		Кузьмина А.Д.					26	11
Провер.		Курчин Г.С.				Кафедра ШПС		
Н. Контрол.		Зайцева Е.В.						
Утверд.		Вохмин С.А.						

Проходку ствола ведут без применения временной крепи.

Работы в забое выполняют в следующем порядке: бурят и заряжают шпуры, поднимают полок и другое проходческое оборудование на безопасную высоту, взрывают, проветривают, приводят забой в безопасное состояние, опускают полок, убирают породу на высоту, равную высоте опалубки, оставшуюся породу разравнивают, опускают и центрируют опалубку, укладывают за нее бетонную смесь. После этого убирают оставшуюся породу в забое. В дальнейшем все операции повторяют в такой же последовательности.

Достоинства совмещенной схемы заключаются в том, что все работы проводятся в забое ствола, что упрощает организацию и повышает безопасность работ, обеспечивается высокая механизация основных процессов, отсутствует временная крепь и упрощается оснащение ствола.

Недостатки схемы - возрастает число «холодных» швов в бетонной крепи, что увеличивает ее водопроницаемость, отсутствует полное совмещение: работ по выемке породы и возведению постоянной крепи.

2.2 Оборудования для буровзрывных работ

2.2.1 Оборудование для бурения шнуров

Исходя из горнотехнических условий строительства ствола: коэффициент прочности пород на протяжении всей глубины составляет 10-15 по шкале М.М. Протоdjаконова, а диаметр ствола в свету принимается 5,5 м, выбираем установку БУКС-1м (технические характеристики приведены в табл. 2.1).

Установка БУКС-1м состоит из раздвижной колонки, к которой прикреплены четыре стойки с бурильными молотками. Все эти узлы составляют съемную часть установки. Две стойки закреплены к распорной колонке неподвижно, две шарнирно на петлях, что позволяет устанавливать

						ДП-130400.65.00.05-121018562ПЗ	Лист
							27
Изм.	Кол.уч	Лист	№док.		Дата		

бурильные машины в ряд при бурении шпуров и складывать при спуске и подъеме установки. Бурильное оборудование съемное и во время бурения шпуров навешивается на тельфер погрузочной машины, которым установка перемещается в круговом и радиальном направлениях.

Организация бурения установками БУКС (за исключением БУКС-2м и БУКС-1у2м) следующая: как и обычно, производится зачистка забоя и разметка шпуров. Затем в ствол спускав установку и подвешивав на тельфере погрузочной машины КС-2у/40 или КС-1МА. Этим тельфером бурильная установка перемещается в радиальном направлении, а при помощи поворотной рамы перемещается по окружности. Установка раскрепляется между тельфером и забоем путем раздвижки центральной колонны. Механизмы установки работают на сжатом воздухе, поступающем по шлангам с проходческого полка. Стойки перемещаются так, чтобы штанги бурильных головок совпали с осью шпуров. После этого включаются бурильные головки и производится бурение шпуров с воздушно-водяной очисткой шпуров от буровой мелочи. По окончании бурения шпура на заданную глубину бурильные головки возвращаются в исходное положение, а установка перемещается на другую позицию для бурения следующих шпуров. В такой последовательности производится обуривание всего забоя, после чего установка поднимается на поверхность земли.

Для обслуживания установки БУКС необходимо 3 чел. Применение установок БУКС позволяет механизировать процесс бурения и улучшает санитарно-гигиенические условия работ (отсутствие пылеобразования и вибрации), повышает производительность труда рабочих при бурении, сокращает число рабочих, занятых на бурении шпуров.

Стволовая установка для бурения шпуров - БУКС-1М предназначена для механизации бурения шпуров в забоях вертикальных стволов шахт диаметром 5,5-9 м в свету. Применяется для бурения шпуров вертикально и под углом до

											Лист
											28
Изм.	Кол.уч	Лист	№док.								

100 к вертикали в породах крепостью до 16 ед. по шкале проф. М.М.Протодяконова. Может использоваться для бурения цементационных и разведочных скважин глубиной до 30 м. Имеет четыре бурильные машины вращательно-ударного действия, обеспечивающее одновременное бурение четырех шпуров. Оборудована устройством для воздушно-водяной очистки шпуров от породы, обеспечивающим пылеподавление. Способ подвески – на тельфере породопогрузочной машины. Способ перемещения установки - тележкой поворота машины по кругу и тельфером в радиальном направлении.

Таблица 2.1- Технические характеристика установки БУКС-1М

Характеристика	Значение
Величина хода раздвижной колонны, мм	1500
Скорость хода раздвижной колонны, м/с	0,025
Скорость подачи бурильной головки в холостую при прямом и обратном ходе, м/мин	3
Количество одновременно забуриваемых шпуров, шт	4
Диаметр шпуров, мм	43-52
Глубина шпуров, м	До 4,5
Величина хода автоподатчика, мм	4500
Расход сжатого воздуха, м ³ /мин	40-60
Расход масла, кг/час	2
Расход воды на промывку 100м шпура, м ³	1
Расстояние от проходческого полка до забоя ствола во время бурения, м	13
Габариты в транспортном положении, м	
высота	10,26
диаметр в транспортном положении	1,54
Масса установки, т	6,2

2.2.2 Оборудование для заряжания шпуров

Заряжание шпуров производят после окончания бурения всех шпуров. В конце бурения шпуров мастер-взрывник или горный мастер проверяют соответствие глубины расположения шпуров паспорту буровзрывных работ. Шпуры, которые не соответствуют паспорту, перебуривают, а шпуры,

имеющие глубину меньше паспортной, добуривают. После проверки качества бурения шпуров и очистки их от буровой мелочи из забоя убирают буровое оборудование, инструмент и шланги.

Заряжание шпуров производится вручную с использованием пневмозарядчика ЗП-1. В заряжании шпуров взрывнику помогают проходчики, имеющие Единую книжку взрывника.

После помещения заряда в шпур, оставшуюся свободную часть шпура заполняют инертным материалом - производят забойку шпура.

При заряжании шпуров патроны ВВ вводят в шпур забойником по одному. Забойник представляет собой деревянную круглую палку, длина которой больше самого длинного шпура, а толщина меньше диаметра шпура. По всей длине забойника делается канавка, в которую помещается огнепроводный шнур или провода электродетонатора.

Взрывчатые материалы доставляются с расходного склада на специальной транспортной машине на площадку временного хранения ВМ, расположенную в районе ствола.

Изготовление патронов-боевиков производится в зарядной будке в количестве необходимом на взрыв.

Взрывчатые вещества в забой доставляются взрывником в бадье, в специальных сумках (ящиках). Спуск в ствол патронов-боевиков производится в специальных сумках (ящиках) отдельно от взрывчатых веществ в сопровождении взрывника.

2.2.3 Взрывание

По опыту строительства стволов в аналогичных условиях в качестве средств инициирования применены устройства с замедлением шпуровые ИСКРА-Ш (ТУ 773979.010). Собственно инициирование производится

								ДП-130400.65.00.05-121018562ПЗ	Лист
Изм.	Кол.уч	Лист	№док.		Дата				30

электродетонатором типа ЭД-1-8-Г в количестве 1 шт. на взрыв. Коммутация взрывной сети выполняется с помощью детонирующего шнура ДШЭ-10 ГОСТ 6196-78. Источник тока - конденсаторная машинка КПМ-1А.

В качестве магистральной линии используется кабель марки КГН 2Х4 (общая длина на полную проходку ствола составляет 550м). Кабель наматывается на специальный барабан и по мере проходке забоя ствола сматывается с него. Кабель не доводят до забоя (с целью сохранности) на 50-70м. При поднятом на взрыв полке расстояние от верхнего этажа до магистрального кабеля составляет 1,0-1,5 м.

Соединительная линия выполняется из провода типа ВП 2·0,7 длина линии от полка до забоя ~ 60 м.

Взрывные работы ведутся по утвержденным в установленном порядке паспортам. Взрывные работы производятся в соответствии с «Едиными правилами безопасности при взрывных работах» (ПБ 13-407-01).

2.3 Крепление ствола

Для крепления ствола выбрана монолитная бетонная крепь, так как ствол имеет переменный внешний диаметр и проходится по породам средней крепости и крепким.

2.3.1 Расчет сопротивления пород

Проектирование крепи вертикальных стволов проведено на основании инженерно-геологических материалов, включающих: геоморфологию места намечаемого расположения ствола, литологическую характеристику и механические свойства пород массива, гидрогеологическую характеристику, а также данные по газоносности и геокриологии (по необходимости). Состав и требования к исходным данным соответствуют СП 91.13330.2012 «Подземные

						ДП-130400.65.00.05-121018562ПЗ	Лист
Изм.	Кол.уч	Лист	№док.		Дата		31

горные выработки».

В зависимости от характера проявлений в стволе горного давления и требуемых мер для его поддержания в рабочем состоянии нормами предусматриваются четыре категории устойчивости пород: I- устойчивые; II- среднеустойчивые; III- неустойчивые; IV- очень неустойчивые.

В качестве исходных данных для определения устойчивости пород, величин их смещений, нагрузок на крепь и параметров крепи ствола приняты: расчетная глубина размещения выработки; расчетные значения физико-механических свойств горных пород.

Расчетная глубина размещения ствола, м

$$H_p = H \cdot k, \quad (2.1)$$

где H- проектная глубина размещения расчетного участка ствола (H=550 м);

k- коэффициент, учитывающий горно-геологические условия (k=1 для обычных горно-геологических условий).

$$H_p = 550 \cdot 1 = 550 \text{ м}$$

Расчетное сопротивление пород (массива) сжатию, МПа:

$$R_p = R \cdot k_c, \quad (2.2)$$

где R- среднее значение сопротивления пород в образце одноосному сжатию, устанавливаемое экспериментально по результатам испытаний образцов пород, МПа (R изменяется по всей глубине ствола от 47,5 до 311,4 МПа).

k_c - коэффициент, учитывающий дополнительную нарушенность массива пород поверхностями без сцепления или с малой связностью (k_c=0,6).

Расчетное сопротивление пород сжатию по глубине ствола определяют путем деления ствола на отдельные участки по длине с учетом следующих требований. Результаты расчетов значений R_p на различных глубинах приведены в табл. 2.3.

К одному участку отнесены все пересекаемые стволом слои мощностью свыше 0,3 м, значения R_p которых находятся в пределах до 30 %. При

							ДП-130400.65.00.05-121018562ПЗ	Лист
Изм.	Кол.уч	Лист	№док.		Дата			32

объединении смежных участков, которые отличаются более чем на 30%, R_p объединенного участка принято по наименьшему его значению.

Разупрочнение обводненных пород в результате фильтрации или обводнения ствола учтено путем снижения расчетного сопротивления пород.

2.3.2 Расчет крепи

Расчет крепи устьев стволов и шурфов произведен на действие вертикальных и горизонтальных нагрузок. Вертикальные нагрузки определены как сумму давлений от собственного веса крепи, оборудования и сооружений опирающихся на крепь, дополнительных нагрузок от зданий и сооружений, расположенных на поверхности вблизи ствола. Конструкции крепи устьев в зависимости от действующих нагрузок, размеров проемов для каналов и диаметров вертикальных стволов выполнены ступенчатыми.

Горизонтальная нагрузка на крепь устья складывается из нагрузок от пород, нагрузки от поверхностных фундаментов, гидростатического давления.

Выбор конструкции крепи для протяженной части ствола и участков сопряжений из основании категорий устойчивости пород вертикальных выработок произведены в соответствии с критерием устойчивости.

Величина критерия устойчивости пород вертикальной выработки

$$C = \frac{k_r \cdot k_{сб} \cdot k_{ц} \cdot k_t \cdot H_p}{23.6 \cdot k_a \cdot R_p \cdot (5.25 + 0.0056 \cdot k_a \cdot R_p)}, \quad (2.3)$$

где $k_{сб}$ - коэффициент воздействия на ствол сопрягающихся выработок ($k_{сб}=1$);

$k_{ц}$ - коэффициент воздействия на ствол очистных работ (вне зоны влияния $k_{ц}=1$)

k_t - коэффициент влияния времени эксплуатации проектируемой выработки (для шахтных стволов $k_t=1$);

k_r - коэффициент, учитывающий взвешивающее действие воды (вне водоносных горизонтов $k_r=1$).

k_a - коэффициент влияния угла залегания пород, градус, находим из выражения

$$k_a = \frac{1}{1 + 0.5 \cdot \sin a}, \quad (2.4)$$

где a - угол залегания пород в массиве ($a=50^\circ$).

$$k_a = \frac{1}{1 + 0.5 \cdot \sin 50} = 0.72$$

Значение величины критерия устойчивости пород вертикальной выработки меняется на протяжении всей протяженности ствола. Это можно увидеть в таблице 2.3.

Расчет крепи производят на суммарное (наибольшее во времени) действие горизонтального (радиального) давления пород массива P_{Π} и давление остаточного напора подземных вод P_r .

Расчетное горизонтальное давление на крепь протяженной части вертикальной выработки при отсутствии влияния горизонтальных деформаций от воздействий очистных работ

$$P_{\Pi} = n \cdot m_y \cdot n_n \cdot P^H \cdot [1 + 0.1 \cdot (r_0 - 3)], \quad (2.5)$$

где n - коэффициент перегрузки ($n=1,3$);

m_y - коэффициент условий работы (при монолитной крепи $m_y=0,8$);

r_0 - радиус выработки в свету ($r_0=4\text{м}$);

n - коэффициент, учитывающий неравномерность нагрузки, принимаемый по таблице 2.2 ($n_n=2,75$);

P^H - нормативное давление на крепь, кПа, определяемое для пород I, II и III категорий устойчивости по формулам:

$$\text{при } C \leq 6, P_H = 10 \cdot [(2 \cdot C - 1) + \Delta], \quad (2.6)$$

$$\text{при } 10 \geq C > 6, P_H = 10 \cdot [((3 \cdot C - 7)) + \Delta], \quad (2.7)$$

где С- критерий устойчивости вертикальных выработок;

А- параметр, зависящий от технологии проходки (при последовательной и параллельной технологических схемах- 0; при совмещенной технологической схеме с передвижной опалубкой: при $C \leq 6$ равен 2, при $10 \geq C > 6$ равен 3). В породах IV категории устойчивости P_H определяют по методикам специализированных организаций.

Значения P^H и P_H указаны в таблице 2.3.

Таблица 2.2 - Расчет коэффициента, учитывающего неравномерность нагрузки

Угол залегания пород, градус	Коэффициент n_H	
	При последовательной и параллельной схемах проходки	При совмещенной схеме проходки
<10	2	1,75
10-35	2,5	2
>35	2,75	2,75

Расчет толщины монолитной бетонной и набрызгбетонной крепей вертикальной выработки (м) производят по формуле:

$$\delta_k = m_y \cdot r_0 \cdot \left(\sqrt{\frac{m_{\delta 1} \cdot m_{\delta 3} \cdot m_{\delta 7} \cdot R_{\delta}}{m_{\delta 1} \cdot m_{\delta 3} \cdot m_{\delta 7} \cdot R_{\delta} - 2 \cdot k_p \cdot p}} \right) \quad (2.8)$$

где m_y - коэффициент условий работы крепи ($m_y=1,25$);

r_0 - радиус вертикальной выработки в свету, м ($r_0=4$);

$m_{\delta 1}$, $m_{\delta 3}$, $m_{\delta 7}$ - коэффициенты, принимаемые по СНиП 2.03.01-84* по проектированию бетонных и железобетонных конструкций ($m_{\delta 1}=1,1$, $m_{\delta 3}=0.91$, $m_{\delta 7}=0.9$);

R_b - сопротивление бетона на сжатие по СНиП ($R_b = 14500$ кПа);

k_p - коэффициент концентрации напряжений в крепи (на протяженных участках ствола $k_p = 1$);

P - горизонтальное давление, кПа.

Согласно требованиям СП 91.13330.2012 минимальная толщина крепи вертикального ствола составляет 250 мм. Расчетные величины толщины крепи на различных участках по глубине ствола согласно табл.2.3 изменяются от 60 до 287 мм. Поэтому для обеспечения безопасной эксплуатации ствола окончательно принимаем на протяжении всего участка ствола 0-550 м толщину крепи 300 мм.

						ДП-130400.65.00.05-121018562ПЗ	Лист
Изм.	Кол.уч	Лист	№ док.		Дата		36

Таблица 2.3 - Расчетные величины толщины крепи на различных участках по глубине ствола

Наименование	Обознач.	Ед. изм	Значение									
			100	150	200	250	300	350	400	450	500	550
Расчетная величина размещения выработки	H_p	м	100	150	200	250	300	350	400	450	500	550
Расчетная прочность пород при сжатии	R_p	66,18	34,56	103,68	45,96	111,6	70,8	128,76	108,48	81,96	58,32	186,84
Критерий устойчивости пород вертикальной выработки	C	4,16	7,46	2,68	5,82	2,49	3,90	2,15	2,57	3,39	4,68	1,45
Коэффициент влияния угла залегания пород	K_a	-	0,72									
Расчетное горизонтальное давление на крепь протяженной части вертикальной выработки при отсутствии влияния горизонтальных деформаций от воздействия очистных работ	P_{II}	324,6	798,0	154,4	428,9	219,8	308,3	198,42	224,31	276,03	357,47	231,83
Нормативное давление на крепь	p^H	103,2	253,7	49,07	136,3	69,85	98,00	63,07	71,30	87,74	113,6	73,69
Толщина монолитной бетонной крепи	δ_k	0,129	0,287	0,060	0,173	0,086	0,122	0,078	0,088	0,109	0,143	0,091

2.4 Буровзрывные работы

2.4.1 Выбор взрывчатых веществ

Взрывчатые вещества, применяемые для проходки стволов, удовлетворяют пылегазовому режиму шахты (рудника) и обладают достаточной работоспособностью, высокой плотностью, незначительной гироскопичностью, химической стойкостью и относительно недорогие.

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

Для разрушения породы применяем Аммонит. ВВ патронированное, диаметр патрона 36 мм, масса патрона 200 г.

2.4.2 Выбор средств взрывания

Рекомендуется использовать электрическое взрывание с помощью электродетонаторов мгновенного действия ЭД-8Ж. короткозамедленного действия ЭД-КЗ со степенью замедления 25, 50, 75, 100, 150 и 250 мс.

Электродетонаторы мгновенного действия используют для взрывания зарядов врубовых шпуров, короткозамедленного взрывания - для отбойных и оконтуривающих шпуров.

										Лист
										38
Изм.	Кол.уч	Лист	№доку.		Дата	ДП-130400.65.00.05-121018562ПЗ				

2.4.3 Расчет паспорта БВР для диаметра ствола вчерне $D_{вч}=6.1$ м

2.4.4 Расчет числа шпуров в забое

Число шпуров зависит от площади поперечного сечения ствола, физико-механических свойств пород, типа ВВ и его характеристик, диаметра патронов ВВ, коэффициента заполнения шпура.

В практике строительства стволов число шпуров определяют из условия размещения в них заряда ВВ на одну заходку, равномерного и мелкого дробления породы и точного оконтуривания поверхности ствола. Количество шпуров в забое, шт:

$$N = \frac{q \cdot S_{вч} \cdot l_{п}}{a \cdot m_{п}} \quad (2.9)$$

где $l_{п}$ - длина патрона ($l_{п}=0,2$ м);

$S_{вч}$ - площадь сечения вчерне ($S_{вч}=29,2$ м²);

a - коэффициент заполнения шпура ($a=0,5$);

$m_{п}$ - масса патрона ($m_{п}=0,2$ кг);

q - удельный расход ВВ, кг/м³

$$q = 0,1 \cdot f \cdot f_0 \cdot U \cdot e \cdot m, \quad (2.10)$$

где f - коэффициент крепости по шкале ММ. Протоdjeяконова ($f=10$);

f_0 - коэффициент структуры породы ($f_0=1,4$);

U - коэффициент зажима породы, определяемый по формуле:

$$U = \frac{3 \cdot l_{ш}}{\sqrt{S_{вч}}}, \quad (2.11)$$

где $l_{ш}$ - длина шпуров ($l_{ш}=2,2$ м);

$S_{вч}$ - площадь сечения вчерне ($S_{вч}=29,2$ м²)

										Лист
										39
Изм.	Кол.уч	Лист	№ док.		Дата	ДП-130400.65.00.05-121018562ПЗ				

$$U = \frac{3 \cdot 2,2}{\sqrt{29,2}} = 1,2$$

e - коэффициент работоспособности ВВ

$$e = \frac{A_э}{A_{п}}, \quad (2.12)$$

где $A_э$ - работоспособность 62%-го динамита ($A_э=380 \text{ см}^3$);

$A_{п}$ - работоспособность применяемого ВВ ($A_{п}=460 \text{ см}^3$).

$$e = \frac{380}{460} = 0,83$$

m - коэффициент, учитывающий влияние диаметра патрона ВВ на расход ВВ

$$m = \frac{3,2}{d_{п}} \quad (2.13)$$

$$m = \frac{3,2}{3,6} = 0,89$$

$$q = 0,1 \cdot 10 \cdot 1,4 \cdot 1,2 \cdot 0,83 \cdot 0,89 = 1,24 \text{ кг/м}^3$$

$$N = \frac{1,24 \cdot 29,2 \cdot 0,2}{0,5 \cdot 0,2} = 73 \text{ шт}$$

Общий расход ВВ на одну заходку, кг, находят из выражения

										Лист
										40
Изм.	Кол.уч	Лист	№доку.		Дата	ДП-130400.65.00.05-121018562ПЗ				

$$Q = q \cdot l \cdot S_{\text{вч}}, \quad (2.14)$$

где l - длина заходки ($l=2$ м).

$$Q = 1,24 \cdot 2 \cdot 29,2 = 72,4 \text{ кг}$$

2.4.5 Расположение шпуров в забое

В общем случае в стволах с поперечным сечением в форме круга при горизонтальном и пологом залегании пород шпуры располагаются по трем, четырем или пяти концентрическим окружностям, описанным из центра.

Принимаем четыре окружности. Диаметры эти окружностей при патрона ВВ диаметром 36 мм: 0,25; 0,48; 0,72 и 0,95 от $D_{\text{вч}}$. Примерное соотношение числа шпуров на каждой из этих окружностей принимает 1:2:3:5.

Таблица 2.4 - Расчет диаметров и числа шпуров на окружностях

Диаметр окружности		Число шпуров	
Формула	Значение, м	Формула	Значение, шт
$D_1 = 0,25 \cdot D_{\text{вч}}$	1,53	$N_1 = 1 \cdot \frac{N}{11}$	7
$D_2 = 0,48 \cdot D_{\text{вч}}$	2,93	$N_2 = 2 \cdot \frac{N}{11}$	13
$D_3 = 0,72 \cdot D_{\text{вч}}$	4,4	$N_3 = 3 \cdot \frac{N}{11}$	20
$D_4 = 0,95 \cdot D_{\text{вч}}$	5,8	$N_4 = 5 \cdot \frac{N}{11}$	33

где N - число шпуров в комплекте ($N=73$ шт);

$D_{\text{вч}}$ - диаметр ствола вчерне ($D_{\text{вч}}=6,1$ м).

2.4.6 Определение расстояния между шпурами

Расстояние между шпурами по окружностям:

1. *В концентрической окружности 1 (врубовой), м*

$$a_1 = \frac{\pi \cdot D_1}{N_1} \quad (2.15)$$

где a_1 - расстояние между шпурами, м;

D_1 - диаметр первой концентрической окружности ($D_1=1,53$ м);

N_1 - количество шпуров в первой концентрической окружности ($N_1=7$ шт).

$$a_1 = \frac{\pi \cdot 1,53}{7} = 0,7 \text{ м}$$

2. *В концентрической окружности 2, м*

$$a_2 = \frac{\pi \cdot D_2}{N_2} \quad (2.16)$$

где a_2 - расстояние между шпурами, м:

D_2 - диаметр второй концентрической окружности ($D_2=2,93$ м);

N_2 - количество шпуров во второй концентрической окружности ($N_2=13$ шт).

$$a_2 = \frac{\pi \cdot 2,93}{13} = 0,71 \text{ м}$$

3. *В концентрической окружности 3, м*

									Лист
									42
Изм.	Кол.уч	Лист	№ док.		Дата	ДП-130400.65.00.05-121018562ПЗ			

$$a_3 = \frac{\pi \cdot D_3}{N_3} \quad (2.17)$$

где a_3 - расстояние между шпурами, м;
 D_3 - диаметр третьей концентрической окружности ($D_3=4,4$ м);
 N_3 - количество шпуров в третьей концентрической окружности ($N_3=20$ шт).

$$a_3 = \frac{\pi \cdot 4,4}{20} = 0,69 \text{ м}$$

4. *В концентрической окружности 4, м*

$$a_4 = \frac{\pi \cdot D_4}{N_4} \quad (2.18)$$

где a_4 - расстояние между шпурами, м;
 D_4 -диаметр четвертой концентрической окружности ($D_4=5,8$ м);
 N_4 - количество шпуров в четвертой концентрической окружности ($N_4=33$ шт).

$$a_4 = \frac{\pi \cdot 5,8}{33} = 0,55 \text{ м}$$

2.4.7 Расчет массы зарядов и числа патронов по видам шнуров

Масса заряда врубового шпура Q_1 принимается на 20-25% больше средней массы шпурового заряда. Масса заряда оконтуривающего шпура Q_4 принимается на 15-20% меньше средней массы шпурового заряда. Масса заряда отбойного шпура Q_2 и Q_3 принимается равной средней массе шпурового заряда.

										Лист
										43
Изм.	Кол.уч	Лист	№ док.		Дата	ДП-130400.65.00.05-121018562ПЗ				

1. Средний заряд шпура, кг

$$\bar{q} = \frac{Q}{N} \quad (2.19)$$

$$\bar{q} = \frac{72.4}{73} = 1 \text{ кг}$$

2. Масса ВВ в концентрической окружности 1 (врубовой), кг

$$Q_1 = k_{\text{вр}} \cdot \bar{q} \cdot N_1, \quad (2.20)$$

где $k_{\text{вр}}$ - коэффициент массы заряда во врубовом шпуре ($k_{\text{вр}}=1,25$).

$$Q_1 = 1,25 \cdot 1 \cdot 7 = 8,75 \text{ кг}$$

3. Масса ВВ в концентрической окружности 2, кг

$$Q_2 = k_{\text{отб}} \cdot \bar{q} \cdot N_2, \quad (2.21)$$

где $k_{\text{отб}}$ - коэффициент массы заряда в отбойном шпуре ($k_{\text{отб}}=1$).

$$Q_2 = 1 \cdot 1 \cdot 13 = 13 \text{ кг}$$

4. Масса ВВ в концентрической окружности 3, кг

$$Q_3 = k_{\text{отб}} \cdot \bar{q} \cdot N_3, \quad (2.22)$$

$$Q_3 = 1 \cdot 1 \cdot 20 = 20 \text{ кг}$$

5. *Масса ВВ в концентрической окружности 4, кг*

$$Q_4 = k_{\text{ок}} \cdot \bar{q} \cdot N_4, \quad (2.23)$$

где $k_{\text{ок}}$ - коэффициент массы заряда в оконтуривающем шпуре ($k_{\text{ок}}=0,85$).

$$Q_4 = 0,85 \cdot 1 \cdot 33 = 28,05 \text{ кг}$$

Число патронов ВВ в шпуровом заряде определяют делением массы заряда на массу одного патрона.

Число патронов во врубловом шпуре, шт

$$n_{\text{п}}^{\text{ep}} = \frac{Q_1}{N_1 \cdot m}, \quad (2.24)$$

где m - масса патрона ВВ ($m=0,2$ кг).

$$n_{\text{п}}^{\text{ep}} = \frac{8,75}{7 \cdot 0,2} = 7 \text{ шт}$$

Число патронов в отбойном шпуре, шт

$$n_{\text{п}}^{\text{om}} = \frac{Q_2}{N_2 \cdot m} \quad (2.25)$$

$$n_{\text{п}}^{\text{om}} = \frac{13}{13 \cdot 0,2} = 5 \text{ шт}$$

Число патронов в оконтуривающем шпуре, шт

										Лист
										45
Изм.	Кол.уч	Лист	№док.			Дата	ДП-130400.65.00.05-121018562ПЗ			

$$n_{II}^{ок} = \frac{Q_4}{N_4 \cdot m} \quad (2.26)$$

$$n_{II}^{ок} = \frac{28,05}{33 \cdot 0,2} = 5 \text{ ШТ}$$

Схема расположения шпуров при строительстве ствола указана на рис.

2.1

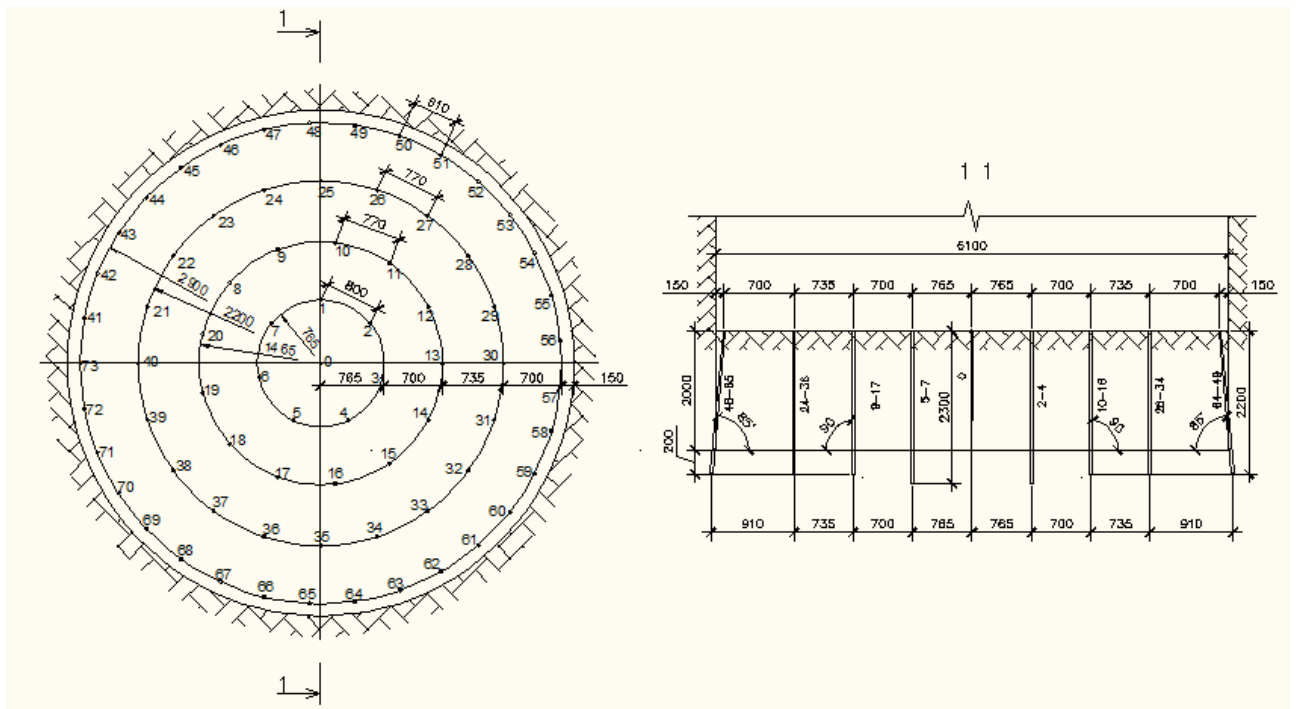


Рисунок 2.1 – Схема расположения шпуров при строительстве ствола

Изм.	Кол.уч	Лист	№ док.	Дата

ДП-130400.65.00.05-121018562ПЗ

Лист

46

3 СТРОИТЕЛЬСТВО ТЕХНОЛОГИЧЕСКОГО ОТХОДА (СПЕЦИАЛЬНАЯ ЧАСТЬ)

3.1 Технология проходки тех. отхода

Сооружение технологического отхода предусматривается выполнять в 2 этапа:

- этап 1 -сооружение ствола до глубины 20м;
- этап 2 -сооружение ствола в интервале 20-40м

3.2 Схема производства работ

На первом этапе проходки тех. отхода - до 20 м (приложение, лист 5) работы в стволе выполняются без устройств, перекрытия. Вокруг ствола на расстоянии не менее . ,0 метра устраивается сплошное ограждение высотой не менее 1,5 м. До глубины 4м разработка осуществляется экскаватором Hyundai R290LC-7 с глубины 4м - буровзрывным способом. Бурение шпуров в забое выполняется ручными перфораторами ПП-63В. Отгрузка взорванной породы производится грейферным погрузчиком 2КС-ІМА, подвешенным на гусеничном кране ДЭК-321, установленном около ствола. Разгрузка грунта из грейфера выполняется в автосамосвал КамАЗ-55116, далее порода вывозится в отвал.

Крепление ствола до опорного венца (на глубину 17,0 м) выполняется бетоном М450 толщиной 500мм.І

Для возведения постоянной бетонной крепи используется металлическая секционная опалубка высотой 2,2 м. Укладка бетонной смеси производится

					ДП-130400.65.00.05-121018562ПЗ								
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	«Строительство вертикального ствола для вскрытия Средне-Тарчинского и Дистлеровского участков Константиновского рудного поля» со специальной частью «Строительство технологического отхода»				Лист.	Лист	Листов		
Разраб.	Кузьмина А.Д.										47	14	
Провер.	Курчин Г.С.								Кафедра ШПС				
Н. Контрол.	Зайцева Е.В.												
Утверд.	Вохмин С.А.												

через окна в опалубке. Спуск бетонной смеси осуществляется в специально оборудованной бадье БПСМ 5 вместимостью 5 м³ (производство Тульского завода горно-шахтного оборудования). Доставка бетонной смеси из стационарного бетонно-растворного узла до ствола производится в автобетоносмесителях СБ-159А.

На втором этапе ствол перекрывается временной нулевой рамой со сплошным настилом. Бурение шпуров выполняется ручными перфораторами ПП-63В. Выдача взорванной породы из забоя выполняется бадьями БПСМ-5с помощью гусеничного крана ДЭК-321.

Отгрузка взорванной породы в бадью производится малогабаритным экскаватором МWY6/0,3 с ковшем вместимостью 0,3 м³. Экскаватор опускают и забой перед отгрузкой и поднимают после полной отгрузки породы. Спуск-подъем экскаватора производится с помощью крана ДЭК-321.

Спуск-подъем людей в забой выполняется по временному ходовому отделен и к) ствола, оборудуемому в процессе проходки тех.отхода.

Перемещение опалубки производится краном ДЭК-321, для чего опалубка подвешивается на крюк крана с помощью 4-х петлевого стропа Q=10 т. На время отгрузки и бурения опалубка фиксируется к постоянной бетонной крепи с помощью кронштейнов, предусмотренных в конструкции опалубки.

Для откачки воды из ствола используется забойный насос Н-1м.

Вентиляция ствола выполняется вентилятором ВМ-12, по трубопроводу 01200мм, по нагнетательной схеме. Вентилятор ВМ-12 с калорифером монтируются в передвижном контейнере, расположенном в 20-ти метрах от ствола (приложение, лист 6).

3.3 Порядок работ

Первый этап. Проходка технологического отхода до глубины 20,0м:

- 1) Бурение шпуров.
- 2) Взрывные работы, проветривание.

										Лист
										48
Изм.	Кол.уч	Лист	№док.		Дата	ДП-130400.65.00.05-121018562ПЗ				

- 3) Спуск и центровка подвесной опалубки $h=2,2\text{м}$.
- 4) Бетонирование заходки с доставкой бетонной смеси в бадье $V=5\text{ м}^3$.
- 5) Нарращивание коммуникаций, устройство ходового отделения.
- 6) Уборка породы из забоя погрузчиком 2КС-1МА, выемка с помощью гусеничного крана ДЭК-321 с разгрузкой в автосамосвал КамАЗ-55116.
- 7) Откачка воды из забоя производится забойным насосом Н-1м.

Второй этап. Проходка технологического отхода до глубины 40,0м:

- 1) Устройство перекрытия устья ствола, монтаж временной нулевой площадки
- 2) Бурение шпуров.
- 3) Взрывные работы, проветривание.
- 4) Спуск и центровка подвесной опалубки $h=2,2\text{м}$.
- 5) Бетонирование заходки с доставкой бетонной смеси в бадье $V=5\text{ м}^3$.
- 6) Нарращивание коммуникаций, устройство ходового отделения.
- 7) Уборка породы из забоя электрическим миниэкскаватором с погрузкой в БПСМ-5.
- 8) Подъем бадьи с помощью гусеничного крана ДЭК-321 с разгрузкой в автосамосвал КамАЗ-55116.
- 9) Установка временного крепления (по необходимости).
- 10) Откачка воды из забоя производится насосом Н-1М в бадью БПСМ-5 с выдачей на поверхность.
- 11) Демонтаж и подъем опалубки.
- 12) Демонтаж ходового отделения и коммуникаций.

3.4 Расчет паспорта БВР для тех. Отхода

3.4.1 Выбор взрывчатых веществ, для проходки тех. отхода

В составе любого ВВ имеются компоненты, которые сами по себе являются опасными для здоровья людей и оказывают вредное влияние на окружающую среду. Большинство сенсibilизаторов, входящих в состав

								Лист
Изм.	Кол.уч	Лист	№док.		Дата	ДП-130400.65.00.05-121018562ПЗ		49

промышленных ВВ в достаточно большом количестве (тротил, гексоген, нитроэфир и т.д.) являются вредными веществами и по токсическому воздействию согласно ГОСТ 12.1.005-88 и ГОСТ 12.1.007-76 относятся к I-II классу опасности.

Эти компоненты попадают в окружающую среду при зарядании скважин россыпными ВВ, при разрушении оболочек патронов в процессе подготовки к взрыванию; при просыпании в процессе приготовления смесовых ВВ: а так же при проведении взрывных работ за счет частичного разброса ВВ с периферии зарядов при прохождении детонационной волны

Одно из перспективных направлений применение экологически чистых ВВ, в состав которых не входят в качестве сенсibilизаторов бризантные ВВ.

Проведенный анализ показывает, что в ряде случаев взрывчатые вещества, которые не содержат мощных высоко бризантных сенсibilизаторов выделяют в результате взрыва пониженное количество токсичных газов в продуктах взрыва в сравнении с обычными традиционными ВВ. В качестве примера можно привести разработанные Киевским предприятием "Техновзрыв" взрывчатые вещества под общим наименованием "Комполайты". Исследования, проведенные авторами работы показали, что при взрыве таких ВВ выделяется от 13 до 20 литров токсичных газов на 1 кг ВВ. Для сравнения 1 кг аммонита 6ЖВ при взрыве выделяет 60-70 литров токсичных газов.

Одним из наиболее перспективных направлений является применение ЭВВ, в состав которых не входят исходные материалы, классифицируемые как ВВ, они приобретают взрывчатые свойства лишь в конечной стадии приготовления. ЭВВ практически не чувствительны к случайному инициированию от трения, механических воздействий или огня и являются более безопасными в производстве, чем другие промышленные ВВ. Кроме того, они не содержат в составе высокотоксичных веществ.

ЭВВ состоят из концентрированного (80-90 %) водного раствора

										Лист
										50
Изм.	Кол.уч	Лист	№ док.		Дата	ДП-130400.65.00.05-121018562ПЗ				

окислителя в горючем компоненте, стабилизированного специально подобранными поверхностно-активными веществами - эмульгаторами. Такая рецептура дает составам ряд свойств, которые невозможно было достичь другими путями.

В Украине разработаны ЭВВ, получившие название – «Украиниты». производство которых не требует сложного оборудования [2]. Украиниты (украинит-Д, украинит-ИД, украинит-МД, украинит-ИД-М украинит-ПМ-1) сохраняют устойчивость при введении в их состав полых стеклянных микросфер, что позволяет варьировать чувствительность ЭВВ в широких пределах.

Составы украинитов подобраны так, что при взрыве степень завершения химических реакций достигает 97 %. В облаке взрыва присутствуют преимущественно пары воды, углекислый газ и свободный азот. Для проходки технологического отхода применяем эмульсионное взрывчатое вещество Украинит-ПМ-1, с характеристиками, указанными в таблице 3.1

Таблица 3.1- Характеристики Украинита-ПМ-1

Характеристика	Значение
Кислородный баланс, %	От -0,05 до -4,3
Теплота взрыва, кДж/кг	400-4400
Объем газа взрыва, л/кг	721-750
Скорость детонации, м/с	4300-4400
Критический диаметр в стальной оболочке, мм	120-150
Чувствительность к капсюлю-детонатору	Не чувствителен
Чувствительность к удару ГОСТ 4545; нижняя граница на приборе №2, мм	Более 500
Водопроницаемость при контакте с водой 24 ч,	0,02
Количество вредных газов при пересчете на CO,	21,4

Эмульсионные ВВ на сегодняшний день являются наиболее перспективными, так как помимо экологической чистоты обладают рядом эксплуатационных и технологических преимуществ по сравнению с традиционными ВВ. Одним из основных преимуществ можно назвать снижение затрат на проветривание выработок.

										Лист
										51
Изм.	Кол.уч	Лист	№доку.		Дата	ДП-130400.65.00.05-121018562ПЗ				

3.4.2 Расчет числа шпуров в забое

Число шпуров зависит от площади поперечного сечения ствола, физико-механических свойств пород, типа ВВ и его характеристик, диаметра патронов ВВ, коэффициента заполнения шпура.

В практике строительства стволов число шпуров определяют из условия размещения в них заряда ВВ на одну заходку, равномерного и мелкого дробления породы и точного оконтуривания поверхности ствола. Количество шпуров в забое, шт:

$$N = \frac{q \cdot S_{вч} \cdot l_{п}}{a \cdot m_{п}} \quad (3.1)$$

где $l_{п}$ - длина патрона ($l_{п} = 0,2$ м);

$S_{вч}$ - площадь сечения вчерне ($S_{вч} = 29,2$ м²);

a - коэффициент заполнения шпура ($a = 0,5$);

$m_{п}$ - масса патрона ($m_{п} = 0,2$ кг);

q - удельный расход ВВ, кг/м³

$$q = 0,1 \cdot f \cdot f_0 \cdot U \cdot e \cdot m, \quad (3.2)$$

где f - коэффициент крепости по шкале ММ. Протоdjeяконова ($f = 10$);

f_0 - коэффициент структуры породы ($f_0 = 1,4$);

U - коэффициент зажима породы, определяемый по формуле:

$$U = \frac{3 \cdot l_{ш}}{\sqrt{S_{вч}}}, \quad (3.3)$$

где $l_{ш}$ - длина шпуров ($l_{ш} = 2,2$ м);

$S_{вч}$ - площадь сечения вчерне ($S_{вч} = 29,2$ м²)

										Лист
										52
Изм.	Кол.уч	Лист	№ док.		Дата	ДП-130400.65.00.05-121018562ПЗ				

$$U = \frac{3 \cdot 2,2}{\sqrt{29,2}} = 1,2$$

e - коэффициент работоспособности ВВ

$$e = \frac{A_3}{A_{\text{п}}}, \quad (3.4)$$

где A_3 - работоспособность 62%-го динамита ($A_3=380 \text{ см}^3$);

$A_{\text{п}}$ - работоспособность применяемого ВВ ($A_{\text{п}}=500 \text{ см}^3$).

$$e = \frac{380}{500} = 0,76$$

m - коэффициент, учитывающий влияние диаметра патрона ВВ на расход ВВ

$$m = \frac{3.2}{d_{\text{п}}} \quad (3.5)$$

$$m = \frac{3.2}{3.6} = 0.89$$

$$q = 0,1 \cdot 10 \cdot 1,4 \cdot 1,2 \cdot 0,83 \cdot 0,89 = 1,13 \text{ кг/м}^3$$

$$N = \frac{1.13 \cdot 29.2 \cdot 0.2}{0.5 \cdot 0.2} = 66 \text{ шт}$$

Общий расход ВВ на одну заходку, кг, находят из выражения

$$Q = q \cdot l \cdot S_{\text{вч}}, \quad (3.6)$$

где l - длина заходки ($l=2 \text{ м}$).

$$Q = 1,13 \cdot 2 \cdot 29,2 = 66 \text{ кг}$$

										Лист
										53
Изм.	Кол.уч	Лист	№ док.		Дата	ДП-130400.65.00.05-121018562ПЗ				

3.4.3 Расположение шпуров в забое

В общем случае в стволах с поперечным сечением в форме круга при горизонтальном и пологом залегании пород шпуры располагаются по трем, четырем или пяти концентрическим окружностям, описанным из центра.

Принимаем четыре окружности. Диаметры эти окружностей при патрона ВВ диаметром 36 мм: 0,25; 0,48; 0,72 и 0,95 от $D_{вч}$. Примерное соотношение числа шпуров на каждой из этих окружностей принимает 1:2:3:5.

Таблица 3.2 - Расчет диаметров и числа шпуров на окружностях

Диаметр окружности		Число шпуров	
Формула	Значение, м	Формула	Значение, шт
$D_1 = 0,25 \cdot D_{вч}$	1,53	$N_1 = 1 \cdot \frac{N}{11}$	6
$D_2 = 0,48 \cdot D_{вч}$	2,93	$N_2 = 2 \cdot \frac{N}{11}$	12
$D_3 = 0,72 \cdot D_{вч}$	4,4	$N_3 = 3 \cdot \frac{N}{11}$	18
$D_4 = 0,95 \cdot D_{вч}$	5,8	$N_4 = 5 \cdot \frac{N}{11}$	30

где N- число шпуров в комплекте (N=66 шт);

$D_{вч}$ - диаметр ствола вчерне ($D_{вч}=6,1$ м).

3.4.4 Определение расстояния между шпурами

Расстояние между шпурами по окружностям:

б. *В концентрической окружности 1 (врубовой), м*

$$a_1 = \frac{\pi \cdot D_1}{N_1} \quad (3.7)$$

где a_1 - расстояние между шпурами, м;

D_1 - диаметр первой концентрической окружности ($D_1=1,53$ м);

N_1 - количество шпуров в первой концентрической окружности ($N_1=6$ шт).

$$a_1 = \frac{\pi \cdot 1,53}{6} = 0,8 \text{ м}$$

7. *В концентрической окружности 2, м*

$$a_2 = \frac{\pi \cdot D_2}{N_2} \quad (3.8)$$

где a_2 - расстояние между шпурами, м:

D_2 - диаметр второй концентрической окружности ($D_2=2,93$ м);

N_2 - количество шпуров во второй концентрической окружности ($N_2=12$ шт).

$$a_2 = \frac{\pi \cdot 2,93}{12} = 0,77 \text{ м}$$

8. *В концентрической окружности 3, м*

$$a_3 = \frac{\pi \cdot D_3}{N_3} \quad (3.9)$$

где a_3 - расстояние между шпурами, м;

D_3 - диаметр третьей концентрической окружности ($D_3=4,4$ м);

N_3 - количество шпуров в третьей концентрической окружности ($N_3=18$ шт).

$$a_3 = \frac{\pi \cdot 4,4}{18} = 0,77 \text{ м}$$

										Лист
										55
Изм.	Кол.уч	Лист	№ док.		Дата	ДП-130400.65.00.05-121018562ПЗ				

9. *В концентрической окружности 4, м*

$$a_4 = \frac{\pi \cdot D_4}{N_4} \quad (3.10)$$

где a_4 - расстояние между шпурами, м;

D_4 -диаметр четвертой концентрической окружности ($D_4=5,8$ м);

N_4 - количество шпуров в четвертой концентрической окружности ($N_4=30$ шт).

$$a_4 = \frac{\pi \cdot 5,8}{30} = 0,61 \text{ м}$$

3.4.5 Расчет массы зарядов и числа патронов по видам шнуров

Масса заряда врубового шпура Q_1 принимается на 20-25% больше средней массы шпурового заряда. Масса заряда оконтуривающего шпура Q_4 принимается на 15-20% меньше средней массы шпурового заряда. Масса заряда отбойного шпура Q_2 и Q_3 принимается равной средней массе шпурового заряда.

2. *Средний заряд шпура, кг*

$$\bar{q} = \frac{Q}{N} \quad (3.11)$$

$$\bar{q} = \frac{66}{66} = 1 \text{ кг}$$

2. *Масса ВВ в концентрической окружности 1 (врубовой), кг*

$$Q_1 = k_{вр} \cdot \bar{q} \cdot N_1, \quad (3.12)$$

где $k_{вр}$ - коэффициент массы заряда во врубловом шпуре ($k_{вр}=1,25$).

$$Q_1 = 1,25 \cdot 1 \cdot 6 = 7,5 \text{ кг}$$

3. *Масса ВВ в концентрической окружности 2, кг*

$$Q_2 = k_{отб} \cdot \bar{q} \cdot N_2, \quad (3.13)$$

где $k_{отб}$ - коэффициент массы заряда в отбойном шпуре ($k_{отб}=1$).

$$Q_2 = 1 \cdot 1 \cdot 12 = 12 \text{ кг}$$

4. *Масса ВВ в концентрической окружности 3, кг*

$$Q_3 = k_{отб} \cdot \bar{q} \cdot N_3, \quad (3.14)$$

$$Q_3 = 1 \cdot 1 \cdot 18 = 18 \text{ кг}$$

5. *Масса ВВ в концентрической окружности 4, кг*

$$Q_4 = k_{ок} \cdot \bar{q} \cdot N_4, \quad (3.15)$$

где $k_{ок}$ - коэффициент массы заряда в оконтуривающем шпуре ($k_{ок}=0,85$).

$$Q_4 = 0,85 \cdot 1 \cdot 30 = 25,5 \text{ кг}$$

Число патронов ВВ в шпуровом заряде определяют делением массы

заряда на массу одного патрона.

Число патронов во врубовом шпуре, шт

$$n_{II}^{ep} = \frac{Q_1}{N_1 \cdot m}, \quad (3.16)$$

где m - масса патрона ВВ ($m=0,2$ кг).

$$n_{II}^{ep} = \frac{7,5}{6 \cdot 0,2} = 7 \text{ шт}$$

Число патронов в отбойном шпуре, шт

$$n_{II}^{om} = \frac{Q_2}{N_2 \cdot m} \quad (3.17)$$

$$n_{II}^{om} = \frac{12}{12 \cdot 0,2} = 5 \text{ шт}$$

Число патронов в оконтуривающем шпуре, шт

$$n_{II}^{ок} = \frac{Q_4}{N_4 \cdot m} \quad (3.18)$$

$$n_{II}^{ок} = \frac{25,5}{30 \cdot 0,2} = 5 \text{ шт}$$

Схема расположения шпуров при строительстве тех. отхода приведена на рис. 3.1

						ДП-130400.65.00.05-121018562ПЗ	Лист
Изм.	Кол.уч	Лист	№док.		Дата		58

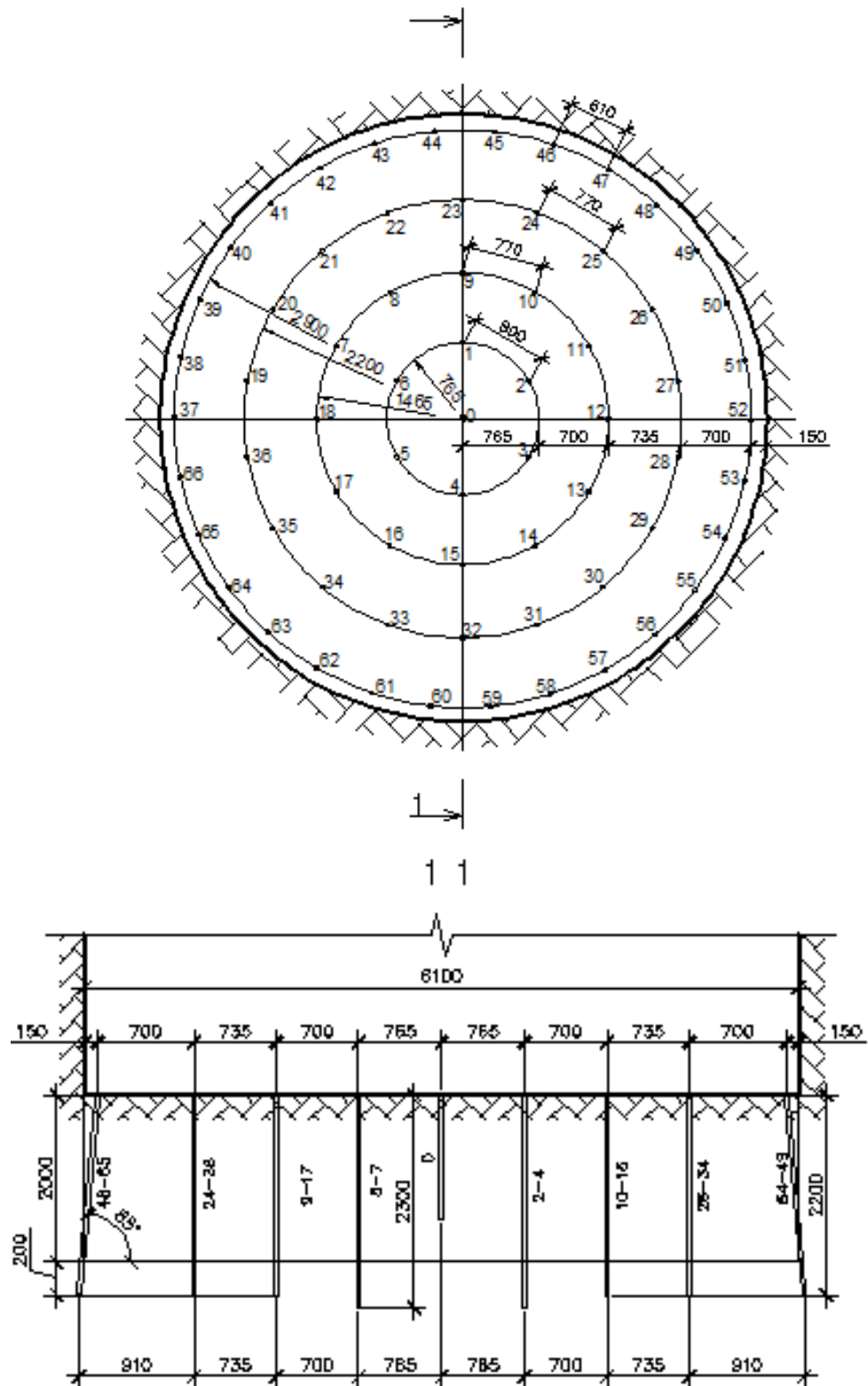


Рисунок 3.1 Схема расположения шпуров при строительстве тех. отхода

Изм.	Кол.уч	Лист	Подок.	Дата	

ДП-130400.65.00.05-121018562ПЗ

Лист

59

3.4.6 Вентиляция технологического отхода

Подробная методика расчета вентиляции приведена в разделе 4.1. Результаты расчетов представлены в таблице 3.3

Таблица 3.3- Вентиляция тех.отхода

Наименование	Обозначение	Значение	ед. изм
Количество воздуха после ВР	Q_{Γ}	1616,50	м^3
Критическое значение глубины ствола	H_{κ}	252,67	м
количество воздуха по числу людей в забое	$Q_{\text{с}}$	60	м^3
количество воздуха по минимальной скорости его движения	Q_{min}	522,9	$\text{м}^3/\text{мин}$
подача вентилятора	$Q_{\text{В}}$	1648,83	$\text{м}^3/\text{мин}$
Статический напор, создаваемый	$h_{\text{В}}$	2835,63	Па
аэродинамическое сопротивление става труб	R_{T}	3,75	$\text{Н} \cdot \text{с}^2/\text{м}^3$
приведенный диаметр трубы	d_{n}	1,2	м

На основании расчетов принимаем вентилятор ВОКД-3,6 с возможностью использования его на весь период строительства ствола в случае принятия Украинита-ПМ-1 в качестве основного ВВ. Расчет экономической эффективности использования Украинита-ПМ-1 приведен в разделе 8. При использовании Аммонита скального №1 в качестве основного ВВ расчет вентиляции приведен в разделе 4.1

4 ВЕНТИЛЯЦИЯ

Проветривание стволов при их строительстве осуществляют для удаления вредных газов после производства взрывных работ и обеспечения в забое нормальных санитарно-гигиенических условий труда, т.е. содержание кислорода в воздухе должно быть не менее 20 % и углекислого газа не более 0,5% по объему, температура воздуха не более 26°С при относительной влажности не более 90 %.

4.1 Расчет параметров вентиляции

Расчет заключается в определении количества воздуха, подаваемого в забой, выборе диаметра вентиляционных труб, определении депрессии и подачи вентилятора, выборе типа вентилятора.

1. Количество воздуха, необходимое для проветривания забоя после производства взрывных работ, можно определить по формуле В.Н. Воронина.

Для нагнетательной схемы проветривания, м³/мин

$$Q_z = \frac{7.8}{t} \cdot \sqrt[3]{\frac{A \cdot S_{вч}^2 \cdot H^2 \cdot k_{обв}}{k_{ут}^2}} \quad (4.1)$$

где t - время проветривания после взрывания (принимаем t - 30 мин);

A - количество ВВ, одновременно взрываемого в забое (A=72,4 кг);

S_{вч} - площадь поперечного сечения ствола вчерне (S_{вч}=29,2 м²);

H- конечная глубина ствола (H=550 м);

k_{обв} - коэффициент обводнённости ствола находим по таблице 4.1 (k_{обв}=0,6)

k_{ут} - коэффициент утечек воздуха в трубопроводе (k_{ут}= 1,02).

					ДП-130400.65.00.05-121018562ПЗ			
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	«Строительство вертикального ствола для вскрытия Средне-Тарчинского и Дистлеровского участков Константиновского рудного поля» со специальной частью «Строительство технологического отхода»	Лист.	Лист	Листов
Разраб.		Кузьмина А.Д.					61	6
Провер.		Майоров Е.С.				Кафедра ШПС		
Н. Контрол.		Зайцева Е.В.						
Утверд.		Вохмин С.А.						

$$Q_z = \frac{7.8}{30} \cdot \sqrt[3]{\frac{72,4 \cdot 29,2^2 \cdot 550^2 \cdot 0,6}{1,02^2}} = 2013,82 \text{ м}^3/\text{мин}$$

Для стволов большой глубины, когда H больше критического значения H_k , в формулу подставляют значение H_k , которое определяют по формуле

$$H_k = \frac{12,5 \cdot A \cdot b \cdot k_T}{S_{BЧ} \cdot k_{ym}}, \quad (4.2)$$

где b — газовость ВВ, принимаем равной 830л/кг (для Аммонита скального №1)

k_T - коэффициент турбулентной диффузии, определяют в зависимости от отношения l_1/d_n . Значение k_T принимаем по таблице 4.2 ($k_T=0,608$)

l_1 - расстояние от конца вентиляционной трубы до забоя ($l_1=15$ м);

d_n - приведенный диаметр вентиляционной трубы, м.

$$d_n = 1.5 \cdot d_T, \quad (4.3)$$

где d_T - фактический диаметр трубы, $d_T=0,8$ м.

$$d_n = 1.5 \cdot 0.8 = 1.2 \text{ м}$$

$$H_k = \frac{12,5 \cdot 72,4 \cdot 830 \cdot 0,608}{29,2 \cdot 1,02} = 15957,9 \text{ м}$$

					ДП-130400.65.00.05-121018562ПЗ	Лист
						62
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

Таблица 4.1- Значения коэффициента обводненности $k_{обв}$

Характеристика выработок	$k_{обв}$
Стволы сухие (приток до 1 м /ч) любой глубины и обводненные глубиной не более 200 м. Горизонтальные и наклонные тупиковые выработки проводятся по сухим породам	0,8
Стволы обводненные (приток до 6 м /ч) глубиной более 200 м.	0,6
Капез. Горизонтальные и наклонные тупиковые выработки частично проводятся по водоносным породам (влажные выработки)	
Стволы обводненные (приток от 6 до 15 м ³ /ч) глубиной более 200 м, капез в виде дождя. Горизонтальные и наклонные тупиковые выработки на всю длину проводятся по водоносным породам или с применением стационарных водяных завес (обводненные выработки)	0,3
Стволы обводненные (приток более 15 м ³ /ч) глубиной более	0,15

Таблица 4.2- Изменение коэффициента турбулентной диффузии

L_1/d_n	4,8	5,4	6,35	7,72	9.6	12.1	15.8	21.85	30.8
k_T	0.3	0.335	0.395	0.460	0.529	0.6	0.672	0.747	0.81

2. Количество воздуха, подаваемого в забой в единицу времени, м³/мин, по числу людей, находящихся в забое,

$$Q_c = 6 \cdot n, \quad (4.4)$$

где n - максимальное число рабочих в смене, принимаем n=10

$$Q_c = 6 \cdot 10 = 60 \text{ м}^3/\text{мин}$$

					ДП-130400.65.00.05-121018562ПЗ	<i>Лист</i>
<i>Изм.</i>	<i>Лист</i>	<i>№ докум.</i>	<i>Подпись</i>	<i>Дата</i>		63

3. Количество воздуха, подаваемого в забой в единицу времени, м³/мин, по минимальной скорости его движения

$$Q_{\min} = 60 \cdot V_{\min} \cdot S_{BЧ}, \quad (4.5)$$

где V_{\min} - минимально допустимая скорость движения воздуха согласно ПБ при проходке стволов, $V_{\min} = 0,15$ м/с.

$$Q_{\min} = 60 \cdot 0,15 \cdot 29,2 = 262,8 \text{ м}^3/\text{мин}$$

4. Подача вентилятора, м³/с, определяется по максимальному значению Q из всех трех полученных Q_p , Q_c и Q_{\min} с учетом коэффициента утечек воздуха в трубопроводе, т.е.

$$Q_B = \frac{Q_{\max} \cdot k_{ум}}{60}, \quad (4.6)$$

$$Q_B = \frac{2013,82 \cdot 1,02}{60} = 34,23 \text{ м}^3/\text{с}$$

Выбор вентилятора осуществляют по расчетным значениям подачи Q_B и статического напора h_B , который он должен обеспечить.

Статический напор (давление), Па, создаваемый вентилятором, определяют по формуле

$$h_B = Q_B^2 \cdot R_T, \quad (4.7)$$

где R_T - аэродинамическое сопротивление става труб, Н·с²/м³, которое определяют из выражения

					ДП-130400.65.00.05-121018562ПЗ	<i>Лист</i>
<i>Изм.</i>	<i>Лист</i>	<i>№ докум.</i>	<i>Подпись</i>	<i>Дата</i>		64

$$R_T = \frac{6.5 \cdot a \cdot H}{d_T^5 + R_k}, \quad (4.8)$$

где а- коэффициент аэродинамического сопротивления трубопровода, Н·с²/м⁴, для металлических труб диаметром 1,2 м а=0,00025;

R_к- аэродинамическое сопротивление колена трубопровода при переходе из ствола к вентилятору (под углом 90°), значения которого в зависимости от фактического диаметра трубы приведены в таблице 4.3 (R_к=0,17).

$$R_T = \frac{6.5 \cdot 0,00025 \cdot 550}{0,8^5 + 0,17} = 3,72 \text{ Н} \cdot \text{с}^2 / \text{м}^4$$

$$h_B = 34,23^2 \cdot 3,72 = 4358,7 \text{ Па}$$

Таблица 4.3-Зависимость аэродинамического сопротивления от фактического диаметра трубы

R _к , Н·с ² /м ³	0,79	0,58	0,3	0,17	0,11	0,07	0,03
D _т , м	0,4	0,6	0,7	0,8	0,9	1,0	1,2

4.1.2 Выбор вентилятора

Исходя из полученных значений подачи Q_в и статического напора h_в выбираем вентилятор ВЦП-16, технические характеристики которого приведены в таблице 4.4

Таблица 4.4-Технические характеристики вентилятора ВЦП-16

Параметр	Значение
Диаметр рабочего колеса, мм	1600
Производительность в рабочей зоне, м ³ /с	10-46
Статическое давление в рабочей зоне, даПа	200-920

Скорость вращения ротора, мин ⁻¹	1500
Окружная скорость, м/с	123
Статический КПД в рабочей зоне	0,6-0,84
Число сторон всасывания	1
Способ регулирования	осевой направляющий аппарат
Потребляемая мощность, кВт	160-250
Масса вентилятора, кг	4500

Все расчеты по проветриванию ствола сведены в таблицу 4.5

Таблица 4.5- Расчетные значения по проветриванию ствола

Наименование	Обозначение	Значение	единицы измерений
Количество воздуха после ВР	Q_r	2013,82	м ³ /мин
Критическое значение глубины ствола	H_k	15957,9	м
Приведенный диаметр вентиляционной трубы	d_n	1,2	м
Количество воздуха по числу людей в забое	Q_c	60	м ³ /мин
Количество воздуха по минимальной скорости его движения	V_{min}	282,8	м ³ /мин
Подача вентилятора	Q_B	34,23	м ³ /с
Статический напор, создаваемый вентилятором	h_B	4358,7	Па
Аэродинамическое сопротивление става труб	R_T	3,72	Н·с ² /м ³

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата

ДП-130400.65.00.05-121018562ПЗ

Лист

66

5 ЭЛЕКТРОСНАБЖЕНИЕ

5.1 Общие сведения

Систему электроснабжения вертикального ствола при оснащении определяют с учетом расположения районной подстанции, наличия резервной трансформаторной мощности и резервных фидеров в распределительном устройстве питающей подстанции, пропускной способности линий электропередачи энергосистемы и возможности отчуждения на период строительства участка для прокладки линий электропередачи.

Одним из условий, предъявляемым к системе электроснабжения, является возможность увеличения потребления электроэнергии на всех этапах сооружения ствола без коренной ее реконструкции.

При оснащении стволов основными потребителями электроэнергии являются строительные машины и механизмы, сварочные агрегаты, осветительные приборы и др. Суммарная мощность этих потребителей составляет примерно 80-120 кВт. Электроснабжение их должно осуществляться с помощью временной линии электропередач (ЛЭП) от близко расположенного действующего или строящегося предприятия или ЛЭП, проходящих в непосредственной близости. При значительном удалении строительства от действующего предприятия и ЛЭП или при их отсутствии могут применяться передвижные дизельные электростанции мощностью 50-100 кВт.

При оснащении к проходке вертикальных стволов необходимо учитывать, что в соответствии с Правилами технической эксплуатации угольных и сланцевых шахт строящиеся стволы относятся к III категории сооружений, поэтому их электроснабжение производится не менее, чем по

					ДП-130400.65.00.05-121018562ПЗ			
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата				
Разраб.		Кузьмина А.Д.			«Строительство вертикального ствола для вскрытия Средне-Тарчинского и Дистлеровского участков Константиновского рудного поля» со специальной частью «Строительство технологического отхода»	Лист.	Лист	Листов
Провер.		Коваленко О.А.					67	10
Н. Контрол.		Зайцева Е.В.				Кафедра ШПС		
Утверд.		Вохмин С.А.						

двум питающим ЛЭП независимо от величины напряжения.

Расчет каждой ЛЭП производится исходя из условия, что при выходе из строя одной из них оставшаяся в работе линия обеспечит нормальную работу всех электроприемников строящегося предприятия. Двухцепная ЛЭП на опорах должна быть рассчитана на повышенные ветровые и гололедные нагрузки (на порядок выше нормативов, установленных ПУЭ для данного района), и рассматриваться как две питающие линии за исключением

электропитания шахты (строящейся или эксплуатационной), отнесенной к III категории или сверхкатегорной по метану и опасным по внезапным выбросам, а также с часовым притоком воды свыше 300 м³ и шахт, расположенных в IV и особом районах по гололеду.

Для аварийной выдачи людей из ствола при различных причинах, в том числе и при отключении электроэнергии, используются спасательная лестница, подвешенная к канату специальной лебедки, которая имеет ручной привод, а также дизельную электростанцию как аварийный источник питания.

Максимум нагрузки приходится на период проходки ствола. В этот период она может достигать 0,8-1,2 МВт на один ствол.

К началу проходки стволов должны быть введены в эксплуатацию линии электропередач от районной подстанции, главная понизительная подстанция, временные распределительные пункты, трансформаторные подстанции и смонтированы площадочные электрические сети.

Передача необходимой для проходки стволов мощности напряжением 6 кВ на расстояние более 2 км неэффективна, следует использовать постоянные источники электропитания напряжением 35 и 10 кВ. В качестве подстанций глубокого ввода напряжением 35 и 10 кВ применяют комплектные трансформаторные подстанции типа КТПБ.

Для распределения электроэнергии напряжением 6 кВ между отдельными потребителями и трансформаторными подстанциями при

проходке стволов предусматривают распределительные устройства в комплектно-блочном исполнении, доставляемые на промплощадку в полной заводской готовности, или стационарные распределительные пункты из комплектных устройств наружной установки. Для обеспечения надежной работы системы электроснабжения распределительные пункты должны выполняться секционированными. Для распределения электроэнергии напряжением 0,4—0,23 кВ между потребителями при проходке стволов применяют комплектные трансформаторные подстанции типа ПКТП наружной установки или блоки электроснабжения конструкции института "Донгипрооргшахтострой".

Временные питающие и распределительные электрические сети прокладывают из кабелей с алюминиевыми жилами (за исключением кабелей, прокладываемых во взрывоопасных помещениях).

Сечение кабелей напряжением до 1000 В рассчитывается по нагреву рабочим током (допустимой токовой нагрузке) и допустимой потере напряжения. В сетях напряжением выше 1000 В сечение кабелей рассчитывают по нагреву рабочим током, экономической плотности тока, нагреву током короткого замыкания и допустимой потере напряжения. Принимают максимальное из полученных значений с округлением до ближайшего большего стандартного сечения.

Для организации постоянного и временного электроснабжения строящихся угольных предприятий необходимо в соответствии с мощностью шахтостроительной организации определить: сроки начала и окончания строительства, объемы выполнения работ и в соответствии с этим составы комплекса машин и механизмов, а также технологического и вспомогательного оборудования, необходимого для выполнения полного объема работ.

						ДП-130400.65.00.05-121018562ПЗ	Лист
Изм.	Кол.уч	Лист	№ док.		Дата		69

5.2 Выбор оптимального напряжения

Ориентировочно значение оптимального нестандартного напряжения U может быть определено из следующих соотношений:

- для электропотребителей, у которых значение $P \cdot l$ колеблется в пределах 0,5-25 МВт·км :

$$U = 4 \cdot \sqrt{P \cdot l}, \text{ кВ}$$

где P - расчетная активная мощность, МВт; l - длина линии, км.

$$U = 4 \cdot \sqrt{1.6 \cdot 3} = 8.95 \text{ кВ}$$

Выбор оптимального внешнего и внутреннего электроснабжения зависит от требований надежности, связанной с категорией электроприемников.

При выборе схем электроснабжения необходимо исходить из следующих условий:

-в нормальном режиме все линии и трансформаторы должны находиться в работе;

-предпочтение отдается магистральным схемам как более экономичным;

-к одной магистральной линии напряжением 6-10 кВ предусматривать присоединение трансформаторов: не более двух - мощностью 1600 кВА; не более трех - мощностью 1000 кВА; не более четырех - мощностью до 1000 кВА.

-для питания электропотребителей I и II категории использовать две трансформаторные подстанции (ТП); питание ТП предусматривать по двум питающим линиям от разных источников. В нормальном режиме оба трансформатора должны находиться под нагрузкой и работать

						ДП-130400.65.00.05-121018562ПЗ	Лист
Изм.	Кол.уч	Лист	№ док.		Дата		70

раздельно. Мощность каждого трансформатора следует рассчитывать не менее, чем на суммарную нагрузку электроприемников I и II категории.

-целесообразно принимать трансформаторы одинаковой мощности.

-необходимо избегать подземной укладки кабелей, а выполнять их открытую подвеску на эстакадах, стенах зданий с соответствующей защитой или располагать в проходных и полупроходных каналах.

5.3 Расчет электрических нагрузок

Расчет отдельных электроприемников на строительстве шахтной поверхности и подземных участков производится по методу коэффициента спроса K_c .

При расчете активных и реактивных нагрузок используют формулы:

$$P_p = P_{ном} \cdot K_c ;$$

$$Q_p = P_{ном} \cdot tg_{\varphi} ,$$

где P_p , Q_p - активная и реактивная нагрузки соответственно;

$P_{ном}$ — паспортная мощность электроустановки;

tg_{φ} - коэффициент мощности.

Значения коэффициентов K_c и tg_{φ} приведены в табл. 9.1 учебника [20, с. 174].

Суммарные активные и реактивные нагрузки электроприемников, входящих в состав производственных объектов, определяют с учетом коэффициентов совмещения максимумов:

$$P_{\varepsilon} = (P_{p1} + P_{p2} + \dots + P_{pn}) \cdot K_{\varepsilon} ,$$

						ДП-130400.65.00.05-121018562ПЗ	Лист
Изм.	Кол.уч	Лист	№ док.		Дата		71

$$Q_{\varepsilon} = (Q_{p1} + Q_{p2} + \dots + Q_{pn}) \cdot K_{\varepsilon},$$

где $P_{p1}, P_{p2}, \dots, P_{pn}; Q_{p1}, Q_{p2}, \dots, Q_{pn}$ - расчетные активные и реактивные нагрузки отдельных электроприемников или их групп;

K_{ε} - коэффициент совмещения максимумов, $K_{\varepsilon}=0,75-0,85$ - для подземных участков и комплексов, $K_{\varepsilon}=0,7-0,8$ - для объектов шахтной поверхности.

Для выбора силовых трансформаторов и типа понизительных подстанций производят проверочный расчет по формуле

$$S_n > 1,04 \cdot K_n \cdot \sqrt{P_{\varepsilon}^2 + Q_{\varepsilon}^2}, \text{ кВА}$$

где S_n - паспортная мощность силового трансформатора понизительной подстанции, кВА;

1,04 - коэффициент запаса мощности;

K_n — коэффициент потерь в трансформаторе, для трансформаторов мощностью до 400 кВА включительно $K_n = 1,07$;

Проведенные расчеты нагрузок сведены в таблице 5.1.

Таблица 5.1- Действующие нагрузки на оборудование

Наименование	Обозначение	Значение	единицы измерения
Активная и реактивная нагрузки на подъемную машину МПП-17,5	P_p	1764,00	кВт
	Q_p	1799,28	кВт
Активная и реактивная нагрузки на лебедки ЛППЭ-6,3	P_p	18,00	кВт
	Q_D	18,36	кВт
Активная и реактивная нагрузки на Вентилятор ВЦП – 16	P_p	90,00	кВт
	Q_p	91,80	кВт
Активная и реактивная нагрузки на погрузочная машина 2ЕС - 1мА	P_p	213,38	кВт
	Q_p	217,65	кВт
Общая активная нагрузка	P_{ε}	1668,31	кВт
Общая реактивная нагрузка	Q_{ε}	1701,67	кВт
Мощность силового трансформатора понизительной	S	2651,861	кВА

По данным расчетам выбираем трансформаторы КТПН 630/6 с мощностью 630кВт в количестве 4 шт. и КТПН 250/6 с мощностью 250кВт в количестве 1 шт.

5.4 Компенсация реактивной мощности

Наиболее экономичные режимы эксплуатации потребителей электроустановок с $\cos\varphi=0,93$ установлены для электроустановок с напряжением свыше 1000 В и с $\cos\varphi=0,95$ для электроустановок с напряжением ниже 1000 В.

Расчет мощности компенсирующего устройства производят для $\cos\varphi=0,93$ по формуле:

$$Q_{к.у} = 0.85 \cdot Q_{\varepsilon} - 0.337 \cdot P_{\varepsilon},$$

где P_{ε} , Q_{ε} - суммарные активные и реактивные нагрузки электроустановок производственного объекта.

$$Q_{к.у} = 0.85 \cdot 1701.67 - 0.337 \cdot 1668.31 = 884, \text{ кВт}$$

По данным расчетам выбираем конденсаторные установки УК-нл, 6-40/600 с мощностью 600кВт в количестве 1 шт. и УКм-нл, 6-40/400 с мощностью 400 кВт в количестве 1 шт.

5.5 Расчет воздушных и кабельных сетей на потерю напряжения

Расчетный нагрузочный ток при $U_{ном} = 600$ В и $\cos \varphi = 0,93$ определяем по формуле :

$$I_p = 0.1 \cdot S_{\varepsilon}, \text{ А}$$

						ДП-130400.65.00.05-121018562ПЗ	Лист
Изм.	Кол.уч	Лист	№док.		Дата		73

где S_ε - суммарная полная нагрузка линии, кВА.

$$S_\varepsilon = \sqrt{P_\varepsilon^2 + Q_\varepsilon^2}, \text{ кВА}$$

Для практических расчетов потерю напряжения в проводах и кабеля можно определить из выражения :

$$\Delta U_\varepsilon = \frac{S_\varepsilon \cdot l \cdot Z_\varphi}{10 \cdot U_{\text{ном}}^2},$$

где S_ε - суммарная полная нагрузка линии, кВА;

l - длина линии, км;

Z_φ - полное сопротивление 1 км линии, Ом/км;

$U_{\text{ном}}$ - номинальное напряжение, кВ.

Полное сопротивление воздушных и кабельных линий Z_ε принимается по табл. 9.7 учебника [20, с. 176].

Суммарные потери напряжения в системе "понижительная подстанция потребитель" для низкой стороны определяют из выражения

$$\Delta U_{\text{Е\varepsilon}} = \Delta U_\varepsilon + \Delta U_{\text{Етр}},$$

где ΔU_ε — потери в кабельных и воздушных сетях;

$\Delta U_{\text{Етр}}$ — потери напряжения в силовых трансформаторах, определяемые из выражения :

$$\Delta U_{\text{Етр}} = K_3 \cdot \Delta U_{\text{тр}},$$

где K_3 - коэффициент запаса напряжения,

						ДП-130400.65.00.05-121018562ПЗ	Лист
Изм.	Кол.уч	Лист	№док.		Дата		74

$$K_3 = \frac{I_{\phi.тр}}{I_{ном}} = \frac{S_{\phi.тр}}{S_{ном}}$$

где $I_{\phi.тр}$ и $S_{\phi.тр}$ - фактические полный ток и полная мощность, потребляемые трансформаторами;

$I_{ном}$, $S_{ном}$ - номинальные паспортный ток и мощность трансформатора;

$\Delta U_{тр}$ - потери напряжения в трансформаторе, %.

Потери напряжения в трансформаторах и подстанциях при различных значениях $\cos \phi$ и $K_c = 1$ приведены в табл. 9.8 учебника [20, с. 176].

Проведенные расчеты на потерю напряжения сведены в таблице 5.2.

Таблица 5.2 - Расчеты на потерю напряжения

Наименование	Обозначение	Значение	единицы измерения
Расчетный нагрузочный ток	I_p	238,31	А
Суммарная полная нагрузка линии	S_{Σ}	2383,05	кВА
Потеря напряжения	ΔU_{Σ}	0,00227	кВ
Потери напряжения в силовых трансформаторах	$\Delta U_{тр}$	0,77	кВ
Коэффициент запаса напряжения	K_3	0,26	кВ
Суммарные потери напряжения в системе	ΔU_{Σ}	0,77480	кВ

5.6 Прокладка кабелей

Открытую прокладку кабелей выполняют на тросах, подвешенных на опорах, воздушных кабелепроводах (кабельных дорогах), а также на стенах зданий и сооружений. Защищать кабель от воздействия солнечных лучей не требуется.

Трассу кабельных линий выбирают с учетом минимального расхода кабелей и безопасной эксплуатации кабельной сети.

Высота подвески кабелей должна быть не менее 4,5 м. Расстояние по

горизонтали от основания опор для подвески кабелей до бордюрного камня проезда - не менее 1,5 м. Расстояние между опорами зависит от числа кабелей и составляет 10-15 м и 5-7 м при подвеске кабелей на тросе и кабельных дорогах соответственно.

Для подвески троса и устройства кабельной дороги применяют железобетонные или деревянные стойки высотой 6,5-11 м. Трос выбирают в зависимости от несущей нагрузки. Все металлические части на кабельных дорогах и на тросах, включая и несущий трос, должны быть заземлены. Несущий трос необходимо заземлить в двух точках (с противоположных концов) путем разъемного соединения его гибкими перемычками с заземляющими проводниками. Анкерные и промежуточные опоры, а также подвесные кабельные конструкции заземляют через трос путем плотного и надежного контакта между ними. Места крепления троса должны быть зачищены до металлического блеска и смазаны техническим вазелином.

						ДП-130400.65.00.05-121018562ПЗ	Лист
Изм.	Кол.уч	Лист	№док.		Дата		76

6 ПОГРУЗКА ПОРОДЫ

6.1 Расчет погрузки породы

Погрузка породы при строительстве стволов является одной из наиболее трудоемких и самой длительной операцией проходческого цикла, она занимает до 40-50% его времени.

Все погрузочные машины, применяемые при строительстве стволов, имеют грейферный многолопастной исполнительный орган с *ручным* или механическим вождением по забою.

Принимаем машину с механическим вождением грейфера по забою *2КС-1МА*, технические характеристики которой приведены в таблице 6.1.

Погрузочная машина 2КС-1МА (рис. 6.1) состоит из грейфера 1, подвешенного на канате 3 к тельферу 4. Тельфер имеет лебедку 14, с помощью которой регулируется высота подвески грейфера. Грейфер перемещается в радиальном направлении по раме 6 с помощью тележки 12 и привода 11. Направляющая рама 6 одним концом соединена с центральной опорой 13, а другим — с тележкой поворота 10. К направляющей раме подвешена кабина машиниста 5 с помощью ролика 7. Тележка поворота имеет пневмопривод 9 для перемещения рамы по кольцевому монорельсу 8. Подачу сжатого воздуха осуществляют по пневмокоммуникациям 2.

Погрузку породы осуществляют в две фазы. В первую фазу грузят с помощью погрузочных машин породу, не требующую дополнительного рыхления. Во второй фазе погрузки слежавшаяся (в нижней части забоя) порода рыхлится вручную с помощью отбойных молотков, пневмомолотов или пневмомонитора.

					ДП-130400.65.00.05-121018562ПЗ			
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата				
Разраб.		Кузьмина А.Д.			«Строительство вертикального ствола для вскрытия Средне-Тарчинского и Дистлеровского участков Константиновского рудного поля» со специальной частью «Строительство технологического отхода»	Лист.	Лист	Листов
Провер.		Волков Е.С.					77	8
Н. Контрол.		Зайцева Е.В.				Кафедра ШПС		
Утверд.		Вохмин С.А.						

Таблица 6.1- Технические характеристики 2КС-1МА

Характеристика	Значение
Вместимость грейфера, м ³	2×1,25
Техническая производительность, м /мин	4,7
Эксплуатационная производительность, м /ч	180-200
Расход сжатого воздуха при одновременной работе всех двигателей, м ³ мин	50
Высота подъема грейфера, мм	10
Средняя продолжительность черпания, с	30
Общая установленная мощность пневмодвигателей, кВт	209,2
Диаметр грейфера, мм: В раскрытом состоянии	2900
В закрытом состоянии	2100
Рекомендуемая вместимость бады, м ³	5-6,5
Рекомендуемые условия применения:	
Глубина ствола, м	400-1500
Диаметр ствола в черне, м	6,0-8,0
Масса погрузочной машины, т	3,9

Объем погружаемой породы во второй фазе составляет 10-15 % общего объема взорванной породы, а время погрузки занимает 30-35 % общего времени погрузки. При этом производительность труда значительно ниже по сравнению с погрузкой в первой фазе. Средняя производительность труда проходчиков во второй фазе составляет 1,5-2 м³/ч, что в 3—4 раза меньше, чем в первой фазе погрузки.

Изм.	Кол.уч	Лист	Подок.		Дата

ДП-130400.65.00.05-121018562ПЗ

Лист

78

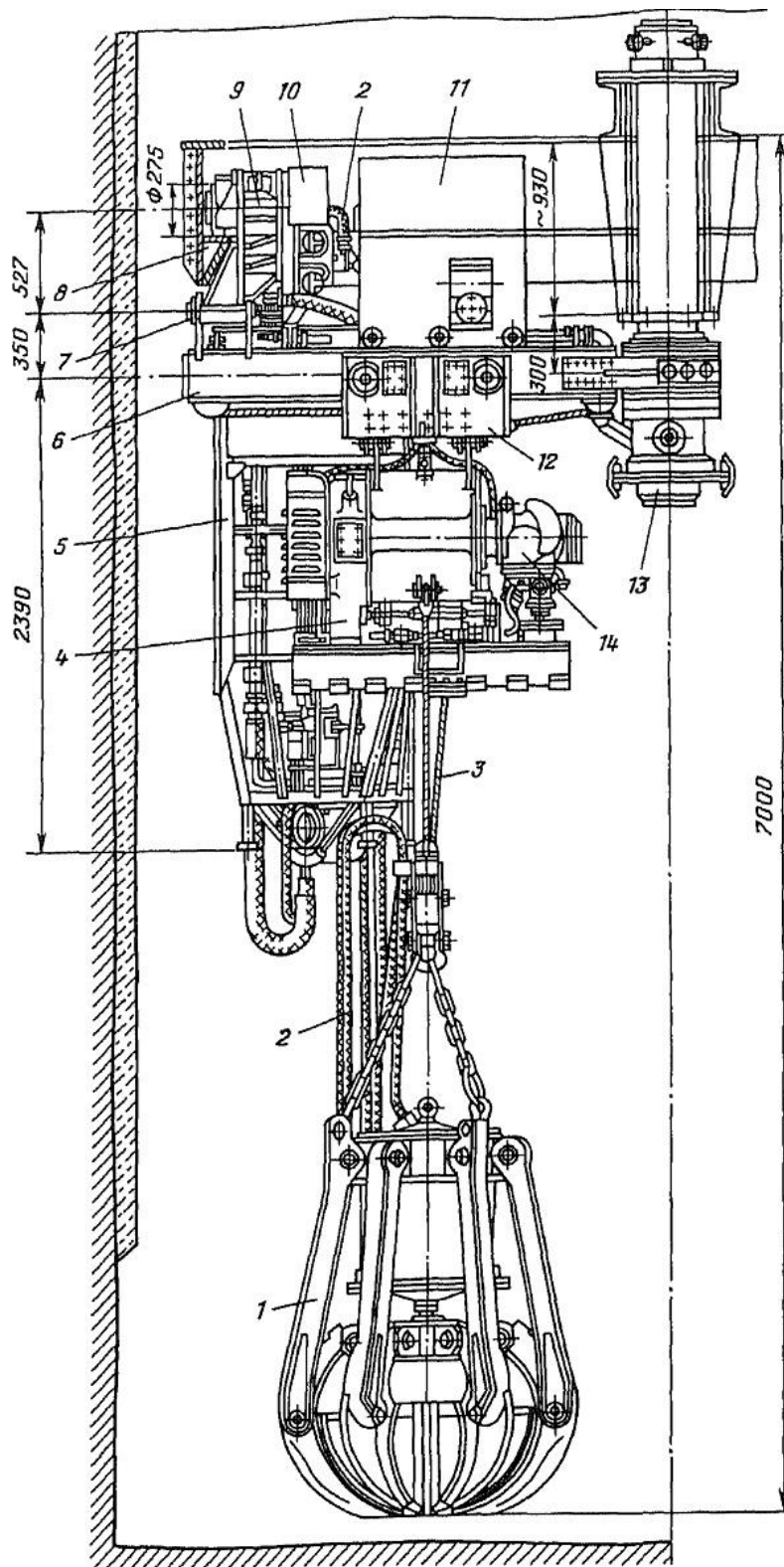


Рис. 6.1 Погрузочная машина 2КС-1МА

Производительность погрузки породы зависит от многих факторов и, в частности, от типа погрузочной машины, оснащения подъема (одноконцевой,

Изм.	Кол.уч	Лист	№ док.	Дата

ДП-130400.65.00.05-121018562ПЗ

Лист

79

двухконцевой, с перецепкой или без перецепки бадей), технологической схемы проходки ствола, качества БВР (характера дробления породы), числа занятых рабочих на погрузке, объема породы во второй фазе.

В общем виде производительность погрузки, м³/ч,

$$P = \frac{V}{T_{\text{пог}}}, \quad (6.1)$$

где V - объем погружаемой породы (в массиве), м³;

$T_{\text{пог}}$ время погрузки, ч.

Время погрузки всей взорванной породы ($T_{\text{пог}}$, ч)

$$T_{\text{пог}} = T_1 + T_2 + T_3 \quad (6.2)$$

где T_1 и T_2 - время погрузки породы в первой и во второй фазах;

T_3 - продолжительность задержек работы подъема и подготовительно-заключительных операций.

При совмещенной схеме проходки время погрузки породы в первой фазе с перецепкой бадей (T_1 , ч) определяется по формуле:

$$T_1 = \frac{S_{\text{вч}} \cdot \mu \cdot k_p \cdot (l \cdot \eta - h_2)}{P_T \cdot a_1}, \quad (6.3)$$

где $S_{\text{вч}}$ - площадь поперечного сечения ствола вчерне ($S_{\text{вч}}=29,2$ м);

μ - коэффициент излишка сечения ($\mu=1,03$);

l - средняя глубина шпуров ($l=2,2$ м);

h_2 - высота слоя породы во второй фазе погрузки, зависит от типа погрузочной машины, для пневмопогрузчика КС-1МА $h_2=0,35-0,5$ м.

($h_2=0,45$ м);

η - коэффициент использования шпуров ($\eta=0,9$);

P_T - техническая производительность погрузочной машины ($P_T=282$ м³/ч);

a_1 - коэффициент, учитывающий изменение производительности машины

						ДП-130400.65.00.05-121018562ПЗ	Лист
							80
Изм.	Кол.уч	Лист	Подок.		Дата		

в первой фазе ($a_1=0,8$).

$$T_1 = \frac{29.2 \cdot 1.03 \cdot 1.5 \cdot (2.2 \cdot 0.9 - 0.45)}{282 \cdot 0.8} = 0.31 \text{ ч}$$

Время погрузки породы во второй фазе:

$$T_2 = \frac{S_{\text{сч}} \cdot \mu \cdot k_p \cdot h_2}{n_1 \cdot P_1} \quad (6.4)$$

где n_1 - число рабочих, занятых на погрузке во второй фазе ($n_1=3$);

P_1 - производительность труда рабочего по разборке породы, $\text{м}^3/\text{ч}$, значение которой в зависимости от типа пород принимают по таблице 6.2 ($P_1=1,7 \text{ м}^3/\text{ч}$).

$$T_2 = \frac{29.2 \cdot 1.03 \cdot 1.5 \cdot 0.45}{3 \cdot 1.7} = 3.98 \text{ ч}$$

Таблица 6.2- Производительность труда рабочего по разборке породы

Производительность труда рабочего по разборке породы, $\text{м}^3/\text{ч}$	Порода		
	Сланцы ($f=4-6$)	Песчаники, известняки ($f=7-10$)	Крепкие породы ($f=12-16$)
Вручную	1,4-1,8	1,1-1,4	0,6-1
С применением гидромонитора	2,5-3	2-2,25	1-1,8

Продолжительность задержки (T_3 , ч) погрузки породы из-за подъема
(в первой фазе)

$$T_3 = \frac{S_{вч} \cdot \mu \cdot k_p \cdot (l \cdot \eta - h_2) \cdot t_1}{k_3 \cdot V_1} \quad (6.5)$$

где t_1 - продолжительность простоев погрузочной машины из-за маневров бады в забое ($T=0.012$ ч);

k_3 - коэффициент заполнения бады ($k_3=0,9$);

V_6 - объем бады ($V_6=5$ м³);

$$T_3 = \frac{29.2 \cdot 1.03 \cdot 1.5 \cdot (2.2 \cdot 0.9 - 0.45) \cdot 0.012}{0.9 \cdot 5} = 0.18 \text{ ч}$$

$$T_{\text{пог}} = 0.31 + 3.98 + 0.18 = 4.47 \text{ ч}$$

Объем погружаемой породы, м³ /ч

$$V = S_{вч} \cdot l \cdot \eta \cdot \mu \cdot k_p, \quad (6.6)$$

где k_p - коэффициент разрыхления породы ($k_p=1,5$).

$$V = 29.2 \cdot 2.2 \cdot 0.9 \cdot 1.03 \cdot 1.5 = 112.74 \text{ м}^3$$

$$P = \frac{112.74}{4.47} = 25.2 \text{ м}^3/\text{ч}$$

6.2 Расчет проходческого подъема

В практике строительства стволов используют различные варианты подъемов: один одноконцевой с перецепкой бадей, два одноконцевых с перецепкой и без перецепки бадей; один двухконцевой с перецепкой бадей; один двухконцевой и один одноконцевой с перецепкой бадей.

Производительность подъема должна быть больше или равна производительности погрузки породы в первой фазе на конечной глубине

										Лист
										82
Изм.	Кол.уч	Лист	№ док.		Дата	ДП-130400.65.00.05-121018562ПЗ				

ствола.

Производительность подъема ($P_{п}$, м³/ч) определяется вместимостью бадьи и продолжительностью цикла подъема, т.

$$P_{п} = \frac{3600 \cdot V_{б} \cdot k_{з}}{T_{ц} \cdot k}, \quad (6.7)$$

где $V_{б}$ - вместимость бадьи ($V_{б}=5$ м);

$k_{з}$ - коэффициент заполнения бадьи ($k_{з}=0,9$);

k - коэффициент неравномерности работы подъема, учитывающий время спуска и подъема лиц технического надзора, спуска временной крепи и т.п., ($k=1.4$);

$T_{ц}$ - продолжительность полного цикла подъема, учитывающая время движения бадьи в стволе, простои бадьи из-за маневров при погрузке и разгрузке породы и т.п., с.

Продолжительность полного цикла подъема в зависимости от глубины ствола H и максимальной скорости движения бадьи v можно определить по формуле

$$T_{ц} = \frac{2 \cdot H - 37}{v} + 2,6 \cdot V + 144, \quad (6.8)$$

где H - глубина ствола ($H=1139$ м);

v - максимальная скорость движения бадьи ($v=8$ м/с).

$$T_{ц} = \frac{2 \cdot 550 - 37}{8} + 2,6 \cdot 8 + 144 = 298 \text{ с}$$

$$P_{п} = \frac{3600 \cdot 5 \cdot 0,9}{298 \cdot 1,4} = 38,8 \text{ м}^3/\text{ч}$$

Если принять, что производительность подъема $P_{п}$ больше или равна производительности погрузки $P_{пог}$, то необходимую скорость бадьи, м/с, можно определить по формуле

										Лист
										83
Изм.	Кол.уч	Лист	Подок.		Дата	ДП-130400.65.00.05-121018562ПЗ				

$$V = \frac{\Sigma P_{\text{пог}} \cdot T_{\text{ц}} \cdot k}{3600 \cdot k_3} \quad (6.9)$$

где $\Sigma P_{\text{пог}}$ - суммарная производительность погрузочных машин, м³/ч.

$$V = \frac{19,2 \cdot 2 \cdot 298 \cdot 1,4}{3600 \cdot 0,9} = 4,9 \text{ м/с}$$

Число подъемов в час получим из выражения

$$n = \frac{3600}{T_{\text{ц}} \cdot k}$$

$$n = \frac{3600}{298 \cdot 1,4} = 8,6$$

Принимаем число подъемов n=9.

Все расчеты по погрузке и подъему породы сведены в таблицу 3.3.

Таблица 6.3 - Расчетные значения по погрузке породы

Наименование	Обозначение	Значение	Ед. изм.
Производительность погрузки	P	38.8	м ³ /ч
Объем погружаемой породы	V	112.74	м ³
время погрузки всей взорванной породы	T _{пог}	4.47	ч
Время погрузки породы в первой фазе	T ₁	0.31	ч
Время погрузки породы во второй фазе	T ₂	3.98	ч
Продолжительность задержек подъема	T ₃	0.18	ч
Производительность подъема	P _п	38.8	м ³ /ч
Продолжительность полного цикла подъема	T _ц	298	с
Число подъемов в один час	n	9	
Необходимая скорость бады	v	4.9	м/с

Изм.	Кол.уч	Лист	Подок.	Дата
------	--------	------	--------	------

7 БЕЗОПАСНОСТЬ ЖИЗНЕДЕЯТЕЛЬНОСТИ

7.1 Основные опасности при работе подземного транспорта

Подземный транспорт является важнейшим и одним из самых аварийно и травмоопасных объектов и технологических процессов шахты. На подземный транспорт приходится в среднем свыше 31% аварий и около 20% случаев смертельного травматизма.

Потенциальная опасность эксплуатации подземного транспорта обусловлена подвижностью транспортных средств и их частей в условиях стесненного пространства, недостаточной освещённостью и повышенным уровнем шума затрудняющих ориентацию людей и т.п., а также несовершенством самих транспортных средств.

Основные организационные причины, вызывающие травматизм при эксплуатации транспорта - неудовлетворительное поддержание горных выработок, захламление выработок, приводящее к уменьшению регламентированных зазоров и проходов для людей, эксплуатация неисправных транспортных средств и защиты, несоблюдение применения или неисправность предупредительной сигнализации и путевых знаков, превышение числа одновременно опускаемых или поднимаемых транспортных сосудов, использование нестандартных устройств и работа при неисправных стопорах и барьерах, нарушение технологии транспортирования, управления машинами и механизмами лицами, не имеющими права этого делать, слабая трудовая дисциплина, неудовлетворительное обучение безопасным приёмам работы, недостаточный контроль за работой.

					ДП-130400.65.00.05-121018562ПЗ			
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	«Строительство вертикального ствола для вскрытия Средне-Тарчинского и Дистлеровского участков Константиновского рудного поля» со специальной частью «Строительство технологического отхода»	Лист.	Лист	Листов
Разраб.		Кузьмина А.Д.					83	11
Провер.		Галайко А.В.				Кафедра ШПС		
Реценз.								
Н. Контр.		Зайцева Е.В.						
Утверд.		Вохмин С.А.						

Большое число несчастных случаев происходит по личностным причинам в результате неправильных, ошибочных, рискованных приемов работы и действий рабочих.

7.2 Меры безопасности при ведении горных работ одноковшовыми экскаваторами

Горные работы по проведению траншей, разработке уступов, отсыпке отвалов ведутся в соответствии с утвержденными главным инженером предприятия паспортами, определяющими допустимые размеры рабочих площадок, берм, углов откоса, высоту уступа, расстояние от горного и транспортного оборудования до бровок уступа или отвала. Паспорта обязательно находятся на экскаваторах. Запрещается ведение горных работ без утвержденного паспорта, а также с отступлением от него.

При передвижении экскаватора по горизонтальному пути или на подъем ведущая ось его находится сзади, а при спусках с уклона впереди. Ковш опорожнен и находится не выше одного метра от почвы, а стрела установлена по ходу экскаватора.

При движении экскаватора на подъем или при спусках предусматриваются меры, исключающие самопроизвольное скольжение.

Перегон экскаватора производится по сигналам помощника машиниста или специально назначенного лица, при этом обеспечена постоянная видимость между ними.

Экскаваторы расположены на уступе карьера или отвала на твердом выровненном основании с уклоном, не превышающим допустимого техническим паспортом экскаватора. Во всех случаях расстояние между бортом уступа, отвала или транспортными сосудами и контргрузом экскаватора не менее 1 метра.

При погрузке автомобильного транспорта машинист экскаватора подаёт сигналы, значение которых устанавливается администрацией карьера.

					ДП-130400.65.00.05-121018562ПЗ	Лист
						86
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

Таблица сигналов вывешена на кузове экскаватора на видном месте, с ней ознакомлены водители транспортных средств.

Запрещается при работе экскаватора пребывание людей в зоне действия ковша. Стреловые канаты подлежат осмотру не реже одного раза в неделю участковым механиком, при этом число порванных нитей по длине шага свивки не должно превышать 15% от их общего числа в канате. Торчащие концы оборванных нитей должны быть отрезаны.

Результаты осмотра канатов, а также записи о замене их с указанием даты установки и типа вновь установленного каната заносятся в специальный журнал, который должен храниться на экскаваторе.

Для вывода экскаватора из забоя необходимо всегда иметь свободный проход. негабаритные куски горной массы должны укладываться устойчиво в один слой, не создавая препятствий для перемещения горно-транспортного оборудования на площадке.

При работе экскаватора на грунтах, не выдерживающих давления гусениц, осуществляются специальные меры, отражаемые в паспорте забоя, обеспечивающие его устойчивое положение.

7.3 Принципиальные решения по организации труда

Принципиальные решения по организации труда разработаны в соответствии с заданием и приняты в проекте технологическими, конструкторскими и строительными решениями, выполненными при минимальных материальных, трудовых затратах и получении максимальной прибыли при реализации продукции.

Проектные решения по организации труда приняты с учетом создания автоматизированной системы контроля и управления (АСДУ), специализации и централизации вспомогательных служб и обеспечивают:

- наиболее полное использование производственных фондов и трудовых ресурсов;

					ДП-130400.65.00.05-121018562ПЗ	Лист
						87
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

- внедрение в производство результатов научных исследований, новой техники и прогрессивной технологии;
- высокое качество выполняемых работ и выпускаемой продукции, их конкурентоспособность;
- экономию трудовых ресурсов и на этой основе снижение себестоимости продукции, повышение производительности труда;
- благоприятные и безопасные условия труда, решение комплекса вопросов по развитию сферы социально-бытового обеспечения работников.

АСДУ предназначается для оптимизации задач диспетчерского, производственно-технологического и организационно-экономического управления технологическими процессами рудника.

Также предусматривается внедрение комплексной системы АСДУ в составе технологически ориентированных подсистем, которые должны охватывать все объекты наземной и подземной частей строительства.

В АСДУ рудника предусматриваются объёмы контроля, регулирования и управления, которые обеспечивают полный дистанционный контроль и управление всеми основными технологическими процессами.

Центральные функции оперативного управления сосредоточены в производственной диспетчерской и возложены на горного диспетчера, в оперативном подчинении у которого находятся все звенья оперативного персонала.

7.4 Организация и оснащение рабочих мест

Организация и оснащение рабочих мест и сфер обслуживания приняты с учётом их назначения: по квалификации и профессиям, числу работающих, уровню специализации, механизации и автоматизации работ, количеству обслуживаемого оборудования и др.

Применяемые материалы и оборудование для оснащения рабочих мест соответствуют прогрессивным, технологическим, организационным, санитарно-гигиеническим и другим нормативам.

					ДП-130400.65.00.05-121018562ПЗ	Лист 88
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

Конструкции рабочих мест, взаимное расположение их элементов должны соответствовать антропометрическим, психофизиологическим свойствам человека, характеру работы и должны обеспечивать удобный доступ.

Организация рабочего места должна обеспечивать возможность изменения рабочей позы.

Организация рабочего места должна обеспечивать устойчивое положение и свободу движений работающего, сенсорный контроль деятельности и безопасность выполнения трудовых операций.

Организация рабочего места должна обеспечивать необходимый обзор зоны наблюдения с рабочего места.

Компоновка рабочего места должна обеспечивать оптимизацию труда и его безопасность.

Рабочие места, связанные с воздействием опасных и вредных производственных факторов, оснащаются средствами защиты, пожаротушения и спасательными средствами.

Взаимное расположение и компоновка рабочих мест должны обеспечивать безопасный доступ на рабочее место и возможность быстрой эвакуации при аварийной ситуации. Пути эвакуации и проходы должны быть обозначены, и иметь достаточную освещённость.

Организация и состояние рабочих мест, а также расстояния между рабочими местами должны обеспечивать безопасное передвижение работающих и транспортных средств, удобные и безопасные действия с материалами, заготовками, полуфабрикатами, а также техническое обслуживание и ремонт производственного оборудования.

					ДП-130400.65.00.05-121018562ПЗ	Лист
						89
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

7.5 Мероприятия по снижению запыленности воздуха

При горно-строительных работах необходимо предпринять ряд мер по снижению запылённости воздуха:

1. Производится забуривание и бурение шпуров и скважин с промывкой водой. При этом рекомендованный расход воды на промывку должен составлять не менее 15 л/мин.

2. При креплении горных выработок набрызг-бетоном или торкретировании:

а) предварительно орошаются стенки и кровля горных выработок воздушно-водяной смесью.

б) при загрузке машин сухой смесью за местом работы, по ходу вентиляционной струи, устанавливается воздушно-водяная завеса, создаваемая с помощью туманообразователя ТЗ-1, ТК-1. Завеса должна полностью перекрывать поперечное сечение горной выработки.

7.6 Предупреждение взрыва газов и пыли

Поскольку наклонные съезды проходятся по породам не опасным по газу и пыли, то достаточно проведения следующих мероприятий:

1. Применяемая электроаппаратура в подземных условиях должна быть выполнена во взрывобезопасном исполнении.

2. Для проветривания тупиковых забоев применяются вентиляторы местного проветривания.

3. Взрывание забоев производится в межсменный перерыв.

7.7 Противопожарные мероприятия

Противопожарные мероприятия выполняются в соответствии с требованиями безопасности. Водоснабжение подземных горных работ

					ДП-130400.65.00.05-121018562ПЗ	Лист
						90
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

осуществляется от магистральных сетей водопровода, от которых идут выполнены ответвления для устройства водяных завес в выработках, а также для тушения пожаров. Прокладываются противопожарные трубопроводы, которые должны обеспечивать подачу воды в количестве не менее 3 м³/час на 1 м² поперечного сечения выработки. На трубопроводах через каждые 250 м предусмотрены пожарные краны. Диаметр трубопровода равен 100 мм, давление в нем равно 4-10 атм.

Проектом предусматривается также устройство поверхностного и подземных складов противопожарных материалов, которые укомплектовываются в соответствии с [23,24].

7.8 Мероприятия по безопасному ведению буровзрывных работ

Персонал для взрывных работ должен пройти специальную подготовку. К руководству взрывными работами допускаются горные инженеры и техники эксплуатационной и шахтостроительной специальности. Ответственность за правильное ведение буровых работ на участках возлагается на начальников участка. Горный мастер обязан непосредственно руководить буровзрывными работами. Одной из основ безопасного ведения буровзрывных работ служит паспорт и его строгое выполнение. Паспорт составляется по специальной форме начальником участка и утверждается главным инженером. С паспортом БВР должны быть ознакомлены под роспись ИТР и рабочие.

Забой выработки перед заряданием шпуров должен быть тщательно осмотрен с целью выявления зависаний или отслоения горной породы. Взрывные работ должны полностью соответствовать [23,24]

					ДП-130400.65.00.05-121018562ПЗ	Лист
						91
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

7.9 Охрана недр

В настоящем проекте для вскрытия участка Средне-Тарчинского и Дистлеровского участков Константиновского рудного поля предусматривается строительство вертикального ствола.

Ведение горностроительных работ в проекте предусматривается с соблюдением требований [23,24]. Порода, извлекаемая при проходке горных выработок будет выдаваться на поверхность в породные отвалы.

7.10 Мероприятия по предотвращению загрязнения атмосферы

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

- проходка выработок буровзрывным способом;
- применение самоходного оборудования с дизельным приводом;
- погрузка породы ПДМ ковшового типа в автосамосвалы МоАЗ.

Предварительный расчёт, учитывающий величины выбросов веществ в атмосферу показывает, что при применении на горных работах малотоксичного дизельного оборудования суммарный годовой выброс оксида углерода (СО) составит 1,36 т, оксида азота (N) 1,67 т. Максимальный же выброс вредных веществ при взрыве укрупненного заряда ВВ предельно возможной величины в 0,12 т составит по оксиду углерода(СО) – 1,23 гс и по оксидам азота (N)-0,133 г/с. По предварительным данным этот выброс особой опасности не представляет.

					ДП-130400.65.00.05-121018562ПЗ	Лист
						92
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

7.11 Мероприятия по предотвращению загрязнения водоемов

Источником возможного загрязнения окружающей среды являются хозяйственно-бытовые стоки с промплощадки и шахтные воды. Хозяйственно-бытовые сточные воды промплощадки отводятся в канализационную насосную станцию и вместе с хозяйственно-бытовыми сточными водами объектов вспомогательной и основной площадок, вывозятся на очистные сооружения.

Все шахтные воды поступают в водосборники, расположенные возле порталов наклонных съездов на основной площадке (графическое приложение 5). В водосборниках шахтные воды осветляются путем осаждения от вредных примесей, которые при зачистке водосборников загружаются в автосамосвалы и вывозятся в отвал.

7.12 Мероприятия по предотвращению загрязнения земной поверхности

Порода от проходки горных выработок выдается на поверхность. На поверхности порода складировается в породный отвал, расположенный на специально отведенном участке. В выдаваемых на поверхность породах вредных примесей не содержится.

7.13 План ликвидации аварии

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

Согласно Правилам безопасности ПЛА составляется для каждой

					ДП-130400.65.00.05-121018562ПЗ	Лист
						93
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

шахты, находящейся в эксплуатации, строительстве или реконструкции.

ПЛА разрабатывается главным инженером шахты и командиром обслуживающего шахту ВГСЧ на каждые 6 мес, согласовывается с командиром ВГСЧ и утверждается техническим директором компании. 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 ВГСЧ.

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

ПЛА находится у главного инженера, горного диспетчера (дежурного по шахте) и командира обслуживающей шахту ВГСЧ.

Ответственным руководителем работ по ликвидации аварии является главный инженер, 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.

К оперативной части плана прилагается схема вентиляции шахты;

					ДП-130400.65.00.05-121018562ПЗ	Лист
						94
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

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, водоёмов 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.

					ДП-130400.65.00.05-121018562ПЗ	Лист
						95
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

8 ЭКОНОМИКА

Сметная документация является составной частью проектов на строительство предприятий, зданий, сооружений и входит в проект в виде отдельного раздела. Сметная документация подлежит государственной экспертизе и утверждению в составе проекта независимо от источников финансирования, форм собственности и принадлежности проектов в соответствии с порядком, принятым в РФ.

В данной работе представлена локальная смета на проходческие работы по проходке ствола.

8.1 Расчет локальных смет

В таблице 8.1 представлены результаты расчетов стоимости проходки ствола.

Итого прямые затраты на проходку ствола с учетом всех выше перечисленных факторов составляет 345699870 рублей, из которых оплата труда рабочих составляет 18546607,7 рублей.

8.2 Сравнение локальных смет на прохождение тех.отхода

В таблице 8.2 представлена локальная смета на строительство тех.отхода с применением Аммонита скального №1. В таблице 8.3 представлена локальная смета на строительства тех.отхода с применением Украинита-ПМ-1.

					ДП-130400.65.00.05-121018562ПЗ			
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата				
Разраб.		Кузьмина А.Д.			«Строительство вертикального ствола для вскрытия Средне-Тарчинского и Дистлеровского участков Константиновского рудного поля» со специальной частью «Строительство технологического отхода»	Лист.	Лист	Листов
Провер.		Зайцева Е.В.					96	3
Н. Контрол.		Зайцева Е.В.				Кафедра ШПС		
Утверд.		Вохмин С.А.						

Таблица 8.1 – Локальная смета

№п/п	Обоснование	Наименование работы	единицы измерения	Кол-во	Всего	в том числе				всего	в том числе			
						ОЗП	ЭМ	ЗПМ	материалы		ОЗП	ЭМ	ЗПМ	материалы
1	ФЕР35-01-417-02	Возведение крепи устья ствола, из бетона, при неподвижной деревянной опалубке в породах с коэффициентом крепости 7 - 20, толщина от 300 до 400 мм	100 м³	2,2	379396,7	6487,5	506,8	0	372402,4	6878,72	14272,5	1114,96	0	819285,28
2	ФЕР35-01-417-02	Возведение крепи ствола, из бетона, при неподвижной деревянной опалубке в породах с коэффициентом крепости 7 - 20, толщина от 300 до 400 мм	100 м³	27,8	379396,7	6487,5	506,8	0	372402,4	10547228,3	180352,5	14089,04	0	10352786,7
3	ФЕР35-01-718-01	Навеска вентиляционных прорезиненных труб диаметром 0,8 м, угол наклона выработки: до 13 градусов	100м труб	5,5	1522,97	86,1	0,91	0	1435,96	8376,335	473,55	5,005	0	7897,78
4	ФЕР 35-01-003-09	Прохождение взрывным способом с применением неперехранительных взрывчатых веществ ствола площадью до 30 м2, коэффициент крепости пород: 10-12	100 м³	1060,2	31969,12	2065,6	23484,1	0	6419,47	33893661	2189949,12	24897790	0	6805922,09
Итого прямые затраты в ценах 2001 год										44456144,3	2385047,67			
НДС 18%										8002105,98	429308,581			
Итого с учетом НДС 18%										52458250,3	2814356,25			
Индекс перевода в текущие цены по СМР по Красноярскому краю на 1 кв 2015 г			6,59											
Итого с учетом индекса перевода										345699870	18546607,7			

Таблица 8.2 – Локальная смета при проходке тех. отхода с применением Амонита скального

№ п/п	Обоснование	Наименование работы	единицы измерения	Кол-во	Всего	в том числе				Всего	в том числе			
						ОЗП	ЭМ	ЗПМ	материалы		ОЗП	ЭМ	ЗПМ	материалы
1	ФЕР29-01-002-02	Проходка шахтных стволов диаметром более 6 до 9,5 м обычным способом без временных крепей в грунтах группы: 3	100 м³	5,84	5158,41	2448,2	1107,8	0	1602,45	184434	14297,488	6469,552	0	9358,308
2	ФЕР36-112-0004	Аммонит скальный № 1 в прессованных патронах, диаметр 35-36 мм т	т	0,72					10719,16	7717,79				7717,7952
3	ФЕР36-112-0005	Вентилятор шахтный ВЦП-16	шт	1					18209,4082	18209				18209,4082
Итого прямые затраты в ценах 2001 год										210360,79				
НДС 18%										37864,9422				
Итого с учетом НДС 18%										248225,732				
Индекс перевода в текущие цены по СМР по Красноярскому краю на 1 кв 2015 г			6,59											
Итого с учетом индекса перевода										1635807,58				

Таблица 8.3 - Локальная смета при проходке отхода с применением Украинита-ПМ-1

№ п/п	Обоснование	Наименование работы	единицы измерения	Кол-во	Всего	в том числе				Всего	в том числе			
						ОЗП	ЭМ	ЗПМ	материалы		ОЗП	ЭМ	ЗПМ	материалы
1	ФЕР29-01-002-02	Проходка шахтных стволов диаметром более 6 до 9,5 м обычным способом без временных крепей в грунтах группы: 3	100 м³	5,84	5158,41	2448,2	1108	0	1602,45	184433,791	14297,488	6470,72	0	9358,308
2	ФЕР36-112-0004	Украинит	т	0,66					5280,73	3485,28				3485,2818
3	ФЕР36-112-0005	Вентилятор шахтный ВОКД 3,6	шт.	1					13657,0561	13657,056				13657,0561
Итого прямые затраты в ценах 2001 год										201576,127				
НДС 18%										36283,7029				
Итого с учетом НДС 18%										237859,83				
Индекс перевода в текущие цены по СМР по Красноярскому краю на 1 кв2015 г			6,59											
Итого с учетом индекса перевода										1567496,28				

Заключение

В дипломном проекте рассмотрены вопросы проектирования вертикального ствола в условиях Средне-Тарчинского и Дистлеровского участков Константиновского рудного поля.

В горной части проекта выбрана к рассмотрению технология строительства ствола и подобрано соответствующее данным условиям проходческое оборудование.

Графическая часть проекта выполнена на основании геологических планов и разрезов местности, где расположено данное месторождение, а также по результатам проведенных расчетов.

Для вентиляции ствола в период строительства технологического отхода определен необходимый для проветривания объем воздуха и выбран соответствующий тип вентилятора ВЦП-16. Данный вентилятор предусматривается к использованию на весь период строительства ствола.

В специальной части проведено сравнение вариантов проходки тех. отхода ствола с использованием аммонит скальный и ЭВВ Украинит-ПМ-1. Проведенные расчеты показали высокую экономическую эффективность применения современных ЭВВ, использования которых позволяет не только повысить экологичность процесса отбойки, но и существенно снизить затраты на материалы и проветривание. Так при использовании ЭВВ возможно применение вентилятора ВЛКД-3,6, затраты на который существенно ниже нежели ВЦП-16.

В целях обеспечения безопасности при строительстве ствола произведен анализ опасных производственных факторов, на основании которого разработаны необходимые мероприятия по БЖД.

Расчет экономической эффективности проведен в виде составления локальных смет на строительство тех.отхода ствола в двух вариантах.

						ДП-130400.65.00.05-121018562ПЗ	Лист
Изм.	Кол.уч	Лист	№ док.		Дата		99

Список литературы

1. П.С. Сыркин, И.Л. Мартыненко, А.10. Прокопов ШАХТНОЕ И ПОДЗЕМНОЕ СТРОИТЕЛЬСТВО Часть I Оснащение вертикальных стволов
2. О.С Докунин, Н.С Болотских Строительство стволов шахт и рудников
3. В.К Шехурдин Задачник по горным работам, проведению и креплению горных выработок
4. В.В. Белов Справочник инженера шахтостроителя
5. А. Ю. ЕлроКонов, С. Г. Страданченко, А. А. Шубин Горнотехнические здания и сооружения
- 6.Г.К. Соколов, А.А Гончаров Технология возведения специальных зданий и сооружений.
7. С.А Федоров I Проходка и углубка вертикальных стволов шахт
- 8.Барановский И.В., Першин В.В, Баранов Л.В., Строительство и углубка вертикальных стволов. - М.: Недра, 1995. - 262 с.
9. Больдт Х. Выбор места заложения шахтного ствола "Рейнберг" // Глюкауф- 1989,- № 13/14.- С. 10-13.
10. Волков В.П. Выбор оптимального подъемно-погрузочного комплекса для проходки вертикальных стволов II Шахтное строительство. -1989. -№1 Г- С. 9-12.
11. Гузеев А.Г., Гудзь А.Г., Пономаренко А.К. Технология строительства горных предприятий - Киев; Донецк: Выща шк., 1986. - 392 с.
- 12.Дуглас А.Б., Пфутцентройтер Р.Б. Уровень развития строительства шахтных стволов в ЮАР II Глюкауф - 1990. - №5/6 - С. 34-36.
- 13.Инструкция по приготовлению и применению облегченных видов крепей с анкерами в вертикальных стволах. -
- 14.Камин IT Восходящее бурение скважины большого диаметра
- 15.Кляйн Й., Рисе Х.-Г., Риттер Х. Строительство ствола №8 шахты "София-Якоба" с использованием замораживания пород //Глюкауф.-1987

											Лист
											100
Изм.	Кол.уч	Лист	Недок.								

ДП-130400.65.00.05-121018562ПЗ

16. Корецкий Б.А, Корецкая З.Г., Шешип В.А. Резервы и пути повышения темпов проходки стволов в Кузбассе
17. П.Люккер А. Особенности углубки и реконструкции шахтных стволов //Глюкауф.-1989.-№13/14. - С. 40.
18. Кафорин Л.А., Куыкель А.А., Харченко В.А. Новые технологические схемы поверхности шахт. - М: Недра, 1978.
19. Матвеев С.Г. Рудничные сооружения. - М.: Госгортехиздат, 1962.
20. Максимов Л.П. Горнотехнические здания и сооружения. -М:Недра, 1984.
21. Павленко В.И., Страданченко С.Г., Шубин Л.Л. Технология строительства горнотехнических зданий и сооружений: Учеб. пособие. /Юж.-Рос. гос. техн. ун-т. - Новочеркасск: ЮРГТУ, 2005.
22. Данилкин М.С., Шубин А.Л. Технология строительного производства: Учеб. пособие / Юж.-Рос. гос. техн. ун-т. - Новочеркасск: ЮРГТУ, 2000.
23. Баклашов И.В., Борисов В.И. Проектирование и строительство горнотехнических зданий и сооружений. Строительные конструкции. -М: Недра, 1990.
24. Куликов Ю.Н., Максимов А.П. Проектирование и строительство горнотехнических зданий и сооружений. Технология строительства зданий и сооружений. - М.: Недра, 1991.
25. Баклашов И.В., Борисов В.П., Максимов А.П. Проектирование и строительство горнотехнических зданий и сооружений. Горнотехнические здания и сооружения. - М.: Недра, 1991.
26. ГОСТ 16828 -81 Каната двойной свивки
27. ГОСТ 52217 -2004 Устройство прицепные проходческие
28. ГОСТ 5221 8 - 2004 Лебедки проходческие
29. ГОСТ Р 52018-2003 Бадьи проходческие

Изм.	Кол.уч	Лист	№доку.		Дата

- 30. ГОСТ 10506076 - Канаты стальные
- 31. ГОСТ 16827 - 81 - Канаты двойной свивки
- 32. РД - 03-439-02 Инструкция о эксплуатации стальных канатов в шахтных стволах
- 33. СНиП Н-89-80 Генеральные планы промышленных предприятий
- 34. СНиП 23-05-95 Естественное и искусственное освещение
- 35. СНиП И-94-80 ПОДЗЕМНЫЕ ГОРНЫЕ ВЫРАБОТКИ
- 36. ПБ 03-553-03 Единые правила безопасности при разработке рудных, нерудных и россыпных месторождений полезных ископаемых подземным способом
- 37. ВНТП 5-86 - Технологического проектирования шахтных подъемных установок
- 38. Ю.В. Манжос, 10.В. Подоваленко Перспективы развития экологически чистых взрывчатых веществ угольных шахт Украины.

										Лист
										102
Изм.	Кол.уч	Лист	№ док.							

ДП-130400.65.00.05-121018562ПЗ