

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

« ____ » _____ 2017 г.

ЗАДАНИЕ
НА ВЫПУСКНУЮ КВАЛИФИКАЦИОННУЮ РАБОТУ
в форме дипломной работы

Студенту Грибановой Дарье Алексеевне
фамилия, имя, отчество

Группа ГГ11-12

Направление (специальность) 130406.65 "Шахтное и подземное строительство"

Тема выпускной квалификационной работы «Оптимизация параметров буровзрывных работ при строительстве вертикальных горных выработок в условиях месторождения «Средняя Тарча» Константиновского рудного поля»

Утверждена приказом по университету № от «___» _____ 2017 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;
- Вентиляция;
- Безопасность жизнедеятельности;
- Экономическая часть.

Перечень графического материала:

- Геологическая карта месторождения;
- План поверхности;
- Методика расчета параметров БВР;
- Построение паспорта БВР по предлагаемой методике;
- Параметры БВР по 1 варианту;
- Параметры БВР по 2 варианту;
- Схема строительства основной части ствола
- Сметная стоимость строительства

Руководитель ВКР

подпись

Г.С Курчин

инициалы и фамилия

Задание принял к исполнению

подпись

Д.А.Грибанова

инициалы и фамилия

«___» _____ 2017 г.

СОДЕРЖАНИЕ

Реферат	5
Введение.....	6
1 ГЕОЛОГИЧЕСКОЕ СТРОЕНИЕ КОНСТАНТИНОВСКОГО РУДНОГО ПОЛЯ И ГОРНОГЕОЛОГИЧЕСКИЕ УСЛОВИЯ ЭКСПЛУАТАЦИИ	8
1.1 Краткий физико-географический очерк	8
1.2 Геологическое строение Константиновского рудного поля.....	10
1.2.1 Стратиграфия.....	11
1.2.2 Магматизм.....	12
1.2.3 Тектоника	13
1.2.4 Метаморфизм и гидротермальные процессы.....	14
1.2.5 Полезные ископаемые района.....	15
1.2.6 Морфология и состав рудных тел	17
1.3 Горно-геологические условия эксплуатации района	19
1.3.1 Гидрогеология района	19
1.3.2 Физико-механические свойства руд и вмещающих пород.....	21
2 ГОРНАЯ ЧАСТЬ	22
2.1 Расчет удельного расхода по разным методикам	23
2.2 Определение параметров БВР, методами, расчеты которых основываются на определении параметров зон разрушения породного массива	30
2.3 Анализ влияния различных факторов на эффективность взрывных работ при строительстве стволов	38
2.3.1 Влияние типа ВВ и скорости детонации	40
2.3.2 Влияние забойки на эффективность взрывания	42
2.3.3 Взрывной вруб.....	51
2.3.4 Вязкость горных пород.....	53
2.4 Предлагаемая методика определения параметров БВР	56
2.5 Технологическая схема строительства ствола	63
2.5.1 Оборудование для бурения шпуров	65
2.5.2 Оборудование для заряжания шпуров	67
2.5.3 Взрывание	68
2.6 Крепление ствола	68
2.6.1 Расчет сопротивления пород.....	68
2.6.2 Расчет крепи.....	70
2.7 Расчет паспорта буровзрывных работ по традиционной методике (вариант 1).....	75
2.7.1 Выбор взрывчатых веществ	75
2.7.2 Расчет числа шпуров в забое.....	75
2.7.3 Расположение шпуров в забое	77
2.7.4 Определение расстояния между шпурами	77
2.7.5 Расчет массы зарядов и числа патронов по видам шпуров	79
2.8 Расчет паспорта БВР по предлагаемой методике (вариант 2).....	85
2.8.1 Расчет количества окружностей и их радиусов	87

2.8.2 Расчет количества шпуров в забое	88
2.8.3 Определение расстояния между шпурами	89
2.9 Погрузка породы	94
2.9.1 Расчет погрузки породы	94
2.9.2 Расчет проходческого подъема.....	99
2.10 Организация работ при проходке ствола.....	102
3 ВЕНТИЛЯЦИЯ.....	107
3.1 Расчет параметров вентиляции.....	107
3.2 Выбор вентилятора	111
4 БЕЗОПАСНОСТЬ ЖИЗНЕДЕЯТЕЛЬНОСТИ	112
4.1 Основные опасности при работе подземного транспорта	113
4.2 Меры безопасности в эксплуатации подъемных машин, лебедок, канатов и прицепных устройств.....	114
4.3 Принципиальные решения по организации труда.....	118
4.4 Организация и оснащение рабочих мест	119
4.5 Борьба с пылью как профессиональной вредностью	120
4.6 Предупреждение взрыва газов и пыли.....	123
4.7 Противопожарные мероприятия.....	123
4.8 Мероприятия по безопасному ведению буровзрывных работ	124
4.9 Охрана недр	124
4.9.1 Мероприятия по предотвращению загрязнения атмосферы	125
4.9.2 Мероприятия по предотвращению загрязнения водоемов	125
4.9.3 Мероприятия по предотвращению загрязнения земной поверхности	126
4.10 План мероприятий по локализации и ликвидации последствий аварий... ..	126
5 ЭКОНОМИКА	130
5.1 Расчет локальных смет	130
ЗАКЛЮЧЕНИЕ	133
Список литературы	134

РЕФЕРАТ

Дипломная работа по теме «Оптимизация параметров буровзрывных работ при строительстве вертикальных горных выработок в условиях месторождения Средняя Тарча Константиновского рудного поля» содержит 139 страницы текстового документа, 14 рисунков, 24 таблицы, 131 формулу, 48 литературных источников, 8 графических приложений.

Ключевые слова: ВЕРТИКАЛЬНЫЙ СТВОЛ, БУРОВЗРЫВНЫЕ РАБОТЫ, ШПУР, ЗАРЯД, ВЗРЫВ, ВЫРАБОТКА, КРЕПЬ.

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

Цель работы: повышение эффективности и безопасность производства БВР при проходке горных выработок, за счет разработки и внедрения новой методики определения параметров БВР.

В работе проведен анализ сравнения паспортов, рассчитанных по методике, главной задачей которой является определение удельного расхода ВВ и по предлагаемой методике, в основе которой определение основных зон разрушения породного массива. Выявлены различные параметры, которые оказывают существенное влияние на эффективность БВР, такие как величина забойки, коэффициенты крепости и вязкости пород, тип применяемого ВВ и скорость детонации ВВ, диаметр и конструкция заряда.

Разработана новая методика расчета параметров БВР при проведении вертикальных стволов.

Дан пример расчета и построения паспортов БВР при проходке вертикального ствола.

ВВЕДЕНИЕ

На сегодняшний день одной из основополагающих проблем горного производства является повышение эффективности разрушения массива взрывом. В технологическом процессе строительства горных выработок вопросы качества буровзрывных работ (БВР) занимают особое место, поскольку от того насколько корректно определены параметры БВР могут существенно изменяться технико-экономические показатели всего процесса проходки горной выработки. Несмотря на большое внимание, уделяемое исследованиям в области БВР, в настоящее время отсутствует универсальный алгоритм расчета параметров БВР при проходке вертикальных горных выработок. По большей части это связано с тем, что на сегодняшний день отсутствует единая научно-обоснованная методика по определению параметров БВР, учитывающая в совокупности все факторы, влияющие на результаты взрывной отбойки.

Наибольшее распространение получил метод Н.М. Покровского и ряд методик, базирующихся на его формулах, частично их дополняя. Большинство же существующих методик представляют собой сложные эмпирические формулы, расчет по которым основан на определении удельного расхода взрывчатого вещества (ВВ). Главным недостатком данного подхода является тот факт, что используемые коэффициенты имеют весьма широкий диапазон изменения и принимаемые значения, зависят чаще от уровня подготовки и интуиции специалиста выполняющего расчеты, нежели от реальных факторов.

При этом в своей работе [13] Б.Н.Кутузов отмечает, что при взрыве в массиве заряда ВВ вокруг места его расположения образуются две активные зоны, размеры которых влияют на эффективность БВР. Размеры этих зон определяются с учетом влияния горногеологических и горнотехнических факторов.

Предлагаемый методический подход для определения параметров БВР при проходке вертикальных стволов, основан на положениях, приведенных в

широко известных действующих методиках и современных достижений науки и техники.

В настоящей дипломной работе проведен широкий анализ действующих методик расчета параметров БВР при строительстве подземных горных выработок. По результатам анализа, предложена уточненная методика расчета параметров БВР, позволяющая однозначно определить эффективные параметры БВР при строительстве стволов.

Результаты исследований неоднократно докладывались на конференциях различного уровня, в том числе на «Международном Конгрессе цветных металлов и минералов 2015» в г. Красноярске; на Всероссийской конференции –конкурсе студентов выпускного курса 2016г. В г. Санкт-Петербурге; на национальной лидерской конференции «INRU. Индустрия 4.0: результаты партнерских программ». По данной тематике с участием автора опубликовано 5 статей.

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).

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°С 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.

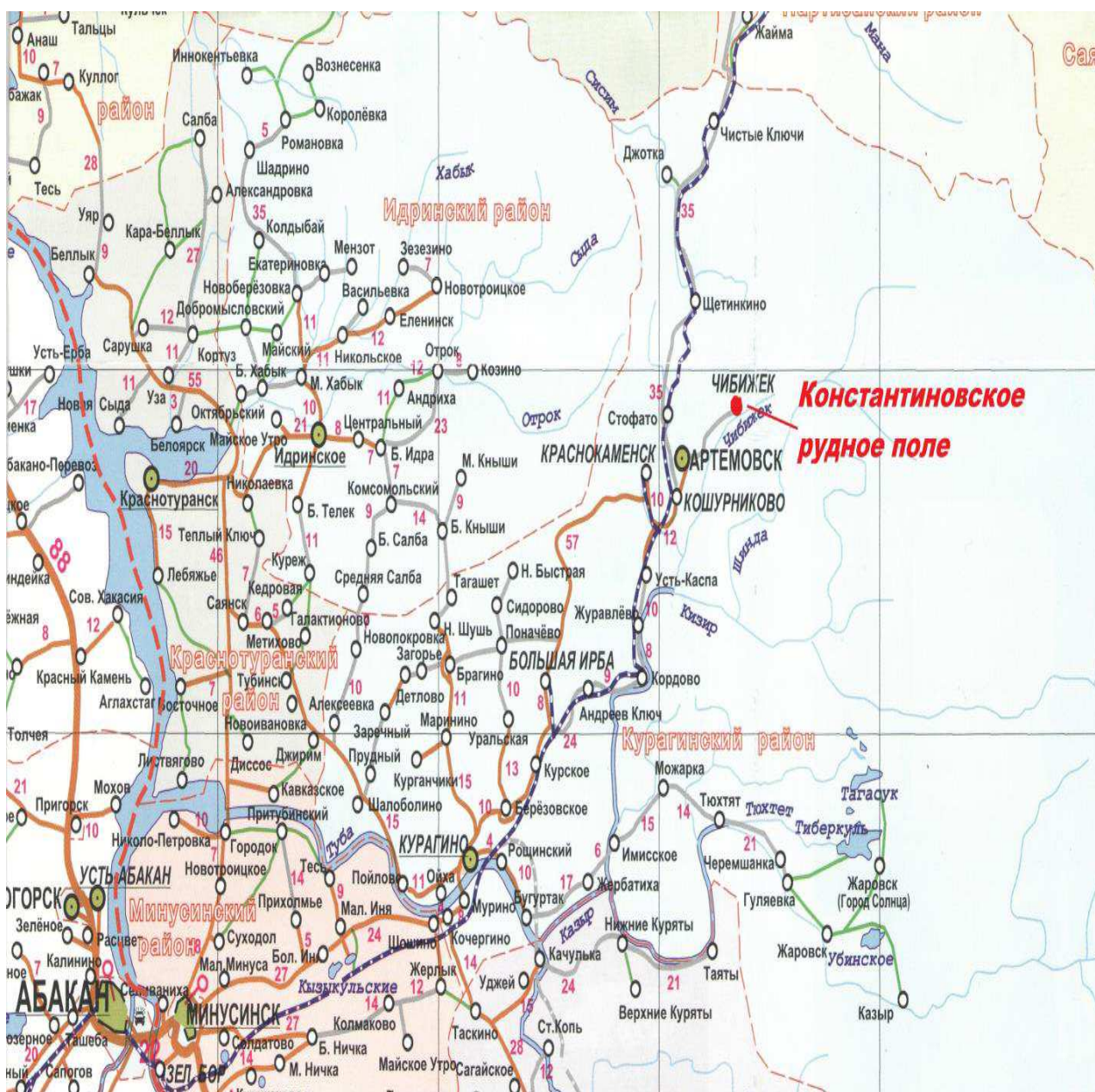


Рисунок 1.1 - Обзорная карта района месторождения

Наиболее крупные притоки реки Чибижек в пределах описываемой территории: ключи Фабричный и Алексеевский. Долины реки Чибижек и её притоков, как правило, заболочены.

Растительный мир района – густая таежная растительность, где преобладают хвойные породы деревьев – пихта, ель, кедр. По долинам рек 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.

Связь района –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 Константиновского рудного поля

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 НИГРИЗолото под руководством А.П. Вожинского.

Ольховско-Чибижекский золотоносный район располагается в области

сопряжения структур Восточного Саяна и Минусинской впадины. На площади района развиты осадочно-вулканогенные породы кембрия, девона и ряда интрузивных образований. (Приложение А).

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 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 золотоносными, 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 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 ($\gamma \in_3 - 0$). 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, трондjemиты, 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.

Простираение 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 золотоносный 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 опрежающими 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 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 района

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 – делювиальные россыпи. В настоящее время эксплуатируются три коренных месторождения: Константиновское, Средняя Тарча и Дистлеровское.

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 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.

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

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.

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

простирацию 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 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 роговика в 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 – кварцевым типом руд.

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

1.3 Горно-геологические условия эксплуатации района

Наиболее детальные гидрогеологические исследования в районе проводились при разведке Константиновского месторождения в 1968-1972 г.г. Чибихевской 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.

1.3.1 Гидрогеология района

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 разнозернистые 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.

1.3.2 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

При проходке вертикальных стволов по породам крепким и средней крепости выемку породы в подавляющем числе случаев осуществляют с помощью буровзрывных работ (БВР), продолжительность которых составляет 20-25% времени проходческого цикла.

Комплекс буровзрывных работ включает в себя бурение, зарядание и взрывание зарядов в шпурах.

Буровзрывные работы должны обеспечивать точно соответствующие проекту форму и размеры поперечного сечения ствола, равномерное достаточно мелкое дробление породы, что обуславливает максимальную производительность ее погрузки машиной, высокий коэффициент использования шпуров (КИШ), вследствие чего снижаются затраты на бурение и уменьшается расход взрывчатого вещества (ВВ) на отбойку и дробление породы.

Точность оконтуривания забоя с минимальными переборами характеризуется коэффициентом излишка сечения (КИС), представляющим собой отношение площади поперечного сечения ствола в проходке к площади сечения вчерне. При правильном определении параметров БВР КИС не превышает $1,03 \div 1,05$.

При производстве буровзрывных работ не следует допускать разбрасывания породы на значительные расстояния, тем самым исключается повреждение подвешного оборудования и крепи ствола.

Эффективность БВР зависит от физико-механических свойств пород (крепость, вязкость, трещиноватость, напластование, абразивность), качества ВВ, его работоспособности, удельного расхода ВВ, конструкции заряда в шпурах, числа и глубины шпуров, расположения шпуров в забое, типа и количества бурового оборудования. Учесть все эти факторы при определении параметров БВР с требуемой точностью чрезвычайно сложно, поэтому в практике параметры БВР в большинстве случаев рассчитывают по

эмпирическим формулам и уточняют затем при производстве опытных взрывов.

В настоящее время в мире расчет параметров БВР производится двумя возможными методами:

1. На основании расчета удельного расхода ВВ;
2. На основании расчета радиусов зон смятия и трещинообразования.

Ниже представлен обзор и анализ данных методик, выполненный по отечественным и зарубежным литературным источникам, а также на основании опыта некоторых предприятий.

2.1 Расчет удельного расхода по разным методикам

На сегодняшний день одним из основных показателей, на которых базируется расчет параметров БВР является удельный расход ВВ. Удельный расход ВВ определяют по данным практики, рассчитывают по эмпирическим формулам или принимают по табличным данным, приведенным в справочниках.

Наибольшее распространение для расчета параметров БВР при проходке выработок получила методика, предложенная проф. Н.М. Покровским [1]. Она базируется на определении удельного расхода ВВ ($q_{вв}$) по формуле:

$$q_{вв} = 0,1 \cdot f \cdot f_0 \cdot u \cdot m \cdot e, \text{ кг/м}^3, \quad (2.1)$$

где f – коэффициент крепости породы по шкале проф. М.М. Протодяконова;

f_0 – коэффициент структуры породы;

u – коэффициент зажима, учитывающий величину площади забоя выработки и число обнаженных плоскостей;

m – коэффициент, учитывающий применяемый диаметр коронки;

e – коэффициент, учитывающий работоспособность ВВ.

При проходке горных выработок взрывные работы обычно ведут при

одной обнаженной поверхности. В этом случае коэффициент зажима определяют по формуле:

$$u = \frac{6,5}{\sqrt{S_{\text{ч}}}}, \text{ кг/м}^3, \quad (2.2)$$

где $S_{\text{ч}}$ – площадь поперечного сечения выработки вчерне, м².

$$e = \frac{P_{\text{д}}}{P_{\text{вв}}}, \quad (2.3)$$

где $P_{\text{д}}$ – работоспособность 62 %-го динамита, см³;

$P_{\text{вв}}$ – работоспособность применяемого ВВ, см³.

$$m = \frac{32}{d_{\text{к}}}, \quad (2.4)$$

где $d_{\text{к}}$ – диаметр применяемой коронки, мм.

Для ориентировочных расчетов удельного расхода ВВ проф. Н.М. Покровский так же предложил упрощённую формулу:

$$q_{\text{вв}} = q_{\text{эт}} \cdot S_1 \cdot v_{\text{зж}} \cdot e^{-1} \text{ кг/м}^3, \quad (2.5)$$

где $q_{\text{эт}}$ – нормальный удельный расход эталонного ВВ, кг/м³;

S_1 – коэффициент, учитывающий структурные особенности пород;

$v_{\text{зж}}$ – коэффициент зажима взрываеваемой породы.

Методики расчета параметров буровзрывных работ, предложенные М.М. Протодяконовым, О.Э. Миндели, А.Ф. Сухановым, Ш.И. Ибраевым, также базируются на определении удельного расхода ВВ с учётом структурных особенностей пород, коэффициента зажима взрываеваемой породы, поперечного сечения горных выработок, коэффициента использования шпура и т.д.

М.М. Протодяконов [2] предложил расчёт удельного расхода ВВ при проведении горизонтальных и наклонных горных выработок в монолитных или со слабо развитой трещиноватостью породах крепостью $f \geq 3$ производить по формуле:

$$q = 1,1 \cdot e \cdot \sqrt{\frac{f}{S}}, \text{ кг/м}^3, \quad (2.6)$$

где S – площадь поперечного сечения выработки, м²;

e – коэффициент работоспособности ВВ.

О.Э. Миндели в расчётах удельного расхода ВВ при проходке рекомендует учитывать также глубину заложения горной выработки [3].

$$q_1 = e \cdot (2,92 + 0,135 \cdot f + \frac{5,4}{S} - 0,004 \cdot d_n - 2,22 \cdot \eta - 0,48 \cdot l_u + 0,096 \cdot l_u^2 + 8 \cdot 10^{-5} \cdot H + 3 \cdot 10^{-7} \cdot H^2), \quad (2.7)$$

где f – коэффициент крепости по шкале М.М. Протодяконова;

d_n – диаметр патрона ВВ, мм;

η – коэффициент использования шпура (КИШ);

l_u – глубина шпуров, м;

H – глубина заложения горной выработки, м.

По мнению А.Ф. Суханова расчёт удельного расхода ВВ необходимо проводить по эталонному расходу ВВ с учётом числа открытых плоскостей [3].

$$q_{\text{вв}} = q_1 \cdot e \cdot b \cdot K_{\text{ГЛ}} \cdot m \cdot \chi, \text{ кг/м}^3, \quad (2.8)$$

где b – коэффициент влияния площади поперечного сечения выработки;

$K_{\text{ГЛ}}$ – коэффициент, учитывающий глубину шпура;

m – коэффициент, учитывающий форму заряда;

χ – коэффициент, учитывающий число открытых плоскостей.

Расчёт удельного расхода ВВ по методике Ш.И. Ибраева необходимо

вести по формуле [3]:

$$q_{\text{вв}} = \frac{\sqrt{f} - a \cdot \sqrt{S}}{b}, \text{ кг/м}^3, \quad (2.9)$$

где a – коэффициент, равный 0,25-0,3;

b – коэффициент, учитывающий тип ВВ (для аммонита скального №1 - 1,1-1,2).

С.С. Борисов предлагает метод расчета [4], при котором удельный расход ВВ принимается по практическим данным, исходя из площади поперечного сечения выработки, крепости породы и мощности ВВ (обычно составляет от 1,0 до 3,0 кг/м³).

Удельный расход ВВ на отбойку шпуровыми зарядами ВВ можно определить по формуле проф. М.М. Протодияконова, уточненной П.Я. Тарановым [5] которая в пересчете на аммонит №6 ЖВ имеет вид:

$$q = 0,213 \cdot \sqrt{f} \cdot \left(\sqrt{0,2 \cdot f} + \frac{1}{B} \right) \cdot k_k \cdot e, \text{ кг/м}^3, \quad (2.10)$$

где B – ширина забоя, м;

k_k – коэффициент, учитывающий требуемую степень дробления руды и применяемые средства погрузки ($k_k=1,1 \div 1,3$);

e – поправочный коэффициент, учитывающий работоспособность ВВ (табл. 2.1).

Таблица 2.1 – Выбор поправочного коэффициента, учитывающего работоспособность ВВ, применяемых в подземных условиях

Тип ВВ	Плотность заряжения, кг/м ³	Коэффициент e
Детонит М	1000 – 1300	0,82
Граммонал А-8	850 – 1000	0,83
Гранулит АС-8	800 – 1200	0,89
Аммонал патронированный	950 – 1100	0,91
Гранулит АС-4	850 – 1200	0,98
Аммонит №6 ЖВ	1000 – 1200	1,0
Гранулит 79/21	900 – 1100	1,0
Динафталин	1000 – 1150	1,08
Гранулит М	900 – 1200	1,13
Игданит	100-1200	1,13
Аммонал скальный №1	1000-1100	1,26
Аммонал М-10	950-1100	1,13

Рогинским В.М. [6] предложено определять удельных расход согласно эмпирической зависимости, полученной путем математической обработки данных производственной статистики.

Удельный расход принято считать по формуле:

$$q = (0,501 + 0,178 \cdot f) \cdot k_s, \text{ кг/м}^3, \quad (2.11)$$

где k_s – коэффициент, учитывающий площадь поперечного сечения выработок, принимаемый по табл.2.2.

Таблица 2.2 – Значения коэффициента k_s

Площадь поперечного сечения выработки	S, м	До 5	5,1-7	7,1-10	10,1-15	Свыше 15
Коэффициент	k_s	1,3	1,0	0,86	0,8	0,75

А.И. Арыков [7] рекомендует формулу :

$$q_0 = q_{01} \cdot (f / f_1)^{0,75}, \text{ кг/т}, \quad (2.12)$$

где q_0 и q_{01} – расход ВВ, соответствующий коэффициентам крепости пород f и f_1 соответственно, кг/т.

П.Я. Таранов в своей работе предложил усовершенствовать формулу проф. М.М. Протодяконова по определению удельного расхода ВВ в связи с тем, что формула М.М. Протодяконова не учитывает тип применяемого ВВ и требуемую степень дробления [8]:

$$q = 0,4 \cdot \left(\sqrt{0,2 \cdot f} + \frac{l}{\sqrt{S}} \right)^2 \cdot e^{-1} \cdot k, \text{ кг/м}^3, \quad (2.13)$$

где f – коэффициент крепости пород по М.М. Протодяконову;

S – поперечное сечение выработки, м²;

e^{-l} – коэффициент обратный коэффициенту работоспособности;

k – коэффициент усиления заряда.

А.И. Стешенко [9] предлагает определять удельный расход ВВ по следующей формуле:

$$q = \frac{0,2}{S_1} = \sqrt{f}, \text{ кг/м}^3. \quad (2.14)$$

Формула А.Г. Михайлова [9] имеет следующий вид:

$$q = \beta \cdot \sqrt{\frac{f}{S} \cdot S_1 \cdot \frac{4}{\sqrt{S}} \cdot \frac{e}{p} \cdot d}, \text{ кг/м}^3, \quad (2.15)$$

где β – коэффициент пропорциональности;

S_1 – коэффициент структуры пород;

$\frac{4}{\sqrt{S}}$ – коэффициент, учитывающий расположение выработки

(горизонтальное);

p – плотность заряжания;

d – плотность забойки.

А.Н. Скуратов [9] приводит для расчета удельного расхода ВВ формулу:

$$q = 0,225 fl \cdot \sqrt{\frac{6,5}{S}} \cdot d \cdot \theta, \text{ кг/м}^3, \quad (2.16)$$

где θ – коэффициент структуры горных пород.

Для выработок большого сечения (более 20 м²) Н.И. Рыбин [10] предлагает использовать следующую формулу:

$$q = \left(0,3 \cdot \sqrt{f} + \frac{2}{\sqrt{S_{np}}} \right)^2 d \cdot l \cdot e \cdot \rho \cdot \psi, \text{ кг/м}^3, \quad (2.17)$$

где S – площадь сечения выработки в проходке;

d, l, e, ρ, ψ – коэффициенты, учитывающие соответственно диаметр заряда, глубину шпура, относительную работоспособность ВВ, плотности заряжения и структуру породы.

Согласно исследованиям Г. Лареса [9], для определения удельного расхода ВВ следует применять следующую формулу:

$$q = q_1 \cdot s_1 \cdot v \cdot \frac{e}{\theta} \cdot d, \text{ кг/м}^3, \quad (2.18)$$

где q_1 – нормальный (табличный) удельный расход, кг/м³;

s_1 – коэффициент структуры породы;

v – коэффициент зажима;

e – коэффициент относительной работоспособности;

θ – коэффициент учета плотности заряжения;

d – коэффициент учета плотности забойки.

У. Лангефорс, [11] для расчета удельного расхода ВВ предлагает пользоваться формулой:

$$q = \frac{14}{\sqrt{S_{np}}} + 0,8, \quad (2.19)$$

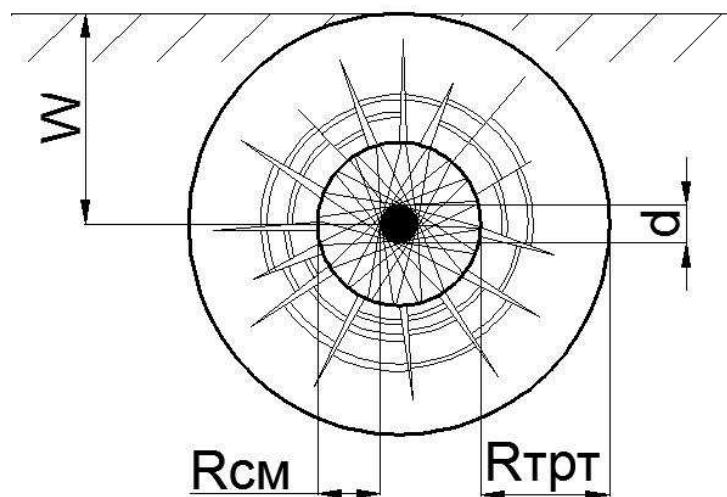
где S_{np} – площадь поперечного сечения выработки, м².

2.2 Определение параметров БВР, методами, расчеты которых основываются на определении параметров зон разрушения породного массива

Традиционные методы расчёта основных параметров БВР при проходке подземных горных выработок шпуровыми зарядами, в большинстве случаев представляют собой зависимости от удельного расхода взрывчатого вещества (ВВ). Недостатком этого подхода является использование в формулах расчета удельного расхода ВВ коэффициентов, имеющих весьма широкий диапазон изменения и принимаемые их значения чаще зависят от уровня подготовки специалиста выполняющего расчеты. В результате параметры БВР устанавливаются по усредненным значениям, что отрицательно сказывается на эффективности взрывных работ [12;13].

В соответствии с вышеизложенным, возникает необходимость иного подхода к расчету параметров БВР и разработки соответствующей методики. Принципиально отличаются методики, расчет которых основывается на определении параметров зон разрушения породного массива. Согласно данным методикам, при взрыве удлиненного цилиндрического заряда ВВ в массиве образуется две основные зоны разрушения: зона смятия и зона трещинообразования в виде цилиндра вдоль заряда, они представлены на рисунке 2.1. Эти зоны различаются по своим размерам и обозначают характерные этапы разрушения породы вокруг взрываемого шпура. По мнению ряда отечественных и зарубежных учёных, размеры зоны смятия не превышают 2–15 радиусов заряда. По некоторым опытным данным, радиус зоны трещинообразования находится в пределах 20–30 радиусов заряда. Проведенный анализ современного состояния изученности этих вопросов показывает, что за последние десятилетия проделан значительный объём исследований по совершенствованию и разработке новых методик расчёта параметров БВР. Однако до настоящего момента не разработано единой методики расчёта, которая охватывала бы все факторы и объясняла механизм

образования трещин вокруг взрываемого заряда и сам процесс разрушения горной породы.



d – диаметр заряжаемого шпура (скважины); $R_{см}$ – радиус зоны смятия; $R_{трт}$ – радиус зоны трещинообразования; W – линия наименьшего сопротивления

Рисунок 2.1 – Схема формирования радиуса зоны смятия и радиуса зоны трещинообразования

Существуют различные модели для оценки степени измельчения породного массива вокруг удлинённого цилиндрического заряда. Эти подходы зачастую демонстрируют взрывное воздействие в идеальной детонационной среде, и оценка достоверности воздействия, рассчитанных по предлагаемым методикам зон разрушения на породный массив, представляется довольно сложной задачей. Краткое описание некоторых из существующих методик определения параметров буровзрывных работ на основании расчётных зон разрушения представлено ниже.

В методике Б.Н. Кутузова-А.П. Андриевского [13] ученые отмечают, что при взрыве в массиве заряда ВВ вокруг места его расположения образуются две активные зоны, размеры которых влияют на эффективность БВР. Размеры этих зон определяют с учетом таких факторов как физико-механические свойства массива (типы и крепость руд; наличие и крепость закладочного массива, при

вскрытии его части в кровли или боках выработки), тип применяемого ВВ, диаметр заряда, конструкция заряда, длина заряда и величина недозаряда, длина и качество забойки, взаимодействие одновременно взрывааемых зарядов.

Радиус зоны смятия определяется по формуле:

$$R_{см} = d \sqrt{\frac{\rho \cdot D^2}{8 \cdot \sigma_{сж}}} = d \sqrt{\frac{\rho \cdot D^2}{8 \cdot f \cdot 10^7}}, \text{ м}, \quad (2.20)$$

где d – диаметр шпура, м;

ρ – плотность ВВ, кг/м³;

D – скорость детонации, м/с;

$\sigma_{сж}$ – предел прочности пород на сжатие, Па.

Радиус зоны трещинообразования, формирующейся вокруг шпура в монолитном скальном массиве при его взрывном нагружении удлиненными зарядами, определяется по формуле [13]:

$$R_{тр} = 0,2102 \cdot d \cdot \rho^{0,75} \cdot D^{1,5} \cdot \sigma_{сж}^{-0,25} \cdot \tau_{ср}^{-0,5} = 0,7 \cdot R_{см} \cdot \sqrt{\frac{\rho \cdot D^2 \cdot d}{8 \cdot \tau_{ср} \cdot R_{см}}}, \text{ м}, \quad (2.21)$$

где $\tau_{ср}$ – предел прочности разрушаемого массива на срез (для большинства пород $\tau_{ср}$ не превышает 20 МПа. Для упрощенных расчетов $\tau_{ср}$ можно принимать как $(0,1-0,02) \cdot \sigma_{сж}$ [14]), Па;

d – диаметр шпура, м;

D – скорость детонации, м/с;

ρ – плотность ВВ, кг/м³;

$\sigma_{сж}$ – предел прочности пород на сжатие, Па.

Радиус зоны трещинообразования, формирующейся вокруг шпура в трещиноватом массиве при его взрывном нагружении удлиненными зарядами рассчитывается:

$$R_{mpm} = 0,2102 \cdot d \cdot \rho^{0.75} \cdot D^{1.5} \cdot \sigma_{сж}^{-0.25} \cdot \tau_{ср}^{-0.5} \cdot K_c^{-0.5} = 0,7 \cdot R_{см} \cdot \sqrt{\frac{\rho \cdot D^2 \cdot d}{8 \cdot \tau_{ср} \cdot R_{см} \cdot K_c}}, \quad (2.22)$$

где K_c – коэффициент структурного ослабления породы взрываеваемого трещиноватого массива, рассчитываемый по формуле [13]:

$$K_c = \frac{1}{0,97 + 0,13 \frac{R_{mp}}{l_m}}, \quad (2.23)$$

где l_m – среднее расстояние между трещинами, м.

Максимальное значение линии наименьшего сопротивления шпурового заряда определяется по формулам:

для монолитного массива

$$W = \cos \alpha \cdot R_{mp}, \text{ м}; \quad (2.24)$$

- для трещиноватого массива

$$W = \cos \alpha \cdot R_{mpm}, \text{ м}. \quad (2.25)$$

В своей работе [49] Мосинец В.Н. и Горбачева Н.П. предложили формулы для определения трех зон разрушения. Радиус зоны смятия они предложили определять по следующей зависимости:

$$R_{см} = \sqrt{\frac{C_s}{C_p}} \cdot \sqrt[3]{q}, \text{ м}. \quad (2.26)$$

Радиус зоны трещинообразования:

$$R_{mp} = \sqrt{\frac{C_p}{C_s}} \cdot \sqrt[3]{q}, \text{ м}. \quad (2.27)$$

Радиус зоны упругих деформаций:

$$R_{y0} = \frac{\sqrt{C_p}}{10} \cdot \sqrt[3]{q}, \text{ м.} \quad (2.28)$$

где C_p – скорость распространения продольных волн в массиве, м/с;

C_s – скорость распространения поперечных волн в массиве, м/с;

q – вес заряда в тротиловом эквиваленте, кг.

Другие отечественные учёные под руководством М.Ф. Друкованного вывели свои зависимости для определения размеров зон смятия и трещинообразования.

Радиус зоны смятия определяется по формуле:

$$R_{cm} = r_0 \cdot \left(\frac{P_b}{-\left(\frac{k}{f}\right) + \left[\left(\sigma_c + \frac{k}{f}\right)\right] \cdot L^{\frac{2f}{1+f}}} \right)^{\frac{1}{2\gamma}} \cdot \sqrt{L}, \text{ мм.} \quad (2.29)$$

$$L = \frac{E}{\sigma_c \cdot \left[1 + \frac{\ln \sigma_c}{T}\right]} \text{ мм.} \quad (2.30)$$

где r_0 – радиус шпура, мм;

P_b – давление в шпуре, Па;

γ – адиабатическое расширение взрывчатого вещества;

k – сцепление, Па;

f – коэффициент внутреннего трения;

σ_c – предел прочности пород на сжатие, Па;

T – предел прочности пород на растяжение, Па;

E – модуль Юнга, Па;

ν – коэффициент Пуассона, Па.

Радиус зоны трещинообразования:

$$R_{mp} = \left(\frac{\sigma_c}{\sigma_T} \right) \cdot \sigma_c, \quad \text{мм} \quad (2.31)$$

В своих работах Б.Р. Ракишев предлагает следующий расчёт параметров зон разрушения:

Радиус зоны смятия в монолитных породах в камуфлетной стадии вычисляется из уравнения:

$$R_{см} = r_{np} \cdot \left(\frac{p_0 \cdot c^2}{5 \cdot \sigma_{сж}} \right)^{\frac{1}{2}}, \quad \text{м} \quad (2.32)$$

где r_{np} – предельный радиус взрывной полости, определяемый из выражения:

$$r_{np} = \left(\frac{P_H}{P_C} \right)^{\frac{1}{4}} \quad (2.33)$$

где P_H и P_C – начальное давление продуктов детонации и прочностная характеристика среды в условия взрывного разрушения соответственно.

$$P_H = \frac{1}{8} \cdot \rho_{вв} \cdot D^2 \quad (2.34)$$

$$P_C = \sigma_{сж} \cdot \left(\frac{p_0 \cdot c^2}{\sigma_{сж}} \right)^{\frac{1}{4}} \quad (2.35)$$

где ρ_0 – плотность породы;

c – скорость звука в породе;

ν – коэффициент Пуассона;

$\sigma_{сж}$ – предел прочности пород на сжатие;

σ_p – предел прочности пород на растяжение;

$\rho_{вв}$ – плотность заряда ВВ;

D – скорость детонации ВВ.

Радиус зоны трещинообразования определяется по зависимости:

$$R_{mp} = R_{см} \cdot \frac{\nu}{1 + \nu} \cdot \frac{\sigma_{сж}}{\sigma_p}, \quad (2.36)$$

М.

И.Е. Ерофеев предложил зону трещинообразования определять по формуле:

$$R_{mp} = 55 \cdot d_b \cdot \sqrt{\frac{p \cdot e}{\sqrt{f}}}, \quad (2.37)$$

М.

где d_b – диаметр шпура, м;

p – относительная плотность заряда ВВ;

e – коэффициент относительной работоспособности ВВ.

Д. Кексин предлагает рассчитывать радиус трещинообразование по следующему выражению:

$$R_{mp} = 96 \cdot \left(\frac{G}{10 \cdot \sigma_{сж}} \right)^{\frac{1}{8}} \cdot (10 \cdot E)^{\frac{1}{6}}, \quad (2.38)$$

мм.

Среди зарубежных учёных вопросом определения параметров зон разрушения породного массива занимались:

В работе Г. Сцуладзинский предложил рассчитывать радиус зоны смятия по следующей формуле:

$$R_{cm} = \sqrt{\frac{2 \cdot r_0^2 \cdot p_0 \cdot Q_{EF}}{F'_c}}, \text{ мм.} \quad (2.39)$$

где r_0 – радиус шпура, мм;

p_0 – плотность взрывчатого вещества, кг/мм³;

Q_{EF} – эффективная энергия взрывчатого вещества (предположительно 2/3 полной реакции);

F'_c – предел прочности пород на сжатие, Па.

Н. Джорджевич рекомендует рассчитывать радиус зоны смятия по формуле:

$$R_{cm} = \frac{r_0}{\sqrt{\frac{24 \cdot T}{P_b}}}, \text{ мм,} \quad (2.40)$$

где r_0 – радиус шпура, мм;

T – предел прочности пород на разрыв, Па;

P_b – давление в шпуре, определяемое по формуле:

$$P_b = \frac{P_{CJ}}{2}, \text{ Па,} \quad (2.41)$$

где P_{CJ} – скорость детонации, м/с:

$$P_{CJ} = \frac{p_0 \cdot D_{CJ}^2}{4}. \quad (2.42)$$

С. Эсен и И. Онедerra в своих работах предложили пользоваться следующими формулами для определения зон разрушения:

Радиус зоны смятия определяется по формуле:

$$R_{cm} = 0,812 \cdot r_b \cdot (CZI)^{0,219}, \quad \text{мм} \quad (2.43)$$

где r_b – радиус шпура, мм;

CZI – индекс зоны разрушения, является безразмерным показателем, определяемым по формуле:

$$CZI = \frac{P_b^3}{K \cdot \sigma_{сж}^2} \quad (2.44)$$

где P_b – давление в шпуре, Па;

σ_c – предел прочности пород на сжатие, Па;

K – жесткость горной массы, находится по формуле:

$$K = \frac{E_d}{1 + \nu_d} \quad (2.45)$$

где E_d – модуль Юнга, Па;

ν_d – коэффициент Пуассона, Па.

2.3 Анализ влияния различных факторов на эффективность взрывных работ при строительстве стволов

Без правильной организации взрывных работ невозможно добиться увеличения темпов проходки стволов и повышения производительности труда. Взрывные работы при проходке стволов могут считаться успешными, если при этом достигается:

а) равномерное дробление в заходке с максимальным выходом мелких фракций, что облегчает и ускоряет процесс погрузки породы наиболее производительным механизированным способом;

б) максимальный коэффициент использования шпура, т.е. отрыв и дробление породы на глубину, равную (при КИШ равном 1,0) или приближающуюся к глубине, на которую пробурены шпуры в данной заходке;

в) минимальный перебор породы, т.е. наиболее возможное приближение полученного при взрыве комплекта шпуров сечения к проектному, что значительно снижает расходы по погрузке и выдаче породы и особенно по креплению;

г) обеспечение максимальной степени безопасности (отсутствие отказов и выгорания зарядов и т.п.);

д) минимальный расход ВВ и шпуров;

е) минимальные нарушения взрывом комплекта шпуров породных стенок ствола, а также временной и постоянной крепи.

Основные факторы, влияющие на эффективность взрывных работ, можно разделить на две группы:

1) не поддающиеся изменению (физико-механические свойства пород, сечение выработки, которое в каждом конкретном случае остается неизменным, угол падения пород и др.);

2) поддающиеся изменению (глубина шпуров, диаметр шпуров, свойства ВВ, способы зарядки и забойки шпуров, влияние скорости детонации, трещеноватости и вязкости пород, и т.д).

Все исследования вопросов взрывного дела как аналитические, так и экспериментальные должны базироваться на физике разрушения горного массива энергией взрыва. Поскольку без глубокого понимания и учета особенностей процессов, происходящих в разрушаемой с помощью ВВ среде, невозможно правильное проектирование работ то и, следовательно, получение должного эффекта от их проведения.

Ниже рассмотрим более подробно основные факторы, влияющие на взрывные работы при строительстве стволов поддающиеся изменению, поскольку именно они являются рычагом повышения эффективности взрывных работ для горных инженеров.

2.3.1 Влияние типа ВВ и скорости детонации

На основании результатов исследований параметров взрыва, проведенных А.Н. Дреминым, [15;16] установлено, что при любом диаметре заряда увеличение плотности заряда ρ от 1,0 до 1,45 г/см³ приводит к значительному увеличению скорости детонации (до 6000 м/с). Однако при дальнейшем возрастании плотности от 1,45 до 1,70 г/см³ интенсивность увеличения скорости снижается, а начиная с диаметра 100 мм ее значения совпадают.

Скорость детонации является важнейшей характеристикой детонационного процесса. В общем виде, по мнению Ф.И. Кучерявого определяется по формуле [17]:

$$D = f(\rho_0) \cdot \sqrt{2Q(n^2 - 1)}, \text{ м/с}, \quad (2.46)$$

где ρ_0 – плотность ВВ;

Q – теплота взрыва;

n – показатель политропы.

Зарубежные исследования детонационной способности промышленных ВВ было установлено, что их детонационные характеристики связаны с диаметром заряжаемого шнура и плотности ВВ [18;19;20].

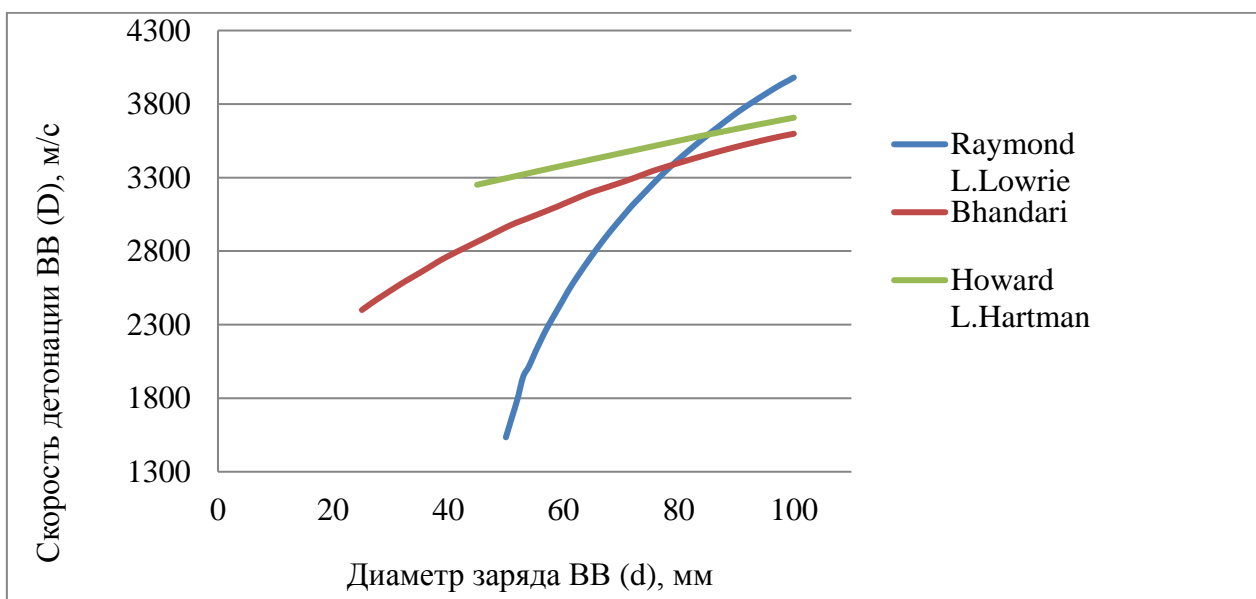


Рисунок 2.2 – Влияние диаметра заряда на скорость детонации

На графике (рис. 2.2) представлены зависимости, составленные на основе исследований зарубежных ученых, на которых показаны влияние величины диаметра заряда на скорость детонации ВВ.

Эмпирические формулы по определению скорости детонации на основе данных зарубежных ученых имеют следующий вид:

Sushil Bhandari:[18]

$$D = 928,23 \cdot d^{0,2958}, \text{ м/с}, \quad (2.47)$$

Raymond L.Lowrie [19]:

$$D = 0,015 \cdot d^3 - 4,0754 \cdot d^2 + 397,41 \cdot d - 9944,6, \text{ м/с}, \quad (2.48)$$

Howard L.Hartman [20]:

$$D = 8,3287 \cdot d + 2881,3, \text{ м/с}. \quad (2.49)$$

К недостаткам выведенных из графиков формул можно отнести большой диапазон значений, а также отсутствие в расчетах такого показателя как плотность заряжания, который оказывает непосредственное влияние на скорость детонации.

Поэтому, более достоверным можно считать графики, построенные по опытными данным С.А. Калякина и К.Н. Лабинского [21], которые в своих расчетах учитывают оба этих показателя. График зависимости диаметра шпура от скорости детонации ВВ представлен на рисунке 2.3.

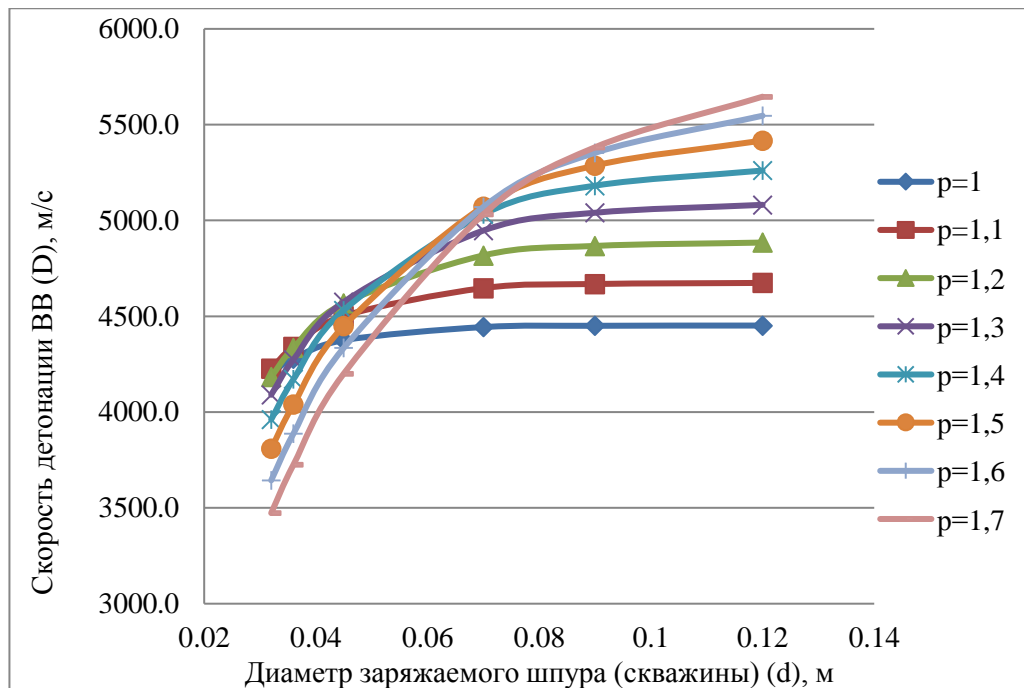


Рисунок 2.3 – Влияние диаметра заряда на скорость детонации с учетом плотности заряжения [21]

На основании проведенного исследования Калякина С.А. и Лабинского К.Н. была получена эмпирическая формула, в которой учтено влияние диаметра заряда и плотности ВВ [21]:

$$D = (11,794 \cdot \rho - 7080) \cdot d^{0,00057 \cdot \rho - 0,46}, \text{ м/с.} \quad (2.50)$$

где ρ – плотность ВВ в заряде, кг/м³;

d – диаметр заряжаемого шпура, м.

2.3.2 Влияние забойки на эффективность взрывания

Одним из факторов, определяющим условия и эффективность взрыва шпуровых зарядов ВВ, является внутренняя забойка шпуров. Ее величина и качество в значительной степени определяют коэффициент использования шпуров (КИШ), равномерность дробления массива, а также количество поступающих в рудничную атмосферу при взрыве пыли и ядовитых газов [22]. Поэтому роль забойки в процессе взрывного разрушения горных пород следует

рассматривать в тесной взаимосвязи с самим механизмом взрыва и в первую очередь с воздействием на разрушаемый массив статического давления продуктов детонации и ударной волны.

Современные представления о распределении энергии взрыва разнообразны и противоречивы. Одни исследователи полагают, что основным фактором, определяющим эффективность взрыва, является поршневое давление продуктов детонации (расширение продуктов детонации можно представить как действие сферического, расширяющегося поршня), другие считают, что разрушение массива при взрыве происходит главным образом за счет действия прямой и отраженной ударных волн.

Пространство, сообщающее зарядную камеру со свободной поверхностью, по окончании заряжания должно быть заполнено плотной средой, которая оказывала бы достаточное сопротивление взрыву заряда, препятствуя бесполезной утечке газов взрыва, понижению их температуры и упругости. Значение плотности забойки зарядов возрастает тем больше, чем меньше скорость взрывчатого разложения ВВ (т.е. чем больше промежуток времени, в течение которого протекает реакция взрыва), и, следовательно, чем меньше работоспособность и бризантность ВВ.

Если заряд взрывается без забойки, газы взрыва, имея возможность свободного распространения в направлении пространства, сообщающего зарядную камеру со свободной поверхностью, все же встречают сопротивление соответствующего столба воздуха и потому производят разрушительное действие, но значительно меньше, чем заряды, взрывающиеся с забойкой. Поэтому для получения одинакового разрушительного действия величины заряда, взрывающегося без забойки, должна быть больше величины заряда, взрывающегося с забойкой. [диплом кирсанов]

Исследуя влияние условий взрывания шпуровых зарядов на параметры ударных волн, А.Н. Ханукаев установил, что при использовании забойки энергия волн напряжений больше, чем при взрывании таких же зарядов без забойки. Об этом свидетельствуют данные работы, представленные в табл. 2.3

[23].

Таблица 2.3—Влияние забойки на эффективность взрывания

Условия взрывания зарядов	Максимальное напряжение во фронте ударной волны, кг/с ²	Длительность действия ударной волны, мксек	Длина ударной волны, м	Удельный импульс, (кг/сек)/м ²	Плотность потока энергии кгм/м ²
Без забойки	22,50	1500	6,25	185	1200
С водяной забойкой	31,20	1130	5,87	245	2600
С забойкой из буровой мелочи	33,30	1610	8,35	265	3300

По обеспечению безопасности работ, химическому взаимодействию с продуктами взрыва заряда ВВ и характеру сопротивления, препятствующему исчезновению из шпура газообразных продуктов детонации, все используемые в настоящее время типы забойки можно условно разделить на следующие группы [24]:

Забойка из пластичных материалов (глиняная, песчанно-глинистая и забойка из суглинков). Сопротивление выталкивающему действию продуктов детонации, такая забойка оказывает за счет совместного действия инерции покоя массы забойки, сил трения и сил внутреннего сцепления забоечного материала. Достоинства: дешевизна, доступность, простота использования. Недостатки: не защищает призабойное пространство от взрывов газа и пыли при воздействии продуктов взрыва и горения заряда ВВ;

Забойка из искусственных ингибиторных пластичных материалов. Сопротивление выталкивающему действию продуктов детонации такая забойка оказывает за счет совместного действия инерции покоя массы забойки, сил трения и сил внутреннего сцепления забоечного материала. Достоинства: Доступность, простота использования, надежная защита призабойного пространства от взрывов и вспышек метана и пыли. Повышенная запирающая способность, повышение КИШ. Снижает выброс в выработке токсичных веществ. Недостатки: высокая стоимость;

Забойка из сыпучих материалов (песчаная и забойка из гранулированного

доменного шлака). Она оказывает сопротивление продуктам детонации только за счет инерции своей массы и сил трения. Достоинство: доступность, простота использования. Недостатки: технологические неудобства при помещении забойки в шпур.

Жидкая забойка имеет две разновидности: полную заливку шпуров водой и использование наполненных водой или растворами смачивателей пластиковых ампул. По сопротивлению, оказываемым продуктам детонации, забойка этого типа занимает промежуточное положение между забойками из пластичных и жидких материалов. Достоинства: дешевизна, простота использования, доступность, снижает выброс в выработки токсичных веществ. Недостатки: жидкость может вытекать из шпуров и ампул после заряжания, в этом случае заряды остаются практически без забойки, что категорически недопустимо. Необходим дополнительный пыж из пластичного забоечного материала.

Забойка шпуров пробками из твердых материалов (дерева, пластмассы). Удержание продуктов детонации в зарядной камере при такой забойке осуществляется в основном за счет расклинивания пробок в устьях шпуров, к этому типу забойки также можно отнести забойку из минеральной ваты.

Забойка шпуров растворами быстротвердеющих вяжущих веществ. Такая забойка оказывает сопротивление выталкивающему действию продуктов детонации главным образом за счет сил сцепления забоечного материала со стенками шпура. Достоинства: надежность запирающей зарядной камеры шпура, повышение КИШ. Недостатки: повышенная стоимость, технологически сложно, требует больше времени для подготовки взрывания.

Комбинированная забойка представляет собой цилиндр состоящий из двойной эластичной оболочки. Во внутреннюю оболочку вмонтирован запирающий клапан. Пространство между двойных оболочек заполнено гранулированным наполнителем (соль, ингибитор и т.д.). Через клапан в оболочку нагнетается вода под давлением, которая расклинивает забойку в шпуре. Достоинства: надежность запирающей зарядной камеры шпура,

повышение КИШ. Недостатки: повышенная стоимость, технологически сложно, требует больше времени для подготовки взрывания.

Качество внутренней забойки шпуров прежде всего зависит от применяемого забоечного материала. Исследованиями ряда ученых установлено, что величина сопротивления, приходящегося на единицу площади поперечного сечения забойки одинаковой длины по изготовленной из различных материалов изменяется в широких пределах.

Значительный интерес представляют экспериментальные исследования процесса взрывного разрушения пород, выполненные И. Кота. С помощью скоростной киносъемки он установил, что при взрыве время начала отрыва и сдвижения пород после инициирования зарядов в 30 -40 раз превышает время прохождения прямой и отраженных ударных волн. Основываясь на своих исследованиях И. Кота рассматривает значение забойки с точки зрения разрушения массива вспучивающим действием взрыва, при котором высокое давление продуктов детонации в шпурах и в естественной сети трещин должно поддерживаться в течение сравнительно большого промежутка времени [23].

По мнению Г.П. Демидюка, сопротивляемость каждой среды взрыву заряда пропорциональна кубу ЛНС заряда, причем коэффициент пропорциональности q_1 зависит от физических свойств взрывающей среды. Наилучшая эффективность взрыва будет достигнута при равенстве сопротивления забойки и взрывающей среды, т.е. при условии [25]:

$$q_1' \cdot B^3 = q_1 \cdot w^3 \quad (2.51)$$

где q_1' и q_1 – коэффициент пропорциональности для материала забойки и для взрывающей среды;

B – необходимая линейная величина забойки, м;

w – ЛНС заряда, м.

Отсюда, необходимая величина забойки определяется [25]:

$$B = w^3 \sqrt{\frac{q_1}{q_1}}, \text{ м.} \quad (2.52)$$

Таблица 2.4 – Значение коэффициента пропорциональности, зависящего от свойств среды [25]

Среда	Формула Лебрена		Формула Гаузера	
	$L = 1,83 \cdot w^3 \cdot P$		$L = c \cdot w^3$	
	ВВ – порох $P =$	Порох $1,83 \cdot P =$	Аммонит $1,83 \cdot P \cdot \alpha =$	Аммонал $c =$
Свеженасыпанная рыхлая земля	0,40	0,70	0,50	0,51
Желтоватая песчаная земля	0,78	1,43	0,95	–
Земля с песком и гравием	0,79	1,45	0,98	–
Растительная земля	0,89	1,63	1,10	0,93
Плотный чистый песок	0,99	1,81	1,20	–
Влажный песок	1,04	1,90	1,27	1,23
Крепкий песок (суглинок)	1,05	1,92	1,29	1,05
Земля, смешанная с камнями	1,11	2,03	1,36	–
Крепкая синяя глина	1,12	2,05	1,37	1,17
Песчаная глина (суглинок)	1,12	2,05	1,37	1,17

Окончание табл. 2.4

Среда	Формула Лебрена		Формула Гаузера	
	$L = 1,83 \cdot w^3 \cdot P$		$L = c \cdot w^3$	
	ВВ – порох $P =$	Порох $1,83 \cdot P =$	Аммонит $1,83 \cdot P \cdot \alpha =$	Аммонал $c =$
Хрящеватый грунт	1,13	2,07	1,38	1,29
Сыпучий песок	1,18	2,16	1,44	–
Глина с супеском и каменистый грунт	1,22	2,23	1,50	–
Синяя глина с гольшами	1,33	2,44	1,64	–
Песок с твердыми комьями супеска	1,34	2,46	1,65	–
Чрезвычайно крепкая глина	1,55	2,84	1,90	1,65
Скала известковая без трещин	1,76	3,22	1,77-2,04	1,86
Скала гранитная или гнейсовая	2,09	3,82	2,10-2,56	2,20
Плохая каменная кладка	1,02	1,87	1,06-1,25	–
Посредственная каменная кладка	1,22	2,23	1,23-1,50	–
Хорошая кладка	1,76	3,22	1,77-2,15	–
Очень хорошая кладка на цементе	1,97	3,61	1,98-2,40	2,07
Каменная кладка римской постройки из естественного камня на цементе	2,31	4,23	2,33-2,82	2,43
Хороший цементно-гранитный бетон	2,94	5,40	2,96-360	3,15
Лед в воде	–	–	–	0,85
Спекшаяся металлическая стружка	–	–	–	3,75

Формулы, для вычисления необходимой величины забойки систематизированы в табл. 2.5

Таблица 2.5 – Формулы для расчета необходимой величины забойки [25]

Показатель выброса			n=1	n>1	n<1
Земляные грунты	С забойкой	Порох	$B = w\sqrt[3]{\frac{q_1}{q_1}}$	$B = w\sqrt[3]{\frac{q_1}{q_1} \cdot f(n)}$	$B = 1,25w\sqrt[3]{\frac{q_1}{q_1}}$
		Бризантный ВВ	$B = w$	$B = r = n \cdot w$	$B = 1,25w\sqrt[3]{\frac{q_1}{q_1}}$
	Без забойки	Порох	$B = 2w$	$B = 2w_n = 2w\sqrt[3]{f(n)}$	$B = 2w$
		Бризантный ВВ	$B = 1,5w$	$B = r = n \cdot w$	$B = 1,5w$
Кладка, бетон, скала	С забойкой	Порох	$B = 1,5w$	$B = 1,5w_n = 1,5w\sqrt[3]{f(n)}$	$B = 1,5w$
		Бризантный ВВ	$B = w$	$B = r = n \cdot w$	$B = r = n \cdot w$
	Без забойки	Порох	Не применяются		
		Бризантный ВВ	$B = w$	$B = r = n \cdot w$	$B = r = n \cdot w$

Основной задачей забойки К. Хино считает обеспечение полноты детонации заряда и максимально возможного давления во фронте детонационной волны, за счет чего достигается увеличение длительности действия ударной волны. Для определения необходимой длины забойки К. Хино рекомендует следующую формулу:[23]

$$l_3 = 2 \cdot \left[1 - \frac{2}{3} \cdot \left(\frac{\sigma_p}{P_d} \right)^{\frac{1}{6}} \right] \cdot W, \text{ м.} \quad (2.53)$$

где l_3 –длина забойки, м;

σ_p –предел прочности породы на растяжение кг/м²;

P_d –детонационное давление в шпуре, кг/м²;

W –л.н.с, равная глубине полной воронки отрыва, м.

Формула К. Хино не учитывает качества забоечного материала, от которого зависит величина l_3 , что сильно сказывается на точности расчета длины забойки.

И.И. Гогичев пришел к выводу, что забойку необходимо применять во всех случаях, но особенно при проведении взрывных работ в породах до средней крепости включительно. При этом в качестве материала забойки лучше использовать сыпучий крупнозернистый песчаник. Для определения длины забойки им предложена формула: [23]

$$l_3 = \frac{2 \cdot l_{BB} \cdot v_1}{v_2}, \text{ м.} \quad (2.54)$$

где l_{BB} – длина заряда, м;

v_1 – скорость ударной волны в материале забойки, м/сек;

v_2 – скорость детонации, м/сек.

Более точные зависимости для определения минимальной величины забойки предложены А.С. Ташкиновым [26]:

Для сплошного колонкового заряда длина забойки:

-при ведении взрывных работ с перебуrom:

$$l_3 = l_n + 11,3 \cdot d^{0,75} \cdot l_{cp}^{-0,5} \cdot \Delta^{0,5}, \text{ м;} \quad (2.55)$$

-при ведении взрывных работ без перебура:

$$l_3 = 11,3 \cdot d^{0,75} \cdot l_{cp}^{-0,5} \cdot \Delta^{0,5}, \text{ м;} \quad (2.56)$$

-при наличии недобура

$$l_3 = (20 \div 25) \cdot d_c, \text{ м;} \quad (2.57)$$

где D -плотность ВВ, г/см³;

d_c -диаметр скважин, м;

l_{cp} -средний размер структурного блока в массиве, м;

l_n -длина перебура, м.

Для рассредоточенного заряда длина забойки [26]:

$$l_{з.р} = l_з \cdot \left(1 - \frac{\sum l_{np}}{L_{скг}} \right), \text{ м}; \quad (2.58)$$

где $l_з$ - длина забойки для сплошного колонкового заряда, м;

$\sum l_{np}$ - суммарная длина промежутков, м.

По мнению Э.О. Миндели для определения рациональной длины забойки целесообразно использовать условия максимального использования энергии взрыва [23].

Формула для определения рациональной длины забойки как при прямом, так и при обратном инициировании зарядов имеет следующий вид:

$$L_{заб} = \beta \cdot \sqrt[3]{\frac{Pd(v_\delta t_p \pm l_{ВВ})^2}{v_\delta^2 \gamma_z^2}} \sqrt[6]{\frac{P}{\tau_{тр}}}, \text{ м}; \quad (2.59)$$

где β – определено экспериментальным путем, и равно: для забойки из пластичных материалов 0,47, для забойки из зернистых материалов 0,54;

P – среднее давление продуктов детонации в шпуре, кг/м²;

d – диаметр шпура, м;

U_δ – скорость детонации ВВ в заряде, м/с;

Знаки + и - – относятся к случаю прямого инициирования и соответственно обратного;

$L_{свв}$ – длина заряда, м;

γ_z – объемный вес забоечного материала, кг/м³;

$\tau_{тр}$ – интенсивность сил внутреннего трения забоечного материала, кг/м²;

Для дальнейших расчетов была выбрана формула В.И. Терентьева и О.И. Аксенова [27]:

$$L = \frac{W}{1,41} \cdot \left(\frac{E \cdot \rho}{\rho_3 \cdot P} \right)^{0,5} \text{ м}; \quad (2.60)$$

где E – модуль упругости породы, кг/см²;

ρ – удельная масса породы, кг/м³;

ρ_3 – удельная масса материала забойки, кг/м³;

P – удельное давление газов взрыва на торец забойки, кг/см².

Таким образом, все ученые сходятся во мнении, что качественная и достаточной длины забойка шпура всегда будет являться одним из основных условий рационального использования энергии взрыва.

4.3.3 Взрывной вруб

Главными задачами повышения эффективности современной техники и производительности труда на проходке выработок буровзрывным способом, наряду с увеличением глубины заходки, являются повышение КИШ, снижение развала породы и динамического воздействия взрывных работ на крепь выработок при удовлетворительном гранулометрическом составе горной массы. Комплексное решение данных задач возможно при применении эффективных взрывных врубов, обеспечивающих ослабление трещинами массива, а полное разрушение с выносом материала до начала смещения среды под действием зарядов смежных с врубовыми.

Эффективность врубов, главным образом, определяется режимом напряженно-деформированного состояния массива, приводящего к его разрушению, что и обуславливает его конструкцию. Для получения свободной полости важны и кинематические параметры вруба.

Взрывные врубы подразделяют на две основные группы:

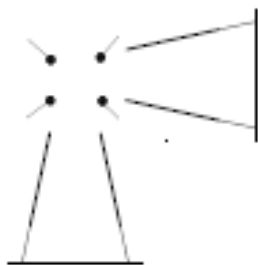
а) наклонные врубы, с наклонными шпурами, образуемые шпурами, пробуренными под острым углом к забою;

б) прямые врубы, образуемые шпурами, пробуренными параллельно друг

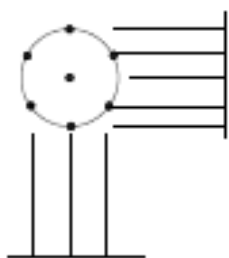
другу под прямым углом к забою (шпуры параллельны друг другу).

Ниже приведен список наиболее популярных на сегодняшний день конструкций взрывных врубов.

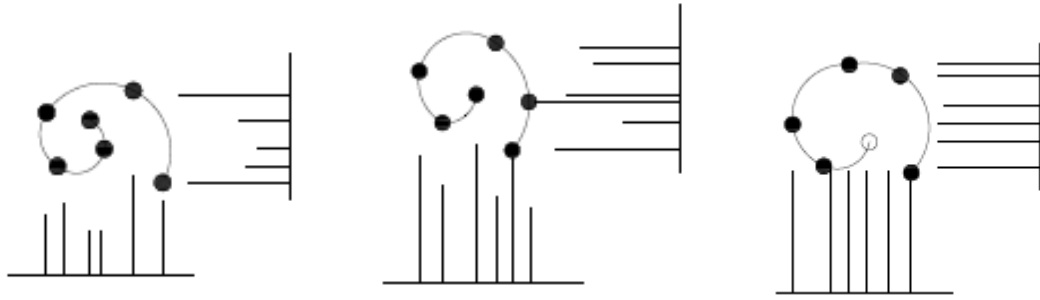
Пирамидальный вруб — тип встречного вруба, образуемый 3-6 наклонными шпурами, сходящимися к общему центру. Применяют в крепких монолитных породах. Характеризуется большим разбросом породы. Рациональная глубина заходки 1,5—2,0 м. Длина врубовых шпуров 1,8—2,6 м, а угол наклона к плоскостям забоя 65—75°.



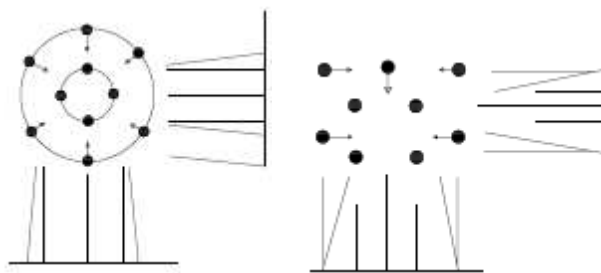
Цилиндрический — в монолитных или с горизонтальным и пологим напластованием породах всех категорий. Для уменьшения разлета породы в центральной части вруба бурят 1 -4 вспомогательных шпуров глубиной 2/3 средней глубины комплекта шпуров. Глубина шпуров 2,5 -4 м.



Спиралеобразные — применяются при проведении выработок в крепких трудновзрывааемых породах. Вруб состоит из 4-8 параллельных шпуров. Длина шпуров, начиная с первого, увеличивается от 0,9 до 2,8 м. заряды взрываются за один прием последовательно в порядке нумерации шпуров. Расстояние между шпурами по спирали увеличивается с 15 до 50 см.



Конически-цилиндрические - породы монолитные, однородные, трудновзрываемые. Глубина шпуров до 2,8 м. Однородные породы, вертикальные стволы. Глубина заходки до 3м при маломощных ВВ.



2.3.4 Вязкость горных пород

Вязкость горных пород - это способность горной породы необратимо поглощать энергию в процессе их деформирования. Вязкость обусловлена пластической деформацией и не упругостью горной породы. При пластической деформации, вязкость количественно определяется как отношение величины касательных напряжений, возникающих в сдвигаемом слое, к скорости пластического течения и изменяется от 10^{13} до 10^{20} Па \times с. Величина вязкости, связанная с её упругостью горной породы, пропорциональна коэффициенту механических потерь (декременту затухания), значения которого колеблются от 10^{-1} до 10^{-3} .

При разрушении вязкость оценивается как работа деформирования горной породы, отнесённая к единице площади образца. Она определяется по результатам ударных испытаний образцов на копре (ударная вязкость). Может быть рассчитана как произведение коэффициента пластичности на предел

прочности горной породы. На практике определяют коэффициент относительной вязкости (специальными отрывниками, заделываемыми в испытуемый массив) как отношение усилия, требуемого для отделения некоторой части горной породы от массива, к величине усилия, необходимого для отделения от массива известняка, принятого за эталон. Величина коэффициента изменяется от 0,5 до 3 [28]. Вязкость также зависит от: температуры, влажности, скорости приложения нагрузки и времени ее воздействия. В таблице 2.6 представлена эффективная вязкость (в пз.) образцов горных пород при комнатной температуре.

Вязкость как фактор, влияющий на эффективность взрывной отбойки, сегодня изучена слабо. Однако специалистами взрывных участков предприятий нередко отмечается, что даже порода имеющая значительно меньший коэффициент крепости по шкале М.М. Протоdjяконова, но обладающая высокой вязкостью имеет большее сопротивление взрывному разрушению. В частности богатые руды рудника «Таймырский» [50].

Таблица 2.6 - Эффективная вязкость образцов горных пород при комнатной температуре (размеры пз)

Порода	Всестороннее давление σ_m , кГ/см ²	Максимальные касательные напряжения τ_{max} , кГ/см ²		Вязкость, пз
		абс.ел	% от условно-мгновенной прочности	
Гранит *	1	140	—	10^{20}
Глинистый сланец **	1	85	77	$8,5 \cdot 10^{17}$
	1	63	61	$3,4 \cdot 10^{18}$
Песчаник **	1	86	80	$8,6 \cdot 10^{17}$
	1	700	—	$>2 \cdot 10^{22}$
Известняк	10000	2200	—	$3,1 \cdot 10^{15}$
	10000	2750	—	$9,3 \cdot 10^{14}$
Гипс (сухой)	10000	3380	—	$2,2 \cdot 10^{14}$
	1	210	81	$2,4 \cdot 10^{19}$
	1	150	—	$0,4 \cdot 10^{16}$
	1	125	—	$1,6 \cdot 10^{16}$
	1	100	—	$2,6 \cdot 10^{16}$
	1	90	—	$5,1 \cdot 10^{16}$

Гипс (в насыщенном водном растворе)	1	80	—	$6,04 \cdot 10^{16}$
	1	75	—	$6,36 \cdot 10^{16}$
	1	62	—	$14,4 \cdot 10^{16}$
	1	51	—	$38 \cdot 10^{16}$
	1000	150	—	$6 \cdot 10^{14}$
	1000	125	—	$2,7 \cdot 10^{15}$
	1000	100	—	$1,47 \cdot 10^{16}$
Каменная соль	1	- 30	—	$3 \cdot 10^{17}$
	1	1.0	60	$2 \cdot 10^{15}$

Вязкость горных пород, испытанных в лабораториях в виде образцов, в силу технической сложности, экспериментов изучена очень слабо. Сведения об эффективной вязкости некоторых пород можно найти лишь в нескольких работах Д. Григгса и вычислить по немногочисленным кривым кинетики деформации, приведенным Г.Н. Кузнецовым и К. Ломницем. Все эти данные сведены в табл. 2.6. Вязкость глин с влажностью 40—50% по данным лаборатории составляет от 10^3 до 10^6 пз. Таким образом, отчетливо проявляется зависимость вязкости от вещественного состава пород [29].

Неоднократно отмечалась различная деформируемость разных минералов, встречающихся в горных породах. В результате экспериментального исследования Б.В. Залесский и Ю.А. Розанов указали, что некоторые минералы могут быть сгруппированы в следующие ряды, отражающие последовательное увеличение их относительной вязкости:

- 1) барит — галенит — сфалерит — халькопирит — пирит — кварц;
- 2) биотит — арфведсонит (амфибол) — эгирин (пироксен) — полевые шпаты — кварц.

Как известно, кристаллы карбонатов, особенно кальцита, относительно легко подвергаются пластической деформации, т.е. обладают относительно малой вязкостью [29].

В таблице 2.6 приведены лишь единичные, статистически неосредненные результаты первых методически несовершенных опытов. Все указанные в ней величины весьма приближенные. Особенно низка точность определений

вязкости при высоком всестороннем давлении.

Вязкость одних и тех же пород изменяется в зависимости от влажности образца. Одним из проявлений зависимости вязкости от интенсивности касательных напряжений должно быть существование у горных пород предела текучести, понимаемого как напряжение, при котором происходит максимальное падение вязкости. Кроме того, многие исследователи допускают, что имеется другое предельное напряжение — предел ползучести, ниже которого не происходит никаких пластических деформаций, даже ползучести. Опыты по ползучести горных пород показывают, что пластические деформации ползучести заметно проявляются на протяжении времени порядка месяца при касательных напряжениях $50\text{—}70\text{ кГ/см}^2$ в песчаниках и $5\text{—}10\text{ кГ/см}^2$ в каменной соли. Значит, величина предела ползучести меньше этих напряжений [29].

Учет вышеприведенных факторов позволил составить универсальный алгоритм расчета параметров БВР при проходке стволов.

2.4 Предлагаемая методика определения параметров БВР

Предлагаемая методика определения эффективных параметров БВР базируется на определении радиусов этих зон, а именно по формуле Б.Н. Кутузова и А.П. Андриевского [13]. Работы по использованию этого метода для расчета паспортов БВР при строительстве горизонтальных выработок были проведены и показали свою эффективность, результаты описаны в работах [51]. Для вертикальных выработок данная методика используется впервые.

На основании закономерностей определения радиусов зоны трещинообразования в монолитных и трещиноватых массивах при воздействии на них энергией взрыва удлиненного заряда представлен способ разрушения массива шпуровыми зарядами.

Сущность данного способа состоит в том, что каждый сформированный заряд в скальном массиве разрушает этот массив в пределах зоны трещинообразования с учетом минимально возможного угла воронки взрыва

призмы разрушения, составляющего не менее 60° при отбойке на открытую поверхность.

Определяются основные характеристики паспортов БВР в зависимости от горно-геологических и горнотехнических условий:

Радиус зоны смятия:

$$R_{см} = d \sqrt{\frac{\rho \cdot ((11,794 \cdot \rho - 7080) \cdot d^{0,00057 \cdot \rho - 0,46})^2}{8 \cdot f \cdot 10^7}} \text{ м}; \quad (2.61)$$

Радиус зоны трещинообразования:

$$R_{тр} = 0.2102 \cdot d \cdot \rho^{0.75} \cdot ((11,794 \cdot \rho - 7080) \cdot d^{0,00057 \cdot \rho - 0,46})^{1.5} \cdot \sigma_{сж}^{-0.25} \cdot \tau_{ср}^{-0.5} \cdot K_c^{-0.5} \text{ м}; \quad (2.62)$$

Линия наименьшего сопротивления:

$$W = R_{тр} \cdot \cos(0,5 \cdot \alpha) \text{ м}; \quad (2.63)$$

Далее рассчитываем сечение выработки. Затем следует графическое построение расположения шпуров по забою. Последовательность построения представлена на рис. 2.4-2.9. Первоначально отстраиваем окружность «временного контура», на котором располагаются оконтуривающие шпуры. Для этого на расстоянии $R_{см}$ от контура выработки строим точку расположения первого шпура.

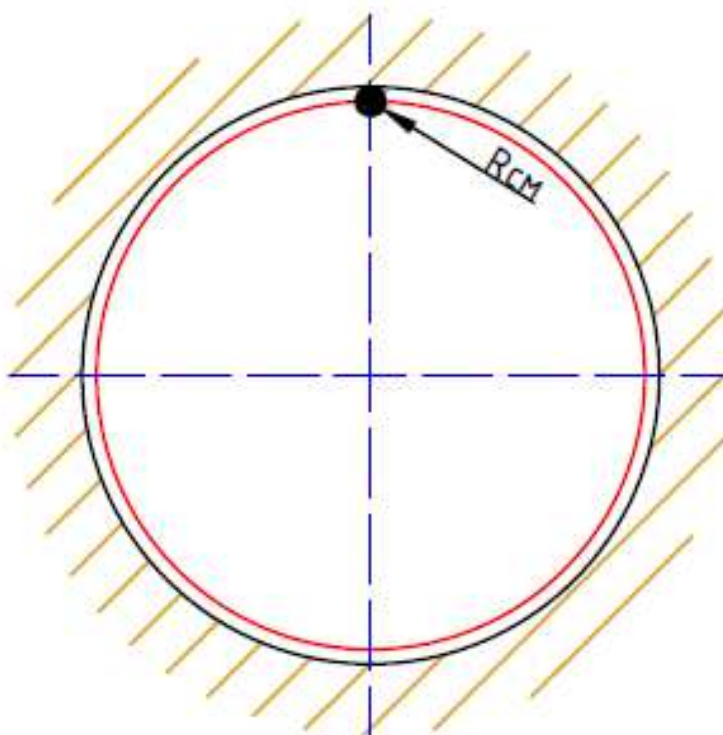


Рисунок 2.4 - Точка расположения первого оконтуривающего шпура

Затем на этом контуре располагаются остальные оконтуривающие шпуры
рисунок 2.5.

Если число шпуров при расстановке их по линии оказывается не целым, то его округляют до ближайшего целого числа шпуров, а расстояние между шпурами пересчитывают так чтобы расстояния между оконтуривающими шпурами, работающими в одинаковых условиях, были равными. Изменение расстояния от расчетного параметра допустимо не более чем на $\pm 10\%$.

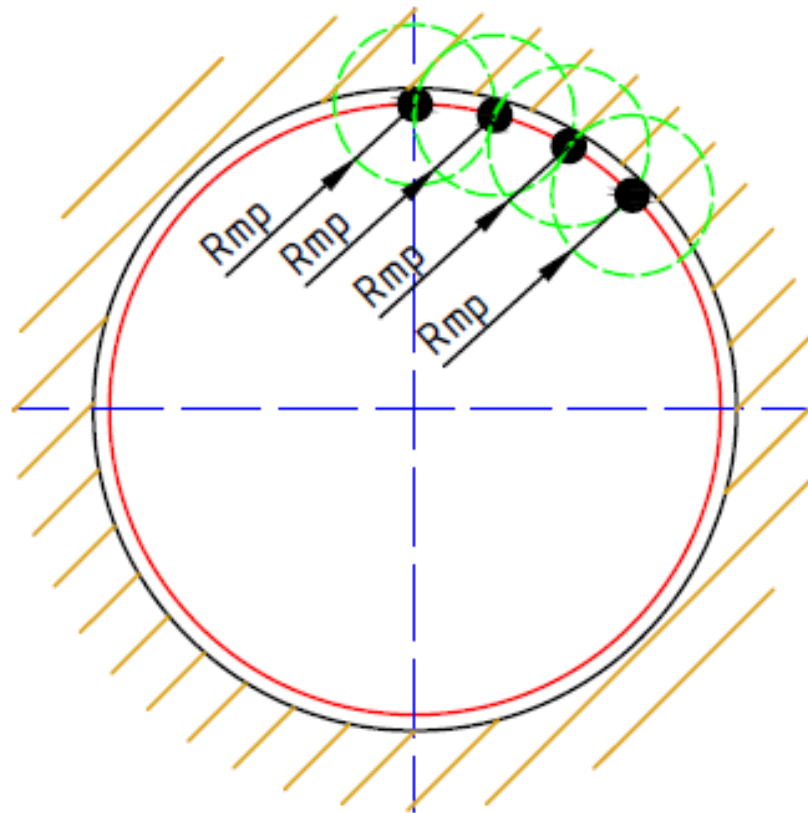


Рисунок 2.5 –Расположение оконтуривающих шпуров по линии «временного контура»

Расстояние между оконтуривающими шпурами определяется величиной зоны трещинообразования $R_{тр}$. При этом, в случае, если забой заряжается разными ВВ, зона $R_{тр}$ определяется для каждого типа заряда ВВ отдельно.

От окружности оконтуривающих шпуров откладывается расстояние линии наименьшего сопротивления ($W1$) и строится окружность вспомогательных шпуров.

Если число шпуров при расстановке их по линии оказывается не целым, то его округляют до ближайшего целого числа шпуров, а расстояние между шпурами пересчитывают так чтобы расстояния были равными. Изменение расстояния от расчетного допустимо в пределах $\pm 10\%$.

В случае если одного ряда вспомогательных шпуров недостаточно и имеются участки, которые могут быть непроработаны на расстоянии $R_{трт}$ располагается второй ряд вспомогательных шпуров как показано на рисунке 2.7.

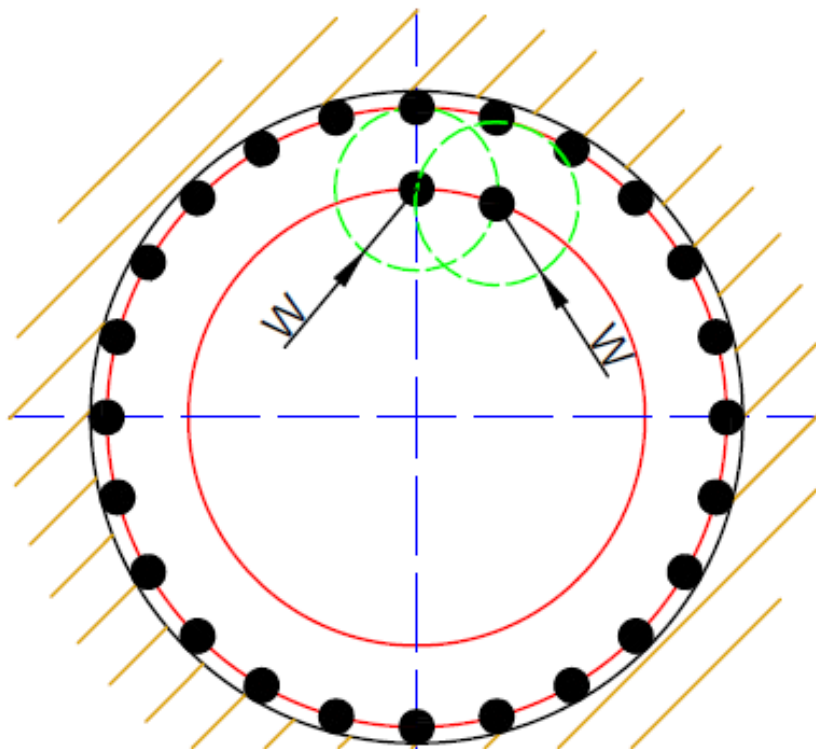


Рисунок 2.6 –Схема расположение отбойных шпуров

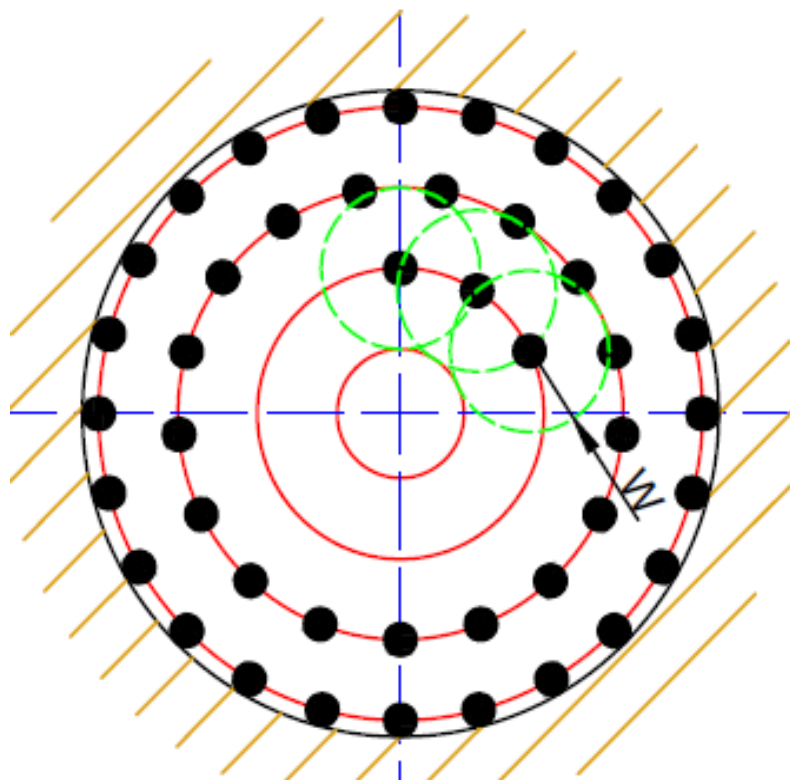


Рисунок 2.7 – Схема расположение второго ряда отбойных шпуров

После построения второго ряда вспомогательных шпуров в центре ставим врубные шпур.

Далее определяется количество врубовых шпуров и их месторасположение. При расчете числа врубовых шпуров необходимо учитывать, что их взрыв производится на одну открытую поверхность и требует учета влияния физико-механических свойств массива, а так же вязкости взрываеваемой породы. Формула определения количества врубовых шпуров:

$$N_{шт.шп.} = \frac{2 \cdot \pi \cdot R_{вр.окр} \cdot K_e}{R_{тр}}, \text{ шт.}; \quad (2.64)$$

где $R_{вр.окр}$ – радиус врубовой окружности, м;

K_e – коэффициент вязкости горных пород;

$R_{тр}$ – радиус зоны трещинообразования, м.

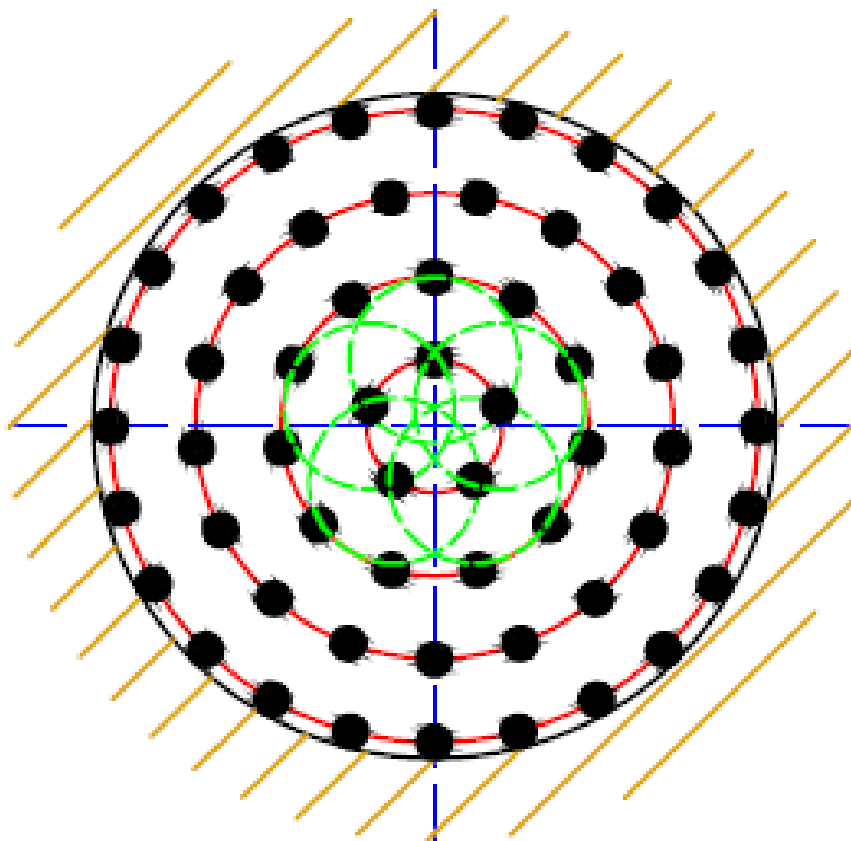


Рисунок 2.8 –Схема расположение врубовых шпуров.

Глубина врубовых шпуров определяется возможностями технологического оборудования и, как правило, равна длине буровой штанги,

либо шагу крепления, либо может быть рассчитана исходя из оптимальной организации работ. Глубина оконтуривающих и вспомогательных шпуров меньше врубовых примерно на 3-10 %.

Для расчета длины шпура используется следующая формула:

$$l = \frac{A \cdot m}{\rho \cdot n} \quad ; \quad (2.65)$$

где A – сменная производительность БУКС, м;

m – число смен бурения в одном проходческом цикле, шт;

ρ – коэффициент, учитывающий объем подбурки (принимается от 1 до 1,1);

n – количество шпуров в забое, шт.

Затем производим расчет конструкции заряда в шпуре. Длина забойки определяется по формуле:

$$L = \frac{W}{1,41} \cdot \left(\frac{E \cdot \rho}{\rho_3 \cdot P} \right)^{0,5} \quad ; \quad (2.66)$$

где E – модуль упругости породы, кг/см²;

ρ – удельная масса породы, кг/м³;

ρ_3 – удельная масса материала забойки, кг/м³;

P – удельное давление газов взрыва на торец забойки, кг/см².

Длина заряда в шпуре рассчитывается по формуле:

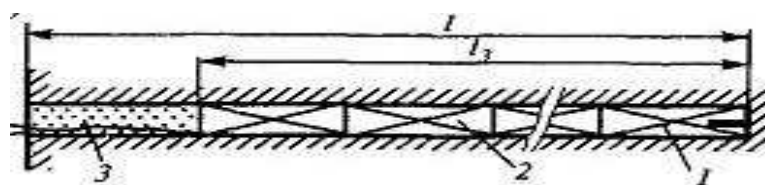
$$L_3 = l_{ш} - 0,5W - l_{заб} - l_б \quad ; \quad (2.67)$$

где $l_{ш}$ – глубина шпура, м;

$l_{заб}$ – длина забойки, м;

$l_б$ – длина патрона-боевика.

Строятся конструкции зарядов ВВ (рис. 2.9).



1-патрон боевик; 2-патронированное ВВ; 3-забойка.

Рисунок 2.9 – Конструкция заряда

Масса заряда в каждом шпуре равна:

$$Q_3 = \frac{L_3 \cdot \pi \cdot d^2 \cdot \rho}{4}, \text{ кг.} \quad (2.68)$$

Для сопоставления результатов расчета параметров БВР по традиционной и предлагаемой методикам ниже представлен базовый расчет проходки основной части ствола. Паспорта БВР посчитаны в двух вариантах. В разделах 3 и 5 проведено сравнения вентиляции и сметной стоимости сооружения основной ствола по обоим вариантам.

2.5 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 [31]. 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 подвесного 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). Проходку ствола ведут без применения временной крепи.

Работы в забое выполняют в следующем порядке: бурят и заряжают шпурсы, поднимают полук и другое проходческое оборудование на безопасную высоту, взрывают, проветривают, приводят забой в безопасное состояние, опускают полук, убирают породу на высоту, равную высоте опалубки, оставшуюся породу разравнивают, опускают и центрируют опалубку, укладывают за нее бетонную смесь [32]. 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.

2.5.1 Оборудование для бурения шпуров

Исходя из горнотехнических условий строительства ствола: коэффициент прочности пород на протяжении всей глубины составляет 10-15 по шкале М.М. Протодяконова, а диаметр ствола в свету принимается 6 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 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 спускается установка и подвешивается 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 обустройство всего забоя, после чего установка поднимается на поверхность земли [30].

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 100 к вертикали в породах крепостью до 16 ед. по шкале проф. М.М.Протождяконова. 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 2.7- 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

2.5.2 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 [32].

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.

2.5.3 Взрывание

По опыту ведения взрывных работ в аналогичных условиях в качестве средств инициирования применены устройства с замедлением шпуровые ИСКРА-Ш (ТУ 773979.010). Собственно инициирование производится электродетонатором типа ЭД-1-8-Т 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).

2.6 Крепление ствола

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

2.6.1 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 [45] СП 91.13330.2012 «Подземные 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. Коэффициент крепости пород, меняется в зависимости от глубины ствола $5 \leq f \leq 15$. Для расчетов принимаем коэффициент крепости $f=5$ при глубине ствола 100м, $f=9$ при глубине ствола 300м и $f=15$ при глубине ствола 550м.

Расчетная глубина размещения ствола, м:

$$Q_3 = \frac{L_3 \cdot \pi \cdot d^2 \cdot \rho}{4}, \text{ кг.} \quad (2.69)$$

$$H_p = H \cdot k, \text{ м,} \quad (2.70)$$

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

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

Расчетное сопротивление пород (массива) сжатию, МПа:

$$R_p = R \cdot k_c, \text{ МПа,} \quad (2.71)$$

где R - среднее значение сопротивления пород в образце одноосному сжатию,

его находим как:

$$R = f \cdot 10, \text{ МПа}, \quad (2.72)$$

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

f –коэффициент крепости пород, который меняется в зависимости от глубины ствола $5 \leq f \leq 15$.

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

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

2.6.2 Расчет крепи

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

Величина критерия устойчивости пород вертикальной выработки

$$C = \frac{k_r \cdot k_{c\sigma} \cdot k_{ц} \cdot k_t \cdot H_p}{23.6 + k_a \cdot R_p \cdot (525 + 0.0056 \cdot k_a \cdot R_p)}, \quad (2.73)$$

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

$k_{ц}$ - 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_2 - коэффициент, учитывающий взвешивающее действие воды (вне водоносных горизонтов $k_2=1$).

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

$$k_a = \frac{1}{1 + 0.5 \cdot \sin a}, \quad (2.74)$$

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

$$k_a = \frac{1}{1 + 0.5 \cdot \sin 50} = 0.72 \quad (2.75)$$

Результаты расчета критерия устойчивости пород вертикальной выработки на всей протяженности ствола приведены в табл.2.9.

Расчет крепи производят на суммарное (наибольшее во времени) действие горизонтального (радиального) давления пород массива P_n 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 равно:

$$P_n = n \cdot m_y \cdot n_n \cdot P^n \cdot [1 + 0,1 \cdot (r_0 - 3)], \text{ МПа}, \quad (2.76)$$

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 ($r_0=3\text{м}$);

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

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

$$\text{при } C \leq 6, P^n = 10 \cdot [(2 \cdot C - 1) + \Delta], \text{ МПа}, \quad (2.77)$$

$$\text{при } C > 6, P^H = 10 \cdot [(3 \cdot C - 7) + \Delta], \text{ МПа,} \quad (2.78)$$

где C - критерий устойчивости вертикальных выработок;

Δ - 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 $C > 6$ равен 3). В породах IV категории устойчивости P_H определяют по методикам специализированных организаций.

Расчетные значения P^H и P_H указаны в таблице 2.8.

Таблица 2.8 - 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

Давление подземных вод на крепь выработки в коренных породах без их тампонажа (МПа) следует определять по формуле:

$$P_e = \frac{\gamma_f \cdot H_e}{1 + \frac{\kappa_{\phi}^{kp} \cdot \lg R(t) - \lg r_1}{\kappa_{\phi}^n \cdot \lg r_1 - \lg r_0}}, \text{ МПа,} \quad (2.79)$$

где γ_f -коэффициент надежности по нагрузке, принимаемый 1,1;

H_e –естественный или сниженный общим водопонижением напор в данном водоносном горизонте, определяемы по результатам гидрогеологических исследований, м ($H_b = 160$);

κ_{ϕ}^{kp} –коэффициент фильтрации крепи (для бетонной $\kappa_{\phi}^{kp} = 0,00158$ м/сут);

κ_{ϕ}^n –коэффициент фильтрации породы ($\kappa_{\phi}^n = 0,03$ м/сут);

r_1, r_0 – внешний и внутренний радиус ствола, м ($r_1 = 3,5$, $r_0 = 3$);

$R(t)$ –радиус влияния дренажа выработки, определяемый по данным

гидрогеологических изысканий ($R(t)=37$ м).

$$P_z = \frac{1,1 \cdot 160}{1 + \frac{0,00158 \cdot \lg(37) - \lg(3,5)}{0,03 \cdot \lg(3,5) - \lg(3)}} = 0,822 \text{ МПа.}$$

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

$$\delta_k = m_y \cdot r_0 \cdot \left(\sqrt{\frac{0,85 \cdot m_1 \cdot R_{np}}{0,85 \cdot m_1 \cdot R_{np} - 2 \cdot k_p \cdot P}} - 1 \right) - \Delta_{nb}, \text{ м} \quad (2.80)$$

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

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

m_1 , - коэффициенты, коэффициент, учитывающий температурные колебания ($m_1=0,75$);

R_{np} - сопротивление бетона на сжатие по СНиП ($R_{np}= 14500$ кПа);

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

Δ_{nb} -толщина породобетонной оболочки, образующейся за счет проникновения бетона в окружающие нарушенные породы: для набрызг-бетона принимаем равной - 50, для остальных видов крепи равной – 0;

P - горизонтальное давление, МПа.

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. изменяются от 300 до 350 мм. Поэтому для обеспечения безопасной эксплуатации ствола окончательно принимаем на протяжении всего участка ствола 0-550 м толщину крепи 350мм.

Таблица 2.9 - Расчетные величины толщины крепи на различных участках по глубине ствола

Наименование показателя	Обозначение	Ед. изм.	Значение				
			100	200	300	400	500
Расчетная величина размещения выработки	H _p	м	100	200	300	400	500
Расчетная прочность пород при сжатии	R _p	Мпа	30	48	72	80	120
Критерий устойчивости пород вертикальной выработки	C		0,79	0,86	0,88	1,1	0,9
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 _п	Мпа	0,15	0,19	0,21	0,3	0,2
Нормативное давление на крепь	p ^H	Мпа	0,06	0,07	0,075	0,11	0,075
Толщина монолитной бетонной крепи	δ _к	м	0,341	0,333	0,314	0,347	0,314

2.7 Расчет паспорта буровзрывных работ по традиционной методике (вариант 1)

2.7.1 Выбор взрывчатых веществ

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

Для разрушения породы применяем Аммонит №6 ЖВ. ВВ патронированное, диаметр патрона 36 мм, масса патрона 300 г, $l_{\text{п}}=260\text{мм}$ [33].

2.7.2 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:

$$N = \frac{12,7 \cdot q \cdot S_{\text{пр}} \cdot \eta}{d_n^2 \cdot K_3 \cdot p_{\text{вв}}}, \quad (2.81)$$

где η – коэффициент использования шпуров ($\eta=0,95$);

$S_{\text{пр}}$ – площадь сечения в проходке ($S_{\text{пр}}=35,2 \text{ м}^2$);

$p_{\text{вв}}$ – плотность ВВ в патронах ($a=1,1 \text{ кг/м}^3$);

d_n – диаметр патрона ($d_{\text{п}}=0,036 \text{ м}$);

K_3 – коэффициент заполнения шпуров в зависимости от диаметра шпура (при

$d_{\text{п}}=0,036 \text{ м } K_3=0,7)$ [таблица]

q - удельный расход ВВ, кг/м³:

$$q = 0,1 \cdot f \cdot f_0 \cdot U \cdot e \cdot m, \quad (2.82)$$

где f - коэффициент крепости по шкале ММ. Протоdjeяконова $f=15$;

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

U - коэффициент зажима породы, определяемый по формуле:

$$U = \frac{6,5}{\sqrt{S_{\text{вч}}}}, \quad (2.83)$$

где $S_{\text{вч}}$ - площадь сечения вчерне ($S_{\text{вч}}=35,2 \text{ м}^2$)

$$U = \frac{6,5}{\sqrt{35,2}} = 1,1$$

e - коэффициент работоспособности ВВ, принимаем $e=1$, так как применяем аммонит №6 ЖВ.

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

$$m = \frac{3,2}{d_{\text{п}}} \quad (2.84)$$

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

$$q = 0,1 \cdot 15 \cdot 1,4 \cdot 1,1 \cdot 1 \cdot 0,89 = 2,06 \text{ кг/м}^3$$

$$N = \frac{12,7 \cdot 2,06 \cdot 35,2 \cdot 0,95}{0,036^2 \cdot 1,1 \cdot 0,7 \cdot 10^4} = 87,3 \approx 88 \text{ шт}$$

Общий расход ВВ на одну заходку, находим из выражения:

$$Q = q \cdot l \cdot S_{\text{вч}}, \text{ кг} \quad (2.85)$$

где l - длина заходки ($l=3,0$ м).

$$Q = 2,06 \cdot 3 \cdot 35,2 = 217,5 \text{ кг.}$$

2.7.3 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 [34].

Принимаем четыре окружности. Диаметры этих окружностей при патронах 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 2.10 - Расчет диаметров и числа шпуров на окружностях*

Диаметр окружности		Число шпуров	
Формула	Значение, м	Формула	Значение, шт
$D_1 = 0,3 \cdot D_{\text{вч}}$	2,01	$N_1 = 1 \cdot \frac{N}{11}$	8
$D_2 = 0,50 \cdot D_{\text{вч}}$	3,4	$N_2 = 2 \cdot \frac{N}{11}$	16
$D_3 = 0,75 \cdot D_{\text{вч}}$	5	$N_3 = 3 \cdot \frac{N}{11}$	24
$D_4 = 0,95 \cdot D_{\text{вч}}$	6,4	$N_4 = 5 \cdot \frac{N}{11}$	40

* - N - число шпуров в комплекте ($N=88$ шт); $D_{\text{вч}}$ - диаметр ствола в черне ($D_{\text{вч}}=6,7$ м).

2.7.4 Определение расстояния между шпурами

Расстояние между шпурами по окружностям при крепости пород:

В концентрической окружности №1 (врубовой), м

$$a_1 = \frac{\pi \cdot D_1}{N_1}, \quad (2.86)$$

где a_1 - расстояние между шпурами, м;

D_1 - диаметр первой концентрической окружности ($D_1=2,01$ м);

N_1 - количество шпуров в первой концентрической окружности ($N_1=8$ шт).

$$a_1 = \frac{\pi \cdot 2,01}{8} = 0,789, \text{ м.}$$

В концентрической окружности №2, м

$$a_2 = \frac{\pi \cdot D_2}{N_2}, \quad (2.87)$$

где a_2 - расстояние между шпурами, м:

D_2 - диаметр второй концентрической окружности ($D_2=3,4$ м);

N_2 - количество шпуров во второй концентрической окружности ($N_2=16$ шт).

$$a_2 = \frac{\pi \cdot 3,4}{16} = 0,667, \text{ м}$$

В концентрической окружности №3, м

$$a_3 = \frac{\pi \cdot D_3}{N_3}, \quad (2.88)$$

где a_3 - расстояние между шпурами, м;

D_3 - диаметр третьей концентрической окружности ($D_3=5$ м);

N_3 - количество шпуров в третьей концентрической окружности ($N_3=24$ шт),

$$a_3 = \frac{\pi \cdot 5}{24} = 0,654, \text{ м}$$

В концентрической окружности №4, м

$$a_4 = \frac{\pi \cdot D_4}{N_4}, \quad (2.89)$$

где a_4 - расстояние между шпурами, м;

D_4 -диаметр четвертой концентрической окружности ($D_4=6,4$ м);

N_4 - количество шпуров в четвертой концентрической окружности ($N_4=40$ шт),

$$a_4 = \frac{\pi \cdot 6,4}{40} = 0,502, \text{ м.}$$

2.7.5 Расчет массы зарядов и числа патронов по видам шпуров

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.

1. Средняя величина заряда в шпуре, кг

$$\bar{q} = \frac{Q}{N}, \quad (2.90)$$

$$\bar{q} = \frac{217,54}{88} = 2,5 \text{ кг}$$

2. Масса ВВ в концентрической окружности №1 (врубовой), кг

$$Q_1 = k_{вр} \cdot \bar{q} \cdot N_1 \quad (2.91)$$

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

$$Q_1 = 1,1 \cdot 2,5 \cdot 8 = 22,0 \text{ кг.}$$

3. *Масса ВВ в концентрической окружности №2, кг*

$$Q_2 = k_{отб} \cdot \bar{q} \cdot N_2 \quad (2.92)$$

где $k_{отб}$ - коэффициент массы заряда в отбойном шпуре ($k_{отб}=0,8$).

$$Q_2 = 0,8 \cdot 2,5 \cdot 16 = 32,0, \text{ кг}$$

4. *Масса ВВ в концентрической окружности №3, кг*

$$Q_3 = k_{вр} \cdot \bar{q} \cdot N_3 \quad (2.93)$$

$$Q_3 = 0,8 \cdot 2,5 \cdot 24 = 48,0, \text{ кг}$$

5. *Масса ВВ в концентрической окружности №4, кг*

$$Q_4 = k_{ок} \cdot \bar{q} \cdot N_4 \quad (2.94)$$

где $k_{ок}$ - коэффициент массы заряда в оконтуривающем шпуре ($k_{ок}=1,0$).

$$Q_4 = 1,0 \cdot 2,5 \cdot 34 = 85,0, \text{ кг.}$$

Число патронов ВВ в шпуровом заряде определяют делением массы заряда на массу одного патрона. Схема зарядов приведена на рис.2.11.

1. Число патронов во врубловом шпуре, шт:

$$n_{II}^{ep} = \frac{Q_1}{N_1 \cdot m}, \quad (2.95)$$

где m - масса патрона ВВ ($m=0,3$ кг).

$$n_{II}^{ep} = \frac{22,0}{8 \cdot 0,3} = 9,2 \approx 10 \text{ шт.}$$

2. Масса ВВ во врубловых шпурах:

$$Q_{з.вр.} = 10 \cdot 0,3 \cdot 8 = 24, \text{ кг.}$$

3. Длина заряда во врубловом шпуре равна:

$$l_{зювр} = l_n \cdot n_{зювр} = 0,26 \cdot 10 = 2,6, \text{ м}$$

4. Число патронов в отбойных шпурах, шт:

$$n_{II}^{om} = \frac{Q_2}{N_2 \cdot m}, \quad (2.96)$$

$$n_{II}^{om} = \frac{32}{16 \cdot 0,3} = 6,7 \approx 7, \text{ шт.}$$

5. Масса ВВ в отбойных шпурах первой окружности равна:

$$Q_{з.всн} = 7 \cdot 0,3 \cdot 16 = 33,6 \text{ кг.}$$

6. Масса ВВ в отбойных шпурах первой окружности равна:

$$Q_{з.всп} = 7 \cdot 0,3 \cdot 24 = 50,4, \text{ кг.}$$

7. Длина заряда в отбойных шпурах равна:

$$l_{з.отб} = 0,26 \cdot 7 = 1,82, \text{ м}$$

8. Число патронов в оконтуривающем шпуре, шт:

$$n_{II}^{ок} = \frac{Q_4}{N_4 \cdot m}, \quad (2.97)$$

$$n_{II}^{ок} = \frac{85}{40 \cdot 0,3} = 7,1 \approx 7 \text{ шт.}$$

9. Масса ВВ в оконтуривающих шпурах равна:

$$Q_{з.оконт.} = 7 \cdot 0,3 \cdot 40 = 84, \text{ кг.}$$

10. Длина заряда в оконтуривающих шпурах равна:

$$l_{з.оконт.} = 0,26 \cdot 7 = 1,82, \text{ м.}$$

11. Уточненный общий расход ВВ составляет:

$$Q_{\phi} = Q_1 + Q_2 + Q_3 + Q_4 = 84 + 50,4 + 33,6 + 24 = 192, \text{ кг.}$$

12. Уточненный удельный расход рассчитываем как:

$$Q_{\phi, \text{зд}} = Q_{\phi} / N_{\text{шт}} = 192 / 88 = 2,2, \text{ кг.}$$

Длину забойки принимаем равную $l_3=500\text{мм}$.

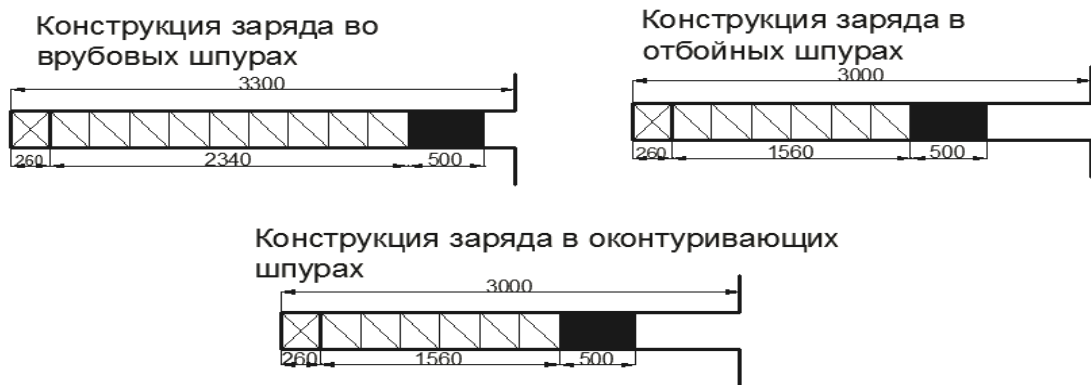


Рисунок 2.10 – Схема зарядов ВВ по варианту 1

Схема расположения шпуров в забое приведена на рисунке 2.11.

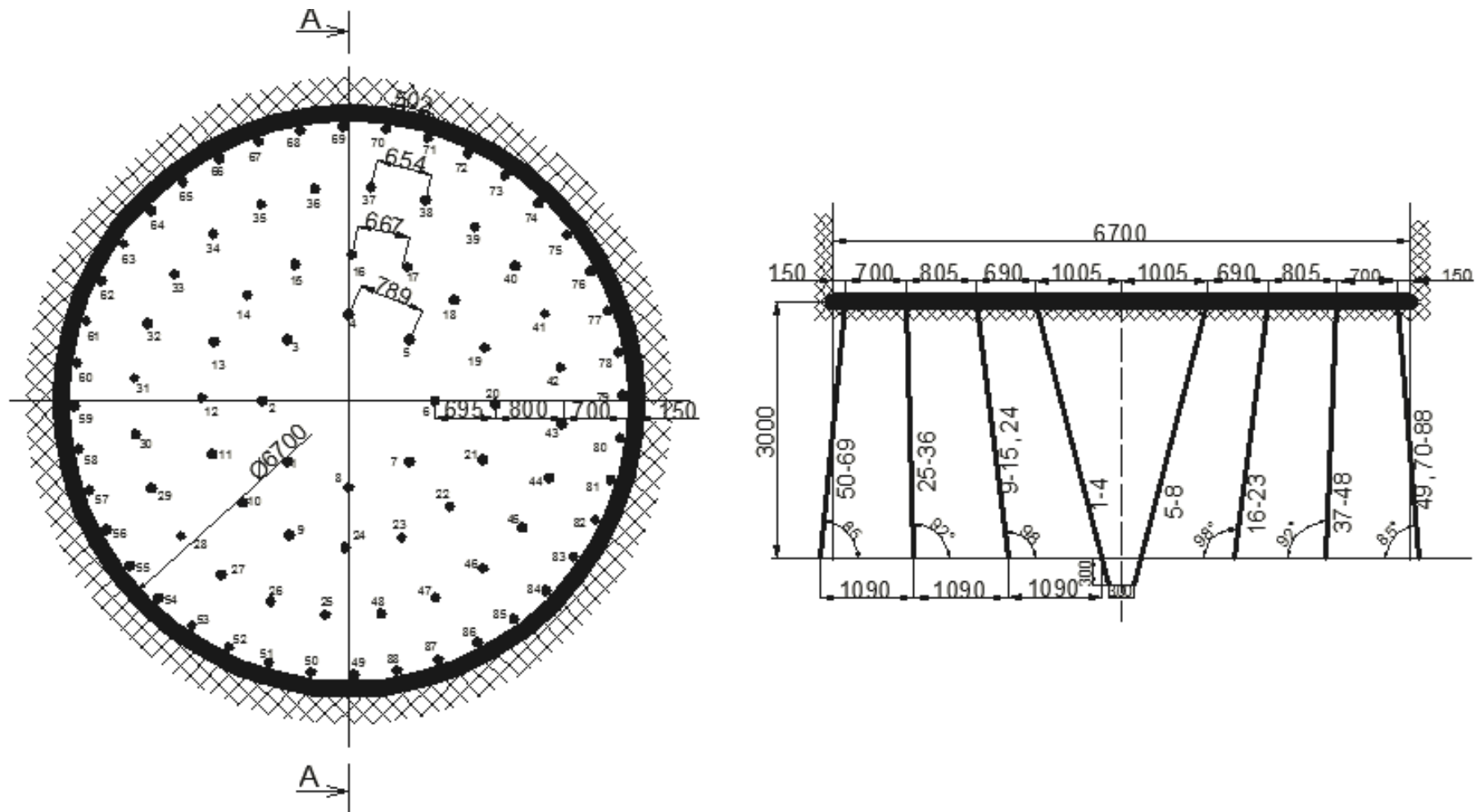


Рисунок 2.11 –Схема расположения шпуров в забое по варианту 1

2.8 Расчет паспорта БВР по предлагаемой методике (вариант 2)

Исходные данные и расчет основных характеристик БВР

Исходные данные для построения паспорта:

Крепость по М.М. Протодьяконову $f=6-15$ (15), породы трещиноватые, трещины в основном открытые.

Диаметр шпуров 48 мм.

Способ заряжания: патронированных ВВ - ручной, с применением пневматических зарядчиков.

Характеристики применяемого ВВ приведены в таблице 2.11.

Таблица 2.11 – Характеристика применяемых ВВ

№ п/п	Тип ВВ	Диаметр патрона, мм	Длина патрона, мм	Масса в патроне, г	Плотность, кг/м ³	Скорость детонации, м/с
1	Аммонит №6 ЖВ	36	260	300	1000-1200 (1100)	3600-4800 (4060)

Основные характеристики паспорта БВР приведены в таблице 2.12.

Таблица 2.12 – Основные характеристики паспорта БВР

Наименование	Обозначение	Ед.изм	Значение
			Аммонит 6ЖВ
Плотность ВВ в заряде	q	кг/м ³	1100
Скорость детонации ВВ	D	м/с	4060
Радиус заряда	$rв$	м	0,016
Коэффициент крепости по шкале проф. М.М.Протодьяконова	f		15
Предел прочности на сжатие	$\sigma_{сж}$	Па	10000000
Предел прочности на срез		Па	10000000
Длина врубовых шпуров	$l_{ш}$	м	3,3
Длина основного комплекта шпуров	$l_{ш}$	м	3

Основные характеристики зоны регулируемого дробления сведены в таблицу 2.13.

Таблица 2.13 – Характеристики основных параметров зоны регулируемого дробления

Наименование	Обозначение	Ед. изм.	Значение
			Аммонит 6ЖВ
Радиус зоны смятия	$R_{см}$	м	0,11
Радиус зоны трещинообразования	$R_{тр}$	м	0,87
Линия наименьшего сопротивления	W	м	0,76

Результаты расчетов:

1. Радиус зоны смятия:

$$R_{см} = d \sqrt{\frac{\rho \cdot D^2}{8 \cdot \sigma_{сж}}} = d \sqrt{\frac{\rho \cdot D^2}{8 \cdot f \cdot 10^7}}, \quad (2.98)$$

для аммонита 6ЖВ – $R_{см} = 0,036 \cdot \sqrt{\frac{1100 \cdot 3316^2}{8 \cdot 15 \cdot 10^7}} = 0,11, \text{ м.}$

2. Радиус зоны трещинообразования:

$$R_{тр} = 0,2102 \cdot d \cdot \rho^{0,75} \cdot D^{1,5} \cdot \sigma_{сж}^{-0,25} \cdot \tau_{ср}^{-0,5}, \text{ м,} \quad (2.99)$$

для аммонита №6ЖВ –

$$R_{тр} = 0,2102 \cdot 0,036 \cdot 1100^{0,75} \cdot 3316^{1,5} \cdot 100000000^{-0,25} \cdot 10000000^{-0,5} = 0,87, \text{ м.}$$

3. Линия наименьшего сопротивления:

$$W = R_{тр} \cdot \cos(0,5 \cdot \alpha), \text{ м,} \quad (2.100)$$

для аммонита №6ЖВ – $W = 0,87 \cdot \cos(0,5 \cdot 60) = 0,76, \text{ м.}$

2.8.1 Расчет количества окружностей и их радиусов

Количество окружностей определяется по формуле:

$$N_{ок} = \frac{\frac{D_{ст.вч.} - R_{см}}{2}}{W}, \text{М,} \quad (2.101)$$

$$N_{ок} = \frac{\frac{D_{ст.вч.} - R_{см}}{2}}{W} = \frac{\frac{6,7 - 0,11}{2}}{0,76} = 4 \text{ шт.}$$

Радиус окружности оконтуривающих шпуров равен:

$$R_{окр.ок.} = \frac{D_{ст.}}{2} - R_{см}, \text{М,} \quad (2.102)$$

$$R_{окр.ок.} = \frac{6,7}{2} - 0,11 = 3,24 \text{ м.}$$

Радиус окружности первого ряда вспомогательных шпуров:

$$R_{ок.всп1} = R_{ок.оконт} - W, \text{М,} \quad (2.103)$$

$$R_{ок.всп1} = 3,24 - 0,76 = 2,48 \text{ м.}$$

Радиус окружности второго ряда вспомогательных шпуров:

$$R_{ок.всп2} = R_{ок.всп1} - W, \text{М,} \quad (2.104)$$

$$R_{ок.всп2} = 2,48 - 0,76 = 1,72 \text{ м.}$$

Радиус окружности врубовых шпуров:

$$R_{ок.вр} = R_{ок.всн2} - W, \text{ м}, \quad (2.105)$$

$$R_{ок.вр} = 1,72 - 0,76 = 0,97 \text{ м.}$$

2.8.2 Расчет количества шпуров в забое

Количество шпуров оконтуривающей окружности находится по формуле:

$$N_{ун.ок} = \frac{2 \cdot \pi \cdot R_{ок.окон}}{R_{тр}}, \text{ шт}, \quad (2.106)$$

$$N_{ун.ок} = \frac{2 \cdot 3,14 \cdot 3,24}{0,87} = 23 \text{ шт.}$$

Количество шпуров первой вспомогательной окружности рассчитывается:

$$N_{ун.всн1} = \frac{2 \cdot \pi \cdot R_{ок.всн1}}{R_{тр}}, \text{ шт} \quad (2.107)$$

$$N_{ун.всн1} = \frac{2 \cdot 3,14 \cdot 2,48}{0,87} = 18 \text{ шт.}$$

Количество шпуров второй вспомогательной окружности находится по формуле:

$$N_{ун.всн2} = \frac{2 \cdot \pi \cdot R_{ок.всн2}}{R_{тр}}, \text{ шт}, \quad (2.108)$$

$$N_{ун.всн2} = \frac{2 \cdot 3,14 \cdot 1,72}{0,87} = 12 \text{ шт.}$$

Количество шпуров врубовой окружности равно:

$$N_{шн.сп} = \frac{2 \cdot \pi \cdot R_{ок.сп}}{R_{пр}}, \text{ шт}, \quad (2.109)$$

$$N_{шн.сп} = \frac{2 \cdot 3,14 \cdot 0,97}{0,87} = 7 \text{ шт.}$$

Общее количество шпуров в забое равно 60шт.

2.8.3 Определение расстояния между шпурами

Расстояние между шпурами ооконтуривающей окружности находится по формуле:

$$L_{окон} = \frac{2 \cdot \pi \cdot (R_{cm} - R_{cm})}{N_{окон}}, \text{ м}, \quad (2.110)$$

$$L_{окон} = \frac{2 \cdot 3,14 \cdot (3,35 - 0,11)}{23} = 0,885 \text{ м.}$$

Расстояние между шпурами первой вспомогательной окружности равно:

$$L_{всн1} = \frac{2 \cdot \pi \cdot (R_{cm} - R_{cm} - W)}{N_{всн1}}, \text{ м}, \quad (2.111)$$

$$L_{всн1} = \frac{2 \cdot 3,14 \cdot (3,35 - 0,11 - 0,76)}{18} = 0,865 \text{ м.}$$

Расстояние между шпурами второй вспомогательной окружности определяют как:

$$L_{всн2} = \frac{2 \cdot \pi \cdot (R_{cm} - R_{cm} - 2 \cdot W)}{N_{всн2}}, \text{ м}, \quad (2.112)$$

$$L_{всн2} = \frac{2 \cdot 3,14 \cdot (3,35 - 0,11 - 2 \cdot 0,76)}{12} = 0,90 \text{ м.}$$

Расстояние между шпурами врубной окружности равно:

$$L_{\text{вр}} = \frac{\pi \cdot D_{\text{ок.вр}}}{N_{\text{вр}}}, \text{ м}, \quad (2.113)$$

$$L_{\text{вр}} = \frac{0,97^2 \cdot 3,14}{7} = 0,870 \text{ м}.$$

Глубина шпуров определяется возможностями технологического оборудования и, как правило, равна длине штанги. Глубина оконтуривающих и вспомогательных шпуров меньше врубных примерно на 3-10 %.

Для расчета длины шпура используется следующая формула:

$$l = \frac{A \cdot m}{\rho \cdot n}, \text{ м}, \quad (2.114)$$

где A – сменная производительность БУКС, м;

m – число смен бурения в одном проходческом цикле, шт.;

ρ – коэффициент, учитывающий объем подбурки (принимается от 1 до 1,1);

n – количество шпуров в забое, шт.

$$l = \frac{180 \cdot 1}{1 \cdot 60} = 3, \text{ м}.$$

Длину врубных шпуров принимаем на 3-10% больше, и таким образом она составит 3,3 м.

Расчет длины забойки ведется по следующей формуле:

$$L = \frac{W}{1,41} \cdot \left(\frac{E \cdot \rho}{p_3 \cdot P} \right)^{0,5}, \text{ м}, \quad (2.115)$$

где E – модуль упругости породы, кг/см²;

ρ – удельная масса породы, кг/м³;

ρ_3 – удельная масса материала забойки, кг/м³;

P – удельное давление газов взрыва на торец забойки, кг/см²,

$$L = \frac{0,76}{1,41} \cdot \left(\frac{0,0008 \cdot 3200}{2600 \cdot 1100} \right)^{0,5} = 0,5, \text{ м}$$

Длина заряда во врубовых шпурах рассчитывается по формуле:

$$L_3 = l_{\text{ш}} - 0,5W - l_{\text{заб}} - l_{\sigma}, \text{ м}, \quad (2.116)$$

$$L_3 = 3,3 - 0,5 \cdot 0,76 - 0,6 - 0,26 = 2,06, \text{ м}.$$

Количество патронов во врубовых шпурах равно:

$$l_n = \frac{L_3}{l_n}, \text{ шт} \quad (2.117)$$

$$l_n = \frac{2,06}{0,260} = 7,9 \approx 8 \text{ шт.}$$

Вес заряда во врубовых шпурах равен:

$$Q_{\text{з.вр.}} = 8 \cdot 0,3 \cdot 7 = 16,8 \text{ кг.}$$

Длина заряда во вспомогательных и оконтуривающих шпурах рассчитывается по формуле:

$$L_3 = 3 - 0,5 \cdot 0,76 - 0,6 - 0,26 = 1,76, \text{ м}.$$

Количество патронов во вспомогательных и оконтуривающих шпурах

равно:

$$l_n = \frac{1,76}{0,260} = 6,8 \approx 7 \text{ шт.}$$

Вес заряда в оконтуривающих шпурах равен:

$$Q_3 = 7 \cdot 0,3 \cdot 30 = 63, \text{ кг.}$$

Вес заряда во вспомогательных шпурах равен:

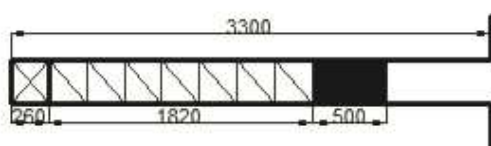
$$Q_3 = 7 \cdot 0,3 \cdot 23 = 48,3, \text{ кг.}$$

Уточненный общий расход ВВ составляет:

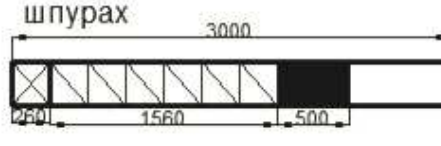
$$Q_\phi = Q_1 + Q_2 + Q_3 + Q_4 = 48,3 + 63 + 16,8 = 128,1 \text{ кг.}$$

Строятся конструкции зарядов для каждого вида шпуров (рис.).

Конструкция заряда во врубовых шпурах



Конструкция заряда в отбойных шпурах



Конструкция заряда в оконтуривающих шпурах

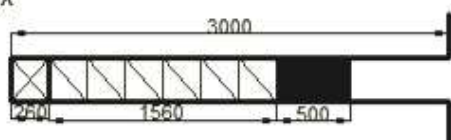


Рисунок 2.12 –Конструкция зарядов

Схема расположения шпуров в забое представлена на рисунке 2.13.

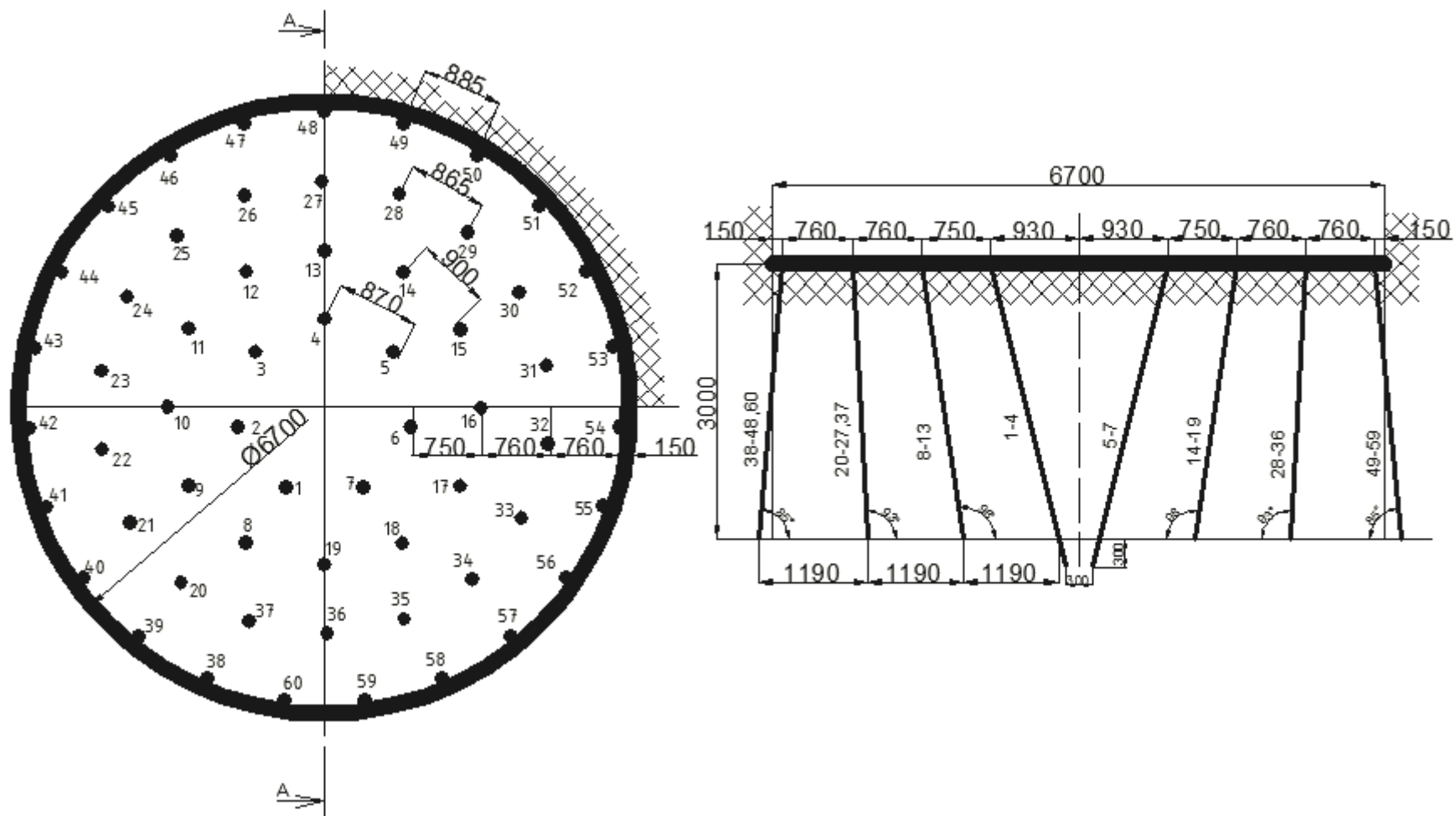


Рисунок 2.13 – Схема расположения шпуров в забое по варианту 2

2.9 Погрузка породы

2.9.1 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.[30]

Принимаем машину с механическим вождением грейфера по забою *2КС-1МА*, технические характеристики которой приведены в таблице 2.14.

Погрузочная машина 2КС-1МА представленная на рисунке 2.14 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.

Таблица 2.14- 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.

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

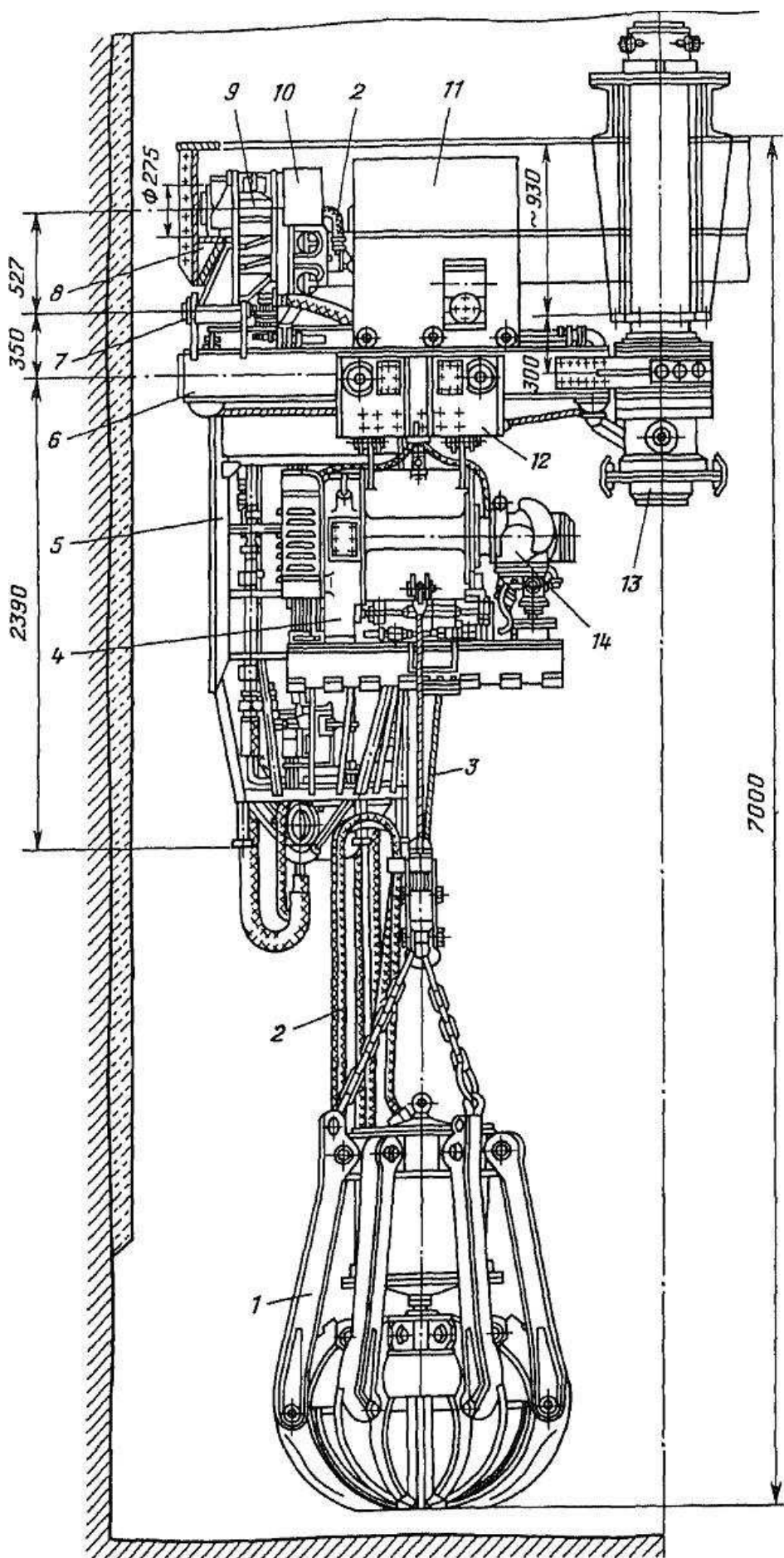


Рисунок 2.14 – Погрузочная машина 2КС-1МА

В общем виде производительность погрузки, м³/ч,

$$P = \frac{V}{T_{\text{пог}}}, \quad (2.118)$$

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

$T_{\text{пог}}$ время погрузки, ч.

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

$$T_{\text{пог}} = T_1 + T_2 + T_3 \quad (2.119)$$

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:

$$T_1 = \frac{S_{\text{вч}} \cdot \mu \cdot k_p \cdot (l \cdot \eta - h_2)}{P_T \cdot a_1} \quad (2.120)$$

где $S_{\text{вч}}$ - площадь поперечного сечения ствола вчерне ($S_{\text{вч}}=35,2$ м²);

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

l - средняя глубина шпуров ($l=3,15$ 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 в первой фазе ($a_1=0,8$).

$$T_1 = \frac{35,2 \cdot 1,03 \cdot 1,5 \cdot (3,15 \cdot 0,9 - 0,45)}{282 \cdot 0,8} = 0,58 \text{ ч}$$

Время погрузки породы во второй фазе:

$$T_2 = \frac{S_{вч} \cdot \mu \cdot k_p \cdot h_2}{n_1 \cdot P_1} \quad (2.121)$$

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

P_1 - производительность труда рабочего по разборке породы, м³/ч, значение которой в зависимости от типа пород принимают по таблице 6.2 ($P_1=1,7$ м /ч).

$$T_2 = \frac{35,2 \cdot 1,03 \cdot 1,5 \cdot 0,45}{3 \cdot 1,7} = 4,8 \text{ ч}$$

Таблица 2.15- Производительность труда рабочего по разборке породы

Производительность труда рабочего по разборке породы, м ³ /ч	Порода		
	Сланцы (f=6-4)	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)

$$T_3 = \frac{S_{вч} \cdot \mu \cdot k_p \cdot (l \cdot \eta - h_2) \cdot t_1}{k_3 \cdot V_1} \quad (2.122)$$

где t_1 - продолжительность простоев погрузочной машины из-за маневров бадьи в забое ($T=0,012$ ч);

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

V_6 - объем бадьи ($V_6=5$ м³);

$$T_3 = \frac{35,2 \cdot 1,03 \cdot 1,5 \cdot (3,15 \cdot 0,9 - 0,45) \cdot 0,012}{0,9 \cdot 5} = 0,34 \text{ ч}$$

$$T_{\text{пог}} = 0,58 + 4,8 + 0,34 = 5,72 \text{ ч}$$

Объем погружаемой породы, м³ /ч

$$V = S_{\text{вч}} \cdot l \cdot \eta \cdot \mu \cdot k_p \quad (2.123)$$

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

$$V = 35,2 \cdot 3,15 \cdot 0,9 \cdot 1,03 \cdot 1,5 = 154,18$$

$$P = \frac{154,18}{5,72} = 26,9 \text{ м}^3/\text{ч}.$$

2.9.2 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 ствола.

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

$$P_{\text{п}} = \frac{3600 \cdot V_6 \cdot k_3}{T_{\text{ц}} \cdot k} \quad (2.124)$$

где V_6 - вместимость бадьи ($V_6=5$ м);

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

k - коэффициент неравномерности работы подъема, учитывающий время спуска и подъема лиц технического надзора, спуска временной крепи и т.п., ($k=1,4$);

T_u - 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:

$$T_{ц} = \frac{2 \cdot H - 37}{V} + 2,6 \cdot V + 144 \quad (2.125)$$

где H - глубина ствола ($H=550$ 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:

$$V = \frac{\sum P_{пог} \cdot T_{ц} \cdot k}{3600 \cdot k_3} \quad (2.126)$$

где $\sum P_{пог}$ - 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 определяем из выражения:

$$n = \frac{3600}{T_{ц} \cdot k} \quad (2.127)$$

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

Принимаем число подъемов $n=9$.

Результаты расчетов по погрузке и подъему породы сведены в табл. 2.16.

Таблица 2.16 - Расчетные значения по погрузке породы

Наименование	Ед. изм.	Обозначение	Значение
Производительность погрузки	м ³ /ч	P	26,9
Объем погружаемой породы	м ³	V	154,2
время погрузки всей взорванной породы	ч	T _{пог}	5,72
Время погрузки породы в первой фазе	ч	T ₁	0,58
Время погрузки породы во второй фазе	ч	T ₂	4,8
Продолжительность задержек подъема	ч	T ₃	0,34
Производительность подъема	м ³ /ч	P _п	38,8
Продолжительность полного цикла подъема	с	T _ц	298
Число подъемов в один час	шт	n	9
Необходимая скорость бадьи	м/с	v	4,9

2.10 Организация работ при проходке ствола

Наиболее эффективной формой организации труда при проходке стволов является циклический график, в котором отражаются взаимосвязь и последовательность выполнения проходческих операций, увязываемых в единый технологический процесс [30].

Продолжительность проходческого цикла зависит от конкретных горно-технических условий и режима горно-проходческих работ.

Расчетная продолжительность цикла равна:

$$T_{ц} = T_{бур} + T_{з} + T_{с} + T_{н} + T_{к} + T_{ес}, \text{ ч} \quad (2.128)$$

где $T_{бур}$ – продолжительность бурения шпуров установкой БУКС 1м,

$$T_{бур} = \frac{N \cdot l}{k \cdot v} \quad (2.129)$$

где N – число шпуров в забое, шт;

l – средняя глубина шпуров в комплекте, м;

k – количество бурильных машин в установке, ($k=4$);

По варианту 1

$$T_{бур} = \frac{88 \cdot 3,15}{2 \cdot 0,8} = 1,5 \text{ ч};$$

По варианту 2

$$T_{бур} = \frac{60 \cdot 3,15}{2 \cdot 0,8} = 1 \text{ ч};$$

$T_{з}$ – продолжительность зарядки шпуров, ч,

$$T_3 = \frac{N \cdot t_{зар}}{(\varphi_1 \cdot N_3) + t_{пз}}, \quad (2.130)$$

где $t_{зар}$ – время зарядания одного шпура, ($t_{зар} = 7$ мин);

φ_1 – коэффициент, учитывающий занятость рабочих, участвующих в зарядании, $\varphi_1 = 0,75$;

$N_{зар}$ – число проходчиков, занятых на зарядании шпуров;

$t_{пз}$ – время подготовительно-заключительных операций при зарядании, мин, $t_{пз} = 20$ мин,

По варианту 1

$$T_3 = \frac{88 \cdot 7}{(0,75 \cdot 2) + 20} = 30, \text{ мин};$$

По варианту 2

$$T_3 = \frac{60 \cdot 7}{(0,75 \cdot 2) + 20} = 20, \text{ мин};$$

где T_6 – время проветривания забоя после взрыва, ч, $T_6 = 0,5$ ч;

T_n – время погрузки взорванной породы, ч, $T_n = 5,8$ ч;

$T_{кр}$ – время крепления ствола, ч,

$$T_{кр} = t_{\delta} + t_{пз},$$

где t_{δ} – время на бетонирование одной заходки,

$$t_{\delta} = \frac{(S_{сч} \cdot \mu - S) - h_o}{P_{\delta}}, \quad (2.131)$$

где μ – коэффициент излишка сечения ствола, $\mu = 1,03$;

P_{δ} – производительность труда рабочих при подаче бетона за опалубку, м³/ч, при одном бетоноводе $P_{\delta} = 8$ м³/ч,

$$t_{\sigma} = \frac{(35,2 \cdot 1,03 - 28,3) - 4}{8} = 3,9, \text{ ч},$$

Время крепления ствола равно:

$$T_{кр} = 3,9 + 2,5 = 6,4 \text{ ч.}$$

По варианту 1

$$T_{у} = 1,5 + 0,6 + 0,5 + 5,8 + 6,4 + 7 = 21,8 \text{ ч.}$$

По варианту 2

$$T_{у} = 1 + 0,4 + 0,5 + 5,8 + 6,4 + 6,1 = 20,2 \text{ ч.}$$

Организация работ при проходке ствола по обоим вариантам приведена в табл. 2.17 и 2.18.

Таблица 2.17 – Организация работ при проходке ствола для 1 варианта

Наименование операций	Ед. Изм.	Кол.рабочи	Затрат.вр	Первая смена												Вторая смена											
				1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17	18	19	20	21	22	23	24
Спуск людей в забой, подготовка оборудования	мин	2	30	■																							
бурение шпуров	мин	1	80	■	■																						
Уборка, выдача бурового оборудования	мин	2	30		■																						
Спуск ВМ и зарядание	мин	1	90		■	■																					
Взрывание и проветривание	мин	1	60			■	■																				
Приведение забоя в безопасное состояние	мин	1	60				■	■																			
Крепление	мин	3	400						■	■	■	■	■	■	■	■	■	■	■	■	■	■	■	■	■		
Заключительные операции	мин		120															■	■	■	■	■	■	■	■		
Уборка породы	мин	2	350																■	■	■	■	■	■	■		
Обеденный перерыв	мин		45						■	■	■	■	■	■	■	■	■	■	■	■	■	■	■	■	■		
Пересменка	мин		60																						■		

Таблица 2.18 - Организация работ при проходке ствола для 2 варианта

Наименование операций	Ед. Изм.	Сол.рабочи	Затрат.вр	Первая смена												Вторая смена											
				1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17	18	19	20	21	22	23	24
Спуск людей в забой, подготовка оборудования	мин	2	30	■																							
бурение шпуров	мин	1	60	■	■																						
Уборка, выдача бурового оборудования	мин	1	30		■																						
Спуск ВМ и зарядание	мин	1	40			■																					
Взрывание и проветривание	мин	1	60				■																				
приведение забоя в безопасное состояние	мин	1	40					■																			
Крепление	мин	3	400					■	■	■	■	■	■	■	■	■	■	■	■	■	■	■	■	■	■		
Заключительные операции	мин		80																								
Уборка породы	мин	1	350																								
Обеденный перерыв	мин		45																								
Пересменка	мин		60																								

3 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°C при относительной влажности не более 90 % [44].

3.1 Расчет параметров вентиляции

Расчет заключается в определении количества воздуха, подаваемого в забой, выборе диаметра вентиляционных труб, определении депрессии и подачи вентилятора, выборе типа вентилятора [30].

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

Для нагнетательной схемы проветривания, м³/мин

$$Q_z = \frac{2,25 \cdot S_{вч}}{t} \cdot \sqrt[3]{\frac{A \cdot b \cdot H^2 \cdot k_{обв}}{S_{вч} \cdot k_{ут}^2}}, \quad (3.1)$$

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

A - количество ВВ, одновременно взрываемого в забое;

$S_{вч}$ - площадь поперечного сечения ствола вчерне ($S_{вч}=35,2$ м²);

H - конечная глубина ствола ($H=550$ м);

$k_{обв}$ - коэффициент обводнённости ствола находим по таблице 3.1 ($k_{обв}=0,6$)

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

b –газовость ВВ, л/кг ($b=895$ для Аммонит №6 ЖВ).

По варианту 1

$$Q = \frac{2,25 \cdot 35,2}{30} \cdot \sqrt[3]{\frac{192 \cdot 895 \cdot 550^2 \cdot 0,6}{35,2 \cdot 1,02^2}} = 2502,45 \text{ м}^3/\text{мин}$$

По варианту 2

$$Q = \frac{2,25 \cdot 35,2}{30} \cdot \sqrt[3]{\frac{128,1 \cdot 895 \cdot 550^2 \cdot 0,6}{35,2 \cdot 1,02^2}} = 2186,66 \text{ м}^3/\text{мин.}$$

Таблица 3.1- 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
Капеж. Горизонтальные и наклонные тупиковые выработки частично проводятся по водоносным породам (влажные выработки)	0,5
Стволы обводненные (приток от 6 до 15 м ³ /ч) глубиной более 200 м, капеж 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 200 м.	0,15

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

$$Q_c = 6 \cdot n, \quad (3.2)$$

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

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

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

$$Q_{\min} = 60 \cdot V_{\min} \cdot S_{BЧ}, \quad (3.3)$$

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

$$Q_{\min} = 60 \cdot 0,15 \cdot 35,2 = 316,8 \text{ м}^3/\text{мин}.$$

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.

$$Q_B = \frac{Q_{\max} \cdot k_{ym}}{60}. \quad (3.4)$$

По варианту 1

$$Q_B = \frac{2502,45 \cdot 1,02}{60} = 42,54 \text{ м}^3/\text{с}.$$

По варианту 2

$$Q_B = \frac{2186,66 \cdot 1,02}{60} = 37,2 \text{ м}^3/\text{с}.$$

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

$$h_B = Q_B^2 \cdot R_T, \quad (3.5)$$

где R_T - аэродинамическое сопротивление става труб, $\text{Н} \cdot \text{с}^2/\text{м}^3$, которое определяют из выражения:

$$R_T = \frac{6.5 \cdot a \cdot H}{d_T^5 + R_k}, \quad (3.6)$$

где a - коэффициент аэродинамического сопротивления трубопровода, $\text{Н} \cdot \text{с}^2/\text{м}^4$, для металлических труб диаметром 0,7м $a=0,0003$;

R_k - 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 ($R_k=0,3$).

$$R_T = \frac{6,5 \cdot 0,0003 \cdot 550}{0,7^5 + 0,3} = 1,36 \text{ Н} \cdot \text{с}^2/\text{м}^4.$$

По варианту 1

$$h_B = 42,54^2 \cdot 1,36 = 2461,13 \text{ Па}.$$

По варианту 2

$$h_B = 37,2^2 \cdot 1,36 = 1882 \text{ Па}.$$

Таблица 3.2 – Зависимость аэродинамического сопротивления от фактического диаметра трубы

$R_k, \text{Н} \cdot \text{с}^2/\text{м}^3$	0,79	0,58	0,3	0,17	0,11	0,07	0,03
$D_T, \text{м}$	0,4	0,6	0,7	0,8	0,9	1,0	1,2

3.2 Выбор вентилятора

Исходя из результатов расчета подачи Q_B и статического напора h_B выбираем вентилятор ВЦП-16, технические характеристики которого приведены в таблице 3.3

Таблица 3.3-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 3.4

Таблица 3.4- Расчетные значения по проветриванию ствола

Наименование	Обозначение	Значение		Единицы измерений
Количество воздуха после ВР	Q_T	20502,45	2186,66	м ³ /мин
Приведенный диаметр вентиляционной трубы	d_n	0,7		м
Количество воздуха по числу людей в забое	Q_c	60		м ³ /мин
Количество воздуха по минимальной скорости его движения	V_{min}	316,8		м ³ /мин
Подача вентилятора	Q_B	42,54	37,2	м ³ /с
Статический напор, создаваемый вентилятором	h_B	4126	3155	Па
Аэродинамическое сопротивление става труб	R_T	2,28		Н·с ² /м ³

4 БЕЗОПАСНОСТЬ ЖИЗНЕДЕЯТЕЛЬНОСТИ

Разработка месторождений полезных ископаемых подземным способом включает деятельность по проектированию, строительству, эксплуатации, расширению, реконструкции, техническому перевооружению, консервации и ликвидации объектов подземных горных работ.

Деятельность, связанная с разработкой месторождений полезных ископаемых подземным способом, должна осуществляться в соответствии с проектами, выполненными с учётом требований нормативных документов:

- Федерального закона РФ от 21.07.97 № 116-ФЗ «О промышленной безопасности опасных производственных объектов»;

- Федеральный закон РФ 21.02.92 № 2395-1 «О недрах» (Собрание законодательства Российской Федерации, 1995, № 10, ст. 823), других федеральных законов;

- ВНТП 13-2-93 «Нормы технологического проектирования горнодобывающих предприятий металлургии с подземным способом разработки», СПб, 1993;

- Методические указания по технологическому проектированию горнодобывающих предприятий металлургии с подземным способом разработки (Приложение к ВНТП 13-2-93);

- СП 91.13330.2012 «Подземные горные выработки»;

- Федеральные нормы и правила в области промышленной безопасности "Правила безопасности при ведении горных работ и переработке твердых полезных ископаемых", утвержденные приказом Федеральной службы по экологическому, технологическому и атомному надзору от 11.12.2013 № 599;

- Федеральные нормы и правила в области промышленной безопасности "Правила безопасности при взрывных работах", утвержденные приказом Федеральной службы по экологическому, технологическому и атомному надзору от 16.12.2013 № 605;

- ГОСТ 12.4.011-89 «Система стандартов безопасности труда. Средства

защиты работающих. Общие требования и классификация»;

- Федеральный закон РФ № 197-ФЗ «Трудовой кодекс Российской Федерации» от 30.12.2001;

- ПБ 07-601-03 «Правила охраны недр»;

- СНиП 21-01-97* «Пожарная безопасность зданий и сооружений»;

- СП 56.13330.2011 «Производственные здания»;

- СП 43.13330.2012 «Сооружения промышленных предприятий».

Виды деятельности, на осуществление которых требуются лицензии, и порядок оформления лицензий устанавливаются законодательством Российской Федерации.

Горные работы должны вестись в соответствии с проектом и годовыми планами развития горных работ, согласованными с территориальными органами Ростехнадзора РФ, и установленной геолого-маркшейддорской документацией.

4.1 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 приемам работы, недостаточный контроль за работой.

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

4.2 Меры безопасности в эксплуатации подъемных машин, лебедок, канатов и прицепных устройств

Подъемная машина должна быть оборудована контрольно-измерительными приборами, регистратором параметров, обеспечивающим измерение, регистрацию положения и скорости движения подъемных сосудов; тока подъемных двигателей; давления в тормозной системе, в том числе регистрацию, определение и визуализацию причины включения предохранительного тормоза.

Отношение наименьшего диаметра навивки к диаметру каната должно быть не менее:

120 - для одноканатных подъемных машин со шкивом трения;

95 - для многоканатных подъемных машин с отклоняющим шкивом;

78 - для направляющих шкивов и барабанов одноканатных подъемных установок на поверхности, а также многоканатных установок без отклоняющего шкива;

60 - для направляющих шкивов и барабанов подземных подъемных машин и лебедок, а также для машин и лебедок, используемых при проходке

выработок;

50 - для передвижных подъемных машин, направляющих шкивов и барабанов лебедок, применяемых на породных отвалах, а также для откаточных лебедок;

20 - для направляющих шкивов и барабанов проходческих грузовых лебедок, предназначенных для подвески полков, подвесных насосов, трубопроводов, спасательных лестниц и опалубок.

Для передвижных, вспомогательных и маневровых лебедок, а также для направляющих шкивов наклонных подъемных установок с углом обхвата шкива канатом до 15° указанное отношение не ограничивается.

Навивка каната на барабан должна соответствовать назначению подъемной установки в соответствии с паспортом и руководством по эксплуатации завода-изготовителя.

Барабаны вновь монтируемых подъемных машин должны иметь реборды с двух сторон высотой не менее 1,5 диаметра каната. Набивочная поверхность барабанов должна иметь нарезанные спиральные канавки независимо от числа слоев навивки.

При наличии более одного слоя навивки канатов на барабан должны быть соблюдены следующие условия:

реборда барабана должна выступать над верхним слоем на 2,5 диаметра каната;

конструктивное исполнение набивочной поверхности или реборды барабана должно обеспечивать плавный переход каната на следующий слой навивки;

критический участок каната длиной в четверть последнего витка нижнего ряда (переход на верхний ряд) должен осматриваться (контроль обрыва проволок и потери сечения металла), не реже чем один раз в 2 месяца.

Передвижку каната производить в зависимости от интенсивности эксплуатации через 6 - 12 месяцев.

Запрещается прикрепление конца каната к валу барабана. Крепление

концов каната к барабану производится через специально предусмотренные на барабане устройства, позволяющие закрепить канат не менее чем в трех точках.

Для ослабления натяжения каната в месте его прикрепления к барабану на поверхности барабана должно быть не менее трех витков трения при футеровке деревом или пресс-массой и не менее пяти витков трения на барабанах, не футерованных фрикционными материалами. Кроме витков трения должны быть запасные витки для периодических испытаний каната. Запасные витки могут располагаться как на поверхности барабана, так и внутри него. Бобины, предназначенные для размещения запасных витков каната, должны иметь специальные устройства, позволяющие фиксировать их относительно барабана машины.

Сегменты футеровки ведущих шкивов подъемных установок со шкивами трения и копровых шкивов должны прикрепляться так, чтобы на кромках желоба футеровки не было никаких соединительных частей, которые при нарушении их крепления могли бы попасть в желоб под канат. Болты, закрепляющие футеровку, подлежат осмотру еженедельно. Реборды направляющих шкивов и шкивов трения вновь изготавливаемых машин должны выступать над верхней частью каната не менее чем на 1,5 его диаметра.

Сегменты футеровки должны заменяться новыми при изношенности их в глубину на один диаметр каната или когда остаточная высота сегмента окажется 0,75 диаметра каната.

Копровые площадки должны иметь защитные перекрытия от атмосферных осадков или устройства для удаления льда.

Максимальная скорость подъема и спуска людей по вертикальным выработкам не должна превышать 12 м/с.

Канаты шахтных подъемных установок подлежат осмотру лицами, специально выделенными лицами, назначенными приказом руководителя предприятия, в следующие сроки:

а) ежедневно - подъемные канаты сосудов и противовесов вертикальных и наклонных подъемных установок, уравновешивающие канаты подъемных

установок со шкивами трения, канаты для подвески механических грузчиков (грейферов) при проходке стволов.

На многоканатных подъемных установках, когда у канатов число оборванных проволок не превышает 2 % общего числа проволок каната на длине одного шага свивки, допускается, чтобы одним человеком производился одновременно осмотр не более двух головных и уравнивающих канатов. Если на одно прицепное устройство навешено два резинотросовых уравнивающих каната, их осмотр производит один человек;

б) еженедельно - уравнивающие канаты подъемных установок с машинами барабанного типа, тормозные и проводниковые, канаты для подвески полков, кабелей и проходческого оборудования, а также подъемные и уравнивающие резинотросовые канаты с участием механика подъема (старшего механика по подъемам или по стационарному оборудованию);

в) ежемесячно - подъемные и уравнивающие канаты, амортизационные и отбойные канаты с участием главного механика шахты или старшего механика по стационарному оборудованию; канаты, постоянно находящиеся в стволах, - с участием механика проходки строящейся шахты или старшего механика по стационарному оборудованию;

г) канаты для навески проходческого оборудования и направляющие канаты должны осматривать еженедельно специально назначенные электрослесари, два раза в месяц - механик проходки и один раз в месяц - главный механик шахтопроходческого (шахтостроительного) управления. Канаты осматриваются посекторно из раздела бадьи, ближе всего примыкающего к осматриваемым канатам.

Канаты должны осматриваться по всей длине при скорости движения не более 0,3 м/с.

Поврежденные участки канатов, а также стыковые соединения резинотросовых канатов осматривают при неподвижном канате.

4.3 Принципиальные решения по организации труда

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;
- 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.

4.4 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.

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.

4.5 Борьба с пылью как профессиональной вредностью

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

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

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

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

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

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

Противопожарно - оросительный водопровод.

Все выработки, предназначенные для разработки медистых руд, крепятся несгораемой крепью: комбинированной, усиленной комбинированной, бетонной и железобетонной.

Для борьбы с пожарами и пылью в горных выработках предусматривается прокладка противопожарно - оросительного водопровода, который постоянно заполнен водой и находится под давлением 0,4-1,0 МПа.

Противопожарные трубопроводы оборудованы запорной арматурой, клапанами и вентилями с соединительными головками, устанавливаемыми согласно требованиям ФНиП в области промышленной безопасности.

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

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

Сухое пылеулавливание.

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

В ряде случаев вода резко ухудшает состояние пород. Поэтому в

настоящее время ведут значительные научно - исследовательские и производственно - экспериментальные работы по созданию систем сухого пылеулавливания.

В шахтах применяют следующие способы пылеулавливания:

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

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

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

4. Применение противопыльных респираторов.

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

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

По конструкции противопылевые респираторы делятся на две группы:

1. Клапанные, со сменными фильтрами многоразового использования;

2. Бесклапанные и клапанные, в которых фильтром служит сама маска, предназначенные для односменного пользования.

К первой группе относятся респираторы «Астра-2» и Ф-62Ш (ТУ 6-16-2485-81), РУ-60М (ГОСТ 12.4.041-2001), ко второй - клапанный У-2К (ТУ 6-16-2267-78) и бесклапанные респираторы ШБ-1, «Лепесток-200», «Лепесток-40» и «Лепесток-6» (ГОСТ 12.4.028-76) (цифры обозначают область применения при концентрации запыленности, превышающей предельно допустимую в 200, 40 и 5 раз соответственно при размере частиц пыли до 1 мк). «Лепесток-200» изготовлен из материала ФПП-15-15, а «Лепесток-40» и «Лепесток-5» - из ФПП-70-0,5 или ФПП-70-0,2.

4.6 Предупреждение взрыва газов и пыли

Поскольку строительство ствола производится 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.

4.7 Противопожарные мероприятия

Противопожарные мероприятия выполняются в соответствии с требованиями безопасности. Водоснабжение подземных горных работ осуществляется от магистральных сетей водопровода, от которых 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. Работой предусматривается также устройство поверхностного и подземных складов противопожарных материалов, которые укомплектовываются в соответствии с «Правилами безопасности при ведении горных работ и переработке твердых полезных ископаемых» от 11 декабря 2013 г. №599.

4.8 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, имеющие единую книжку взрывника (ЕКВ). Получить ЕКВ можно, закончив специальные лицензированные курсы и сдав соответствующий экзамен, комиссии возглавляемой представителем Федеральной службы по экологическому, технологическому и атомному надзору. 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.

4.9 Охрана недр

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

Ведение горностроительных работ в работе предусматривается с соблюдением требований «Правил безопасности при ведении горных работ и переработке твердых полезных ископаемых» от 11 декабря 2013 г. №599.

Порода, извлекаемая при проходке горных выработок будет выдаваться на поверхность в породные отвалы.

4.9.1 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 взорванной породы в бадью производится малогабаритным экскаватором MWY6/0,3.

Предварительный расчёт, учитывающий величины выбросов веществ в атмосферу показывает, что при применении на горных работах малотоксичного дизельного оборудования суммарный годовой выброс оксида углерода (CO) 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(CO) – 1,23 г/с и по оксидам азота (N)-0,133 г/с.

4.9.2 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 около порталов наклонных съездов на основной площадке. В водосборниках шахтные

воды осветляются путем осаждения от вредных примесей, которые при зачистке водосборников загружаются в автосамосвалы и вывозятся в отвал.

4.9.3 Мероприятия по предотвращению загрязнения земной поверхности

Порода от проходки ствола выдается на поверхность. На поверхности порода складировается в породный отвал, расположенный на специально отведенном участке.

После горнопроходческих работ производят рекультивацию земель. Работы по рекультивации проходят в два этапа –технический и биологический. На техническом этапе проводится корректировка ландшафта (засыпка траншей, ям, впадин, провалов грунта, разравнивание и террасирование промышленных терриконов), создаются гидротехнические и мелиоративные сооружения осуществляется захоронение токсичных отходов, производится нанесение плодородного слоя почвы. На биологическом этапе проводятся агротехнические работы, целью которых является улучшение свойств почвы.

4.10 План мероприятий по локализации и ликвидации последствий аварий

План мероприятий по локализации и ликвидации последствий аварий (ПМЛЛА) - документ содержащий возможные сценарии возникновения и развития аварий, а так же порядок действий персонала для минимизации последствий аварий объектах, в соответствии с требованиями, установленными федеральными нормами и правилами в области промышленной безопасности и разрабатывается на объекты зарегистрированные в реестре опасных производственных объектов.

Содержание планов мероприятий по локализации и ликвидации

последствий аварий на опасных производственных объектах и порядок их разработки определяется «Положением о разработке планов мероприятий по локализации и ликвидации последствий аварий» от 26 августа 2013г. №730

Планы мероприятий разрабатываются в целях обеспечения готовности организаций, эксплуатирующих опасные производственные объекты, к действиям по локализации и ликвидации последствий аварий на таких объектах.

Планы мероприятий разрабатываются для опасных производственных объектов, указанных в пункте 2 статьи 10 Федерального закона "О промышленной безопасности опасных производственных объектов" (далее - объекты).

План мероприятий разрабатывается для объекта, зарегистрированного в государственном реестре опасных производственных объектов. В случае если 2 и более объекта, эксплуатируемых одной организацией, расположены на одном земельном участке или на смежных земельных участках, организация, эксплуатирующая эти объекты, вправе разрабатывать единый план мероприятий.

Срок действия планов мероприятий составляет: а) для шахт угольных и объектов, на которых ведутся горные работы в подземных условиях, - 6 месяцев; б) для объектов, на которых ведутся открытые горные работы или работы по обогащению полезных ископаемых, - 1 год; в) для объектов I класса опасности - 2 года (за исключением объектов, указанных в подпунктах "а" и "б" настоящего пункта); г) для объектов II класса опасности - 3 года (за исключением объектов, указанных в подпунктах "а" и "б" настоящего пункта); д) для объектов III класса опасности - 5 лет (за исключением объектов, указанных в подпунктах "а" и "б" настоящего пункта).

В случае если в отношении расположенных на одном земельном участке или на смежных земельных участках 2 и более объектов, для которых пунктом 5 настоящего Положения установлены различные сроки действия планов мероприятий, разрабатывается единый план мероприятий, срок его действия устанавливается равным наименьшему сроку, предусмотренному указанным пунктом в отношении этих объектов.

Планы мероприятий пересматриваются: а) не менее чем за 15 календарных дней до истечения срока действия предыдущего плана мероприятий; б) не позднее 1 месяца после: реконструкции, технического перевооружения объекта или внесения изменений в технологию производства; внесения изменений в применяемые при осуществлении производственного контроля за соблюдением требований промышленной безопасности на объекте методики (методы) измерений или типы средств измерений; внесения изменений в системы управления технологическими процессами на объекте; ввода новых или закрытия отработанных участков горных выработок, внесения изменений в схемы вентиляции на них, а также после изменения путей выхода работников при аварии; в) в соответствии с актом технического расследования причин аварии на объекте; г) по предписанию федерального органа исполнительной власти в области промышленной безопасности или его территориального органа в случае выявления несоответствия сведений, содержащихся в плане мероприятий, сведениям, полученным в ходе осуществления федерального государственного надзора в области промышленной безопасности, или в случае выявления новых факторов риска по результатам технического расследования причин аварий на иных аналогичных объектах.

Планы мероприятий утверждаются руководителями (заместителями руководителей) организаций, эксплуатирующих объекты, либо руководителями обособленных подразделений юридических лиц (в случаях, предусмотренных положениями о таких обособленных подразделениях).

Планы мероприятий согласовываются руководителями профессиональных аварийно-спасательных служб или профессиональных аварийно-спасательных формирований, с которыми заключен договор на обслуживание объектов.

План мероприятий предусматривает:

а) возможные сценарии возникновения и развития аварий на объекте; б) достаточное количество сил и средств, используемых для локализации и

ликвидации последствий аварий на объекте (далее - силы и средства), соответствие имеющихся на объекте сил и средств задачам ликвидации последствий аварий, а также необходимость привлечения профессиональных аварийно-спасательных формирований; в) организацию взаимодействия сил и средств; г) состав и дислокацию сил и средств; д) порядок обеспечения постоянной готовности сил и средств к локализации и ликвидации последствий аварий на объекте с указанием организаций, которые несут ответственность за поддержание этих сил и средств в установленной степени готовности; е) организацию управления, связи и оповещения при аварии на объекте; ж) систему взаимного обмена информацией между организациями - участниками локализации и ликвидации последствий аварий на объекте; з) первоочередные действия при получении сигнала об аварии на объекте; и) действия производственного персонала и аварийно-спасательных служб (формирований) по локализации и ликвидации аварийных ситуаций; к) мероприятия, направленные на обеспечение безопасности населения; л) организацию материально-технического, инженерного и финансового обеспечения операций по локализации и ликвидации аварий на объекте.

План мероприятий состоит из общих и специальных разделов.

Общие разделы плана мероприятий содержат: а) характеристику объектов, в отношении которых разрабатывается план мероприятий; б) возможные сценарии возникновения и развития аварий на объектах, а также источники (места) возникновения аварий; в) характеристики аварийности, присущие объектам, в отношении которых разрабатывается план мероприятий, и травматизма на таких объектах.

Специальные разделы плана мероприятий: а) разрабатываются на основании сведений, содержащихся в общих разделах плана мероприятий; б) определяют порядок действий в случае аварии на объекте в соответствии с требованиями, установленными федеральными нормами и правилами в области промышленной безопасности.

5 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 представлены локальные сметные расчеты на проходческие работы при строительстве ствола по двум вариантам.

5.1 Расчет локальных смет

В таблице 5.1 представлены результаты расчетов стоимости проходки ствола по варианту 1.

В таблице 5.2 представлены результаты расчетов стоимости проходки ствола по варианту 2.

Итого прямые затраты на проходку ствола по традиционной методике равны 68368974,98р., из них заработная плата 26783494,67р.; по предлагаемой методике прямые затраты равны 62907177,62р., из них заработная плата 24541212,4р.

Таблица 5.1 – Локальная смета стоимости проходки ствола по традиционной методике

№ 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	ФЕР-35-01-765-03	бурение шпуров, коэффициент крепости пород 7-15	100м шпуров	540,792	3171,23	622,15	2131,4	0	417,68	1714975,814	336453,7428	1152644,1	0	225878,0026
2	Западно-Сибирский центр ценообразования в строительстве. https://zsccs.ru/mon/112-0003	Аммонит № 6 ЖВ в патронах	т	38,976	6645,4				6645,4	259011,1104				259011,1104
3	ФЕР29-01-137-04	Устройство монолитной бетонной обделки толщиной более 30 до 50см шахтных стволов диаметром до 12м в грунтах 8-	100м ³ бетона	37,95	130449,52	12132,46	3461,53	0	114855,53	4950559,284	460426,857	131365,06	0	4358767,364
4	ФЕР29-01-002-02	Проходка шахтных стволов диаметром более 6 до 9,5 м обычным способом без временных крепей в грунтах	100м ³	193,6	4841,71	2450,3	1107,8	0	1283,61	937355,056	474378,08	214470,08	0	248506,896
5	ФЕР35- 01-718-01	Навеска прорезиненных вентиляционных труб диаметром 0,8м, угол наклона выработки до 13°	100м труб	5,5	1522,97	86,1	0,91	0	1345,96	7881,335	473,55	5,005	0	7402,78
6	"Электрогидромаш"	Вентилятор ВЦП-16	шт	1	2474,1				2474,1	2474,1				2474,1
Итого прямые затраты в ценах 2001 год										7872256,7	1271732,23			5102040,252
Накладные расходы (НР 95%)											1208145,618			
Сметная прибыль (СП 50%)											604072,8092			
Итого в ценах текущего года (индекс 7,36)										57939809,31	22697876,84			
НДС 18%										10429165,68	4085617,831			
Итого с учетом НДС 18%										68368974,98	26783494,67			

Таблица 5.2 – Локальная смета стоимости проходки ствола по предлагаемой методике.

№ 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	ФЕР-35-01-765-03	бурение шпуров, коэффициент крепости пород 7-15	100м шпуров	369,663	3171,23	622,15	2131,4	0	417,68	1172286,395	229985,8355	787899,72	0	154400,8418
2	Западно-Сибирский центр ценообразования в строительстве. https://zscs.ru/mon/112-0003	Аммонит № 6 ЖВ в патронах	т	26,0043	6645,4				6645,4	172808,9752				172808,9752
3	ФЕР29-01-137-04	Устройство монолитной бетонной обделки толщиной более 30 до 50см шахтных стволов диаметром до 12м в грунтах 8-11	100м ³ бетона	37,95	130449,52	12132,46	3461,53	0	114855,53	4950559,284	460426,857	131365,06	0	4358767,364
4	ФЕР29-01-002-02	Проходка шахтных стволов диаметром более 6 до 9,5 м обычным способом без временных крепей в грунтах группы: 3	100м ³	193,6	4841,71	2450,3	1107,8	0	1283,61	937355,056	474378,08	214470,08	0	248506,896
5	ФЕР35- 01-718-01	Навеска прорезиненных вентиляционных труб диаметром 0,8м, угол наклона выработки до 13°	100м труб	5,5	1522,97	86,1	0,91	0	1345,96	7881,335	473,55	5,005	0	7402,78
6	"Электрогидромаш"	Вентилятор ВЦП-16	шт	1	2474,1				2474,1	2474,1				2474,1
Итого прямые затраты в ценах 2001 год										7243365,146	1165264,322			4944360,957
Накладные расходы (НР 95%)											1107001,106			
Сметная прибыль (СП 50%)											553500,5532			
Итого в ценах текущего года (индекс 7,36)										53311167,47	20797637,63			
НДС 18%										9596010,145	3743574,773			
Итого с учетом НДС 18%										62907177,62	24541212,4			

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

Дипломная работа, выполненная на тему «Оптимизация параметров буровзрывных работ при строительстве вертикальных горных выработок в условиях месторождения «Средняя Тарча» Константиновского рудного поля» направлена на решение актуальной научной задачи, а именно разработки универсального алгоритма расчета параметров БВР при проходке вертикальных горных выработок.

Широкий анализ существующих методик расчета паспортов БВР и позволил выявить факторы, влияющие на эффективность взрывных работ и дать комплексное обоснование их расчета.

На основе метода Б.Н. Кутузова и А.П. Андриевского [13] была разработана методика определения оптимальных параметров буровзрывных работ, применение которой обеспечивает снижение удельного расхода ВВ и объемов бурения. И в связи с этим снижение общей стоимости строительства ствола на 5,5 млн.рублей.

В ходе анализа данных по влиянию различных параметров на эффективность БВР были разработаны положения по определению оптимальных параметров длины шпура, величины и материала забойки, вязкости, скорости; определен порядок расчета параметров БВР и графического построения паспорта БВР, а так же приведен пример расчета этих параметров.

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

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

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Покровский, Н.М. Технология строительства подземных сооружений и шахт. Часть 1. Технология сооружения горизонтальных горных выработок и тоннелей. 6-е издание М. Недра, 1977. – 400 с.
2. Порцевский, А.К. Подземные горные работы : учеб. пособие в 4 частях, части 1 и 2 /М.: МГОУ, 2005 – 78 с.
3. Друкованый, М.Ф. Справочник по буровзрывным работам /М.Ф. Друкованый, Л.В. Дубнов, Э.О. Миндели, К.И. Иванов, В.И. Ильин // М.:Недра, 1976 – 631 с.
4. Борисов С.С. Горное дело: учебник для техникумов. – М.:Недра, 1988. 320 с.
5. Кутузов Б.Н. Проектирование взрывных работ. / Б.Н. Кутузов, Ю.К. Валухин, С.А. Давыдов и др. // М.:Недра, 1974 – 328 с.
6. Рогинский, В.М. Технология, экономика и управление строительством горных выработок в крепких породах. М. Недра, 1993.- 304с.
7. Ерофеев И.Е. Повышение эффективности буровзрывных работ на рудниках, 1988, 272 с.
8. Таранов, П.Я. Буровзрывные работы – 2-е изд.-М: Недра,1964.- 256 с.
9. С.К. Мангуш, А.П. Фисуп. Справочник по буровзрывным работам на подземных горных разработках. 2003. – 344 с. с ил.
10. Рыбин Н.И. Определение удельного расхода ВВ при проходке тоннелей // Транспортное строительство. 1964. №10. С. 32-35.
11. Лангефорс У., Кильстрем Б. Современная техника взрывной отбойки горных пород / пер. с англ. - М.: Недра, 1968.
12. Кутузов, Б.Н. Разрушение горных пород взрывом: Учебник для вузов. - 3-е изд., перераб. и доп. - М.: издательство МГИ, 1992. - 516 с.
13. Кутузов, Б.Н. Новая теория и новые технологии разрушения горных пород удлиненными зарядами взрывчатых веществ /Б.Н. Кутузов, А.П. Андриевский //Новосибирск: Наука, 2002. – 96 с.

14. Проектирование взрывных работ в промышленности / Под общ. ред. Б.Н. Кутузова.- М.: Недра, 1983.- 359 с.
15. Детонационные характеристики зерногранулита 80/20 и гранулита АС-8 / А.Н. Дремин, К.К. Шведов, А.Д. Кривченко и др. – Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых, 1972, №4, с 41-44.
16. Параметры ударных волн, созданные детонацией зарядов аммонита 6 ЖВ на границе ВВ – горные породы / А.Н. Дремин, К.К. Шведов, А.Л. Кривченко и др. Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых, 1971, №2, с.34-37
17. Ф.И. Кучерявый. Разрушение горных пород. / Ф.И. Кучерявый, Ю.М. Кожушко. Москва: Недра, 1972. – 240 с.
18. Sushil Bhandari. 1997. Engineering rock blasting operations. Rotterdam, 375 pp.
19. Raymond L.Lowrie. 2002. Mining Reference Handbook. Published by the Society for Mining, Metallurgy, and Exploration, Inc. 448 pp.
20. Howard L.Hartman. 1992. SME Mining Engineering Handbook. 2nd Edition, Volume 1. 2268 pp.
21. Калякин С.А., Лабинский К.Н. Исследование неидеальных режимов детонации промышленных ВВ / Вісник КДПУ імені Михайла Остроградського. Випуск 6/2009 (59). Частина 1. с.159-163.
22. Забойка как фактор повышения эффективности и безопасности ведения вр, К.М. Мурин.
23. Э.О. Миндели. Забойка шпуров. Э.О. Миндели, П.А Демчук, В.Е. Александров, М., «Недра», 1967.
24. Проблемы геологии и освоения недр. Забуга В.Г. Роль забойки шпуров в процессе взрывного разрушения горных пород: Томск 2012 -340-341стр.
25. Демидюк Г.П. Взрывные работы. Часть первая. Элементы расчета и техника взрывания зарядов. М., 1937. с-256.

26. А.С. Ташкинов, В.И. Кузнецов. Управление качеством взрывной подготовки пород на разрезах: Учеб.пособие /Кузбасс.техн.ун-т, Кемерово 1994 -150с.
27. Лыхин П.А. Технология буровзрывных работ при проведении горных выработок в XX веке. Ч.2 / П.А. Лыхин. – Пермь: ИД «Пресстайм», 2007. – 251 с.
28. Горная энциклопедия. [Электронный ресурс]// Режим доступа URL: <http://www.mining-enc.ru/v/vyazkost/> (дата обращения 10.05.2014).
29. Проспект свободный 2016. Влияние вязкости гп на эффективность взрывной отбойки при строительстве горных выработок. Ефремов П.Ю.
30. Строительство вертикальных выработок: Учеб.пособие/ И.Е. Долгий, Д.А. Котиков. Национальный минерально-сырьевой институт «Горный». Санкт-Петербург 2012. 109с.
31. Першин В.В. Строительство и углубка вертикальных стволов шахт: Учеб.пособие для вузов/ В.В. Першин, А.И. Копытов, В.И. Сырачев. – Новосибирск: Наука, 2014. -351с.
32. П.С. Сыркин, И.Л. Мартыненко, А.10. Прокопов ШАХТНОЕ И ПОДЗЕМНОЕ СТРОИТЕЛЬСТВО Часть I Оснащение вертикальных стволов.
33. ГОСТ 21984-76 Вещества взрывчатые промышленные. Аммониты водостойчивые. Технические условия. – Взамен ГОСТ 9073-64; введен 01.07.77. – 20 с.
34. Строительство горизонтальных и наклонных горных выработок: Методические указания по выполнению лабораторных работ для студентов горных специальностей / Составитель Ю.П. Требуш; ФГАОУ ВПО СФУ. Красноярск, 2013. – 59 с.
35. Волков В.П. Выбор оптимального подъемно-погрузочного комплекса для проходки вертикальных стволов II Шахтное строительство. -1989. -№1 Г-С.9-12.
36. ГОСТ 52217 -2004 Устройство прицепные проходческие.
37. ГОСТ 5221 8 - 2004 Лебедки проходческие.

38. ГОСТ Р 52018-2003 Бадьи проходческие.
39. ГОСТ 10506076 - Канаты стальные.
40. ГОСТ 16827 - 81 - Канаты двойной свивки.
41. РД - 03-439-02 Инструкция о эксплуатации стальных канатов в шахтных стволах.
42. Коростовенко, В.В. Технология и безопасность взрывных работ: учеб. пособие / В.В. Коростовенко, С.А. Вохмин, А.П. Андриевский//Красноярск: ГОУ ВПО Гос. Ун-т цвет. металлов и золота, 2005. – 120 с.
43. Методические указания к выполнению практических работ по дисциплине «Аэрология подземных сооружений» [Текст] / Сост. А.Ю. Прокопов, М.В. Проколова; Министерство образования и науки РФ, Шахтинский ин-т (филиал) ЮРГТУ(НПИ). – Новочеркасск: ЮРГТУ, 2005. – 28 с.
44. ПБ 03-553-03 Единые правила безопасности при разработке рудных, нерудных и россыпных месторождений полезных ископаемых подземным способом.
45. СП 91.13330.2012 «Подземные горные выработки».
46. Вохмин С.А. Основы проектно-сметного дела: учебное пособие / С.А. Вохмин, Г.С. Курчин, Д.А. Урбаев. – Красноярск: Сиб. федер. ун-т, 2011. – 147 с.
47. Фисенко Г.Л. Прочностные характеристики массива горных пород. – В кн.: Механика горных пород и маркшейдерское дело. М., Госстройиздат, 1959.
48. СНиП II-94-80. Подземные горные выработки. Взамен СНиП II-М.4-65; Утверждено постановлением Государственного комитета СССР по делам строительства, 1982. 37 с.
49. Мосинец В.Н., Горбачева Н.П. Сейсмологический метод определения параметров зон разрушения породного массива. Советская Горная Наука, 1972, с 640-647.

50. Электронный сборник материалов международной конференции студентов, аспирантов и молодых ученых «Перспективы свободной науки -2016». Кирсанов А.К., Ефремов П.Ю. Влияние вязкости горных пород на эффективность взрывной отбойки при строительстве горных выработок. с 16-18.

51. Современные проблемы науки и образования. – 2015. – № 1. Вохмин С.А., Курчин Г.С., Кирсанов А.К., Грибникова Д.А. Обзор существующих методик расчета зон разрушения породного массива. с 138-141.

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

« ____ » _____ 2017 г.

ЗАДАНИЕ
НА ВЫПУСКНУЮ КВАЛИФИКАЦИОННУЮ РАБОТУ
в форме дипломной работы