

Аннотация

Дипломный проект посвящён отработке подземным способом жилы Каскадная АО «Саралинский рудник». В проекте будут описаны горнотехнические горно-геологические условия разработки рудника. Выбрана схема вскрытия месторождения. Детально рассмотреть технологию проведения двух выработок. Предложены варианты системы разработки. В специальной части проекта будет произведено обоснование нормативных показателей потерь и разубоживания по сплошной системе разработки.

В электромеханической части проекта планируется произвести расчёт рудничного транспорта, подъёма, водоотлива, пневмо- и электроснабжения. Рассчитать вентиляцию рудника, привести решения по безопасности и экологичности проекта, представить генеральный план расположения производственных зданий и сооружений на промплощадке рудника.

В разделе экономика рассчитать основные технико-экономические показатели эффективности проекта.

Дипломный проект состоит из пояснительной записки объёмом 208 страницы текста, 61 таблиц, 22 иллюстраций и графической части на листах формата А1 в количестве 7 шт..

					СФУ ИГДГиГ ДП -21.05.04.02-130404.65	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Да-		3

Содержание:

Введение

1.Исходные данные для проектирования.....	7
1.1 Общие сведения о проектируемом руднике.....	7
1.2 Геология.....	10
1.2.1 Стратиграфия и литология.....	10
1.2.2 Магматизм рудного поля.....	15
1.2.3 Тектоника.....	21
1.2.4 Гидрогеология.....	23
1.2.5 Полезные ископаемые.....	26
1.2.6 Основные сведения о запасах.....	30
2. Горная часть.....	33
2.1 Годовая производительность.....	33
2.2 Вскрытие.....	40
2.3 Проходка выработок.....	43
2.3.1 Проходка откаточного штрека.....	43
2.3.2 Проходка вертикальной выработки.....	76
2.4 Выбор системы разработки.....	91
2.4.1 Технология очистной выемки запасов наклонных жил.....	91
2.4.2 Технология очистной выемки запасов крутопадающих жил.....	100
2.5 Специальная часть.....	103
2.5.1 Расчет потерь и разубоживания полезного ископаемого.....	103
2.5.2 Методические принципы нормирования потерь.....	111
3. Электромеханическая часть.....	124
3.1 Рудничный транспорт.....	124
3.2 Подъём	137
3.3 Рудничный водоотлив.....	137
3.4 Компрессорное хозяйство.....	137

					СФУ ИГДГиГ ДП -21.05.04.02-130404.65	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Да-		4

3.5 Электроснабжение.....	140
4. Рудничная вентиляция.....	148
5. Генеральный план поверхности.....	159
6. Безопасность и экологичность проекта.....	162
6.1 Безопасность и охрана труда.....	162
6.2 Экологичность.....	177
7. Организация производства и экономики.....	190
7.1 Проектирование режима работы предприятия и организация пред- приятия.....	190
7.2 Планируемый объём производства и реализации.....	191
7.3 Планирование капитальных вложений в строительство рудника.....	192
7.4 Планирование численности и фонда заработной платы.....	196
7.5 Планирование себестоимости продукции.....	200
7.6 Планирование финансовых показателей.....	203
Заключение.....	207
Список литературы.....	208

Введение:

Дипломный проект посвящён отработке подземным способом жилы Каскадная АО «Саралинский рудник».

В проекте будут описаны горнотехнические горно-геологические условия разработки рудника.

Планируется произвести выбор оптимальной годовой производительности рудника. Выбрать схему вскрытия месторождения. Детально рассмотреть технологию проведения двух выработок. Представить обзор практики ведения горных работ на аналогичных месторождениях. Предложить два конкурентоспособных варианта системы. В специальной части проекта будет произведено обоснование нормативных показателей потерь и разубоживания по сплошной системе разработки. В электромеханической части проекта планируется произвести расчёт рудничного транспорта, подъёма, водоотлива, пневмо- и электроснабжения. Рассчитать вентиляцию рудника, привести решения по безопасности и экологичности проекта, представить генеральный план расположения производственных зданий и сооружений на промплощадке рудника. В разделе экономика рассчитать основные технико-экономические показатели эффективности проекта.

					СФУ ИГДГиГ ДП -21.05.04.02-130404.65	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Да-		6

1. Исходные данные для проектирования

1.1 Общие сведения о проектируемом руднике

Саралинское золоторудное месторождение расположено в северо-западной части Кузнецкого Алатау, и занимает осевую часть и восточные склоны хребта.

Саралинский рудник, разрабатывающий месторождение, в административном плане входит в состав Орджоникидзевского района Республики Хакасия. Западный фланг рудного поля расположен в пределах Кемеровской области.

Резиденция рудника - село Приискское - связана с ближайшей железнодорожной станцией Копьево шоссейной дорогой, протяженностью 103 км.

Золотодобыча на руднике производилась до 1995 года на 2-х жилах: Каскадной и Андреевской. По жилам Кузнецовской, Поисковой и Встречной в это время велись разведочные работы.

Рельеф района типично горный. Превышения между долинами рек и водоразделами составляют от 300 до 600 м. Самая низкая отметка в пределах рудного поля у слияния рек Средняя и Правая Сарала - 350 м. Наиболее высокие вершины – г. Бобровая (1670 м), г. Арарат (1510 м), г. Заозерная (1350 м). Наблюдается зависимость форм рельефа от состава слагающих пород. Как правило, гольцы сложены эффузивными и интрузивными породами, пониженные формы рельефа - осадочными образованиями. На северных и северо-восточных склонах многих гольцов развиты кары, имеющие типичную циркообразную форму, заполненные водой от таяния снегов. Нижняя граница каров сложена моренными отложениями.

Эксплуатируемые жилы, как и большинство жил рудного поля, расположены в гольцовой части.

Гидрографическая сеть представлена притоками рек Черный Июс и Урюп из подбассейна Чулыма бассейна реки Оби: соответственно реки Сарала, Печище, Берёшь (и ее притоки Базыр и Ничкурюп). Широко развитая

					СФУ ИГДГиГ ДП -21.05.04.02-130404.65	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Да-		7

гидросеть полностью обеспечивает потребность населенных пунктов и промышленных сооружений в водоснабжении. С восточных склонов Алатау, в районе деятельности рудника, берут свое начало реки Левая, Средняя и Правая Сарала, р.Бобровая и другие, западных и северных склонов - р.р.Средняя Терсь, Кия и др.

На территории Орджоникидзевского района находятся 2 бессточных озера (Конголь и Агаскыр) и озеро Сульфатное (соленое).

Район отличается суровым резко континентальным климатом и значительным количеством осадков.

Средняя годовая температура воздуха на восточном склоне Кузнецкого Алатау – отрицательная и составляет $-0,6^{\circ}\text{C}$. Средняя январская температура равна $-15,5^{\circ}\text{C}$, средняя июльская $+16,5^{\circ}\text{C}$. Температура воздуха колеблется от $+33^{\circ}$ в июле до -40° в январе. Абсолютный максимум температуры воздуха в районе села Приисковое: $+30^{\circ}\text{C}$, абсолютный минимум -45°C .

Суточные колебания температуры воздуха достигают 20° и более.

Зимний период хотя и не имеет очень низких температур воздуха, но по своей продолжительности в 7-8 месяцев (с сентября до июня) и непрерывно дующими ветрами, весьма суров. Средняя скорость ветра в течение почти всего зимнего периода равна 18-20 м/сек, временами достигает ураганной силы более 40 м/сек, вызывая порой стихийные бедствия. Весной и осенью заметно возрастает повторяемость ветров со скоростью более 10-15 м/с. В летнее время нередко ураганные ветры со скоростью, превышающей 30-40 м/с. Преобладающее направление ветров западное и юго-западное. Средняя годовая скорость ветра – 5,9 м/с, скорость ветра 5% повторяемости по данным Среднесибирского УГМС составляет 13,6 м/с. Максимальная наблюдаемая скорость ветра составляет 40 м/с.

Лето короткое и влажное умеренно жаркое, продолжительностью около 3 месяцев, с 6 июня по 31 августа. В летний период устанавливается ясная, жаркая погода.

					СФУ ИГДГиГ ДП -21.05.04.02-130404.65	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Да-		8

Весной и осенью характер погоды неустойчив. В эти периоды преобладает вторжение циклонов, которые приносят обложные осадки и пасмурную погоду.

Количество осадков колеблется в пределах 1100-2300мм в год. Среднее годовое количество осадков составляет 1507 мм в год.

В зимнее время на территории образуется значительный по мощности снежный покров. Наибольшая высота снежного покрова по данным снего-съемок – 170 см. В гольцовой зоне гор развита островная многолетняя мерзлота.

1.2 Геология

1.2.1 Стратиграфия и литология

Общепринятой стратиграфической схемы Саралинского рудного поля пока не существует. В литературе и в рукописных фондовых материалах стратиграфические схемы различных авторов делятся на две основные группы. По одной из них покровные основные эффузивы являются более древними, чем огибающие их по периферии рудного поля сланцы и кислые эффузивы (В.М.Ляхницкий, К.В.Радугин, Л.А.Охапкин, В.Г.Звягин, В.И.Зимнухова, В.К.Баженов Н.Г.Прохоров и др.). По другой (П.С.Берштейн, Г.М.Еханин и др.) основные эффузивы залегают в верхах стратиграфической колонки, а сланцы их подстилают. Структурно Бернштейн П.С. (1944 г.) предполагает эти толщи собранными в синклинальную складку субмеридионального простирания, а Г.М.Еханин приходит к выводу об ее опрокидывании.

Наличие синклинальной складки в пределах рудного поля, также и опрокидывания складок, не находят подтверждения в фактическом материале.

В процессе тематических работ (Звездин Л.Г. и др)составлены детальные литолого-петрографические разрезы по шт. Центральной, вскрывающей почти 4 км разреза эффузивно-осадочных пород, а также разрезы по участкам шт.17, кл. Верка и др. Петрографическое описание пород, разрезов, изучение

					СФУ ИГДГиГ ДП -21.05.04.02-130404.65	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Да-		9

геохимических особенностей пород, структурных взаимоотношений, другие исследования, дают основание представить стратиграфию вулканогенно-осадочных образований в следующем виде:

Возраст вулканогенно-осадочных пород рудного поля определяют как докембрийский. Ниже приведена краткая характеристик выделяемых стратиграфических образований, слагающих рудное поле:

1) Докембрийские образования

- Средне - саралинская свита

а) нижняя толща

б) верхняя толща

- Верхне - саралинская свита

- Андреевская свита

- Главстанская свита

2) Девонские отложения

3) Четвертичные отложения

1) Докембрийские образования

Средне-саралинская свита RSS_2

Породы свиты широко развиты в центральной части рудного поля. Политологическому составу свита четко разделяется на две толщи: нижняя толща

- существенно вулканогенного состава;

- верхняя толща - вулканогенно-терригенного состава.

Нижняя толща развита в центральной части поля. Вскрывается в устье штольни Центральной, на гольцах Туманном, Бобровом, Золотые Рога. Толща сложена темно-серыми или темно-зеленовато-серыми базальтовыми порфиритами, метапорфиритами, реже их туфами. В верхних частях толщи появляются прослой туфов, порфиритов, углеродистых кварц-хлоритовых, черных сланцев, туфосланцев.

Большая часть разреза по шт. Центральной на вскрытую мощность в

					СФУ ИГДГиГ ДП -21.05.04.02-130404.65	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Да-		10

950 м (90% объема), составляют порфириды. Мощность толщи – 800 -1000м.

Порода верхней толщи ложатся с размывом на вулканиты нижней толщи. В основании залегают известковые конгломераты, туфоконгломераты, известняки.

На конгломератах и выше по разрезу залегают базальтовые порфириды, метабазаальты с редкими прослоями сланцев, туфосланцев, количество которых к верхним горизонтам увеличивается и составляет около 30% состава пород. Общая мощность толщи 600-900 м.

Среди осадочных сланцев выделяется ряд разновидностей: кварцево-кремнистые, углисто-кремнистые, известково-глинистые, песчано-глинистые, метаморфические и др. Кварцево-кремнистые сланцы характеризуются тонкослоистым сложением вследствие чередования углистых и углисто-глинистых прослоев кремнистыми. Порода перемята, брекчирована, пересечена тонкими кварцевыми прожилками, которые располагаются преимущественно согласно слоистости и сланцеватости. Отдельные участки сланцев подвержены начальной стадии окварцевания: осветлению, окремнению и появлению единичных кварцевых прожилков.

Углисто-кремнистые сланцы отличаются меньшей степенью метаморфизма. Они представлены плотной слабо окремненной породой без заметной сланцеватости, с рассеянными чешуйками серицита и обильным равномерно распределенным углистым веществом.

Известково-глинистые сланцы характеризуются присутствием в общей массе неправильных зерен карбоната, который свидетельствует о первичном составе породы. Четкие слои сланцев состоят из углисто-глинистых и песчаных прослоев. Последние состоят из мелких обломков полевых пшатов и кремнистого цемента.

Метаморфические сланцы представлены филлитами и зелеными сланцами. Филлиты образованы вследствие более высокой степени метаморфизма углисто-глинистых сланцев. Они сложены серицитом с примесью хлори-

					СФУ ИГДГиГ ДП -21.05.04.02-130404.65	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Да-		11

та, карбоната и мелкозернистого кварца. Углистое вещество распределено в виде неравномерных узловатых скоплений. Филлиты обычно смяты и трещиноваты. Зеленые сланцы представляют собой метаморфизованные зелено-каменные тонкокристаллические породы с неясной сланцевой структурой. Порода состоит из хлорита, хлоритизированного биотита, карбоната и редкого актинолита.

Верхне - саралинская свита Rws

Породы верхнесаралинской свиты с известняками и известковистыми конгломератами в основании залегают несогласно на размытой поверхности средне-саралинской свиты. Свита имеет своеобразное и характерное строение. Она сложена преимущественно туфобрекчиями, туфосланцами, углеродистыми сланцами; известняки имеют подчиненное значение. Характерным для свиты является повышенное содержание в составе пород углеродистого вещества, поэтому породы свиты имеют постоянно более темные, черные тона окраски, чем подобные породы верхней толщи средне-саралинской свиты. Углеродистое вещество выделяется в виде корочек, линзочек, по плоскостям сланцеватости и слоистости, особенно вблизи рудных жил и кварцевых прожилков. Состав свиты фациально изменчив. Особенно это относится к туфобрекчиям, которые занимают локальные участки по простиранию, хотя общее их количество в составе свиты значительно, особенно на участке штольни 17.

В вертикальном разрезе свиты породы располагаются с закономерной последовательностью: в нижних частях свита преимущественно сложена сланцами и туфосланцами, а в ее верхних горизонтах резко увеличивается количество туфобрекчий.

Мощность толщи меняется от 1200-1300 м на юге до 600-800 м в северной части.

Андреевская свита RAn

Сложена андреевская свита в нижней части разреза мощной (300-250

					СФУ ИГДГиГ ДП -21.05.04.02-130404.65	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Да-		12

м) пачкой фельзитов и кварцевых порфиров. Вверх по разрезу резко увеличивается количество туфов фельзитов и кварцевых порфиров, пепловых туфов, туфобрекчий. Завершается разрез своеобразными туфоконгломератами известковистого состава, а затем крупнообломочными кислыми туфами серой и розовой окраски.

По простиранию и в разрезе состав свиты очень изменчив, мощность ее варьируется в пределах 1100-1300 м.

Главстанская свита. RGI Породы свиты распространены в восточной части рудного поля, прослеживаясь полосой субмеридионального направления от северной до южной границы листа и заключены в пределах зоны Главстан-Юзикского разлома. В тектоническом отношении образует простую моноклиналь с падением слоев на восток под углом 40-60°. Сложена свита черными и темно-серыми углеродистыми известняками. Все контакты свиты тектонические. Контактует она со всеми образованиями рудного поля. Мощность пород свиты составляет 600 м.

Девонские отложения D развиты в восточной части рудного поля. Они протягиваются широкой полосой меридионального направления. На более древние породы они ложатся с резким стратиграфическим несогласием, с базальными конгломератами в основании. В восточной части района девонские отложения перекрывают главстанскую и саралинскую свиты, а в северной части ложатся непосредственно на породы Араратского интрузивного массива. Породы представлены чередующимися красными песчаниками и конгломератами, в верхних частях разреза - диабазами, диабазовыми порфиридами и туфами. Мощность отложений – до 600 м.

Четвертичная система Q_{IV}. Верхнечетвертичные отложения(Q_{III}) представлены ледниковые и флювиогляциальными отложениями, а также аллювиальными образованиями надпойменных террас.

Ледниковые отложения - представляют собой донную и конечную морены, сложенные не отсортированным валунно-глинистым материалом,

					СФУ ИГДГиГ ДП -21.05.04.02-130404.65	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Да-		13

устилающим днища долин в первом случае и моренные валы в устье троговых долин (руч. Безымянный, Туманный) во втором случае. Мощность их достигает 30-40м.

Флювиогляциальные отложения приурочены к подножию каров и представлены валунно-галечным материалом с примесью песка. Эти отложения установленные, в верхних частях долин ручьёв Ненастный, Инский и т.д. Мощность их до 10-17м.

Верхне-современное звено (Q_{III-IV}). Проллювиально-делювиально-коллювиальные образования, сохранились в крупных выположенных отрицательных формах рельефа и на увалах древней долины р. Сарала. Представлены глыбово-щебенисто-дресвяным материалом с глинисто-песчаным заполнителем с мощностью до 30м.

Современное звено (Q_{IV}). Представлено аллювиальными отложениями комплекса современных долин. Выделены два горизонта отложений. Нижний представлен гравийно-песчано-галечным материалом с незначительным количеством валунов, цементированным коричнево-красными, зеленовато-коричневыми суглинками. Мощность отложений колеблется от 1м до 10м, редко более. Горизонт залегает либо на древнем красноцветном аллювиальном горизонте, либо непосредственно на поверхности коренных пород. Данные отложения, в пределах Саралинского поля, практически повсеместно содержат шлиховое золото, концентрации которого достигают промышленных значений в бассейнах рек и ручьёв эродирующих отложения верхнесаралинской свиты.

Верхний горизонт представлен валунно-галечно-гравийным материалом, цементированным сероцветными супесями. Мощность колеблется от первых метров до 15 метров. Характеризуется повышенным (до 40%) содержанием валунов и низким содержанием глин.

1.2.2 Магматизм рудного поля

На площади рудного поля широко развиты эффузивные и интрузивные

					СФУ ИГДГиГ ДП -21.05.04.02-130404.65	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Да-		14

породы. Эффузивные породы и их пирокласты объединяются исследователями в саралинскую и андреевскую свиты, развитые на значительной площади. (Гашин В.Г. и др. 1991г)

Интрузивные породы объединяются в одну габбро-пироксенит-дунит-плагиогранитную формацию.

По своему составу эффузивные породы разделяются на основные эффузивы базальтового состава и кислые липарито – дацитового состава и их туфы и туфобрекчии. Отмечается характерная особенность в распределении эффузивных пород и пирокластов в вертикальном разрезе толщ и в горизонтальном их распространении. В вертикальном разрезе саралинских свит, в нижней его части, развиты исключительно основные эффузивы - базальтовые порфириты - плагиоклазовые, плагиоклаз -пироксеновые. Ими сложена нижняя толща средне-саралинской свиты и основная ее часть верхней толщи. Кислые эффузивы и их пирокласты начинают появляться в отдельных прослоях в верхних частях нижней толщи, количество их значительно увеличивается в верхней толще средне-саралинской свиты, и уже верхне-саралинская свита сложена преимущественно пирокластами кислого состава. Выше залегающая андреевская свита образована преимущественно кислыми вулканами и их пирокластами. Таким образом, в вертикальном разрезе отложений саралинских свит проявлена дифференциация эффузивных пород: основание разреза - базальтовые эффузивы, завершается разрез мощный развитием кислых пород,

В горизонтальной плоскости рудного поля также отмечается строгое закономерное развитие эффузивных образований. Центральная часть рудного поля сложена базальтовыми порфиритами, а к периферии площади увеличивается количество кислых эффузивов и их пирокластов и практически исчезают базальтоиды.

Средне-саралинская свита сложена множеством покровов-пластов, базальтовых порфиритов, которые в толще трудно различимы между собой,

					СФУ ИГДГиГ ДП -21.05.04.02-130404.65	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Да-		15

вследствие интенсивно проявленных процессов метаморфизма. Порфириты - породы плитчатые, массивные, темно-зеленовато-серой окраски постоянно порфировой или афировой структуры основной массы. В порфирировых выделениях - плагиоклаз или авгит. Основная масса породы состоит из микролитов, микролейстов или лейст измененного плагиоклаза /лабрадора/, редки рассеянные зерна измененного основного вулканического стекла. Плагиоклаз в выделениях основной массы постоянно изменен. Он нацело альбитизирован, интенсивно или полностью замещается карбонатами, хлоритом. Авгит также постоянно замещен хлоритом, карбонатами, кварцем, Вулканическое стекло основной массы породы полностью разложено в агрегаты хлорита, карбонатов, частиц рудных минералов (магнетит).

Используя материалы Тарлецкого С.А 2013г следует заметить что, кроме подобного изменения пород, которое имеет региональный характер, базальтовые порфириты испытали интенсивное изменение в зонах трещиноватости, в контактовых зонах с дайками, с гранитоидными массивами, с рудными жилами. В этом случае порода частично или полностью теряет даже контуры своей структуры и от первичного ее состава ничего не сохраняется. Порода нацело замещается карбонатами, хлоритами, актинолитом, кварцем, рудными минералами, которые находятся в различных соотношениях между собой.

Среди пород кислого состава выделяются кварцевые порфиры, фельзиты и их многочисленные пирокласты.

Кварцевые порфиры кремовой, серой и темно-серой окраски, порфировой структуры.

В порфирировых выделениях присутствуют кварц, калиевый полевой шпат, редко биотит. Основная масса пород обычно фельзитовой, микрофельзитовой структуры, состоит из неделимых агрегатов кварца и полевых шпатов с редкими зернами апатита, циркона и хлоритизированного биотита.

Фельзиты, в отличие от кварцевых порфиров, не содержат в своем со-

					СФУ ИГДГиГ ДП -21.05.04.02-130404.65	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Да-		16

ставе порфировых выделений. Фельзиты и кварцевые порфиры проявляются в верхах толщи средне-саралинской свиты в виде пластов, мощных залежей, образуя основание андреевской свиты.

Пирокласты кислых пород встречаются в тех же толщах и выделяются в виде туфосланцев, туфо-брекчий, пепловых туфов.

Интрузивные породы образуют ряд мелких массивов и многочисленные дайки, которые их сопровождают.

Наиболее крупными массивами являются: Араратский, Каскадный, Аясбасский, Веркинский, Успенский и др. Характерным является пространственное расположение массивов: они прерывистой цепочкой протягиваются по границам саралинских свит. Становление массивов гранитоидов происходило в гипабиссальных условиях. На это указывает их резко неровные с глубокими заливами и апофизами контакты, обилие ксенолитов вмещающих пород, значительно развитие гибридных и метасоматических пород и даек гранит-порфиров и кварцевых порфиров.

Араратский массив расположен на границе рудного поля, в северной его части. Форма его в плане удлиненно-овальная при наибольшей ширине в южной части до 10 км. Строение массива резко неоднородное: северная часть сложена гранодиоритами, диоритами; Южная - габбро-диоритами, сиенито-диоритами, монцонитами, кварцевыми диоритами, плагиогранитами, реже гранодиоритами. В контактовых зонах массива с вмещающими его породами развиты роговики и скарны.

Каскадный массив - выходит на поверхность на южных склонах г.Каскадной, площадью около 2 кв.км. На глубине до 500 м массив пересекается подземными горными выработками. Массив сложен породами пестрого состава: габбро-диоритами, сиенито-диоритами, амфибол-пироксеновыми породами, роговиками.

Аясбасский массив расположен в верховьях р.Аясбасс и его притоков, занимает площадь около 12 кв.км. Форма его выхода неправильно-округлая.

					СФУ ИГДГиГ ДП -21.05.04.02-130404.65	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Да-		17

Массив сложен породами пестрого состава: габбро-диоритами, габбро, горнблендитами, реже кварцевыми диоритами, аплитами, гранитами.

Массивы гранитоидных пород постоянно сопровождаются дайками и реже некками гранит-порфиров, диоритов, кварцевых порфиров и фельзитов. Эти тела и дайки выделяются в самих массивах и в экзоконтактных зонах. Дайки кислого состава сопровождают наиболее крупные жилы: Каскадную, Андреевскую и др. Простираение даек субширотное и широтное.

Гранодиориты сравнительно широко развиты в Араратском массиве, в остальных - ограничено. Это породы серой, светло-серой окраски, крупно- или среднезернистые, часто порфировидные. Состав породы: плагиоклаз, альбит, роговая обманка, биотит, апатит, циркон; из рудных - магнетит, пирит, пирротин, халькопирит - в виде редких зерен.

Граниты - породы светло-серой или розово-серой окраски, мелко- или среднезернистые. В отличие от гранодиоритов содержат значительно больше калиевого полевого шпата микроклина и кварца.

Диориты, кварцевые порфиры широко развиты в массивах. Это породы серой или темно-серой окраски, средне- или мелкозернистые, иногда порфировидные. Состав: плагиоклаз, кварц, роговая обманка, пироксен, апатит, сфен. Кварцевые диориты отличаются от обычных диоритов более светлой окраской и присутствием кварца.

Гранит-порфиры образуют отдельные дайки и некки. Это породы светло-серой, розовато-серой окраски, порфировой или порфировидной структуры. Структура основной массы пород аплитовая, фельзитовая. В порфировых выделениях - кварц, калиевый полевой шпат, альбит.

Жильные породы в рудном поле весьма широко распространены. По составу они разделяются на кислые и основные.

Дайки кислого состава отмечаются в ЮЗ и СВ частях рудного поля.

Наиболее распространены кварцевые порфиры и ортофиры. Кварцевые порфиры кремовой, серой и темно-серой окраски, порфировой структуры.

					СФУ ИГДГиГ ДП -21.05.04.02-130404.65	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Да-		18

В порфириковых выделениях присутствует кварц, олигоклаз или калиевый полевой шпат, редко биотит. Основная масса фельзитовой структуры. Обычно дайки этого состава образуют маломощные тела, чаще широтного простирания, с крутым падением на юг или на север. Возрасты их дорудный, может быть интравудный, о чем свидетельствует пересечение их кварцевыми жилами и типичные окolorудные изменения: серицитизация и карбонатизация.

Рудное поле насыщено дайками габбро-диабазов и диабазовых порфиритов, которые на отдельных участках составляют до 50% объема всей толщи. Дайки основного состава имеют протяженность до сотен метров и мощность от 0,1 до 30-100 м. Несмотря на некоторую разновременность образования и структурные различия, все разновидности даек объединяются тождеством минералогического и химического состава. Основная часть даек имеет субмеридиональное простирание и близкое к крутому ЮЗ, реже СВ падения.

Дайки основного состава морфологически пересекают кварцевые жилы и вопрос возрастных соотношений даек и жил представляет одну из самых дискуссионных проблем. Среднекембрийский дайковый комплекс (С₂). Интрузивные образования комплекса представлены многочисленными дайками субмеридионального и северо-западного простирания и серией небольших штоков сложенными породами основного состава, картирующимися на всей площади Саралинского района. Формирование комплекса происходило в условиях растяжения вмещающей толщи. Дайки выполняли продольные трещины отрыва, образованные в процессе становления вулкано-купольной структуры и формировали протяженные тела с крутыми углами падения на запад. Их мощность колеблется от первых метров до 200м. В составе комплекса выделены шесть фаз генераций.

К первой фазе, отнесены дайки крупнозернистых габбро офиолитовой структуры, состоящих из лабрадора и пироксена они, как правило наиболее распространенные, мощные и протяженные.

					СФУ ИГДГиГ ДП -21.05.04.02-130404.65	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Да-		19

Вторая фаза – дайки сильно измененных лабрадоритовых порфиритов с диабазовой структурой основной массы и крупными вкрапленниками лабрадора и пироксена, с широким развитием вторичных минералов.

Третья фаза - мелкозернистые диабазы с биотитом и роговой обманкой, маломощные. Характерный признак – постоянное присутствие биотита и роговой обманки.

Четвертая фаза – дайки диабазовых порфиритов почти черной окраски, имеющих порфиновую структуру. Характерно присутствие кварца и кальцита. Имеются частные признаки вторичного изменения породы.

Пятая фаза – маломощные дайки диабазовых порфиритов почти аналогичных дайкам четвертой фазы, отличаются тем, что ортоклаз в них более кислый, а структура основной массы габбро-офиолитовая.

Шестая фаза представлена дайками лабрадоритовых порфиритов, в которых вторичные изменения не проявлены.

Характерной и отличительной особенностью комплекса является широко проявившиеся процессы щелочного аутометасоматоза.

Наиболее интенсивные изменения наблюдаются в мощных дайках и приурочены они к их центральным частям. Изменения наблюдаются в виде линейно-вытянутых полей (зон) с постепенными переходами от метасоматитов к неизменным габбро- диабазам. По простиранию, восстанию и вкрест простирания, эти линейные поля (зоны) переходят в гнезда, жилы и прожилки.

1.2.3 Тектоника

Саралинское рудное поле ограничено с запада и востока (соответственно). Белоусинским и Главстан-Юзикский разломами. Морфологически они представляют собой, мощные до 1км зоны ограниченные крупными тектоническими швами. Внутренняя часть зон разломов имеет мелко-блоковое строение с частыми зонами дробления, в пределах которых встречаются мелкие тела диоритов, как правило,

					СФУ ИГДГиГ ДП -21.05.04.02-130404.65	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Да-		20

сопровождающихся ореолом метасоматически измененных пород. Образование этих разломов, многие исследователи, связывают с формированием структур второго подэтажа геосинклинального развития (Белоусинский разлом расположен к западу от границы Р. Хакасия и Кемеровской области).

В пределах рудного поля Саралинского месторождения очень активно проявлена трещинная тектоника различных направлений.

Серии трещин располагаются столь закономерно, что не приходится сомневаться в наличии генетической связи между купольной структурой и очень характерной для нее системой трещиноватости.

По ориентировке трещин купольной структуры, механизму образования, дизъюнктивные нарушения рудного поля разделяются на следующие типы (Звездин Л.Г и др., 1989 г.):

I По отношению к купольной структуре -

- 1.1 продольные нарушения
- 1.2 поперечные нарушения
- 1.3 концентрические, падающие от центра купола
- 1.4 концентрические, падающие к центру купола

2 радиальные

II. По механизму образования -

1. трещины скола
2. трещины отрыва

Продольные нарушения пользуются исключительно широким распространением. Простираение их близмеридиональное, падение в большинстве случаев западное под углами 75-85°.

Это, по-видимому, наиболее древние по заложению нарушения и отражают зону глубинного разлома. Будучи заложеными в начальный период куполообразования эти нарушения унаследовали простираение зон глубинных разломов и определяют вытянутую в меридиональном направлении форму

					СФУ ИГДГиГ ДП -21.05.04.02-130404.65	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Да-		21

купольной структуры. Продольные нарушения вмещают широко развитые на рудном поле дайки габбро-диабазов.

Поперечные нарушения имеют меньшее распространение, широтное простирание. Контролируются эти нарушения дайками щелочного и кислого состава, что свидетельствует о их значительной протяженности на глубину и связи с глубинными разломами.

Концентрические трещины, падающие от центра купола обычно залегают согласно с вмещающими породами, но по падению чаще секут напластование пород под острым углом. Это наиболее выдержанные структуры и вмещают важнейшие в промышленном отношении рудные тела - жилы Каскадную, Андреевскую, Встречную и др.

Концентрические трещины, падающие к центру купола по количеству преобладают. Простирание их совпадает с простиранием пород, а по падению они секут напластование. Угол падения выдержан по всему полю и составляет 30-70°. Протяженность нарушений этой системы составляет первые сотни метров, часто они вмещают промышленные рудные тела (участки Трансвааль, Ивановский, Веркинский и др.).

Радиальные трещины веером расходятся от центра купольной структуры; пересекая породы как по простиранию, так и по падению.

Анализ трещиноватости рудного поля позволяет сделать заключение о тесной генетической связи процессов формирования вулканокупольной структуры и трещинной тектоники.

Структурно-тектонический анализ приведенный Звездиным Л.Г показывает, что имеются определенные закономерные залегания в зависимости от характера вмещающих пород. В породах, где преобладают осадочные образования (периферия структуры) преобладают субпослойные концентрические трещины, падающие от центра купола. В случае преобладания эффузивов, более распространены концентрические трещины с падением к центру структуры,

					СФУ ИГДГиГ ДП -21.05.04.02-130404.65	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Да-		22

или радиальные. Здесь, видимо, сказались механические свойства пород и их различная восприимчивость к напряжениям.

1.2.4 Гидрогеология

В районе Каскадной и Андреевской жил по условиям залегания и циркуляции выделяются следующие типы подземных вод: грунтовые воды четвертичных отложений, трещинно-грунтовые воды зон тектонических нарушений, трещинно-карстовые воды карбонатных пород, надмерзлотные воды деятельности многолетнемерзлых пород. Гидрогеологические особенности района определяются следующими физико- геологическими факторами: принадлежностью района к зоне преобладающего подземного стока на испарением; значительное количество осадков /до 2.280 мм в год/; залесенность района, способствующей сохранению грунтовых вод; наличие гольцов со снежниками.

Грунтовые воды делювиально-элювиальных отложений приурочены к песчано-глинистым образованиям, которые сплошным чехлом покрывают коренные породы на склонах гольцов и водораздельных плато. Мощность отложений местами превышает 10 м. Грунтовые воды делювиально-элювиальных образований приурочены к верхней части горного массива. Глубина их распространения колеблется от 3-4м до 20м и зависит от мощности слоя выветрелых пород. Наиболее часто встречаемая глубина распространения этого типа вод - до 6м.

Трещинно-элювиальные воды имеют распространение в зоне развития повышенной трещиноватости примыкающей снизу к зоне выветривания. Глубина залегания этого типа вод достигает 40-50м. На поверхность эти воды выходят в виде источников. Протяженность отдельных источников превышает иногда 50 м.

Грунтовые воды получают питание непосредственно от атмосферных осадков, таяния снежников и уровень их испытывает сезонные колебания. Максимальное стояние уровня грунтовых вод приходится на начало июня меся-

					СФУ ИГДГиГ ДП -21.05.04.02-130404.65	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Да-		23

ца, а минимальное на март-апрель. Делювиальные отложения склонов гольцов почти не обводнены. На участках развития мерзлоты, горизонт грунтовых вод залегает непосредственно на мерзлом слое. В весеннее время слой залегает выше, а поэтому грунтовые воды не успевают просачиваться и в местах перегиба рельефа выходят на поверхность в виде родников. Обычно к концу лета эти родники прекращают свое существование. Вершины гольцов и выровненные участки в районе развития вечной мерзлоты сильно обводняются из-за отсутствия стока и образуют болота.

Трещинно-грунтовые воды зон тектонических нарушений приурочены к многочисленным нарушениям различных направлений. Трещинные воды зон тектонических нарушений имеют линейный характер распространения. Глубина циркуляции вод по зонам тектонических нарушений достигает 350-400 м /забой квершлага из шт. Центральной. Глубина их распространения как правило не превышает глубины эрозионного вреза речной сети.

Температура трещинных вод постоянная - 3-4°С. Дебит источников составляет 1,5-4,0 л/сек. После обрушения в 1970 г. ствола "слепой" шахты 2 западный фланг Андреевской жилы поставлен на мокрую консервацию. По приблизительным подсчетам объем воды в затопленных горных выработках составляет примерно 7000 м³.

Трещинно-карстовые воды приурочены к трещинно-карстовым полостям, образующимся в местах пересечения линз карбонатных пород тектоническими нарушениями. За всё время эксплуатации месторождения в пределах жильно-минерализованной зона Каскадной встречена одна такая полость на западном фланге 14 горизонта (горизонт штольни Центральной).

По составу воды гидрокарбонатно-хлоридные и гидрокарбонатные. Воды, дренирующие через отработанное пространство рудных тел приобретают сульфатно-гидрокарбонатный состав.

Минерализация вод от 0,07г/л в делювиально-элювиальных до 55,5г/л в сульфатно-гидрокарбонатных водах.

					СФУ ИГДГиГ ДП -21.05.04.02-130404.65	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Да-		24

Температура подземных вод колеблется от +5° до +15° С.

Питание подземных вод идет преимущественно, за счет выпадения атмосферных осадков.

За счёт развития глубокого базиса эрозии подземные воды имеют открытую поверхность стока. Замеренный водоприток в штольню Центральную зимой составляет 110м³/ч, а в период таяния снега достигает 250м³/ч, реже более. Общий приток воды по жилам слагается из притока воды по горизонтам 9-13 и шт.Центральной. Вся вода, поступающая на 14 горизонт, сбрасывается по шт. Центральной в р.Средняя Сарала.

Гидрогеологические условия жилы Каскадной можно считать благоприятными по той причине, что воды имеют открытую поверхность стока, а их общий водоприток незначителен. При ведении открытых горных работ не будет необходимости в организации водоотлива из карьера. Вода повсеместно самотёком по горным выработкам выходит на дневную поверхность.

На основании многолетних наблюдений, можно сделать вывод, что гидрогеологические условия отработки верхних горизонтов жилы Каскадной простые, благоприятные для ведения подземных горных работ гидрогеологических условиях отработки запасов.

1.2.5 Полезные ископаемые

Единственным полезным ископаемым, имеющим промышленное значение, в районе является золото.

В пределах рудного поля Саралинского месторождения установлен и в разной степени изучен полный ряд проявлений золота: - рудное месторождение (рудные тела); - россыпное элювиально-делювиальные россыпи, пролювиальные россыпи, коллювиальные (ложковые) россыпи, моренные и флювиогляциальные россыпи, долинные аллювиальные россыпи; - техногенные золотосодержащие образования. Наиболее полно изучены крайние проявления ряда – рудные месторождения жильного типа и долинные аллювиальные россыпи. Информация о промежуточных

					СФУ ИГДГиГ ДП -21.05.04.02-130404.65	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Да-		25

проявлениях весьма отрывиста и бессистемна.

Рудное поле Саралинского месторождения охватывает водораздельное пространство с запада от руч. Останцевского до руч. Тёплого на востоке и от р. Средняя Сарала на юге до р. Левая Сарала на севере. Его структура отчетливо выражается в рельефе: - центральная и западная часть приходится на гольцевую наиболее возвышенную часть площади рудного поля. Здесь известны жилы: Андреевская, Встречная, Каскадная и ряд более мелких жил. Оруденение относится к гидротермально-метасоматической золото-сульфидно-кварцевой формации умеренно малосульфидных минеральных типов формирующихся в условиях средних глубин; - восточная часть слабо эродированная и расчленена ручьями на мелкие блоки. Эрозионный срез вскрыл первичные ореолы рассеяния и мелкие рудные тела, характеризующие эпикальную часть оруденения.

К настоящему времени, в пределах Саралинского рудного поля, выявлено более 350 кварцевых жил. Из всех выявленных жил отрабатывались в промышленном масштабе только жилы Андреевская, Встречная, Каскадная и Ивановская. .

Наиболее крупные золоторудные жилы (кварцевые жилы), залегают в суб-широтных тектонических нарушениях (жилы Андреевская, Встречная, Каскадная, Промежуточная). Жила Промежуточная практически не отрабатывалась, она только вскрыта горными выработками и разведана на небольшом участке (300м по простиранию) между 20 и 22 горизонтами. Пространство между жилами Каскадной и Андреевской от поверхности до 14-го горизонта не изучалось, так как разведочные работы велись подземными горными выработками только в пределах структур локализирующих эти жилы.

Жилы Каскадная, Андреевская, Встречная и Промежуточная располагаются в мощных, от 10 до 100м, зонах рассланцевания, брекчирования и будинажа пород верхнесаралинской свиты. Боковые породы

					СФУ ИГДГиГ ДП -21.05.04.02-130404.65	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Да-		26

представлены туфосланцами, углисто-глинистыми, углисто-кремнистыми сланцами, туфопесчаниками, реже диабазами и известняками.

Рудные тела представлены системой кулисообразных жил (линз). Наиболее изученные жилы залегают в висячем боку рудовмещающих структур. Причиной этому является то, что породы внутри зоны и в лежащем её боку не устойчивые. Взаиморасположение этих линз весьма сложное и зависит от внутреннего строения и породного состава тектонической структуры.

По падению и простиранию кварцевые линзы мощностью от 0,1м до 2,5м и редко более, сменяют друг друга, разделяясь между собой тектоническими трещинами «пережимами». В плоскости жилы данные пережимы составляют около 30%. В большинстве случаев, пережимы пространственно совпадают с зонами углеродизированных тектонитов. Иногда на продолжении кварцевых линз встречаются жильные тела березитизированных пород кислого состава.

По мощности рудовмещающей структуры линзы располагаются либо кулисообразно, либо субпараллельно, разделяясь прослоями метасоматически измененных пород мощностью до 50м. и нередко, в таком случае, известные под разными названиями.

Основным жильным минералом является кварц. В подчиненном количестве присутствуют карбонаты, хлорит, альбит. Отмечаются эпидот и актинолит. Окраска кварца молочно-белая, светло-серая, серая и тёмно серая. Текстуры полосчатая, книжная, массивная редко брекчиевая.

Сульфидная минерализация проявлена повсеместно и представлена пиритом, арсенопиритом, сфалеритом, галенитом, пирротинном, халькопиритом, реже блеклыми рудами. Наиболее распространен прожилково-вкрапленный характер минерализации, нередок гнездовый и массивный.

Золото, как правило, ассоциирует с сульфидами. Содержание варьирует

					СФУ ИГДГиГ ДП -21.05.04.02-130404.65	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Да-		27

от долей до нескольких сотен г/т, нередко, в ураганных значениях достигая килограммовых величин. Распределение крайне неравномерное с концентрацией золота в рудных столбах, имеющих пологое восточное склонение в плоскости жилы и с наибольшим обогащением в своей центральной части.

Жилы Каскадная и Андреевская прослежены по простиранию на протяжении 3,2км. Жила встречная прослежена по простиранию до 800м.

В незначительной степени обрабатывались жилы, локализующиеся в других системах трещин (Рассомахинская, Щёголевская, Трансвальская).

Другие жилы в пределах Саралинского месторождения изучены слабо, эпизодически, в виду того, что поисково-разведочные работы велись в основном подземными горными выработками в пределах уже известных структур Андреевской, Встречной и Каскадной. По падению жилы Саралинского месторождения прослежены до 22 горизонта что составляет более 800м по вертикали. Падение жил, как и рудовмещающих структур различное. Жила Каскадная имеет угол падения 20° - 60° , Андреевская 45° - 60° , Встречная 40 - 60° вследствие чего наблюдается их схождение с глубиной (до 22 горизонта).

Площадь Саралинского месторождения расположена в бассейне р. Средняя Сарала. Здесь известны россыпи золота, как в долине самой реки, так и в её боковых притоках, эродирующих золоторудное месторождение. По своему типу россыпи относятся к аллювиальным долинным и террасовым, ложковым, пролювиально-коллювиальным и моренным типом.

Основные запасы россыпного золота были сосредоточены в долине р. Средняя Сарала от пос. Приисковый до разведочной линией 32 (в 2км ниже устья руч.Известковый). Данный участок известен как Главстановская россыпь, имеет длину 7км и включает в себя собственно россыпь р. Средняя Сарала как современную, переотложенную россыпь древних долин, так и древнюю (условно неогеновую) россыпь, вскрытую на Потаповском террасо-

					СФУ ИГДГиГ ДП -21.05.04.02-130404.65	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Да-		28

увале и в низах долинных отложений под современным хвостохранилищем. В настоящее время основная масса ранее разведанных запасов погашена. Незатронутой современными отработками осталась часть россыпи расположенная под хвостохранилищем.

Первоначальная продуктивность этой россыпи превысила 1.5 т/км. Столь высокое значение обусловлено уникальным стечением благоприятных геолого-геоморфологических факторов и сочетанием их с несколькими видами выветривания.

Рудные проявления выходят на поверхность практически на всей площади бассейна реки. В неогене, к началу блоковых подвижек, наиболее продуктивные отложения верхнесаралинской свиты были подвергнуты глубокому химическому выветриванию. Данное обстоятельство позволило заложившейся речной сети легко освобождать золото и аккумулировать его в протодолине реки Средняя Сарала, с наибольшей продуктивностью в приустьевой ее части и конусе выноса в протодолину Транзитной реки, текущей с севера на юг. Древняя россыпь, участками сохранилась и известна как россыпь «Потаповская терраса» и россыпь «Сергиевская».

С «перехватом» протодолины формируется современная (долинная) россыпь, в нижней части разреза которой залегает переотложенная древняя россыпь.

Мелкие россыпи в пределах рудного поля Саралинского месторождения локализованы по ручьям Крутой, Щёголевский, Ненастный и Светлый. Эти россыпи практически полностью отработанные ранее мускульным способом. Имеющиеся остаточные запасы по россыпи руч. Ненастного, расположены в его приустьевой части. Глубина залегания песков до - 18м.

1.2.6 Основные сведения о запасах

Рудное поле Саралинского месторождения охватывает водораздельное пространство с запада от руч. Останцевского до руч. Тёплого на востоке и от

					СФУ ИГДГиГ ДП -21.05.04.02-130404.65	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Да-		29

р. Средняя Сарала на юге до р. Левая Сарала на севере. Его структура отчетливо выражается в рельефе: - центральная и западная часть приходится на гольцевую наиболее возвышенную часть площади рудного поля.

Горный отвод Саралинского месторождения включает жилы Каскадную, Андреевскую, Параллельную, Промежуточную, Встречную, Диагональную.

Запасы золота на начало восстановления рудника, стоящие на Госбалансе по Саралинскому месторождению приведены в таблице 1.1.

Таблица 1.1 Состояние запасов по Саралинскому золоторудному месторождению на 01.01.2007 г. (по данным данным Гашина В.Г. 1991г; Тарлецкого С.А. 2007г) [изъяты данные таблицы]

Объекты учета	Запасы по категориям, тыс.т руды/кг золота			
	C ₁	C ₂	C ₁ +C ₂	забалансовые
Саралинское месторождение				
- в т.ч. Каскадная жила				

Таблица 1.2 Запасы рудного золота по жиле Каскадной выше 14 горизонта Саралинского золоторудного месторождения по данным данным Гашина В.Г.1991г; Тарлецкого С.А. 2007г), по состоянию на 01.01.2008 г. [изъяты данные таблицы]

Название жилы	Категория запасов	Запасы руды, тыс.т	Среднее содержание золота, г/т	Запасы золота, кг
Каскадная	Балансовые			
	C ₁			
	C ₂			
	Забалансовые			
	C ₁ +C ₂			

Таблица 1.3 Состояние минерально-сырьевой базы Саралинского рудника на 01.01.2016 г. По данным ("по данным Гашина В.Г.1991г; Тарлецкого С.А. 2007г) [изъяты данные таблицы]

Объекты	Запасы, учтенные Государственным балансом						Геол. запасы
	Балансовые			Забалансовые			
	C ₁	C ₂	C ₁ +C ₂	C ₁	C ₂	C ₁ + C ₂	C ₁ +C ₂ ,
Учтённые в недрах, (руда/золото):							
а) Протоколом ГКЗ №7101 1974 г., тыс.т/кг							
б) Протоколом №32 ТКЗ от 20.06.2008 г., тыс.т/кг							
Итого в недрах:							
Среднее содержание золота, г/т							
Учтённые в техногенных образованиях, (руда/металл):							
Штольневые отвалы руд, тыс.т/кг							
Хвосты ЗИФ, тыс.т/кг							
Итого техногенные:							
Среднее содержание золота, г/т							
Всего:							
Среднее содержание золота, г/т							

2. Горная часть.

2.1 Годовая производительность и срок существования рудника

Расчет производственной мощности выполнен на основе обоснования производительности элементарных выемочных единиц (ЭВЕ), находящихся в

одновременной обработке, с учетом удельного объема применяемых систем разработки. Проектная мощность рудника составляет 210 тыс.т. руды в год.

Проектная мощность рудника по горным возможностям:

$$A = V_k \cdot S \cdot \gamma \cdot k_{\text{кол}}, \text{ т/год} \quad (2.1.1)$$

где V_k – среднегодовое понижение условного горизонта выемки, м/год;
 S – эксплуатационная площадь месторождения, м^2 ; γ – плотность руды, т/м^3 ;
 $k_{\text{кол}} = k_n/k_k = (1-кп)/(1-кр)$ – коэффициент извлечения количества, учитывающий количественные и качественные (разубоживание) потери полезного ископаемого;

$$V_k = S_p \cdot k_o \cdot h_o / S, \text{ м/год}, \quad (2.1.2)$$

где S_p – рабочая площадь месторождения, м^2 ; $k_o = T_r / T_{\text{ц}}$ – коэффициент годового обновления рабочей площади, раз/год; T_r – календарная продолжительность работы рудника в течение года, сут/год; $T_{\text{ц}}$ – длительность производственного цикла по извлечению и воспроизводству запасов элементарной выемочной единицы (ЭВЕ), сут.; h_o – высота обрушаемого (отбиваемого) слоя руды, м.

$$S_p = S_n \cdot (K_{\text{стр}} + 1), \text{ м}^2, \quad (2.1.2)$$

где S_n – площадь извлечения запасов, м^2 ; $K_{\text{стр}}$ – коэффициент структуры рабочей площади, ед.

$$K_{\text{стр}} = T_v/T_n, \quad (2.1.3)$$

где T_v – длительность воспроизводства запасов, сут; T_n – длительность процессов извлечения запасов, сут.

$$S_n = N_n \cdot a \cdot l, \text{ м}^2 \quad (2.1.4)$$

где N_n – максимально возможное число ЭВЕ в одновременной очистной выемке, а – длина ЭВЕ в крест простирания залежи, м; l – длина ЭВЕ по простиранию залежи, м;

$$N_n = n_{\text{ф}} \cdot n_{\text{г}}, \quad (2.1.5)$$

					СФУ ИГДГиГ ДП -21.05.04.02-130404.65	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Да-		32

где n_{ϕ} – число ЭВЕ, составляющих фронт очистной выемки на горизонте; n_r – возможное число горизонтов в одновременной отработке.

$$T_{и} = a \cdot l \cdot h_o \cdot \gamma \cdot k_{кол} / (A_{об} \cdot n_{об} \cdot n_{см}), \text{ сут} \quad (2.1.6)$$

где $A_{об}$, $n_{об}$ – среднесменная производительность (т/см) и число единиц доставочного оборудования в одновременной работе, $n_{см}$ – количество смен в сутки.

$$T_{в} = T_{пн} + T_{б} + T_{м} + T_{к} + T_{з} + \sum T_{пм}, \text{ сут}, \quad (2.1.7)$$

где $T_{пн}$, $T_{б}$, $T_{м}$, $T_{к}$, $T_{з}$, $T_{зт}$, $\sum T_{пм}$ – соответственно длительности процессов подготовительно-нарезных работ, обуривания запасов, монтажа стационарного оборудования, крепления очистного пространства, заряжания-взрывания скважин (шпуров) в их взаимно не совмещаемой части, продолжительность, возведения и суммарная продолжительность меж процессных пауз, сут. $T_{м}$ и $T_{к}$ в принятых системах разработки отсутствует.

$$T_{пн} = a \cdot l \cdot h_o \cdot \gamma \cdot k_{уд} \cdot n_{сут} / (1000 \cdot n_{пн} \cdot v_{ср}), \quad (2.1.8)$$

где $k_{уд}$ – удельный расход подготовительно-нарезных выработок, $\text{м}^3/1000 \text{ т}$; $n_{сут}$ – число рабочих дней в месяце, сут/мес.; $n_{пн}$ – число выработок, находящихся в стадии проходки в течение месяца; $v_{ср}$ – средняя скорость проведения подготовительно-нарезных выработок, $\text{м}^3/\text{мес.}$;

$$T_{б} = a \cdot l \cdot h_o \cdot \gamma / (k_{б} \cdot A_{б} \cdot n_{б} \cdot n_{см} \cdot n_{в}), \quad (2.1.9)$$

где $k_{б}$ – выход руды с 1 п. м скважины, т/м; $A_{б}$ – среднесменная производительность бурового станка, м/см; $n_{б}$ – число одновременно работающих станков; $n_{см}$ – число рабочих смен в сутки; $n_{в}$ – число выработок в которых одновременно ведутся буровые работы.

$$T_{з} = a \cdot l \cdot h_o \cdot \gamma \cdot q \cdot k_{ис} / (k_{б} \cdot A_{з} \cdot k_{и} \cdot n_{см} \cdot n_{з}) + t_{мв} + t_{пр}, \quad (2.1.10)$$

где q – удельный расход ВВ на 1 п. м скважины, кг/м; $k_{ис}$ – коэффициент использования скважин; $k_{б}$ – выход руды с 1 п. м скважины, т/м; $A_{з}$ –

техническая производительность зарядной установки, кг/ч; $k_{и} = 1 - t_{п} / t_{см}$ – коэффициент использования зарядной установки в течение смены; $t_{п}$ – объективно неустраняемые потери рабочего времени в смену, ч; $t_{см}$ – продолжительность смены, ч; $t_{мв}$ – время монтирования взрывной сети, сут.; n_3 – число одновременно работающих зарядных установок; $t_{пр}$ – продолжительность проветривания выработок после массового взрыва, сут.

Таблица 2.1 Расчет производительной мощности рудника *[изъяты данные таблицы]*

Показатель	Условные обозначения	Значения	
		Сплошная система разработки	Система разработки с магазинированием
Система разработки			
Длина ЭВЕ в крест простирания залежи, м			
Длина ЭВЕ по простиранию залежи, м			
Высота отбиваемого слоя руды, м			
Удельный расход подготовительно-нарезных выработок, м ³ /1000т			
Число рабочих дней в месяце, сут./мес.			
Число выработок, находящихся в стадии проходки в течение месяца			
Средняя скорость проведения подготовительно-нарезных выработок, м ³ /мес.			
Длительность подготовительно-нарезных работ, сут.			
Выход руды с 1 п.м. скважины, т/м			
Среднесменная производительность бурильщика, м/см			
Число одновременно работающих бурильщиков			
Число рабочих смен в сутки			
Число выработок, в которых одновременно ведутся буровые работы			
Длительность обуривания запасов, сут			
Удельный расход ВВ на 1 п.м. скважины, кг/м			
Техническая производительность зарядной установки, кг/ч			
Коэффициент использования скважины (шпура)			
Коэффициент использования зарядной установки в течение смены			

Объективно неустранимые потери рабочего времени в смену, ч/см			
Продолжительность смены, ч			
Число одновременно работающих зарядных установок			
Время монтирования взрывной сети, сут.			
Продолжительность проветривания выработок после массового взрыва, сут.			
Длительность заряжения (взрывания) шпуров, сут.			
Суммарная продолжительность межпроцессных пауз, сут.			
Длительность процессов воспроизводства запасов, сут.			
Среднесменная производительность доставочного оборудования, т/см			
Число единиц доставочного оборудования в одновременной работе			
Длительность процессов извлечения запасов, сут.			
Длительность процессов локализации пустот и крепления, сут			
Длительность производственного цикла по извлечению и воспроизводству запасов выемочной единицы, сут.			
Календарная продолжительность работы рудника в течение года, сут.			
Коэффициент годового обновления рабочей площади, раз/год			
Число ЭВЕ, составляющих фронт очистной выемки на горизонте			
Число одновременно работающих бурильщиков			
Число рабочих смен в сутки			
Число выработок, в которых одновременно ведутся буровые работы			
Длительность обуривания запасов, сут			
Удельный расход ВВ на 1 п.м. скважины, кг/м			
Техническая производительность зарядной установки, кг/ч			
Коэффициент использования скважины (шпура)			
Коэффициент использования зарядной установки в течение смены			
Объективно неустранимые потери рабочего времени в смену, ч/см			
Продолжительность смены, ч			

Число одновременно работающих зарядных установок			
Время монтирования взрывной сети, сут.			
Продолжительность проветривания выработок после массового взрыва, сут.			
Длительность заряжания (взрывания) шпуров, сут.			
Суммарная продолжительность межпроцессных пауз, сут.			
Длительность процессов воспроизводства запасов, сут.			
Среднесменная производительность доставочного оборудования, т/см			
Число единиц доставочного оборудования в одновременной работе			
Длительность процессов извлечения запасов, сут.			
Длительность процессов локализации пустот и крепления, сут			
Длительность производственного цикла по извлечению и воспроизводству запасов выемочной единицы, сут.			
Календарная продолжительность работы рудника в течение года, сут.			
Коэффициент годового обновления рабочей площади, раз/год			
Число ЭВЕ, составляющих фронт очистной выемки на горизонте			
Число одновременно работающих бурильщиков			
Число рабочих смен в сутки			
Число выработок, в которых одновременно ведутся буровые работы			
Длительность обуривания запасов, сут			
Удельный расход ВВ на 1 п.м. скважины, кг/м			
Техническая производительность зарядной установки, кг/ч			
Коэффициент использования скважины (шпура)			
Коэффициент использования зарядной установки в течение смены			
Объективно неустраняемые потери рабочего времени в смену, ч/см			
Продолжительность смены, ч			
Число одновременно работающих зарядных установок			
Время монтирования взрывной сети, сут.			

Продолжительность проветривания выработок после массового взрыва, сут.			
Длительность заряжания (взрывания) шпуров, сут.			
Суммарная продолжительность межпроцессных пауз, сут.			
Длительность процессов воспроизводства запасов, сут.			
Среднесменная производительность доставочного оборудования, т/см			
Число единиц доставочного оборудования в одновременной работе			
Длительность процессов извлечения запасов,			
Длительность процессов локализации пустот и крепления, сут			
Длительность производственного цикла по извлечению и воспроизводству запасов выемочной единицы, сут.			
Календарная продолжительность работы рудника в течение года, сут.			
Коэффициент годового обновления рабочей площади, раз/год			
Число ЭВЕ, составляющих фронт очистной выемки на горизонте			
Возможное число горизонтов в одновременной отработке			
Максимально возможное число ЭВЕ в одновременной очистной выемке			
Площадь извлечения запасов, м ²			
Рабочая площадь месторождения, м ²			
Среднегодовое понижение условного горизонта выемки, м/год			
Средняя мощность залежи, м			
Эксплуатационная площадь месторождения, м ²			
Длина по простиранию месторождения, м			
Плотность руды, т/м ³			
Коэффициент извлечения количества			
Расчетная производственная мощность, тыс. т/год			
Расчетная производственная мощность, тыс. т/год			

При отработке залежей месторождения срок существования предприятия составит:

$$T_p = B \cdot (1 - \Pi) / (A_r \cdot (1 - P)), \text{ лет} \quad (2.1.11)$$

где Б – балансовые запасы месторождения, тыс.т; Тр – расчетный срок существования рудника, лет; Аг –производственная мощность рудника, тыс. т в год; П и Р – потери и разубоживание, д.ед.

Расчетный срок службы горизонтов рудника составляет:

$T_r = [\text{изъято}]$ года

С учетом развития и затухания горных работ 5 лет.

Принятая производственная мощность рудника соответствует требованиям технического задания на проектирование.

Порядок и режим работы рудника определен в соответствии с техническим заданием на проектирование.

- количество рабочих дней в году на подземных работах, связанных с выемкой рудной залежи – 330;
- рабочая неделя – непрерывная по скользящему графику;
- количество смен в сутки - 3 смены по 6 часов для подземных рабочих по добыче;
- количество взрывных смен – 1;

количество межсменных перерывов – 3 по 2 часа.

2.2 Вскрытие

Рельеф района типичен для приводораздельной части Кузнецкого Алатау. Сглаженные гольцы с абсолютными отметками 1300 - 1674м образуют осевую, наиболее приподнятую часть хребта. Относительные превышения гольцов над долинами рек и ручьёв составляют 300-600м. Такой рельеф поверхности позволил вскрыть все месторождения несколькими штольнями и слепыми стволами.

В пределах Саралинского рудного поля, занимающего площадь 100 кв.км известно около 230 кварцевых жил. Наиболее крупными и эксплуатируемыми до 1997г. являлись Каскадная и Андреевская зоны (месторождения).

					СФУ ИГДГиГ ДП -21.05.04.02-130404.65	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Да-		38

До 14-го горизонта Каскадная жила вскрыта целым рядом штолен. Третий горизонт вскрыт – штольной №15 (отметка устья 1225,84м.), 4 горизонт – штольнями №10 (отм. 1208м.) и 14 (отм. 1190,84м.), 5 горизонт – штольнями №16 (отм. 1200,52м.) и 12 (отм. 1133,52м.), 7 горизонт – штольной №13 (отм. 1100,18м.). Штольня №13 являлась главной откаточной выработкой для вышележащих обрабатываемых блоков и проходческих выработок.

Горизонты 8, 9,11 вскрыты слепой шахтой №1 и целым рядом восстающих. При отработке данных горизонтов главной откаточной выработкой являлась штольня «Центральная» на горизонте 14.

Существующее положение вскрывающих выработок жилы Каскадная приведена на рисунке 2.1.

На данный момент главных вскрывающих выработок, находящихся в удовлетворительном состоянии нет. Большинство выработок имеют нарушения, связанные с влиянием на них горного давления и шахтных вод. Крепление выработок потеряло свою несущую способность вследствие частичного или полного разрушения.

Штольня «Центральная», являющаяся главной откаточной выработкой, была пройдена без крепи. Её состояние можно оценить, как аварийное. Площадь сечения выработки в свету – 7,2 м² и ее общая длина, составляет 3500 м. С момента проходки штольни в 1965 году, её капитальный ремонт не производили, это также является одной из причин возникновения обрушений и заколообразований.

Одним из наиболее проблемных участков штольни «Центральная» является приустьевая часть. Сопряжения и места геологических нарушений закреплены железно-бетонной крепью, реже использовалась деревянная крепь.

Капитальные затраты на горные работы, календарный план выполнения всех капитальных работ и календарный график вскрытия, и отработки месторождения представлены в экономической части.

					СФУ ИГДГиГ ДП -21.05.04.02-130404.65	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Да-		39

Изм.	
Лист	
№ докум.	
Подпись	
Дата	

СФУ ИГДПИГ ДП -21.05.04.02-130404.65

Рисунок 2.1-Существующее положение вскрывающих выработок жилы Каскадная
[изъято]

2.3 Проходка выработок

2.3.1 Проходка откаточного штрека

Откаточный штрек длиной 500 м, проходит по породам крепостью 10 и средней устойчивости. Сечение выработки в свету 7,8 м².

С целью уменьшения объёмов породы принимаем минимально допустимые безопасные зазоры между крепью и подвижным составом (транспортным средством). Для безопасности предусматривается ниши через 25 метров со стороны людского прохода с сечением 4м² и глубиной 2 м.

Порядок и режим работы рудника определен в соответствии с техническим заданием на проектирование:

- количество рабочих дней в году на подземных работах, связанных с выемкой рудной залежи – 330;
- рабочая неделя – непрерывная по скользящему графику;
- количество смен в сутки - 3 смены по 6 часов для подземных рабочих по добыче.
- количество взрывных смен – 1;
- количество межсменных перерывов – 3 по 2 часа.

					СФУ ИГДГиГ ДП -21.05.04.02-130404.65	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Да-		41

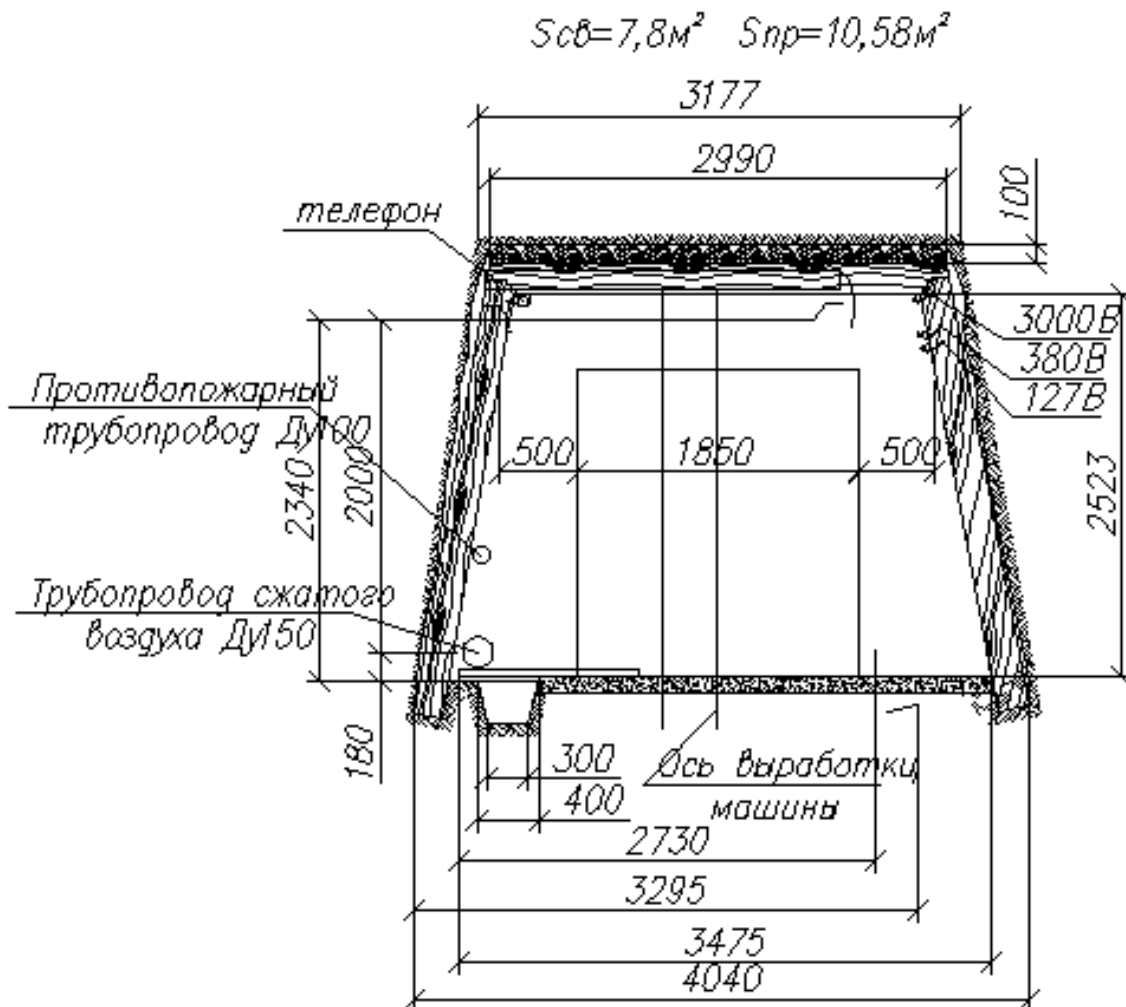


Рисунок 2.2-Сечение откаточного штрека (под движение ПДМ PAUSPFL 30)

Учитывая горно-геологические, горнотехнические условия разрабатываемого месторождения, проектом предусмотрен буровзрывной способ проведения капитальных горных выработок.

Проходка горных выработок производится в крепких трещиноватых горных породах, в сухих забоях не опасных по газу и пыли. Крепость пород и руд по шкале М. М. Протодяконова составляет $f = 10$, коэффициент структуры пород $F=1,4$.

В качестве ВВ используется гранулит А-6 и патронированный аммонит №6ЖВ. Зарядка шпуров осуществляется пневмозарядчиками типа ЗП-2, па-

					СФУ ИГДГиГ ДП -21.05.04.02-130404.65	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Да-		42

тронированное ВВ - вручную. Обводнённые шпуровые заряды заряжаются только патронированным аммонитом 6ЖВ.

Для инициирования заряда ВВ принимается неэлектрическая система инициирования ИСКРА-Ш, производства ОАО "Новосибирский механический завод "Искра", или иные средства волнового инициирования, допущенные Ростехнадзором для применения в шахтах неопасных по газу и пыли.

Для обустройства забоев горизонтальных и наклонных горных выработок поперечным сечением до 30 м² принята гидравлическая буровая установка с одним перфоратором HLX-5 и стрелой TF 500-12 Fixed – DD210L фирмы Sandvik. Глубина шпуров принята 2,5 м.

Выбор конструкции и материала крепи

Согласно СНиП выбор крепи допускается производить по безразмерному показателю устойчивости горных пород

$$P_y = \gamma \cdot H_p / R_{сж} = 34,3 \cdot 300 / 52800 = 0,2 \quad (2.3.1.1)$$

где γ - объёмный вес пород, кН/м³;

H_p - расчётная глубина расположения выработки, м;

$R_{сж}$ - расчётное сопротивление пород сжатию, кПа.

$$R_{сж} = G_{сж} \cdot K_c \cdot \xi = 110000 \cdot 0,6 \cdot 0,8 = 52800 \text{ кПа}; \quad (2.3.1.2)$$

где $G_{сж}$ – предел прочности пород при сжатии, МПа;

K_c - коэффициент структурного ослабления пород, доли ед.,

$$K_c = 0,6, [2, \text{табл.2.2}];$$

ξ - коэффициент длительной прочности, доли ед.

$$\xi = 0,8$$

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

					СФУ ИГДГиГ ДП -21.05.04.02-130404.65	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Да-		43

Таблица 2.2-Зависимость коэффициента (K_c) от трещиноватости пород

Среднее расстояние между поверхностями ослабления пород, м	>1,5	1,0-1,5	0,5-1, 0	0,1-0,5	<0,1
Коэффициент структурного ослабления (K_c)	0,9	0,8	0,6	0,4	0,2

По показателю устойчивости допускается проходка выработки с деревянной крепью (табл. 2.2).

Таблица 2.3-Выбор крепи по показателю устойчивости пород для рудников

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

Расчёт деревянной крепи

При установке крепежных рам вразбежку и необходимости возведения межрамного ограждения (затяжки), то параметры затяжки также подлежат расчетам.

В породах с коэффициентом крепости $f > 4$, когда борта выработки устойчивы, а кровля неустойчива и при отсутствии бокового давления определяют только прочные размеры верхняка крепежной рамы. Диаметр стойки принимается равным принятому диаметру верхняка.

Расчёт верхняка. Верхняк уподобляется балке, лежащей на двух опорах. Он выдержит давление со стороны кровли, если его сопротивление изгибу ($R_{из}$) будет не меньше максимального изгибающего момента, обусловленного этим давлением ($M_{из}$, кН×м):

$$R_{из} \times W > M_{из}, \quad (2.3.1.3)$$

Данному условию будет удовлетворять верхняк диаметром (d , м):

$$d = 1,61 \cdot a_3 \sqrt{\frac{m \cdot \gamma \cdot L}{n_y \cdot f \cdot R_{из}}} = 1,61 \cdot 1,42_3 \sqrt{\frac{1,2 \cdot 34,3 \cdot 1}{0,85 \cdot 11 \cdot 16000}} = 0,30, (2.3.1.4)$$

где a – полупролет выработки по кровле вчерне, м ; m - коэффициент перегрузки, ед. ($m=1,5$ - для стволов, их сопряжений, околоствольных дворов и камер, $m=1,2$ - для остальных выработок, $m=1,5 \div 2$ - соответственно в сложных горно-геологических условиях); L - расстояние между смежными крепежными рамами, м; $R_{из}$ – расчетное сопротивление древесины изгибу, кПа [2, табл. 2]; n_y - коэффициент условий работы деревянной крепи, [2, табл. 3].

Расчёт межрамных ограждений. Межрамные ограждения (затяжки), бортов и кровли выработок могут сооружаться из досок, обапола, распилов. При расчете межрамных ограждений нормативные и расчетные нагрузки на них от горного давления принимаются такими же, как и при расчете крепежной рамы. Затяжка рассчитывается как балка, свободно лежащая на двух опорах - соседних рамах, ее пролет принимается равным (L) - шагу рамы.

Толщина затяжек из распилов (d_p , м):

$$d_p = 2,3 \times L \times \sqrt{\frac{m \times q}{n_y \times R_{из}}} = 2,3 * 1 \sqrt{\frac{1,2 * 4,42}{0,85 * 16000}} = 0,045 \text{ м}, (2.3.1.5)$$

где q - максимальная интенсивность нагрузки, кН/м²:

$$q = b \times \gamma = (a/f) \times \gamma = (1,42/11) * 34,3 = 4,42 (2.3.1.6)$$

Окончательно принимаем:

Толщина стоек и верхняка 0,30 м. Толщина затяжки из распила 0,045 м

					СФУ ИГДГиГ ДП -21.05.04.02-130404.65	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Да-		45

Выбор способа проходки и оборудования

Способ проведения горной выработки зависит от свойств пересекаемых пород, размеров поперечного сечения выработки и положения ее в пространстве.

В зависимости от свойств, пересекаемых выработками пород, различают способы проведения выработок в обычных (обычный способ проведения выработок) и сложных (специальный способ проведения выработок) горногеологических условиях.

К специальному способу проведения выработок относят проведение выработок в рыхлых водонасыщенных породах и в устойчивых трещиноватых весьма водообильных породах.

К обычному способу проведения выработок относят проведение выработок в:

1) крепких однородных породах (квершлагги, полевые штреки, камеры), когда выемку породы производят в основном при помощи буровзрывных работ;

2) мягких однородных породах, когда выемка породы может производиться проходческими комбайнами;

3) неоднородных породах, когда необходимо производить раздельную выемку полезного ископаемого и пустых пород.

В зависимости от размеров поперечного сечения выработки различают два способа их проведения:

- сплошным забоем, когда работы по выемке породы выполняют сразу по всей площади забоя;

- уступным (сложным) забоем, когда забой разделяют на несколько уступов и работы по выемке породы выполняют в каждом уступе самостоятельно.

					СФУ ИГДГиГ ДП -21.05.04.02-130404.65	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Да-		46

Принимаем способ проведения сплошным забоем. Отбойку производим с помощью БВР.

Таблица 2.4 - Технические характеристики гидравлической буровой установки с перфоратором HLX-5 и стрелой TF 500-12 Fixed – DD210L

Наименование характеристики	Значение
Глубина бурения ,м	2,6-2,7
Размер зоны обуривания: ширина,м высота,м	3,6 5
Диаметр бурения шпуров, мм	43

Для обуривания забоев горизонтальных и наклонных горных выработок поперечным сечением до 30 м² принята гидравлическая буровая установка с одним перфоратором HLX-5 и стрелой TF 500-12 Fixed – DD210L фирмы Sandvik. Глубина шпуров принята 2,6-2,7 м.

Диаметр коронки и шпура принят 43 мм. Патроны аммонита 6 ЖВ приняты диаметром 36 мм.

Для погрузки отбитой породы применяем ПДМ PAUSPFL 30 (табл. 2.2).

Таблица 2.5 -Технические характеристики погрузочно-доставочной машины ПДМ PAUSPFL 30

Наименование характеристики	Значение
Вместимость ковша, м ³	2,5
Техническая производительность, м ³ /час	17,4
Длина, м	7,6
Ширина, м:	1,85
Высота: Максимальная высота, м	1,85 1,7

Транспортная, м	
Масса, т	14,5

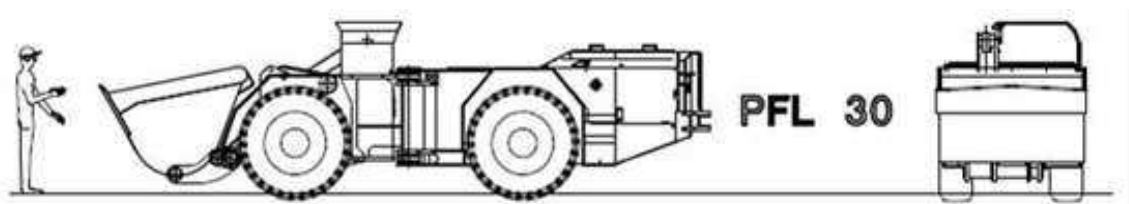


Рис 2.3-ПДМ PAUSPFL 30

Описание технологии осуществления процессов проходческого цикла

Технология буровых работ

Для проходки выработок трапециевидной формы применяют вертикальные клиновые врубы. Число врубовых шпуров от двух до десяти. Врубовые шпуры бурятся под углом $65-70^{\circ}$ к плоскости забоя. Рациональная глубина заходки 1,5-2,2 м. Длина врубовых шпуров 1,8-2,6 м.

В норму времени на бурение входят следующие процессы: подноска перфоратора и инструмента; присоединение шлангов к магистралям и продувка их; присоединение шлангов к перфоратору и пылеулавливающей установке; установка перфоратора на пневмоподдержке; приведение забоя в безопасное состояние; одевание коронки; опробование; устранение мелких неисправностей перфоратора; разметка шпуров и расчистка места для них; забуривание и бурение шпуров; продувка и промывка шпуров; смена коронок и буров; отсоединение шлангов от магистрали, перфоратора и пылеулавливающей установки; уборка перфоратора и рабочего места.

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

					СФУ ИГДГиГ ДП -21.05.04.02-130404.65	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Да-		48

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

Технология взрывных работ

До начала заряжания забой должен быть подготовлен: шпуры очищены от буровой мелочи, забой хорошо освещён, всё оборудование вывезено из забоя, трубопроводы ограждены, налажены и проверены средства вентиляции и пылеподавления, при необходимости устроены полости и настил.

ВВ получает мастер-взрывник на складе ВМ по наряд-путевке. Доставляет ВВ в забой мастер-взрывник с помощниками. Мастер-взрывник несет средства инициирования и ВВ не более 12 кг, помощники – ВВ не более 24 кг.

В состав работы входит: ознакомление с паспортом БВР, сигнализация о начале заряжания, установка и снятие предупредительных знаков, проверка и замер шпуров, приготовление патронов боевиков, изготовление забойки, заряжание и забойка, подача боевого сигнала, ход в укрытие, инициирование, подсчёт числа взрывов, включение системы вентиляции и пылеподавления, проветривание забоя, осмотр результата взрыва и сбор невзорвавшегося ВМ.

Патроны-боевики мастер-взрывник изготавливает в забое. Для инициирования зарядов используются электродетонаторы. Заряжание шпуров производит мастер-взрывник вручную.

Контроль за заряжанием шпуров производит сменный ИТР участка.

Взрывание производит мастер-взрывник находясь в безопасном месте, на свежей струе и не ближе 150 м от забоя. После взрывания забой проветривают.

					СФУ ИГДГиГ ДП -21.05.04.02-130404.65	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Да-		49

Технология уборки отбитой породы

Погрузочная машина при погрузке горной массы обслуживается двумя рабочими. К началу погрузки горной массы забой необходимо проветрить, горную массу увлажнить, обеспечить кусковатость породы, все соединения воздухопровода должны обеспечивать герметичность, воздушный шланг должен быть подведён к стойкам крепления. Взрывные работы и проветривание забоя следует производить в междусменные перерывы. Перед началом работы рабочие обязаны осмотреть забой и произвести его оборку. Осмотреть погрузочную машину, произвести смазку узлов машины, устранить мелкие неисправности и подвести машину к забою для погрузки. При погрузке горной массы один рабочий управляет машиной, другой производит разравнивание горной массы в вагоне. Одновременно должны проводиться следующие операции: подборка горной массы от боков выработки к загребающему устройству.

Технология работ по креплению

В норму времени на крепление входят следующие работы:

Подноска инструмента; подноска крепёжных материалов на расстояние до 20 м; выравнивание боков и кровли выработки; подготовка лунок; установка и разборка подмостей; заготовка клиньев и распор; затяжка кровли и боков выработки; забутовка пустот за рамами в горнопроходческих выработках; проверка правильности установки крепи; уборка рабочего места и инструмента.

Технология наращивания коммуникаций

Прокладка кабелей.

Прокладку кабелей и труб производим таким образом, чтобы они не мешали производственным процессам в выработке и не могли быть повреждены. Учитывая эти требования, трубы и кабели целесообразно прокладывать в верхней части выработки на высоте 1,8-2,1 м от почвы.

					СФУ ИГДГиГ ДП -21.05.04.02-130404.65	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Да-		50

Силовые кабели подвешивают жестко с провесом и с таким расчетом, чтобы в случае обрыва подвески кабель не мог попасть на рельсы или решетки. Жесткая подвеска кабелей достигается за счет прикрепления их к стенкам выработки специальным крючком. Расстояние между точками подвески должно быть не более 3 м.

Подвеска труб.

Трубы сжатого воздуха прокладывают в верхней части выработки таким образом, чтобы они не мешали передвижению людей и не травмировали их в случае обрыва. Трубы подвешивают при помощи толстой проволоки.

Водопроводные трубы подвешивают в выработке так же, как и трубы сжатого воздуха. Однако, учитывая большой вес и высокую прочность водопроводных труб, их можно прокладывать по почве выработки с таким расчетом, чтобы они не мешали передвижению людей.

Подвеска вентиляционных труб.

Прорезиненные или резиновые вентиляционные трубы подвешивают в выработке при помощи крючьев на стальном тросе или толстой проволоке. По мере проведения выработки трос наращивают (или разматывают), что позволяет довольно быстро наращивать став вентиляционных труб, а также быстро их снимать (укорачивать), если в этом есть необходимость.

Организация освещения и связи в выработке

Всоответствии с ПБ §499 рудничными стационарными светильниками, питаемыми от электрической сети освещаются места погрузки грузов (лебёдки).

Для обеспечения связи у погрузочных пунктов, в забое и месте перегрузки руды устанавливаются телефоны внутришахтного АТС.

Техника безопасности и охрана труда

Общие меры безопасности.

					СФУ ИГДГиГ ДП -21.05.04.02-130404.65	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Да-		51

1. Работник рудника-участка обязан знать и выполнять требования технической документации, касающиеся его профессии;
2. Работник рудника должен принимать меры по устранению опасных производственных ситуаций и при необходимости оказывать помощь пострадавшим при несчастных случаях, сообщать об опасностях непосредственному руководителю работ или горному диспетчеру;
3. Работнику запрещается самовольно выполнять работы, не относящиеся к полученному наряду (заданию) и его обязанностям, за исключением случаев, когда такие работы необходимо выполнять, чтобы предотвратить аварию;
4. Запрещается курить и пользоваться открытым огнем в подземных выработках;
5. Запрещается выдавать наряды (задания) на работы в места, где имеются нарушения требований «Правил безопасности...», кроме нарядов по устранению этих нарушений;
6. Устранение опасностей для людей должно производиться под руководством ИТР с принятием мер безопасности. Такие места должны быть ограждены соответствующими знаками;
7. Перед началом работы бригадир, звеньевой и рабочий обязаны проверить свои рабочие места и привести их в безопасное состояние. При этом необходимо удостовериться в соответствии крепления паспорту, нормальном проветривании и газовой обстановке, пылевзрывобезопасности выработок, а также в исправности предохранительных устройств, кабельной сети, сигнализации и др;
8. В течение всей смены бригадир, звеньевой, рабочий должны следить за безопасным состоянием места работы, исправностью обслуживаемого оборудования и приспособлений, средств защиты и контроля. При обнаружении признаков опасности бригадир, звеньевой, рабочий должны немедленно прекратить работу, уйти в безопасное место, сооб-

					СФУ ИГДГиГ ДП -21.05.04.02-130404.65	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Да-		52

щив об этом сменному ИТР или горному диспетчеру. При неисправности машин и оборудования бригадир, звеньевой, рабочий обязаны принять меры по их устранению, если это невозможно, сообщить сменному ИТР или горному диспетчеру;

9. По окончании смены бригадир, звеньевой, рабочий обязаны передать прибывшим на смену свои рабочие места, оборудование в безопасном состоянии.

Меры безопасности при ВР

1. Перед выдачей электродетонаторы должны быть проверены по внешнему виду и электрическому сопротивлению, а также пронумерованы в помещении склада взрывчатых материалов или в других установленных местах на открытом воздухе под навесом в соответствии с инструкциями (техническими условиями).

При проверке электродетонатор должен помещаться в футерованную металлическую трубу, за щит или в специальное устройство, исключающее поражение людей в случае взрыва. Провода электродетонаторов после проверки их сопротивления должны быть замкнуты накоротко и в таком положении находиться до момента присоединения к взрывной сети. При выполнении этой операции на рабочем столе проверяющего должно быть не более 100 электродетонаторов. Источники освещения на столе не должны находиться.

2. Электровзрывные сети должны иметь исправную изоляцию, надежные электрические соединения. Концы проводов и жил кабелей должны быть тщательно зачищены, плотно соединены (сращены) и соединения (сростки) изолированы при помощи специальных зажимов или других средств.

В рудниках, опасных по газу или пыли, провода электродетонаторов и электровзрывной сети необходимо соединять только с применением контактных зажимов.

					СФУ ИГДГиГ ДП -21.05.04.02-130404.65	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Да-		53

3. Электровзрывная сеть должна быть двухпроводной. Использование воды, земли, труб, рельсов, канатов и т.п. в качестве одного из проводников запрещается. До начала заряжания взрывник обязан осмотреть взрывную магистраль, соединительные провода, убедиться в исправности сети.

4. В рудниках, опасных по газу или пыли, должны применяться электродетонаторы только с медными проводами. Это требование распространяется также на соединительные и магистральные провода (кабели) электровзрывной сети. Допускается для этих целей использовать стальные луженыепровода в полиэтиленовой оболочке, имеющие допуск Госгортехнадзора России.

5. Запрещается монтировать электровзрывную сеть в направлении от источника тока или включающего ток устройства к заряду.

6. В каждый электродетонатор должен поступать ток силой не менее установленной ГОСТ (техническими условиями).

7. Постоянная взрывная магистраль должна отставать от места взрыва не более чем на 100 м.

8. После монтажа и осмотра электровзрывной сети необходимо проверить ее токопроводимость. При проверке токопроводимости сети взрывперсонал должен находиться вне опасной зоны.

9. Подавать напряжение для взрывания необходимо из безопасного места, установленного паспортом (проектом). Взрывной прибор (устройство) должен иметь специальные клеммы для подсоединения магистральных проводов электровзрывной сети. Подсоединять магистральные провода к взрывному прибору (машинке) следует при отсутствии людей в опасной зоне.

10. Концы проводов смонтированной части электровзрывной сети должны быть замкнуты накоротко все время, предшествующее подсоединению их к проводам следующей части электровзрывной се-

					СФУ ИГДГиГ ДП -21.05.04.02-130404.65	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Да-		54

ти. Запрещается присоединение проводов уже смонтированной части электровзрывной сетки следующим проводам, пока противоположные концы последних не замкнуты накоротко.

Концы магистральных проводов электровзрывной сети также должны быть замкнуты в течение всего времени до присоединения их к клеммам прибора или устройства, подающего напряжение для взрывания.

При дублировании электродетонаторов во избежание перепутывания проводов основных и дублирующих электродетонаторов провода каждого из них должны быть свиты, а по окончании заряжания смотаны в отдельные бунтики. При производстве массовых взрывов провода основной и дублирующих электровзрывных сетей должны быть замаркированы.

11. Запрещается проводить электрическое взрывание непосредственно от силовой или осветительной сети без предназначенных для этого устройств.

12. При взрывании с применением электродетонаторов выход взрывника из укрытия после взрыва разрешается только после проветривания, отсоединения электровзрывной сети от источника тока и замыкания ее накоротко, но не ранее чем через 5 мин.

13. Если при подаче напряжения взрыва не произошло, взрывник обязан отсоединить от прибора (источника тока) электровзрывную сеть, замкнуть накоротко ее концы, взять с собой ключ от прибора (ящика, в котором находится взрывное устройство) и только после этого выяснить причину отказа.

14. В каждой организации на основании типового положения должен быть определен порядок хранения, выдачи и технического обслуживания приборов и устройств взрывания, а также контрольно - измерительных приборов.

					СФУ ИГДГиГ ДП -21.05.04.02-130404.65	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Да-		55

Взрывные приборы (машинки) перед выдачей взрывникам должны проверяться согласно инструкциям по эксплуатации на соответствие установленным техническим характеристикам, в том числе на развиваемый ток, импульс тока; на рудниках, опасных по газу или пыли, кроме того, - на длительность импульса напряжения. Указанную проверку могут выполнять специально подготовленные лица. Контрольно - измерительные приборы должны проходить государственную поверку в органах метрологической службы по согласованным графикам.

Ремонт контрольно - измерительных приборов и замена элементов питания должны осуществлять специализированные организации, имеющие на это соответствующие разрешения метрологической службы и лицензии органов Госгортехнадзора России.

15. Взрывные приборы стационарных взрывных пунктов на рудных, сланцевых рудниках и объектах геологоразведки, опасных по газу или пыли, должны проверяться в местах их установки не реже одного раза в 15 дней.

Расчет параметров и показателей буро-взрывных работ

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

Таблица 2.6 - Характеристика ВВ

Наимено-	Коэф.	Работоспо-	Плотность	Параметры патрона ВВ
----------	-------	------------	-----------	----------------------

					СФУ ИГДГиГ ДП -21.05.04.02-130404.65	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Да-		56

вание ВВ	крепости	способность, см ³	заряженность, г/см ³	Диаметр патрона, мм	Масса патрона, г	Длина патрона, мм	Плотность ВВ в патронах, г/см ³
Аммонит №6ЖВ	6-10	380	1,0	32-36	200-250	200-250	1-1,2

Общее число шпуров в забое определяется:

$$N = \frac{12,7q_{ВВ}S}{\Delta d_n^2 K_3} = \frac{12,7 \cdot 2,08 \cdot 10,58}{1,1 \cdot 3,6^2 \cdot 0,65} = 31 \text{ шт}, \quad (2.3.1.7)$$

где $q_{ВВ}$ - удельный расход ВВ, кг/м³; d_n - диаметр патрона ВВ, см; S - сечение выработки в проходке, м²; Δ - плотность ВВ, г/см³, K_3 - коэффициент заполнения шпуров, доли ед.

$$q_{ВВ} = 0,1ff_0Ume = 0,1 \cdot 10 \cdot 1,4 \cdot 2 \cdot 0,74 \cdot 1 = 2,08 \text{ кг/м}^3, \quad (2.3.1.8)$$

где f - коэффициент крепости угля по шкале профессора Протоdjeякова; f_0 - коэффициент структуры породы; U - коэффициент зажима учитывающий величину площади забоя выработки и число обнаженных плоскостей; m - коэффициент, учитывающий диаметр колонки; e - коэффициент работоспособности ВВ, равный отношению работоспособности 62 %-го динамита и работоспособности применяемого ВВ.

Коэффициент зажима

$$U = 6,5/(S_{пр})^{1/2} = 6,5/(10,58)^{1/2} = 2 \quad (2.3.1.9)$$

Коэф. учитывающий диаметр коронки

$$m = 32/43 = 0,74 \quad (2.3.1.10)$$

Коэффициент работоспособности ВВ

$$e = P/P_{ВВ} = 380/380 = 1, (2.3.1.11)$$

Сечение выработки в проходке:

$$S_{пр} = (1.03 \div 1.05) \cdot S_{вч} = 1.03 \cdot 10,27 = 10,58 \text{ м}^2, (2.3.1.12)$$

Принимаем вертикальный клиновой вруб.

Число врубовых шпуров, шт;

$$N_{ВР} = (2h_k/a) + 2 = (2 \cdot 1,4/0,7) + 2 = 6 \text{ принимаем}. (2.3.1.13)$$

					СФУ ИГДГиГ ДП -21.05.04.02-130404.65	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Да-		57

где: $a=0,7$ м – расстояние между парами сходящихся шпуров;

h_k – высота клинового вруба, м.

Высота вруба определяется по формуле:

$$h_k = W_{om} = 47d_3 \sqrt{\frac{\Delta}{\gamma e U_{отб}}} = 47 \cdot 0,036 \sqrt{\frac{1}{2,15 \cdot 1 \cdot 0,7}} = 1,4 \text{ м}, \quad (2.3.1.14)$$

здесь d – диаметр заряда ВВ, м; γ – плотность породы, т/м³; $U_{отб}$ – коэффициент зажима для отбойных шпуров ($U_{отб} = 0,6$ – для малых сечений выработки, $U_{отб} = 0,7-0,8$ – для средних сечений выработки, $U_{отб} = 0,9$ – для больших сечений выработок).

Число оконтуривающих шпуров:

$$N_{ок} = 4,1 \sqrt{\frac{S}{b}} = 4,1 \sqrt{\frac{10,58}{0,44}} = 20 \quad (2.3.1.15)$$

где b – коэффициент, зависящий от крепости пород;

Среднее расстояние м/у шпурами, м

$$в_{ср} = 0,9 \cdot d \cdot \sqrt{\frac{\Delta}{f \cdot F \cdot U \cdot e}} = 0,9 \cdot 3,6 \cdot \sqrt{\frac{1,1}{10 \cdot 1,4 \cdot 2 \cdot 1}} = 0,64 \quad (2.3.1.16)$$

$$N_{ок} = (c \cdot S_{вч}^{1/2}) / v_{ср} = (3,84 \cdot 10,27^{0,5}) / 0,64 = 20$$

Коэффициент, учитывающий сечение – $c=3,84$

Оконтуривающие шпуры бурятся на расстоянии (в зависимости от крепости) 0,4 - 1,0 м один от другого. Принимаем расстояние между оконтуривающими шпурами 0,5 м.

Число вспомогательных отбойных шпуров:

$$N_{вс} = N - N_{вр} - N_{ок} = 31 - 6 - 20 = 5 \quad (2.3.1.17)$$

где $N_{вр}$ – число врубовых шпуров, шт;

Инициирование заряда – обратное. При обратном инициировании детонация распространяется от забоя шпура. В этом случае увеличивается время воздействие газов взрыва на породу, возрастает количество энергии, затраченной на разрушение породы, повышается полнота детонации.

					СФУ ИГДГиГ ДП -21.05.04.02-130404.65	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Да-		58

В зарубежной практике при строительстве горных выработок в крепких и средней крепости породах применяют прямые врубы с одним или двумя незаряженными шпурами, диаметром 57-75 мм.

Схема расположения шпуров приведена на рисунке 2.4

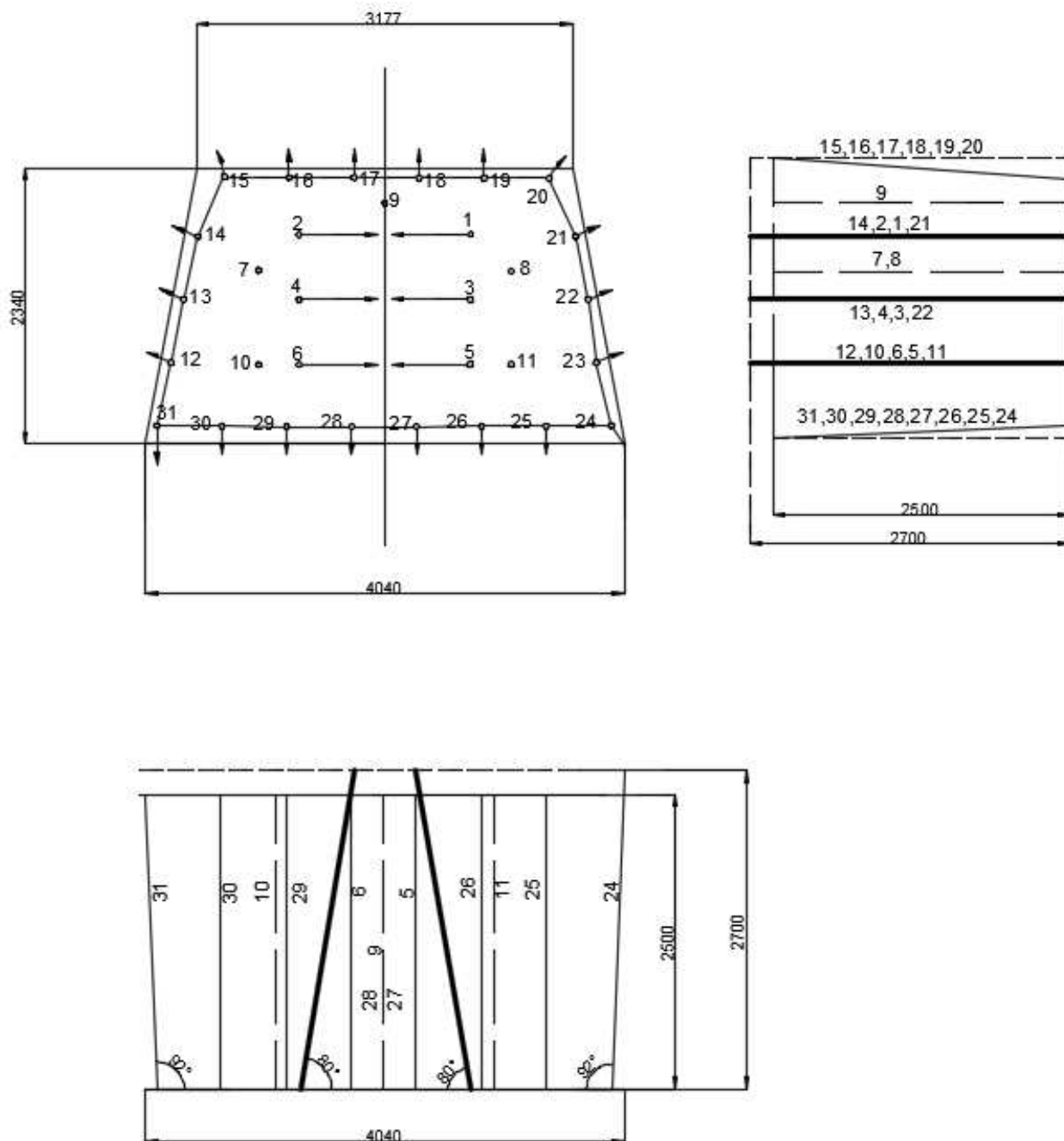


Рис 2.4- Схема расположения шпуров.

2.7 Определение комплексной нормы выработки, длины уходки и длины шпуров. Построение паспорта БВР.

2.7.1 Расчёт комплексной нормы времени. Определение длины уходки.

Нормы времени на производство работ при проведении скреперного орта берём из справочника «Нормы ПГР» [табл. 2.7]

Таблица 2.7 - Расчет комплексной нормы времени [изъяты данные таблицы]

Наименование процесса	Норма времени, (чел. час./ед., маш. час./ед.)			Объём работ на 1м выработки, Vi	Трудозатраты по процессу, чел. час./1п.м
	табличная, Нт	коэффициент сложности, k	установленная, Ну		
Бурение, м					
Заряжание, м					
Погрузка, м ³					
Крепление, шт.					
Итого:					

Принимаем на предприятии следующий режим работы:

Принимаем $l_c=2,5$ м

время смены $T_{см}= 6$ часов;

количество смен $n_{см}= 3$

количество рабочих дней $n_{р.дн.}= 25$

После определения длины уходки и средней длины шпуров вычерчивают схему расположения шпуров в трех проекциях рис

2.7.2 Уточнение параметров БВР

Общий расход ВВ на цикл:

$$Q_{ВВ} = q \times S_{пр} \times L = 2,08 \cdot 10,58 \cdot 2,5 = 55 \text{ кг} \quad (2.3.1.18)$$

Средняя величина заряда в шпуре:

Длина шпура,

$$L = 2,5\text{м}$$

Длина врубового шпура,

$$L_0 = 2,7\text{м}$$

Суммарная длина шпуров,

$$L_{\text{шп}} = 78,7\text{м}$$

Удельный расход бурения, м/м³

$$q_{\text{бур}} = 2,98 \text{ м/м}^3$$

Средняя масса заряда в шпуре, кг

$$\Delta q = Q_{\text{ВВ}}/N = 55/31 = 1,8 \text{ кг} (2.3.1.19)$$

Масса заряда во врубовом шпуре, кг

$$m_{\text{вр}} = (1,1-1,2) \cdot \Delta q = 1,16 \cdot 1,8 = 2,1 \text{ кг} (2.3.1.20)$$

Уточненная масса заряда во врубовом шпуре, кг

$$m_{\text{вр}} = 2,3 \text{ кг}$$

Масса заряда во вспомогательном шпуре, кг

$$m_{\text{вс}} = \Delta q = 1,75 \text{ кг}$$

Удельный расход ВВ, кг/м³

$$q_{\text{ВВ}} = 2,21 \text{ кг/м}^3$$

где $N_{\text{зр}}$ - число заряжаемых шпуров в комплекте.

Величина заряда в отдельных шпурах уточняется с учётом их назначения и глубины. Для врубовых шпуров её принимают на 15-20% больше средней величины заряда, для вспомогательных на 15-20% меньше, а для оконтуривающих около средней величины заряда. При этом необходимо иметь в виду, что в каждом шпуре размещается целое число патронов ВВ. Принимаю количество патронов ВВ во врубовых шпурах равное трем, в вспомогательном равное четырем, в оконтуривающих шпурах равное трем патронам.

Для ведения взрывных работ принимаем патронированное ВВ с массой патрона 200 грамм.

Количество патронов во врубовых шпурах:

					СФУ ИГДГиГ ДП -21.05.04.02-130404.65	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Да-		61

$$n_{\text{вр}}^n = \frac{q_{\text{вр}}}{m_n} = \frac{2,3}{0,2} = 12 \text{ патронов (2.3.1.21)}$$

В отбойных шпурах:

$$n_{\text{отб}}^n = \frac{q_{\text{отб}}}{m_n} = \frac{1,8}{0,2} = 9 \text{ патронов (2.3.1.22)}$$

В оконтуривающих шпурах:

$$n_{\text{ок}}^n = \frac{q_{\text{ок}}}{m_n} = \frac{1,75}{0,2} = 9 \text{ патронов (2.3.1.23)}$$

Длина заряда в шпуре:

- во врубовом

$$l_{\text{з.вр}} = l_n \times n_1 = 0,2 \cdot 12 = 2,4 \text{ м; (2.3.1.24)}$$

- в вспомогательном

$$l_{\text{з.всп}} = l_n \times n_2 = 0,2 \cdot 9 = 1,8 \text{ м; (2.3.1.25)}$$

- в оконтуривающем

$$l_{\text{з.ок}} = l_n \times n_3 = 0,2 \cdot 9 = 1,8 \text{ м; (2.3.1.26)}$$

где l_n - длина стандартного патрона ВВ, м;

n_1, n_2, n_3 - число патронов ВВ во врубовом, вспомогательном и оконтуривающем шпурах.

Уточнённый общий расход ВВ на цикл должен быть в пределах рассчитанного и составлять:

$$Q_{\phi} = q_{\text{вр}} \times N_{\text{вр}} + q_{\text{всп}} \times N_{\text{всп}} + q_{\text{ок}} \times N_{\text{ок}}$$

$$Q_{\phi} = 2,3 * 6 + 1,8 * 5 + 1,8 * 20 = 58,8 \text{ кг; (2.3.1.27)}$$

где $q_{\text{вр}}, q_{\text{всп}}, q_{\text{ок}}$ - величина заряда соответственно во врубовом, вспомогательном, и оконтуривающем шпурах, кг.

Фактическое количество ВВ

$$Q_{\phi} = 59 \text{ кг}$$

Основные параметры врубовых, оконтуривающих и вспомогательных шпуров представлены в таблице 6

					СФУ ИГДГиГ ДП -21.05.04.02-130404.65	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Да-		62

Таблица 2.8 - Очередность взрывания [изъяты данные таблицы]

№ шпуров	Наименование шпуров	Глубина шпуров, м	Угол наклона шпуров, град	Величина заряда в шпуре, кг	Длина заряда, м	Длина забойки, м	Очередность взрывания
1-6	Врубовые	2,7	80	2,3	2,7	0,36	I
7-14	Отбойные	2,5	90	1,8	2,5	0,51	II
14-34	Оконтуривающие	2,5	84	1,75	2,5	0,31	III

Расчёт основных показателей БВР

Объём горной массы, оторванной за взрыв:

$$V = S \cdot l_{\text{ц}} = 10,58 \cdot 1,39 = 14,7 \text{ м}^3; (2.3.1.28)$$

где S - площадь поперечного сечения выработки в проходке, м^2 .

Расход шпурометров:

на цикл:

$$L_{\text{ц}} = l_{\text{вр}} \cdot N_{\text{вр}} + l_{\text{отб}} \cdot N_{\text{отб}} + l_{\text{ок}} \cdot N_{\text{ок}} = 2,7 \cdot 6 + 2,5 \cdot 5 + 2,5 \cdot 20 = 78,7 \text{ м./цикл} (2.28)$$

где $l_{\text{вр}}$ - глубина врубовых шпуров, м.

на 1 м проходки:

$$L_{1\text{м}} = L_{\text{ц}} / l_{\text{ц}} = 78,7 / 1,39 = 56,6 \text{ м./1пм}; (2.3.1.29)$$

на 1 м^3 горной массы:

$$L_{\text{ун}1\text{м}^3} = L_{\text{ц}} / V = 78,7 / 14,7 = 5,35 \text{ м./1м}^3. (2.3.1.30)$$

Расход ВВ:

на 1 м проходки:

$$Q_{1\text{пм}} = Q_{\text{ф}} / l_{\text{ц}} = 59 / 1,39 = 42,44 \text{ кг/1пм}; (2.3.1.31)$$

на 1 м^3 горной массы:

$$q_{\text{ф}} = Q_{\text{ф}} / V = 59 / 14,7 = 4 \text{ кг/1м}^3. (2.3.1.32)$$

Расход средств инициирования (ЭД):

на цикл:

					СФУ ИГДГиГ ДП -21.05.04.02-130404.65	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Да-		63

$$n_{\text{эо}} = n_{\text{ш}} = 31, \text{ шт(2.3.1.33)}$$

на 1 м проходки:

$$n_{\text{эо1м}} = n_{\text{эо}} / l_y = 31 / 1,39 = 22,3 \text{ шт/1пм}; (2.3.1.34)$$

на 1 м³ горной массы:

$$n_{\text{эо}} \cdot \text{м}^3 = n_{\text{эо}} / V = 31 / 14,7 = 2,1 \text{ шт/1м}^3. (2.3.1.35)$$

Фактическая месячная скорость проходки выработки:

$$E_{\text{ф}} = l_y \cdot n_{\text{р.о}} \cdot n_{\text{см}} \cdot n_{\text{ц}} = 1,39 * 25 * 3 * 1 = 104,25 \text{ м/мес.} (2.3.1.36)$$

Продолжительность сооружения выработки:

$$T_{\text{пр}} = L / E_{\text{ф}} = 500 / 104,25 = 4,8 \text{ мес.}; (2.3.1.37)$$

где L- длина заданной выработки, м.

Таблица 2.9 -Основные показатели БВР[изъяты данные таблицы]

Наименование показателя	Значение	
1. Сечение выработки в проходке, м ²		
2. Длина выработки, м		
3. Количество шпуров на цикл, шт.		
4. Глубина шпуров в комплекте, м		
5. Коэффициент использования шпуров		
6. Подвигание забоя за взрыв, м		
7. Объём горной массы, оторванной за взрыв, м ³		
8. Расход шпурометров:		
а) на цикл, п.м/цикл		
б) на 1 п.м выработки, м/1пм		
в) на 1м ³ горной массы, пм/1м ³		
9 Расход ВВ:		
а) на цикл, кг		
б) на 1 п.м выработки, кг/пм		
в) на 1м ³ горной массы, кг/м ³		
11. Расход СИ:		
а) на цикл		
б) на 1 пог. м выработки		

в) на 1м3 горной массы, кг/м3		
12. Месячная скорость проходки выработки, м/мес		
13. Продолжительность сооружения выработки, мес.		
14. Продолжительность сооружения выработки, раб.дн.		

Проветривание откаточного штрека

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

Поддержание требуемого состава рудничной атмосферы осуществляется путем проветривания. Действующие выработки проветриваются за счет общешахтной депрессии, а горизонтальные тупиковые выработки, находящиеся в процессе проходки при длине более 10 м путем принудительного проветривания с использованием вентиляторов местного проветривания и вентиляционных трубопроводов. Время проветривания не должно превышать 30 минут.

Производим расчёт необходимого количества воздуха:

Количество воздуха, необходимое в выработке

$$Q_{вв}^н = \frac{2,25 \cdot S_{св}}{t} \sqrt[3]{\frac{A \cdot L^2 \cdot b \cdot \varphi}{S_{св} \cdot K_y^2}} = \frac{2,25 \cdot 7,8}{30} \sqrt[3]{\frac{22 \cdot 500^2 \cdot 40 \cdot 0,6}{7,8 \cdot 1,05^2}} = 137,58$$

м³/мин.(2.3.1.38)

где A - количество одновременно взрываемого ВВ в выработке, кг;

$S_{св}$ - площадь поперечного сечения выработки в свету, м²;

L - длина выработки, проветриваемой нагнетательным способом, м;

b - объем вредных газов, образующихся при взрыве 1 кг ВВ, л/кг

(при взрывании по породе $b= 40$, при взрывании по углю $b= 100$);

					СФУ ИГДГиГ ДП -21.05.04.02-130404.65	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Да-		65

t - нормальное время проветривания выработки, мин ($t \leq 30$);

ω - коэффициент, учитывающий обводненность выработки, доли ед. (для сухих выработок $\omega = 0,8$, для влажных $\omega = 0,6$, для выработок, проводимых по водоносным породам или с применением водяных заслонов $\omega = 0,3$);

K_y - коэффициент утечек воздуха из трубопроводов, доли ед.

По наибольшему числу людей:

$$Q = 6 \cdot n = 6 \cdot 2 = 12 \text{ м}^3/\text{мин}; (2.3.1.39)$$

где n – максимальное число людей, одновременно находящихся в выработке, чел.

По выносу пыли:

$$Q = 60 \cdot V_{\min} \cdot S_{CB} = 60 \cdot 7,8 \cdot 0,5 = 234 \text{ м}^3/\text{мин}; (2.3.1.40)$$

где V_{\min} – минимальная скорость движения воздуха, м/с;

S_{CB} – площадь сечения выработки в свету, м^2 .

Производим выбор ВМП.

Дебит ВМП:

$$Q_B = Q_{\max} \cdot K_y = 234 \cdot 1,05 = 245,7 \text{ м}^3/\text{мин}; (2.41)$$

Депрессия ВМП:

$$h_{B,z} = Q_B / 60 \cdot R_{TR,z} \cdot (0,59 / K_y + 0,41) = (245,7 / 60) \cdot 20 \cdot (0,59 / 1,05 + 0,41) = 79,59 \text{ Па}; (2.3.1.42)$$

где R_{TR} – аэродинамическое сопротивление трубопровода.

Исходя из рассчитанных параметров по таблице 5.1 принимаем вентилятор местного проветривания ВМ-6М. Устройство для нагнетательного проветривания забоев тупиковых горных выработок:

					СФУ ИГДГиГ ДП -21.05.04.02-130404.65	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Да-		66

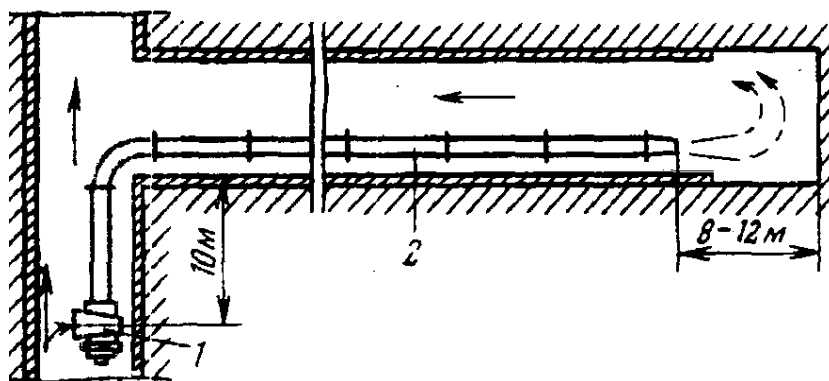


Рисунок 2.5 - Нагнетательная схема проветривания выработок:

- 1- нагнетательный вентилятор ВМ-6;
- 2- нагнетательный трубопровод.

Определение режима работы при проходке выработки. Построение графика организации работ (циклограммы)

Принимаем режим работы при проходке выработки и продолжительность рабочей смены.

Продолжительность рабочей смены 6 часов.

Рабочих смен в сутки 3.

Рабочих дней в месяц 25.

Рабочих дней в неделю 6.

Вид бригады - комплексная.

Определяем явочное число рабочих в смену:

$$N_{я} = \frac{(l_{yx} \cdot H_k)}{(T_{см} \cdot K)} = \frac{2,5 \cdot 4,3}{6 \cdot 1,1} = 1,62 = 2, (2.3.1.43)$$

где к - средний коэффициент сокращения нормы времени, 1,1.

Окончательно явочное число рабочих в смену принимаем равным двум.

Списочный состав бригады определяется по формуле:

$$N_{сн} = N_{я} \cdot K_{сн} \cdot N_3 = 2 \cdot 1,25 \cdot 3 = 7,5, (2.44)$$

где $K_{сн}$ - коэффициент списочного состава.

$$K_{cn} = \frac{T_{p.d}}{(T_{к.д} - t_1 - t_2 - t_3) \cdot 0,96} = \frac{305}{(365 - 62 - 36 - 13) \cdot 0,96} = 1,25, (2.3.1.45)$$

где $T_{p.d}$ - число рабочих дней в году, 305 дней;

$T_{к.д}$ - число календарных дней в году, 365 дней;

t_1 - число праздничных дней году, 13 дней;

t_2 - число выходных дней в году, 62 дня;

t_3 - число дней отпуска в году, 36 дней.

Расчет и построение циклограммы

Циклограмма представляет собой линейный график, который отражает только время и последовательность выполнения отдельных процессов (операций) цикла в виде горизонтальных линий, проведенных в определенном масштабе.

Расчет и построение графика цикличности (циклограммы) производится в такой последовательности: устанавливается состав цикла (перечень всех рабочих процессов, необходимых для проходки выработки); определяется объем работ по каждому рабочему процессу; определяется время выполнения каждого процесса.

Таблица 2.10-Циклограмма на проходку выработки [изъяты данные таблицы]

Наименование процесса	Число рабочих	Продолжительность процесса	Часы смены						Перерыв	
			1	2	3	4	5	6	7	8
1. Уборка породы										
2. Крепление										
3. Бурение шпуров										
4. Заряжание и взрывание										
5.Проветривание										
6.Прочие										

Расчёт стоимости сооружения выработки

Расчёт стоимости сооружения выработки по статье «зароботная плата»

Расчёт стоимости 1 пог.м. готовой в эксплуатации выработки включает расчёт затрат по заработной плате, материалам, электроэнергии и амортизации оборудования.

Таблица 2.11-Затраты на проходку выработки по статье « Зароботная плата»
[изъяты данные таблицы]

Процесс	Число рабочих	Трудозатраты на цикл, чел.ч/м	Разряд	Часовая тарифная ставка, руб.	Суммарные затраты, руб.
Бурение, м					
Уборка, м ³					
Заряжание, кг					
Крепление					
Итого по тарифу					
Доплата за работу в ночное время (4%)					
Итого:					
Премияльные доплаты (40%)					
Итого:					
Районный коэффициент (1,4)					
Северные (1,4)					
Итого с доплатами					
Единый соц. налог на фонд з/п (27,1%)					
Итого на цикл					
Итого на 1 пог.м.					

Итого на 1 м ³	
Итого на всю выработку	

Расчёт стоимости сооружения выработки по статье «энергия»

Затраты на электроэнергию определяются по количеству используемых в забое механизмов и оборудования, мощности установленных на них электродвигателей и времени их работы на протяжении проходческого цикла. Расчёты стоимости электроэнергии, затрачиваемой на выполнение цикла.

Таблица 2.12- Затраты на проходку выработки по статье «Энергия» [изъяты данные таблицы]

Потребители электроэнергии	Кол-во потр.	Единицы измерения	Расход, мин	Продолжительность процесса в цикле, мин	Расход энергии на цикл	Стоимость единицы энергии, руб	Сумма, руб
1 Бурение							
Уборка							
Вентиляция							
Вода							
Итого на цикл							
Итого на 1 м ³							
Итого на 1 пог.м							
Итого на выработку							

Расчёт стоимости сооружения выработки по статье «амортизация»

Расчёт амортизационных отчислений производим по нормам и приводим в таблице 2.13.

Таблица 2.13-Расчёт амортизационных отчислений [изъятые данные таблицы]

Процесс	Кол-во	Стоимость за единицу, руб.	Норма амортизации, %	Срок строительства, лет	Сумма затрат, руб.
Бурение					
Уборка					
Вентиляция					
Итого на смену					
Итого на цикл					
Итого на 1 пог. м. выработки					
Итого на 1 м ³					
Итого на всю выработку					

Таблица 2.14- Затраты на проходку по статье «материалы» [изъятые данные таблицы]

Наименование	Единица измерения	Расход на цикл	Стоимость единицы, руб.	Сумма, руб.
1. Взрывание:				
Аммонит БЖВ (патроны)				
ИСКРА-Ш				
ЭД				
ДШ				
Электропровода				
2. Бурение				
Буровые коронки				

Буровая сталь				
3.Крепление				
Дерево				
4.Вентиляционные трубы				
5.ГСМ				
Дизельное топливо				
Масло				
Итого на цикл:				
Неучтенные материалы (10%):				
Итого с неучтенными на цикл.:				
Итого на 1 п.м.:				
Итого на 1 м ³ :				
Итого на всю выработку:				

Расчёт общей стоимости сооружения выработки

Таблица 2.15-Общая стоимость сооружения выработки. [изъяты данные таблицы]

Статья расходов	Затраты, руб.			Удельный вес затрат, %
	на выработку	на 1 пог. м	на 1 м ³	
Заработная плата				
Энергия				
Материалы				
Амортизация				
Итого				

2.3.2 Проходка вертикальной выработки

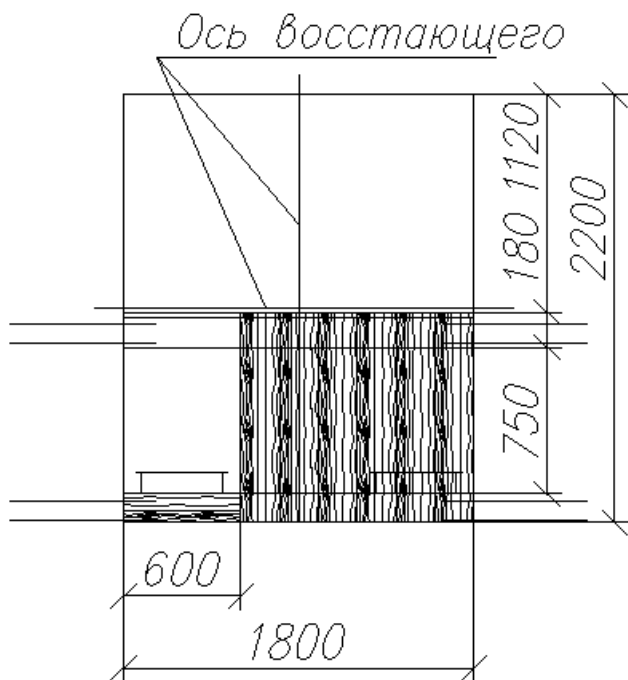
Вентиляционный восстающий 80 м, проходит по породам крепостью 10 и средней устойчивости. Сечение выработки в свету 3,96м², в проходке 4,37м².

Порядок и режим работы рудника определен в соответствии с техническим заданием на проектирование:

- количество рабочих дней в году на подземных работах, связанных с выемкой рудной залежи – 330;
- рабочая неделя – непрерывная по скользящему графику;
- количество смен в сутки - 3 смены по 6 часов для подземных рабочих по добыче.
- количество взрывных смен – 1;
- количество межсменных перерывов – 3 по 2 часа.

Рисунок 2.6- Сечение вертикальных выработок

$$S_{св} = 3,96 \text{ м}^2 \quad S_{пр} = 4,37 \text{ м}^2$$



При проведении вертикальных горных выработок проектом предусмотрена технология мелкошпуровой отбойки с использованием комплекса КПВ.

После проходки восстающий оборудуется на два отделения: ходовое и рудопереносное (кондиционный размер куска 0,4 м).

					СФУ ИГДГиГ ДП -21.05.04.02-130404.65	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Да-		73

Для ускорения проветривания забоя, по оси восстающего пробурена разрезная скважина диаметром 200мм, которая используется как врубовая.

Монтажная камера сооружается в надштрековом целике. Отбитая порода убирается скреперной установкой в рудоспуск и грузится в рудничные вагонетки

1.Площадь двухотдельного восстающего принята $4,37 \text{ м}^2$. Восстающий в проходке имеет проектные размеры $A=1,8 \text{ м}$; $B= 2,2 \text{ м}$, а площадь поперечного сечения $4,37 \text{ м}^2$.

2. Рассчитываем физико-механические свойства пород массива окружающего восстающий.

Коэффициент структурного ослабления при отношении

$$B/b=2,2/0,4=5,5(2.3.2.1)$$

$$K_c=0,4$$

Принимаем коэффициент длительной прочности для крепких пород $\xi=0,85$ и рассчитываем пределы прочности массива по формулам:

$$R_{сж}=\sigma_{сж} \cdot K_c^2=10 \cdot 10^7 \cdot 0,4 \cdot 0,85=3,4 \cdot 10^7, \text{ Па}=34,4 \text{ МПа};(2.3.2.2)$$

$$R_p=0,1 \cdot R_{сж}=3,4 \text{ Па},$$

$$\sigma_{сж}=10^7 \cdot F, \text{ Па}.$$

Определим критерий устойчивости пород по формуле:

$$C = \frac{K_{сб} \cdot H_p}{26,3 + K_{\alpha} \cdot R_{сж} \cdot (5,25 + 0,0056 \cdot K_{\alpha} \cdot R_{сж})} = \frac{1,5 \cdot 400}{26,3 + 1 \cdot 34,4 \cdot (5,25 + 0,0056 \cdot 1 \cdot 34,4)}$$

$$=600/213,5=2,81 < 3.(2.3.2.3)$$

Где $K_{сб}=1,5$ (для сопряжения) и $K_{\alpha}=1$ (для пород не имеющих напластования)

Согласно классификации породы где $C \leq 3$ относятся к устойчивым- категория устойчивости 1. Набрызгбетонная крепь принимается без расчёта.

Определим параметры устойчивости по формуле:

$$P_y=10 \cdot \gamma \cdot H/\sigma_{сж}=10 \cdot 2200 \cdot 400/10 \cdot 10^7=0,88.(2.3.2.4)$$

					СФУ ИГДГиГ ДП -21.05.04.02-130404.65	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Да-		74

Параметр устойчивости находится в пределах $0,05 < P_y < 0,1$. Это означает, что породы в основном устойчивы, но в местах интенсивной трещиноватости необходима набрызгбетонная крепь толщиной до 30мм.

Принимаем проходку без крепления, а в период армировки восстающего будем наносить набрызгбетонное покрытие толщиной до 30 мм со стороны ходового отделения.

3. В связи с относительной устойчивостью пород напряжение в массиве и горное давление не рассчитываем.

4. Для бурения шпуров в забое принимаем телескопные перфораторы ПТ-36М.

5.Расчёт паспота БВР

а. В качестве ВВ выбираем патронированный детонит М. Удельный расход эталонного амманита № 6ЖВ в породах с $F=10$, составляет $q_э=2,08$ кг/м³ при площади поперечного сечения 10,58 м², тогда удельный расход детонита с работоспособностью 480 см³ составит:

$$q_{ВВ} = q_э \cdot e = 2,08 \cdot 380/480 = 2,21 \text{ кг/м}^3, (2.3.2.4)$$

б. В связи наличием разрезной скважины диаметром 0,2 м принимаем К.И.Ш $\eta=0,9$; длина заходки за взрыв $l_y=1,5$ (равная длине одной секции монорельса), отсюда глубина шпура

$$l_{шп} = l_y / \eta = 1,5 / 0,9 = 1,67 \text{ м}, (2.3.2.5)$$

в. Принимаем коэффициент заполнения шпуров $K_э=0,75$ и рассчитаем число шпуров по формуле

$$N = 1,27 \cdot q \cdot S_{ш} / \Delta \cdot d^2 \cdot K_э = 1,27 \cdot 2,21 \cdot 4,37 / (1100 \cdot 0,032^2 \cdot 0,75) = 16; (2.3.2.6)$$

здесь принято: $\Delta=1100$ кг/м³ - плотность ВВ в патронах; $d= 0,032$ м – диаметр патрона.

Окончательно число шпуров принимаем по расположению их в забое.

Принимаем прямой вруб. Разрезную скважину используем в качестве компенсационной.

					СФУ ИГДГиГ ДП -21.05.04.02-130404.65	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Да-		75

Расстояние от центра скважины диаметром $D = 190-200$ мм, от центра врубовых шпуров принимаем:

$$A=2,0 \cdot D=2,0 \cdot 200=400 \text{ мм}, (2.3.2.7)$$

Вспомогательные шпуры располагаем на расстоянии л.н.с. Такое же расстояние принимаем от отбойных до оконтуривающих шпуров:

$$W=a_0=[(p/q \cdot m)]^{1/2}=[(1,12/2,21 \cdot 1)]^{1/2}=0,71, (2.3.2.8)$$

где p - вместимость одного 1м шпура, которая равна:

$$p=\pi \cdot d^2 \cdot \Delta/4=3,14 \cdot 0,036^2 \cdot 1100/4=1,12 \text{ кг/м}; m=1 (2.3.2.9)$$

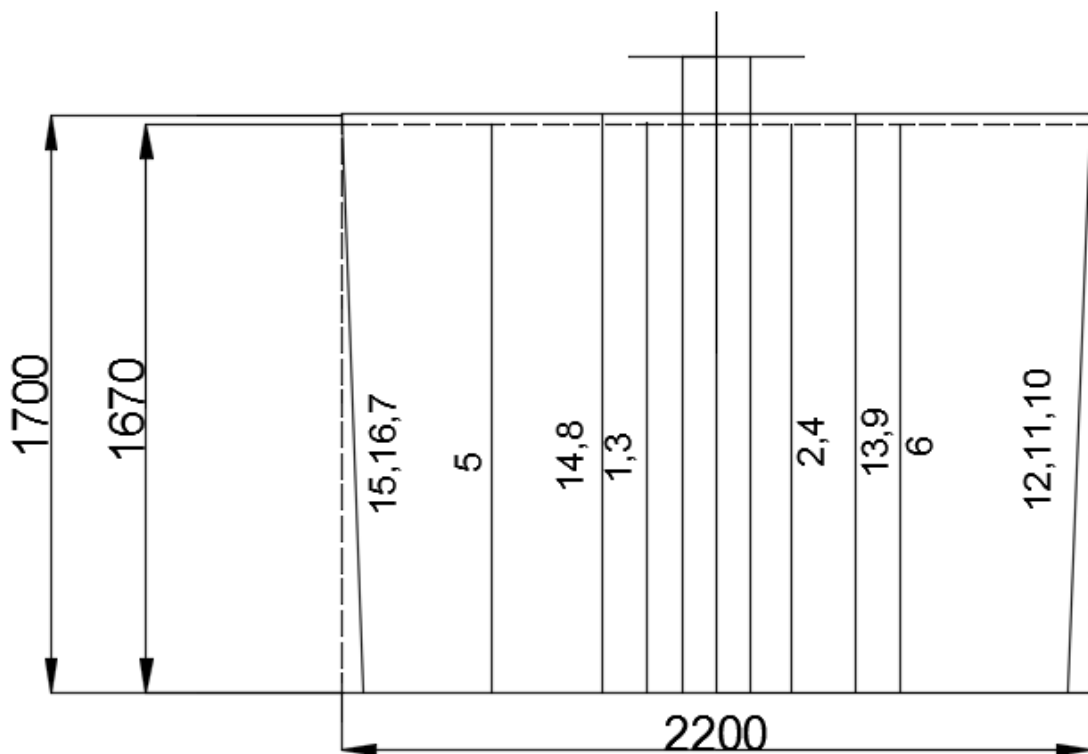
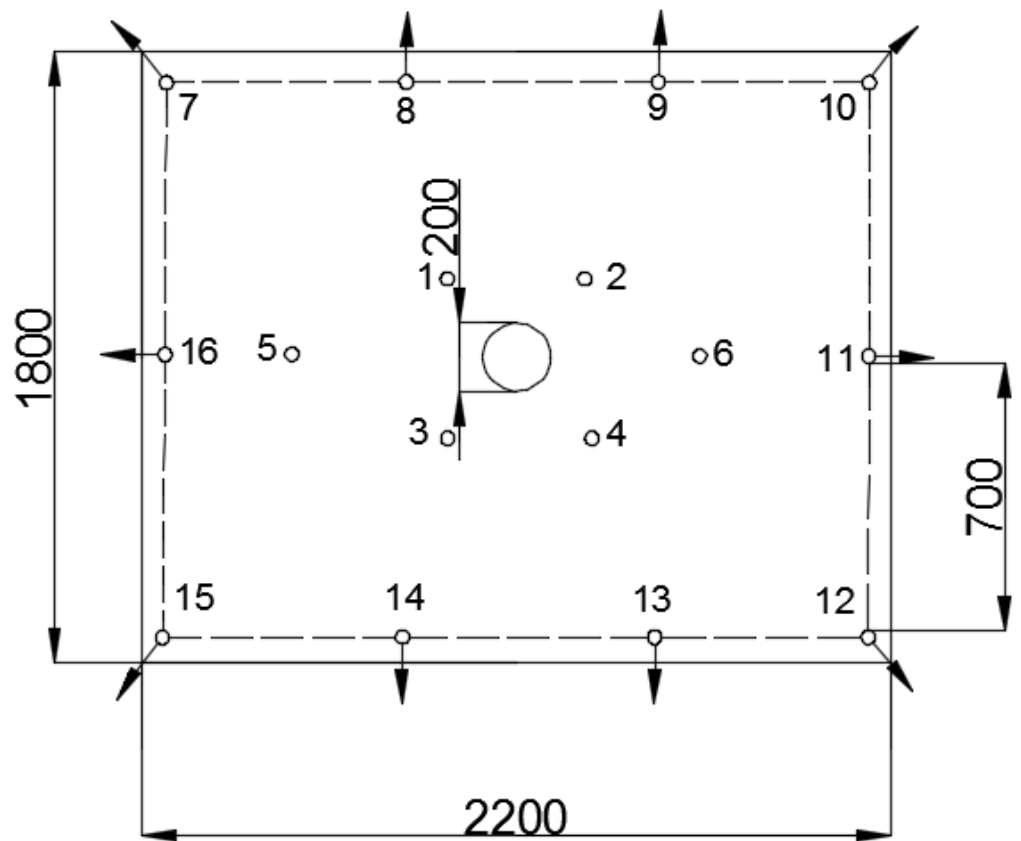
Среднее расстояние 0,7 м принимаем между шпурами, располагаемыми по контуру выработки. Окончательно расстояние между шпурами принимаем по расположению.

Расположение шпуров показано на рисунке где принято: врубовых шпуров- 4; отбойных - 2; оконтуривающих- 10; всего – 16 шпуров.

$$N_{\phi}=16$$

Рисунок 2.7 -Схема расположения шпуров

					СФУ ИГДГиГ ДП -21.05.04.02-130404.65	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Да-		76



Забой оконтуривающих шпуров выходим на 50-70 мм за контур выработки во избежание уменьшения сечения в крепких породах.

					СФУ ИГДГиГ ДП -21.05.04.02-130404.65	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Да-		77

Длину всех шпуров, кроме оконтуривающих принимаем равной глубине шпура – 1,67м, длина оконтуривающего шпура:

$$l_0 = l_{ш} / \sin 85 = 1,67 / 0,99 = 1,7 \text{ м. (2.3.2.10)}$$

д. длина всех шпуров

$$L_{ш} = 6 \cdot 1,67 + 10 \cdot 1,7 = 27,02 \text{ м. (2.3.2.11)}$$

Сучётом бурения четырёх шпуров для навешивания монорельса принимаем суммарную длину 31,02 м.

е. требуемый расход ВВ на взрыв:

$$Q = q \cdot S_{п} \cdot l_{ш} = 2,21 \cdot 4,37 \cdot 1,67 = 16,1 \text{ кг. (2.3.2.12)}$$

Средняя масса одного заряда на шпур:

$$q_c = Q / N_{ф} = 16,1 / 16 = 1,0 \text{ кг; (2.3.2.13)}$$

масса зарядов во врубовом шпуре $q_v = 1,2 \cdot q_c = 1,2 \cdot 1,006 = 1,2 \text{ кг}$, в отбойных и оконтуривающих шпурах $q_o = q_c = 1,2 \text{ кг}$.

Принимаем патрон массой 0,3 кг, тогда во врубовом шпуре будет 4, и в остальных по 4 патрона ВВ.

Фактический расход ВВ (исходя из целого числа патронов):

$$Q_{ф} = 0,3(16 \cdot 4) = 19,2 \text{ кг (2.3.2.14)}$$

ж. Принимаем электрический способ взрывания зарядов в последовательности нумерации шпуров рисунок –

Для инициирования зарядов во врубовых шпурах принимаем интервал замедления 15мс и принимаем электродетонаторы ЭДКЗПМ-15 (№ 1ПМ-4ПМ с интервалами 15,30,45 и 60 мс); для отбойных шпуров принимаем ЭДКЗ№-5ПМ-6ПМ (интервалы 75 и 90 мс). Во всех оконтуривающих зарядах применяем электродетонаторы ЭДЗН №6Н с замедлением 120 мс.

Расчёт электровзрывной сети:

Число шпуров 15 шт. Сопротивление каждого ЭД с концевыми проводами 6 Ом. Расстояние до источника тока 280 м.

В качестве магистральных проводов используется медный двухжильный кабель с сечением каждой жилы $2,5 \text{ мм}^2$, соединительный провод мед-

					СФУ ИГДГиГ ДП -21.05.04.02-130404.65	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Да-		78

ный, сечением 1 мм^2 и длиной 20 м. Напряжение источника постоянного тока 600 В.

Сопротивление магистрального кабеля:

$$R_M = \rho \cdot l_M / S_M = 0,0184 \cdot 280 / 5 = 1,03 \text{ Ом}; (2.3.2.15)$$

где ρ -удельное сопротивление медного провода, равное $0,0184 \text{ Ом}\cdot\text{мм}^2$;

l_M -длина магистрального провода равная 280 м; S_M -площадь поперечного сечения магистрального кабеля, равная 5 мм^2 .

Определяем сопротивление участковых проводов:

$$R_y = l_y \cdot \rho / S_y = 0,0184 \cdot 50 / 1 = 0,92 \text{ Ом}; (2.3.2.16)$$

где l_y -длина участкового провода равная 50 м; S_y -площадь поперечного сечения магистрального кабеля, равная 1 мм^2

Определяем величину тока во взрывной цепи:

Последовательное соединение

$$I = U / (R_M + R_y + r_d + n_d) = 600 / (1,03 + 0,92 + 3,5 + 16) = 27,97 \text{ А}, (2.3.2.17)$$

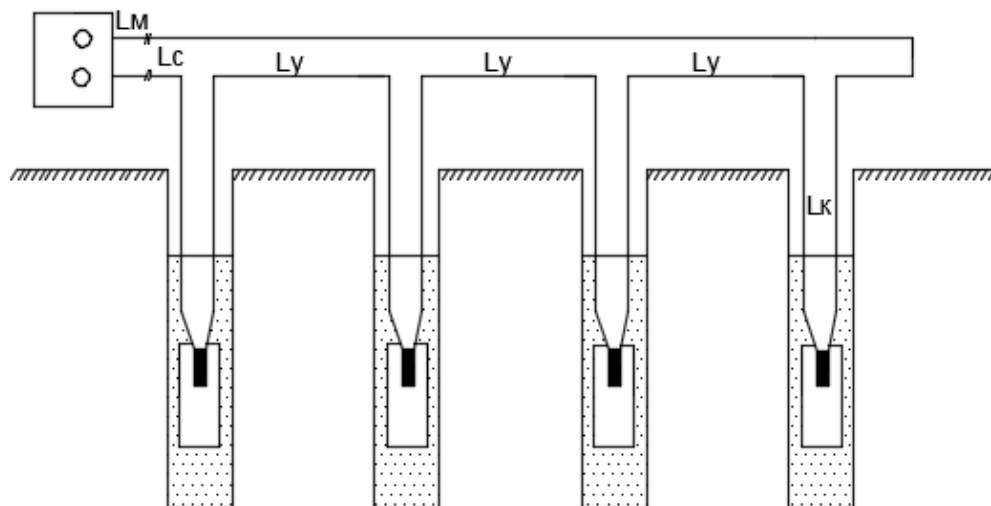
где r_d -сопротивление равное 3,5 Ом, n_d -количество ЭД в сети равное 16.

$$I = 27,97 \text{ А}$$

Поскольку $I = 27,97 > I_b = 1,3$, то соединение гарантирует безотказное взрывание.

Рисунок 2.8 - взрывной сети схематично.

					СФУ ИГДГиГ ДП -21.05.04.02-130404.65	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Да-		79



В качестве источника тока используем взрывной прибор ПИВ-100М, который обеспечивает гарантийный безопасный ток.

Таблица 2.16 - Очередность взрывания

№ шпуров взрываемых за один при- ём	Длина каж- дого шпура, м	Угол накло- на шпуров в градусах.		Масса заряда каждого шпура, кг	Очерёдность взрывания и степень за- медления ,мс
		2	3		
1-4	1,67	90	90	1,2	1-15;30;45;60
5-6	1,67	90	90	1,2	2-75;90
7-16	1,7	85	85	1,2	3-120

Рассчитываем технико-экономические показатели взрывных работ.

Расход ВВ на 1 м и 1 м³ выработки:

$$q_1 = Q_{\phi} / l_y = 19,2 / 1,5 = 12,8 \text{ кг/м}; (2.3.2.18)$$

$$q_2 = q_1 / S_{\pi} = 12,8 / 4,37 = 2,92 \text{ кг/м}^3; (2.3.2.19)$$

Число шпуров на 1 м выработки:

$$l = L_{\text{ш}} / l_y = 27,02 / 1,5 = 18,01 \text{ м/м}; (2.3.2.20)$$

Расход ЭД на 1 м и 1 м³ выработки: $n_1 = N_{\phi} / l_y = 16 / 1,5 = 10,6 \text{ шт/м};$

$$n_2 = n_1 / S_{\pi} = 10,6 / 4,37 = 2,4 \text{ шт/м}^3. (2.3.2.21)$$

Выход породы за взрыв в массиве:

$$V = S_{\pi} \cdot l_y = 4,37 \cdot 1,5 = 6,55 \text{ м}^3. (2.3.2.22)$$

Расход буровых штанг на 1 м выработки принимает 5 кг, а коронок 2 шт.

6.Проветривание восстающего будет осуществляется воздушно-водяной смесью путём подключения туманообразователя к водяной и воздушной магистрали монорельса, а также за счёт вентилятора ВМ-5М, установленного над разрезной скважиной. Кроме того для интенсивного проветривания монтажной камеры устанавливаем вентилятор ВМ на штреке, работающий на нагнетание. Время проветривания за счёт воздушно-водяной смеси по правилам безопасности не должно быть менее 1 ч. Время проветривания за счёт дополнительных мероприятий будет сокращено до 0,5ч.

7. Уборка породы из-под восстающего производится скреперной установкой, состоящей из скреперной лебёдки 17ЛС-2П и скрепера СГ-0,4 (объём 0,4 м³). Расстояние доставки не превышает 20 м.

Таблица 2.17 - Основные показатели БВР [изъяты данные таблицы]

№ п/п	Показатели	Единицы измерения	Количество
1.	Категория шахты не опасная по газу и пыли		
2.	Площадь поперечного сечения (вчерне)		
3.	Коэффициент крепости пород		
4.	Бурильные машины (перфоратор ПТ-36М)		
5	Диаметр коронки КПП		
6	Число шпуров на цикл в том числе заряжаемых		
7	Глубина шпуров		
8	Число шпурометров на цикл		
9	Коэффициент использования шпура		
10	Расход детонита М на цикл		
11	Тип электродетонаторов -ЭДКЗ-ПМ15 и ЭДЗН		
12	Расход ЭД на 1 цикл на 1 м выработки		
13	Расход коронок на 1 м выработки		
14	Расход буровой стали на 1 м выработки		
15	Подвигание забоя за цикл		
16	Выход породы за цикл в (массиве)		
17	Взрывной прибор ПИВ-100М		

Суммарную производительность скреперной установки при разгрузке горной массы в рудоспуск определяем по формуле:

$$Q_{\Sigma} = \frac{(T - t_{nz} - t_{л}) \cdot V \cdot K_3}{(l/v_c + l/v_0 + l_{cp}) \cdot K_{от} \cdot K_p} = \frac{(360 - 40 - 10) \cdot 0,4 \cdot 0,7}{(15/66 + 15/90 + 0,4) \cdot 1,05 \cdot 1,7} = 60 \text{ м}^3 / \text{см} \quad (2.3.2.23)$$

В расчёте принято: Продолжительность смены $T=360$ мин; $t_{nz}=40$ мин; $t_{л}=10$ мин; объём скрепера $V=0,4 \text{ м}^3$, коэффициент заполнения скрепера $K_3=0,7$; скорости движения порожнего и груженого скреперов соответственно 90 и 66 м/мин; коэффициент отдыха $K_{от}=1,05$, коэффициент разрыхления породы $K_p=1,7$.

Таблица 2.18-Расчётные данные трудозатрат [изъяты данные таблицы]

№ п/п	Вид работы (процесс)	Единица измерения	Объём работы на цикл	Норма выработки на одного рабочего	Трудозатраты чел·смен
1	Бурение шпуров в забое и под моно-рельс				
2	Наращивание секции моно-рельса				
3	Заряжание и взрывание				
4	Уборка породы скреперной установкой				
5	Прочие работы (получение и доставка ВМ и др)				

Суммарная трудоёмкость цикла $N_{ц}=1,578$ чел·смен.

Норма выработки при электрическом способе взрывания:

$$N_3 = 10 \cdot T / (N_{вр} \cdot K_1 \cdot K_2) = 10 \cdot 6 / (0,416 \cdot 1,2 \cdot 1,04) = 115 \text{ м/смену}, \quad (2.3.2.24)$$

где $K_1=1,2$ - поправочный коэффициент на электрический способ взрывания; $K_2=1,04$ – поправочный коэффициент на заряжание восстающих шпуров..

Коэффициент выполнения нормы:

$$K_n = 4 \cdot N_{ц} / n_{п} = 4 \cdot 1,578 / 6 = 1,05. (2.3.2.25)$$

Для проветривания забоя после взрывных работ время проветривания должно составлять не менее 0,5 ч. Проходческие работы можно вести в 3 смены приурочивание проветривание во втором цикле к междуменному перерыву или же высвободив время на проветривание за счёт сокращения времени на обустройство забоя, приняв три перфоратора вместо двух. Продолжительность каждого вида работы определяется по формуле (--), в которой принимаем $a=1$. Бурение шпуров в забое будем производить тремя перфораторами ПТ-36М, которые обслуживаются тремя проходчиками.

Определим время обустройства забоя тремя перфораторами по формуле:

$$t = T \cdot a \cdot N_i / n \cdot K_n = 6 \cdot 0,681 \cdot 1 / (3 \cdot 1,05) = 1,29 \text{ ч}, (2.3.2.26)$$

Таблица 2.19-Расчётные данные продолжительности других видов работ
[изъяты данные таблицы]

Вид работы(процесс)	Трудозатраты чел · смен	Число рабочих на данной работе	Продолжительность работы, ч
Бурение шпуров в забое и од монорельс			
Нарращивание монорельса			
Заряжание и взрывание			
Уборка породы			
Прочие работы (20% от трудоёмкости цикла)			
Прочие работы за счёт сокращения времени на бурение			

По результатам расчёта построен график организации работ-

Определяем комплексную норму выработки на одного рабочего:

$$N = l_y / N_{ц} = 1,5 / 1,578 = 0,95 \text{ м}, \text{ или } 4,48 \text{ м}^3 / \text{смену}, (2.3.2.27)$$

Фактическая сменная производительность одного рабочего на проходке восстающих составит:

$$N_{ф} = 4 \cdot l_y / n_{п} = 4 \cdot 1,5 / 6 = 1,0 \text{ или } 4,85 \text{ м}^3 / \text{смену}, (2.3.2.28)$$

При трёхсменном суточном режиме и 25 рабочих днях скорость проведения восстающего (в пересчёте на один забой)

$$V=25 \cdot l_y \cdot n_{см} \cdot n_{ц}=25 \cdot 1,5 \cdot 3=112,5\text{м/мес}(2.3.2.29)$$

Время проведения восстающего 17,7 дней.

Рисунок 2.9 - График организации работ при проходке восстающего. [изъяты данные таблицы]

Вид работы	Число рабочих	Продолжительность, ч	Смены, ч						Перерыв
			1	2	3	4	5	6	
Восстающий									
Буренишпуров в забое и под монорельс									
Наращивание монорельса									
Заряжание и взрывание									
Проветривание									
Уборка породы									
Прочие работы									

Таблица 2.20-Затраты на проходку выработки по статье «Заработная плата» [изъяты данные таблицы]

Процесс	Число рабочих	Трудозатраты на цикл, чел.ч/м	Разряд	Часовая тарифная ставка, руб.	Суммарные затраты, руб.
Бурение, м					
Уборка, м ³					
Прочие работы					
Заряжание-взрывание, кг					
Наращивание монорельса м					
Итого по тарифу					
Доплата за работу в ночное время (4%)					

Итого:	
Премияльные доплаты (40%)	
Итого:	
Районный коэффициент (1,4)	
Северные (1,4)	
Итого с доплатами	
Единый соц. налог на фонд з/п(27,1%)	
Итого на цикл	
Итого на 1 пог.м.	
Итого на 1 м ³	
Итого на всю выработку	

Расчёт стоимости сооружения выработки по статье «энергия»

Затраты на электроэнергию определяются по количеству используемых в забое механизмов и оборудования, мощности установленных на них электродвигателей и времени их работы на протяжении проходческого цикла. Расчёты стоимости электроэнергии, затрачиваемой на выполнение цикла.

Таблица 2.21- Затраты на проходку выработки по статье «Энергия» [изъ-
яты данные таблицы]

Потребители электроэнергии	Кол- во потр.	Единицы измере- ния	Рас- ход, мин	Продолжи- тельность процесса в цикле, мин	Расход энергии на цикл	Стои- мость единицы энергии, руб	Сумма, руб
1 Бурение							
Уборка							
Вентиляция							
Вода							
Итого на цикл							
Итого на 1 м ³							
Итого на 1 пог.м							
Итого на выра- ботку							

Расчёт стоимости сооружения выработки по статье «амортизация»

Таблица 2.22-Расчёт амортизационных отчислений[изъяты данные таблицы]

Процесс	Кол-во	Стоимость за единицу, руб.	Норма аморти- зации, %	Срок строитель- ства, лет	Сумма затрат, руб.
Бурение					
Уборка					
Вентиляция					
Итого на смену					
Итого на цикл					
Итого на 1 пог. м. выработки					
Итого на 1 м ³					
Итого на всю выработку					

Таблица 2.23- Затраты на проходку по статье «материалы» [изъяты данные таблицы]

Наименование	Единица измерения	Расход на цикл	Стоимость единицы, руб.	Сумма, руб.
1.Взрывание:				
Детанит М				
Взрывной прибор ПИВ-100М				
ЭД				
Электропровода				
2.Бурение				
Буровые коронки				
Буровая сталь				
3.Вентиляционные трубы				
Итого на цикл:				
Неучтенные материалы (10%):				
Итого с неучтенными на цикл.:				
Итого на 1 п.м.:				
Итого на 1 м ³ :				
Итого на всю выработку:				

Расчёт общей стоимости сооружения выработки

Таблица 2.24-Общая стоимость сооружения выработки. [изъяты данные таблицы]

Статья расходов	Затраты, руб.			Удельный вес затрат, %
	на выработку	на 1 пог. м	на 1 м ³	
Заработная плата				
Энергия				
материалы				
Амортизация				
Итого				

2.4 Выбор системы разработки

В условиях залегания жилы «Каскадная», согласно Правилам технической эксплуатации, по горно-геологическим факторам возможны для применения сплошные системы разработки с однослойной выемкой. Учитывая пониженную устойчивость повсеместно подработанного массива, варианты систем разработки должны быть с креплением очистного пространства в сочетании с оставлением целиков из породных включений (при выемке малых по площади рудных тел), с креплением и закладкой подрываемыми породами (локальной и повсеместной). Система разработки из-за неблагоприятных для применения угле падения и мощности рудного тела будет оснащена переносным оборудованием.

Для крутопадающих маломощных рудных тел возможно для применения система разработки с магазинированием руды в вариантах, обеспечивающих надежное поддержание очистного пространства.

В обоих случаях в связи с частичной минерализацией вмещающих пород следует ориентироваться на валовую выемку. Целесообразность селективной добычи можно будет установить при рабочем проектировании. В целом элементы селективности конструктивно не изменяют системы разработки.

2.4.1 Технология очистной выемки запасов наклонных жил

Вариант системы разработки с креплением и оставлением целиков (рис. 2.1), которые затем частично отработывались, либо без оставления целиков вообще был практически типовым на Саралинском руднике в годы его работы.

В данной системе разработки применялась мелкошпуровая отбойка. Бурение перфораторами ПТ-29М, коронки с прерывистым лезвием крестового типа.

					СФУ ИГДГиГ ДП -21.05.04.02-130404.65	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Да-		88

Поддержание очистного пространства, при системе с распорной крепью, осуществлялось с помощью оставления регулярных и нерегулярных целиков и установки кустовой распорной крепи.

Доставка руды из блоков в данной системе разработки - с помощью скреперов от забоя до вагонов на откаточном штреке, с погрузкой в вагоны через полук.

Для проведения подготовительных и нарезных выработок организовывались специальные проходческие бригады по каждому виду выработок.

Для бурения в горизонтальных выработках применяются переносные перфораторы типа ПП.

При проходке восстающих принимались телескопные перфораторы ПТ.

Уборка породы при проходке горизонтальных выработок погрузочными машинами типа ППН-1С, блоковых восстающих при угле падения жил до 50°. скреперами. Откатка руды и породы производилась вагонетками типа ВВ2.5 (ВГ).

Рисунок 2.10 Типовая система разработки с открытым очистным пространством, оставлением охранных целиков и установкой распорной кустовой крепи, применяемая в условиях Саралинского рудника.

1 – отрезной восстающий; 2 – разрезной восстающий; 3 – вентиляционный штрек; 4 – подэтажный штрек; 5 – целики; 6 – кустовая крепь *[изъято]*

Крепление выработок деревянное и железобетонными штангами.

Подобный вариант, но с выемкой радиальными заходками был обоснован как более эффективный в условиях рудника Дженичке (рис.2.). Длина блока — 40... 60 м, наклонная высота - 40...45 м.

					СФУ ИГДГиГ ДП -21.05.04.02-130404.65	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Да-		89

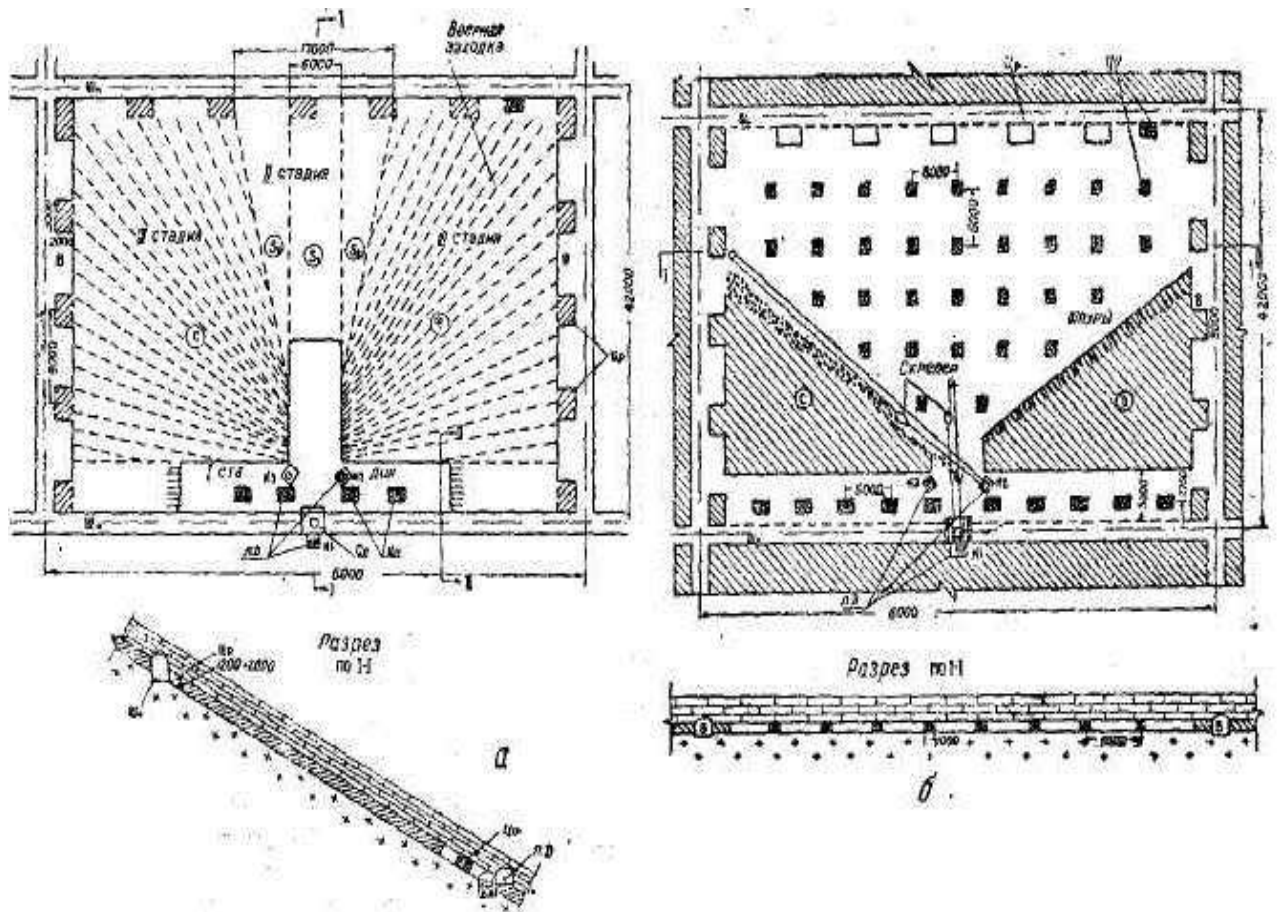


Рисунок 2.11 Система сплошной выемки с радиальными заходками и искусственными целиками.

Ци — искусственный целик, Це — естественный целик, ЛД — скреперная лебедка, Шо — откаточный штрек: а — в стадии нарезки, б — в стадии отработки.

После подготовки блока штреками и восстающими, отработка нижней его (надштрековой) части ведется двумя уступами в обе стороны. Ширина уступов—5...10 м, в зависимости от устойчивости висячего блока.

Надштрековые целики не оставляются. Вместо них по мере подвигания уступов выкладываются бутовые целики. Блок делится на две части разрезной траншеей шириной 6 ... 8 м, пройденной по середине его на всю мощность рудного тела. Проходка разрезной траншеи осуществляется одновременно с нарезкой уступов. После окончания проходки разрезной траншеи в ее верхней части образуются косоугольные заходки с наклонной линией забоев. Оставшиеся части вынимаются двумя сплошными радиальными забоями. Веерное подвигание забоя обеспечивается шпурами разной глубины (у траншеи 1,2 м и 2 м у границ блока).

Уборка руды при этой системе делится на три стадии. При проходке уступов руда взрывом доставляется на штрек, откуда грузится в вагоны машиной ПМЛ-5. При большой ширине уступа часть ее доставляется на штрек пневматической лебедки и емкостью скрепера 0,7 м³. Уступами обрабатывается 13 — 26% - запасов блока.

При образовании отрезной траншеи и наклонной линии забоя доставка руды производится скреперной лебедкой ЛУ-15, установленной в камере против траншеи. Почва лебедочной камеры на 1,5 - 1,8 м выше почвы откаточного штрека.

Руда скреперуется на полук и в установленные под ним вагоны. При отработке оставшейся части блока (55 - 60%) руда доставляется дополнительными скреперными лебедками, установленными в очистном пространстве, по одной на каждый забой. Эти вспомогательные лебедки доставляют от забоя руду на центральную скреперную дорожку и оттуда первой лебедкой к штреку.

Производительность забойного рабочего в уступах — 3 м³ в смену; при проходке разрезной траншеи — 2,3 м³ в смену, при выемке радиальными заходками — 2,6 м³ в смену. Потери при этой системе уменьшились с 13 до 3,7%. Отбойка руды—мелкошпуровая. Расположение шпуров в шахматном порядке и перпендикулярно к линии забоя. На 30 - 40 м забоя требуется 70 - 100 шпуров, на один шпур приходится 0,36 - 0,5 м². Глубина шпуров у траншеи— 1,2 м, по направлению к периферии на каждые 7 м забоя она увеличивается на 0,4 - 0,5 м. Взрывчатое вещество— аммонит. За цикл отбивается 130 т руды. Поддерживается кровля искусственными целиками из отсортированной или специально добытой породы. В качестве вяжущего применяется цемент. Размер целиков 1.0 - 1,5 м, расстояние между ними 5 - 7 м. Первое время, помимо искусственных целиков, предусматривалась распорная крепь, от которой вскоре отказались. Вентируются забои за счет общешахтной струи. Доставка руды скреперная и ручная. Потери — 5,3%, разубоживание

					СФУ ИГДГиГ ДП -21.05.04.02-130404.65	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Да-		91

—25%. На 1 м³ расходуется 1,93 кг ВВ и 0,12 м³ крепежного леса. Производительность бурильщика —5 м³, забойного—1,3 м³.

На руднике «Ирокинда» (Бурятзолото) разработан вариант сплошной системы разработки с креплением очистного пространства и частичной локализацией пустот локальным обрушением, по сути закладкой подрываемыми породами (рис. 2.). Частично в качестве закладки служит порода селективно выработанного участка, размещаемая в отработанных очистных панелях.

Данная система позволяет повысить производительность труда в 1,5-2,0 раза, снизить плановые потери металла в пять раз и практически довести вторичное разубоживание до одного процента, при этом значительно улучшить условия труда и безопасность работ. Предложено заменить деревянную крепь в сочетании с целиками более эффективными видами крепления: гидравлическим, типа ELBROCOMNI 80, стальполимерной анкерной крепью (СПАК); сочетанием этих видов крепей с полимерной сеткой и деревом.

Все перечисленные виды крепи успешно прошли промышленные испытания на руднике «Ирокинда». Применение данных видов крепления обеспечивает поддержание кровли очистного пространства жил малой мощности и удерживает от обрушения ложную кровлю при работе без оставления целиков. После отработки блоков подземные пустоты погашаются полностью.

Для исключения потерь в надштрековых и подштрековых целиках в процессе подготовительных и нарезных работ в блоке штреки проходятся «широким забоем» с рудными карманами, которые одновременно используются для складирования пустых пород.

Рисунок 2.12 Система разработки наклонными уступами в широком забое с креплением очистного пространства при периодической локализации образующихся подземных пустот

1 – буровой станок на санях; 2 – гидростойка; 3 – экран (полимерная сетка); 4 – рудстойка; 5 – досчатый отшив; 6 – отшив скреперной дорожки; 7 – вакуумная установка.

[изъято]

					СФУ ИГДГиГ ДП -21.05.04.02-130404.65	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Да-		92

Рисунок 2.13 Проходка штреков «широким забоем» и с рудным карманом [изъято]

В условиях Смирновского месторождения применялась сплошная система разработки с локализацией выработанного пространства подрывкой пород висячего бока, организацией выемки по простиранию (рис. 2.).

Длина очистного забоя — лавы при выемочной мощности 0,8-1,2 м принимается равной 60-80м. Такая длина забоя соответствует вертикальной высоте этажа, которая на рудниках цветной металлургии находится в пределах 40-45 м. При этой длине лавы обеспечивается достаточная загрузка забойных механизмов, концентрация очистных работ и высокая производительность забоя, достигающая 500 т/сутки.

Длина блока по простиранию не ограничивается. Производится непрерывная отработка до флангов рудного тела. При наличии в жилах забалансовых участков, больших тектонических нарушений, сбросов и т. д. отработка ведется отдельными блоками, длина которых определяется на основе детальной рудничной разведки. Границы блоков приурочиваются к местам тектонических нарушений и границам безрудных участков.

Рисунок 2.14 Система разработки по простиранию с отбойкой руды зарядами шпуров и обрушением пород кровли [изъято]

1 – откаточный штрек; 2 – вентиляционный штрек; 3 – оградительный щит; 4 – деревянные стойки; 5 – сбойки

На основании изложенного для условий разработки запасов жилы «Каскадная» в качестве основного варианта предлагается система разработки с радиальной выемкой и локализацией выработанного пространства обрушением (рис. 2.15). Подготовка выемочных единиц штрековая, полевая. Доставка рудной массы скреперными лебедками, отбойка – мелкошпуровая с бурением переносными перфораторами. В качестве ВВ принят Аммонит №6ЖВ.

Рисунок 2.15 Сплошная система разработки с открытым очистным пространством, с радиальной выемкой [изъято]

					СФУ ИГДГиГ ДП -21.05.04.02-130404.65	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Да-		93

2.4.2 Технология очистной выемки запасов крутопадающих жил

В связи с пониженной устойчивостью руды возможны для применения варианты систем разработки с магазинированием: с короткими магазинами, с распорной крепью и их комбинации.

Особенность варианта короткими магазинами - длина магазинов в 3-4 раза меньше нормальной, что при ускорении выемки магазина уменьшает разубоживание руды породой, несмотря на склонность ее к отслоению.

При мощности 0,1 - 1,0 м этот вариант применяется на руднике Ниттис-Кумужье при недостаточно устойчивых боковых породах. Производительность труда забойного - 5,05 м³ в смену, расход ВВ— 1,17 кг/м³, лесоматериалов - 0,08 м³. Потери — 5,1%, разубоживание — 15,8%.

Вариант с креплением стенок магазина кустовой крепью или рамами применялся на руднике Хрустальном и в Давендинском рудоуправлении. Особенностью его является крепление рамами, распорной или кустовой крепью неустойчивых боков по оси люков и возведение центрального срубового ходка, воспринимающего давление висячего бока.

На Хрустальном руднике (вариант с кустовой крепью, рис. 2.) разрабатывались кварцево-сульфидные жилы минерализованной зоны мощностью до 2,0 м. В непосредственной близости от рудных тел породы сильно расланцованы и трещиноваты, наблюдаются заколы от одного до десятков метров.

Крепость руды и породы 8 - 10. Потолкоуступная система с распорной крепью была заменена послойным магазинированием.

Применение данного варианта сокращает время отработки блоков и время обнажения боковых пород. Это сокращение доходит до 6 - 8 месяцев. Несмотря на то, что боковые породы недостаточной устойчивости, повышение интенсивности разработки позволило не только отказаться от регулярной установки крепи, но и дало возможность сконцентрировать горные работы на меньшем количестве горизонтов и рудных тел. Производительность труда

					СФУ ИГДГиГ ДП -21.05.04.02-130404.65	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Да-		94

подземного рабочего при этом повысилась с 0,5 до 1,12 м³ на человека в смену.

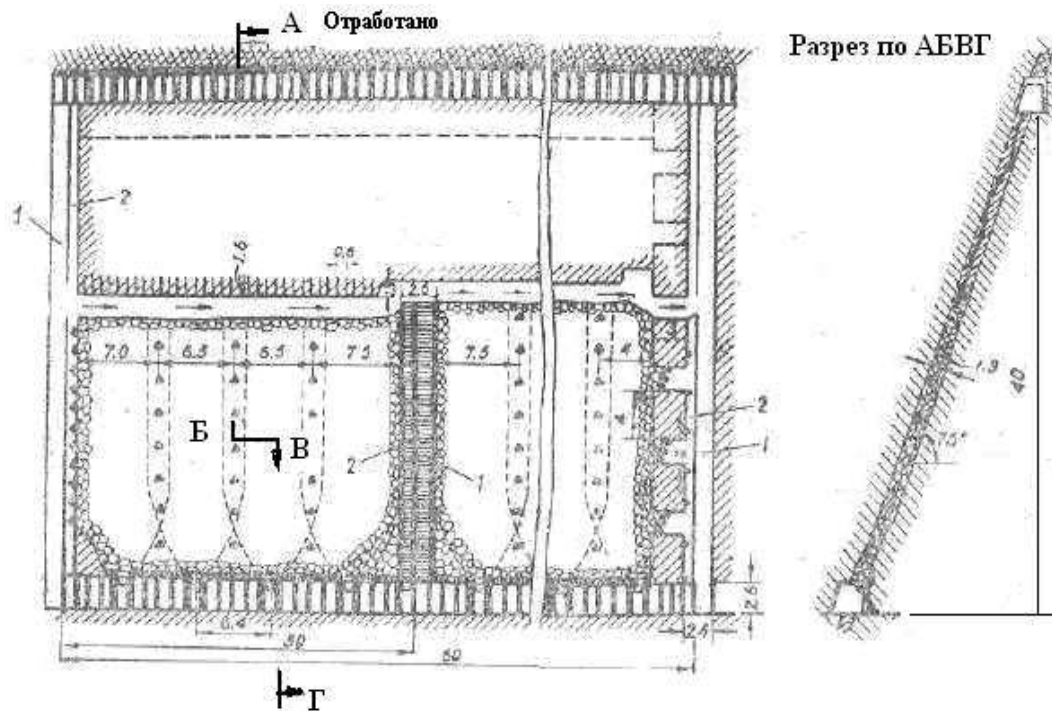


Рисунок 2.16 Система с магазинированием, вариант с кустовой крепью
1 — ходовое отделение, 2 — грузовое отделение.

На руднике Давендинского рудоуправления (крепление рамами и затяжкой по висячему боку, рис. 2.) разрабатывалось молибденовое месторождение в виде серии кварцево-молибденовых жил в биотитовых и лейкократовых гранитах. Угол падения жил 65-85°, мощность — 0,25-0,55 м.

Морфология жил крайне сложна: мощные раздувы до 2 или более метров и длиной до 3 - 5 м сменяются пережимами до 0,1 м длиной на десятки и сотни метров, нередко переходящими в рудный шов.

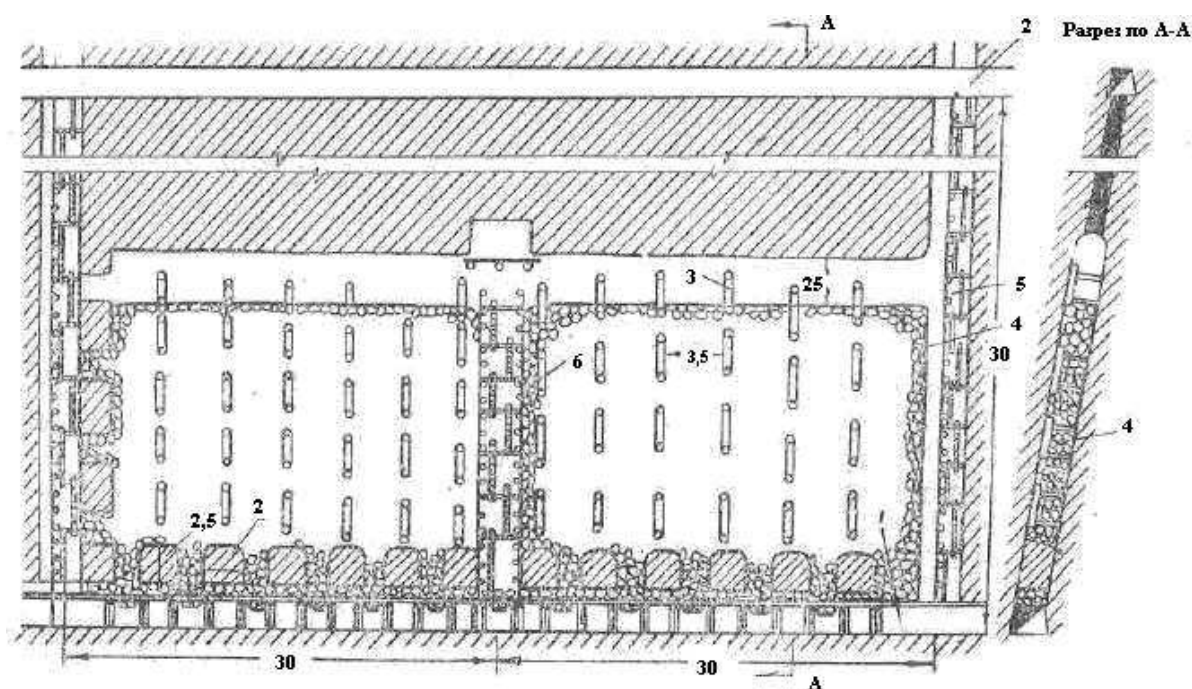


Рисунок 2.17 Вариант системы с магазинированием руды и распорной крепью

Иногда жилы прерываются тектоническими нарушениями и жильный материал оказывается раздробленным до щебенки. Часто с висячего и лежащего боков отходят мелкие выклинивающиеся апофизы длиной до 1,5 - 2,0 м.

Граниты висячего бока сильно каолинизированы, что ослабляет висячий бок и приводит к обрушению крупных глыб.

Объёмы горно-подготовительных и нарезных выработок (при мощности рудного тела 1,49м) приведены в экономической части. (таблица 2.24.2)

2.5 Специальная часть

2.5.1 Расчет потерь и разубоживания полезного ископаемого

Единая классификация твёрдых полезных ископаемых при разработке месторождения

Общее представление о потерях руды представлено на рисунке 5.3

Под общешахтными, общерудничными, общеприисковыми потерями понимаются запасы в охранных целиках, которые остаются в недрах после погашения горизонта, участка или ликвидации горнодобывающего предприятия и безвозвратно теряются. До этого они должны находиться на участке, как временно неактивные запасы.

Если охранные целики являются временными и проектом предусмотрена полная или частичная их отработка, запасы в них не относятся к потерям и числятся как временно неактивные запасы.

Общешахтные потери исчисляются в весовых единицах и в процентах от общих балансовых запасов шахты (карьера, рудника, прииска).

К эксплуатационным относятся потери при добыче полезного ископаемого. Они исчисляются в весовых единицах и в процентах по отношению к погашаемым балансовым запасам полезного ископаемого.

По физическому состоянию теряемого полезного ископаемого и стадии технологического процесса добычи, на которой потери возникли, эксплуатационные потери делятся на две группы:

- потери полезного ископаемого в массиве;
- потери отделенного от массива (отбитого) полезного ископаемого.

Потери в охранных целиках около капитальных горных выработок, скважин, под зданиями, техническими и хозяйственными сооружениями, водоемами, водоносными горизонтами, коммуникациями, заповедными зонами; в барьерных целиках между шахтными полями.

В условиях разработки запасов Саралинского месторождения данный источник потерь руды отсутствует.

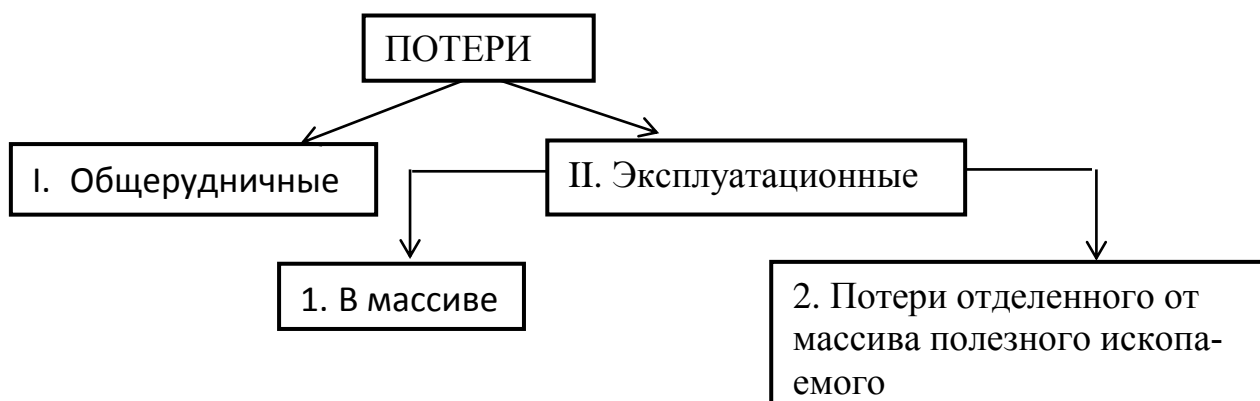


Рисунок 2.18 Классификация потерь руды при добыче

I класс. Общерудничные, общешахтные, общеприисковые потери

II класс. Эксплуатационные потери

Группа 1. Потери полезного ископаемого в массиве

1. В недоработанной части целиков у подготовительных выработок (междублоковые, междупанельные, междуэтажные целики).
2. В целиках внутри выемочного участка (блока, камеры, панели, столба, карьерного поля, дренажного полигона).
3. В лежачем, висячем боках (в почве, кровле), по верхней и нижней границам контура рудного тела, пласта, залежи, в бортах карьера.
4. В местах выклинивания и на флангах пласта, залежи, рудного тела.
5. Между выемочными слоями.
6. В подработанных частях залежи (пласта, рудного тела).
7. В целиках пожарных, затопленных, заваленных участков.
8. В целиках у геологических нарушений.

Группа 2. Потери отделенного от массива (отбитого) полезного ископаемого

1. В подготовительных и очистных забоях при совместной выемке и смешивании с вмещающими породами.
2. Оставленного в выработанном пространстве:
 - а) от смешивания с обрушенными породами при выпуске;
 - б) на лежачем боку (почве), на уступах, на днище блока.
3. В местах обрушений, в завалах, в пожарных и затопленных участках.
4. В местах погрузки, разгрузки, складирования, сортировки, на транспортных путях горного предприятия.

Методы определения потерь

Прямые методы определения потерь руды.

Количество полезного ископаемого, оставленного в недрах (потери), может быть установлено замерами в натуре или по геолого-маркшейдерским

					СФУ ИГДГиГ ДП -21.05.04.02-130404.65	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Да-		98

планам и разрезам при достоверном оконтуривании и опробовании залежей полезного ископаемого или очистных участков на стадии эксплуатационной разведки и после окончания очистных работ.

$$K_{\text{п}} = \frac{\text{П}}{\text{Б}}, \text{ д.ед} \quad (2.5.1)$$

где П – количество потерянной балансовой руды, т; Б – погашаемые балансовые запасы, т.

В междуэтажных, междублоковых, междукамерных, междупанельных целиках и целиках внутри выемочного участка потери полезного ископаемого определяются на основе результатов маркшейдерских инструментальных, звуколокационных и радиолокационных съемок, нанесенных на планы и разрезы.

Потери полезного компонента в закладке, образующейся при проникновении в нее мелких фракций полезного ископаемого, определяются по результатам опробования закладки (до укладки настила перед выемкой очередного слоя и после снятия настила).

Потери полезного ископаемого (полезного компонента), смешанного при выпуске с обрушенными породами и оставленного в очистном пространстве, могут быть определены компьютерным моделированием с анализом графиков изменения качества рудной массы, выпускаемой через выработки блока (панели).

По достижении браковочного содержания в дозах полезного ископаемого выпуск прекращается и оставшееся в выработанном пространстве полезное ископаемое, смешанное с породой, относится в потери.

Потери по контуру рудного тела, пласта, залежи – в лежащем и висячем боках (в почве, кровле) определяются на основе замеров площадей обнажения полезного ископаемого. Мощность потерянной части устанавливается: задиркой (при малой мощности); опробованием пройденных в ней горных выработок, скважин, шпуров; способами звуколокации, радиолокации, гео-

					СФУ ИГДГиГ ДП -21.05.04.02-130404.65	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Да-		99

физической разведки.

Косвенный метод определения потерь руды.

Косвенный метод определения размеров потерь полезных ископаемых основан на сопоставлении количества металла в непогашенных балансовых запасах руды в учетной единице и количества его в добытой из нее рудной массе, т.е. размеры данных показателей устанавливаются непосредственно в натуре или по геолого-маркшейдерской графической документации, а косвенно – по формуле

$$K_{п} = 1 - \frac{D(a-b)}{B(c-b)}, \quad (2.5.2)$$

где c – содержание полезного компонента в балансовых запасах г/т; a – содержание полезного компонента в добытом полезном ископаемом; b – содержание полезного компонента в примешанных породах; D – количество добываемой в результате погашения балансовых запасов рудной массы.

Основные показатели оценки полноты извлечения запасов из недр

– коэффициент извлечения полезного компонента из недр:

$$K_{н} = \frac{D \cdot a}{B \cdot c} \text{ или } K_{н} = \frac{D \cdot Ц_{д}}{B \cdot Ц_{б}}, \quad (2.5.3)$$

где $Ц_{д}$, $Ц_{б}$ – ценность, соответственно, 1 т добытой рудной массы и погашенных балансовых запасов, руб.;

– коэффициент потерь – определяется по (2.5.4) или (2.5.5) в зависимости от метода *определения потерь руды*.

– коэффициент примешивания вмещающих пород (коэффициент засорения рудной массы):

$$\text{при прямом методе } K_{пр.п} = \frac{B}{B}, \quad (2.5.4)$$

$$\text{при косвенном методе } K_{пр.п} = \frac{c-a}{c-b} \quad (2.5.5)$$

где B – количество примешанных вмещающих пород, т;

– коэффициент разубоживания руды

					СФУ ИГДГиГ ДП -21.05.04.02-130404.65	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Да-		100

$$K_p = \frac{c-a}{c} \quad (2.5.6)$$

коэффициент изменения качества добытой руды по отношению к балансовым запасам:

$$K_k = \frac{a}{c} \text{ или } K_k = \frac{Ц_d}{Ц_b} \quad (2.5.7)$$

– коэффициент извлечения количества руды:

$$K_{\text{кол}} = \frac{D}{B} = \frac{K_n}{K_k} = \frac{1-K_{\text{п}}}{1-K_{\text{пр.п}}} \quad (2.5.8)$$

Потери балансового металла при добыче рекомендуется определять по формуле:

$$K_{\text{п}} = \frac{\Pi \cdot c_{\text{п}}}{B \cdot c} \quad (2.5.9)$$

где: $c_{\text{п}}$ - содержание полезного компонента в потерянных запасах.

НОРМАТИВНЫЕ РЕГЛАМЕНТЫ ОБОСНОВАНИЯ ВЕЛИЧИНЫ ПОТЕРЬ ПРИ ДОБЫЧЕ

Утверждение нормативов потерь и уточненных нормативов потерь твердых полезных ископаемых осуществляется согласно Приказу МПР России от 29.11.2002 № 783 и регламенту работы комиссии по рассмотрению материалов по нормативам потерь и уточненным нормативам потерь твердых полезных ископаемых при добыче, технологически связанных с принятой схемой и технологией разработки месторождения, а также другим нормативным документам.

Под нормативами потерь следует понимать часть запасов полезных ископаемых, извлечение которых согласно технико-экономическому обоснованию постоянных кондиций, техническому проекту разработки месторождения и безопасному ведению очистных работ по технико-экономическим расчетам нецелесообразно в современных экономических условиях.

Под сверхнормативными потерями следует понимать потери, которые образуются в результате отклонений недропользователем от проекта разработки месторождений, необоснованным ведением горных работ, выборочной

					СФУ ИГДГиГ ДП -21.05.04.02-130404.65	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Да-		101

отработкой полезного ископаемого на отдельных участках месторождения или шахтного (карьерного) поля.

Охранные целики или иные образования полезных ископаемых, полная или частичная отработка которых предусмотрена утвержденным и согласованным проектом разработки месторождений или планом горных работ, к потерям, как правило, не относятся. Запасы, остающиеся в целиках, должны учитываться отдельно и списываться по мере их разработки.

Показатели потерь полезного ископаемого являются неотъемлемой частью геолого-экономической характеристики месторождения, определяющей рациональное и комплексное использование полезных ископаемых, рентабельность их разработки.

Величина потерь полезного ископаемого зависит от сложности геологического строения месторождения, условий залегания, крепости и устойчивости вмещающих пород, качественных особенностей, которые, в свою очередь, определяют рациональную систему разработки.

Величины потерь не могут использоваться на ранних стадиях изучения месторождения (поисках и оценке), если сведения об особенностях геологического строения месторождения, тектонике, условиях залегания полезного ископаемого, крепости и устойчивости вмещающих пород, качественных особенностях не позволяют получить необходимые исходные данные для их геолого-экономического обоснования.

ТЕХНИКО-ЭКОНОМИЧЕСКИЕ ПОКАЗАТЕЛИ ОБОСНОВАНИЯ НОРМАТИВОВ ПОТЕРЬ

Показатели нормативов потерь полезного ископаемого относятся ко всем утвержденным балансовым запасам месторождения по отдельным выделяемым выемочным единицам.

Предельная величина потерь полезного ископаемого является одной из основных составляющих при обосновании системы разработки путем экономического сравнения технико-экономических показателей возможных вари-

					СФУ ИГДГиГ ДП -21.05.04.02-130404.65	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Да-		102

антов разработки с различными уровнями потерь и разубоживания.

Варианты, участвующие в сравнении, должны соответствовать особенностям геологического строения и современному техническому уровню, и технологии добычи и переработки полезных ископаемых, а также отвечать требованиям техники безопасности.

Критерием оценки экономической эффективности сравниваемых вариантов разработки является величина прибыли (Π_p) в расчете на единицу погашенных балансовых запасов и прибыль за время разработки месторождения. Величину Π_p рекомендуется определять по формуле:

$$\Pi_p = \Pi_{и} - C_{\text{тов. уд.}}, \text{ руб.}, \quad (2.5.10)$$

где: $\Pi_{и}$ - ценность конечной продукции, извлекаемой из 1 т погашаемых балансовых запасов, руб.; $C_{\text{тов. уд.}}$ - себестоимость добычи, транспортировки и переработки 1 т полезного ископаемого, руб.

Таблица 2.25-Технико-экономические обоснования нормативов потерь *[изъяты данные таблицы]*

Показатели	Условные	Значения			
		Вариант			
Количество примешиваемых в руду вмещающих пород, т	B				
Коэффициент потерь, доли единиц	$K_{п} = \frac{\Pi}{B}$				
Коэффициент разубоживания из-за примешивания пустых пород, доли единиц	$K_{пр.п} = \frac{B}{D}$				
Количество добытой руды, т	$D = B \cdot \frac{1 - K_{п}}{1 - K_{пр.п}}$				
Содержание полезного компонента в добытой руде, г/т	$a = \frac{B}{D} \cdot (c - v)(1 - K_{п}) + v;$ $a = c - K_{пр.п} \cdot (c - v)$				
Валовая ценность 1 т добытой руды, руб.	$\Pi_{д} = a \cdot \Pi_{о}$				
Коэффициент извлечения полезных компонентов при обогащении, доли единиц	$I_{о}$ – определяется по техническим данным в зависимости от содержания, а				

Ценность конечной продукции, извлекаемой из 1 т погашаемых балансовых запасов, руб.	$C_{и} = C_{д} \frac{1 - K_{п}}{1 - K_{пр.п}}$				
Суммарная себестоимость добычи, транспортирования и переработки 1 т руды, руб.	$C_{тов} = C_{д} + C_{тр} + C_{пер}$				
Себестоимость, отнесенная на 1 т погашенных балансовых запасов, руб.	$З_{уд.} = \frac{Д}{Б} \cdot C_{тов}$				
Прибыль (убыток), отнесенная к 1 т погашаемых балансовых запасов, руб.	$П_{р} = C_{и} - З_{уд}$				

Ценность конечной продукции рекомендуется определять по формуле:

$$C_{и} = C_{д} \frac{1 - K_{п}}{1 - K_{пр.п}} \quad (2.5.11)$$

где: $K_{п}$ - коэффициент потерь при добыче; $K_{пр.п}$ – коэффициент разубоживания из-за примешивания пустых пород, доли единиц; $C_{д}$ - валовая ценность 1 т добытой руды, руб.

Технико-экономические показатели при обосновании предельной величины нормативов потерь заносятся в отдельную таблицу (таблица).

Приведенный подход обязателен к применению при оценке полноты и качества извлечения запасов эксплуатационных единиц.

Для нормирования потерь по незначительным по величине локальным участкам выемочной единицы (конкретные единичные целики, дозы выпуска руды) допустимо пользоваться величиной минимального содержания полезного компонента в товарной руде (браковочным содержанием).

$$a_{min} = \frac{C_{п.п}}{C_{о.и}}, \text{ г/т} \quad (2.5.12)$$

где: $C_{п.п}$ – прямые предстоящие на вовлечение в эксплуатацию рассматриваемого участка запасов затраты, руб./т.

Следует отметить, формула получена из зависимости прибыли, что указывает на ее непротиворечивость приведенному концептуальному подходу.

2.5.2 Методические принципы нормирования потерь

В процессе разработки месторождения часть его запасов теряется –

					СФУ ИГДГиГ ДП -21.05.04.02-130404.65	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Да-		104

остаётся в недрах неизвлеченной или поступает на поверхность в отвалы вместе с породой. Потери 2-3% разведанных запасов неизбежны почти при любом способе разработки. Обычно потери в процессе разработки составляют 10-20%, иногда достигают 50% и даже более.

Взаимосвязанные потери руды в массиве и разубоживание руды породой или закладкой на контактах руда – разубоживающий массив образуются вследствие несовпадения контура отбойки и поверхности контакта. Контур отбойки формируется «воронками выброса», конфигурация и параметры, которых зависят от физико-механических характеристик руд и пород (закладки), параметров БВР, а также от взаимного положения скважинных зарядов и плоскости контакта – согласного или пересекающегося. При согласном взаимном положении зарядов и плоскости контакта воронки выброса образуются по длине скважинных зарядов, при пересекающемся – в торцах скважинных зарядов. Расчет сводится к определению рационального контура отбойки, обеспечивающего максимальную экономическую эффективность отбойки запасов. Уровни потерь и разубоживания руды, соответствующие этому контуру, являются нормативными.

Потери отбитой руды на поверхности (бортах) выработанного пространства образуются на наклонных участках бортов выработанного пространства вследствие разброса отбиваемой руды. Установление нормативной величины потерь отбитой руды производится экспериментальным или статистическим методами. При этом необходимо учитывать условия формирования поверхности выработанного пространства – взаимное положение зарядов ВВ и плоскости контакта.

Величину вторичного разубоживания руды отслаивающимся с контактов разубоживающим материалом можно установить экспериментальным или статистическим методами с учетом характеристик разубоживающего материала, степени сейсмического воздействия на вмещающий массив взрывных работ, параметров выработанного пространства и условий формирова-

					СФУ ИГДГиГ ДП -21.05.04.02-130404.65	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Да-		105

ния поверхности выработанного пространства, интенсивности ведения горных работ.

Обоснование потерь неотбитой руды в массиве, оставленной в виде несущих конструкций опорных целиков внутри выработанного пространства или ограничивающих выработанное пространство, производится согласно рекомендациям проектных и научных организаций с учетом имеющегося на горных предприятиях производственного опыта, характеристик руд и пород, а также сейсмического воздействия на рудный массив процесса отбойки руды.

Потери и разубоживание при проведении выработок на контакте руда-разубоживающий массив образуются за счет выдачи рудной массы в породный отвал или в товарную руду. Установить величину данных потерь или разубоживания можно путем сравнения фактического разубоживания руды при проведении выработки с расчетным предельно – допустимым разубоживанием руды.

Потери отбитой руды на контактах выработанного пространства образуются, во-первых, за счет оставления части отбитой руды на наклонном лежащем борту отработанного блока; во-вторых, за счет неполноты зачистки отбитой руды с почвы выработанного пространства; в-третьих из-за оставления отбитой руды на днище в «мертвых зонах» между выпускными отверстиями.

Потери отбитой руды на почве выработок образуются по причине оставления руды по бортам выработок при скреперной доставке руды и в местах погрузки и разгрузки при доставке руды другими способами. Расчет величин потерь отбитой руды производится прямым методом или по результатам экспериментальных работ.

Нормативную величину вторичного разубоживания руды вследствие поддира почвы выработанного пространства и почвы доставочной выработки рабочим органом доставочного оборудования следует определять прямым

					СФУ ИГДГиГ ДП -21.05.04.02-130404.65	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Да-		106

методом или по аналитическим зависимостям с учетом характеристик материала почвы выработки, технических параметров оборудования, объемы отгружаемой руды и т.д.

Структура методики нормирования

1. Изучение технологии отработки запасов руды.
2. Выделение конструктивных элементов в технологической схеме отработки запасов, различающихся по технологическим схемам и временному периоду ведения работ.
3. Составление классификаций планируемых эксплуатационных потерь и разубоживания руды для отдельных конструктивных элементов технологической схемы отработки по видам, местам и источникам их образования.
4. Составление классификаций нормируемых потерь и разубоживания руды.
5. Определение факторов, влияющих на формирование потерь и разубоживание руды в соответствии с пунктом 4. Выделение причинно-следственной связи влияния процессов очистной выемки на формирование потерь и разубоживание руды.
6. Характеристика процессов, влияющих на формирование потерь и разубоживание руды.
7. Установление требований и условий обеспечения паспортного выполнения технологических процессов, влияющих на формирование потерь и разубоживание руды.
8. Выбор метода расчета нормативов потерь и разубоживания руды по каждому виду, месту и источнику их образования в соответствии с классификациями по пункту 4. Определение исходных данных для расчета нормативов потерь и разубоживания руды.
9. Расчет нормативов величин потерь и разубоживания руды по каждому виду, месту и источнику их образования в соответствии с классификациями, представленными в пункте 4.

					СФУ ИГДГиГ ДП -21.05.04.02-130404.65	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Да-		107

10. Установление причин рассогласования в работе системы по каждому виду, месту и источнику образования потерь и разубоживания руды в соответствии с классификациями по пункту 3, связанными с изменениями уровней потерь и разубоживания руды. Поиск решений, устраняющих выявленные рассогласования в работе системы разработки и отдельных процессов добычных работ и обеспечивающих достижение оптимальных, а на стадии годовых планов горных работ - нормативных уровней потерь и разубоживания руды без ухудшения технико-экономических показателей отработки запасов.

Рис 2.19-Места и источники образования потерь по сплошной системе разработки. [изъято]

Таблица 2.26- Места и источники образования потерь по сплошной системе разработки.

Потери руды (P^M – в массиве, P^0 – отбитой)	Условное обозначение
При проходке подготовительных и нарезных выработок:	
– на контактах с вмещающими породами	P_6^M
– в некондиционной руде, выданной в отвал или закладку	P_2^0
При ведении очистных работ:	
– в целиках у подготовительных и нарезных выработок	P_1^M
– в целиках внутри очистного пространства	P_2^M
– по мощности рудного тела	P_3^M
– на флангах выемочных единиц в местах выклинивания рудных тел и в зонах перехода на иную систему разработки	P_4^M
– на лежащем боку залежи	P_5^M, P_1^0

Нормирование потерь руды при ведении очистных работ в целиках у подготовительных и нарезных выработок (P_1^M), на флангах выемочных единиц в местах выклинивания рудных тел и в зонах перехода на иную систему разработки (P_4^M).

При нормировании потерь у подготовительных и нарезных выработок целесообразно рассмотреть три варианта отработки целиков: выемка целиков с выпуском чистой руды, выемка целиков с выпуском руды и вмещающих

пород и отказ от выемки целиков. Параметры целиков, а также среднее содержание полезного компонента в них определяются прямыми измерениями.

По вариантам отработки целиков рассчитываются показатели извлечения. Каждая пара значений показателей извлечения оценивается по формуле прибыли. Расчет оптимальных показателей потерь и разубоживания приведен в таблице **Ошибка! Источник ссылки не найден..**

Таблица 2.27-Расчет оптимальных показателей потерь и разубоживания [изъяты данные таблицы]

Показатели	Условные обозначения и формулы расчета	Значения		
		Вариант разработки запасов		
		С оставлением целиков (подштрекового, надштрекового)	Без оставления целиков	С частичным оставлением целиков (около блокового восстающего)
Балансовые запасы, т				
Содержание в балансовых запасах, г/т				
Содержание полезного компонента в разубоживающих породах, г/т				
Количество примешиваемых в руду вмещающих пород, т				
Количество потерь руды, т				
Коэффициент потерь, доли единиц				
Коэффициент разубоживания из-за примешивания пустых пород, доли единиц				
Количество добытой руды, т				
Содержание полезного компонента в добытой руде, г/т				
Валовая ценность 1 т добытой руды, руб.				
Цена 1 гр золота				

Коэффициент извлечения полезных компонентов при обогащении, доли единиц				
Ценность конечной продукции, извлекаемой из 1 т погашаемых балансовых запасов, руб.				
Суммарная себестоимость добычи, транспортирования и переработки 1 т руды, руб.				
Себестоимость добычи, руб.				
Общерудничные затраты, руб.				
Себестоимость переработки, руб.				
Себестоимость, отнесенная на 1 т погашенных балансовых запасов, руб.				
Прибыль (убыток), отнесенная к 1 т погашаемых балансовых запасов, руб.				

Результаты расчета показали, что частичная выемка целиков эффективна и целесообразна. Коэффициенты потерь и качества руды при обозначенном варианте составляют 20,4% и 38,6% соответственно.

Нормирование потерь руды при ведении очистных работ в целиках внутри очистного пространства (Π_2^M).

При нормировании выше обозначенного места образования потерь целесообразно рассмотреть три варианта выемки целиков: полная выемка целиков, частичная выемка целиков и отказ от выемки целиков внутри очистного пространства. Расчет оптимальных показателей потерь и разубоживания приведен в таблице [Ошибка! Источник ссылки не найден.](#)

Таблица 2.28- Расчет оптимальных показателей потерь и разубоживания *[изъяты данные таблицы]*

Показатели	Условные обо-	Значения
------------	---------------	----------

	значения и формулы расчета	Вариант разработки запасов		
		Вынимать полностью	Вынимать частично	Не вынимать
Балансовые запасы, т				
Содержание в балансовых запасах, г/т				
Содержание полезного компонента в разубоживающих породах, г/т				
Количество примешиваемых в руду вмещающих пород, т				
Количество потерь руды, т				
Коэффициент потерь, доли единиц				
Коэффициент разубоживания из-за примешивания пустых пород, доли единиц				
Количество добытой руды, т				
Содержание полезного компонента в добытой руде, г/т				
Валовая ценность 1 т добытой руды, руб.				
Цена 1 гр золота				
Коэффициент извлечения полезных компонентов при обогащении, доли единиц				
Ценность конечной продукции, извлекаемой из 1 т погашаемых балансовых запасов, руб.				
Суммарная себестоимость добычи, транспортирования и переработки 1 т руды, руб.				
Себестоимость добычи, руб.				
Общерудничные затраты, руб.				
Себестоимость переработки, руб.				
Себестоимость, отнесенная на 1 т погашенных балансовых запасов, руб.				
Прибыль (убыток), отнесенная к 1 т погашаемых балансовых запасов, руб.				

Результаты расчета показали, что при содержании полезного компонента [изъято] гр./т. и цене на золото [изъято] руб./гр. выемка целиков внутри очистного пространства эффективна и целесообразна. Коэффициенты потерь и качества руды при обозначенном варианте составляют 0% и 27,8% соответственно.

Нормирование потерь руды при ведении очистных работ по мощности рудного тела (Π_3^M).

Нормирование потерь руды по мощности рудного тела осуществляется варьированием шириной очистного пространства.

С учетом средней мощности жил Саралинского месторождения, варианты ширины очистного пространства следующие: 1,3; 1,49; 1,6 м.

Расчет оптимальных показателей потерь и разубоживания приведен в таблице 2.29.

Таблица 2.29- Расчет оптимальных показателей потерь и разубоживания *[изъяты данные таблицы]*

Показатели	Условные обозначения и формулы расчета	Значения		
		Вариант разработки запасов		
		1,3	1,49	1,6
Балансовые запасы, т				
Содержание в балансовых запасах, г/т				
Содержание полезного компонента в разубоживающих породах, г/т				
Количество примешиваемых в руду вмещающих пород, т				
Количество потерь руды, т				
Коэффициент потерь, доли единиц				
Коэффициент разубоживания из-за примешивания пустых пород, доли единиц				
Количество добытой руды, т				
Содержание полезного компонента в добытой руде, г/т				
Валовая ценность 1 т добытой руды, руб.				
Цена 1 гр золота				

Коэффициент извлечения полезных компонентов при обогащении, доли единиц				
Ценность конечной продукции, извлекаемой из 1 т погашаемых балансовых запасов, руб.				
Суммарная себестоимость добычи, транспортирования и переработки 1 т руды, руб.				
Себестоимость добычи, руб.				
Общерудничные затраты, руб.				
Себестоимость переработки, руб.				
Себестоимость, отнесенная на 1 т погашенных балансовых запасов, руб.				
Прибыль (убыток), отнесенная к 1 т погашаемых балансовых запасов, руб.				

Результаты расчета показали, что при ширине очистного пространства 1,49 метра прибыль (убыток), отнесенная к 1 т погашаемых балансовых запасов максимальная, что говорит об оптимальности данного варианта.

Коэффициенты потерь и качества руды при обозначенном варианте составляют 0,0% и 22,2% соответственно.

Нормирование потерь руды при ведении очистных работ на лежащем боку залежи (P_5^M , P_1^0).

Потери отбитого полезного ископаемого происходят в основном на лежащем боку очистного пространства блока. Они могут быть извлечены взрывозачисткой.

Целесообразность или нецелесообразность проведения взрывозачистки в данном источнике образования потерь являются основными вариантами.

По вариантам рассчитываются показатели извлечения. Расчет производится с учетом цены на золото [изъято] руб./гр. и дифференцированных затрат при переработке в зависимости от коэффициента разубоживания. Каж-

					СФУ ИГДГиГ ДП -21.05.04.02-130404.65	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Да-		113

дая пара значений показателей извлечения оценивается по формуле прибыли.

Расчет оптимальных показателей потерь и разубоживания приведен в таблице 2.30.

Таблица 2.30- Расчет оптимальных показателей потерь и разубоживания *[изъяты данные таблицы]*

Показатели	Условные обозначения и формулы расчета	Значения	
		Вариант разработки запасов	
		С зачисткой камеры (взрывозачистка)	Без зачистки камеры
Балансовые запасы, т			
Содержание в балансовых запасах, г/т			
Содержание полезного компонента в разубоживающих породах, г/т			
Количество примешиваемых в руду вмещающих пород, т			
Количество потерь руды, т			
Коэффициент потерь, доли единиц			
Коэффициент разубоживания из-за примешивания пустых пород, доли единиц			
Количество добытой руды, т			
Содержание полезного компонента в добытой руде, г/т			
Валовая ценность 1 т добытой руды, руб.			
Цена 1 гр золота			
Коэффициент извлечения полезных компонентов при обогащении, доли единиц			
Ценность конечной продукции, извлекаемой из 1 т погашаемых балансовых запасов, руб.			
Суммарная себестоимость добычи, транспортирования и переработки 1 т руды, руб.			
Себестоимость добычи, руб.			

Общерудничные затраты, руб.			
Себестоимость переработки, руб.			
Себестоимость, отнесенная на 1 т погашенных балансовых запасов, руб.			
Прибыль (убыток), отнесенная к 1 т погашаемых балансовых запасов, руб.			

Расчеты показали, что затраты на применение взрывозачистки, для снижения потерь в камере (магазине), являются экономически неоправданными.

Коэффициенты потерь и качества руды при обозначенном варианте составляют 0,1% и 0% соответственно.

Нормирование потерь руды при проходке подготовительных и нарезных выработок на контактах с вмещающими породами (Π_6^M) и в некондиционной руде, выданной в отвал или закладку (Π_2^0).

Потери и разубоживание определяются с учетом функциональной принадлежности выработки. Получаемая рудная масса оценивается на предмет ее кондиционности, сравнением получаемого в ней содержания с браковочным содержанием.

$$a_{min} = \frac{C_{п.п}}{C_0 \cdot \text{и}} = [\text{изъято}] \text{ г/т}$$

Руда в местах проведения выработки блока выше браковочного содержания, что говорит о целесообразности ее дальнейшей переработки.

Значение коэффициентов потерь и разубоживания составляют до 1 и 2 % соответственно.

Потери и разубоживания по выемочной единице определяются с учетом совокупности потерь и разубоживания по каждому источнику их образования. Расчеты представлены в таблице 2.31.

Таблица 2.32- Обоснования нормативных показателей потерь и разубожива-

ния [изъяты данные таблицы]

Показатели	Условные обозначения и формулы расчета	Значения
Балансовые запасы, т		
Содержание в балансовых запасах, г/т		
Содержание ПК в разубоживающих породах, г/т		
Количество примешиваемых в руду вмещающих пород, т		
Количество потерь руды, т		
Коэффициент потерь, доли единиц		
Коэффициент разубоживания из-за примешивания пустых пород, доли единиц		
Количество добытой руды, т		
Содержание полезного компонента в добытой руде, г/т		

Нормативное значение коэффициента потерь руды при добыче в сплошной системе при мощности рудного тела 1,49м составляет 4,5%, при разубоживании 29,3%.

3. Электромеханическая часть

3.1 Рудничный транспорт

Расчет производительности и определение потребного количества доставочного оборудования производится по следующим методическим поло-

					СФУ ИГДГиГ ДП -21.05.04.02-130404.65	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Да-		116

жениям.

Продолжительность цикла доставки, мин.

$$T_{\text{ц}} = T_{\text{н}} + T_{\text{разг}} + K_{\text{д}}(T_{\text{г}} + T_{\text{п}}) = 0,77 + 0,62 + 1,5(3 + 2,14) = 9,1 \quad (3.1.1)$$

где $T_{\text{н}}$ – продолжительность наполнения ковша, мин; $T_{\text{разг}}$ – продолжительность разгрузки ковша, мин; $T_{\text{г}}$ – время движения машины с грузом, мин; $T_{\text{п}}$ – время движения машины порожняком, мин; $K_{\text{д}}$ – коэффициент неравномерности движения ($K_{\text{д}} = 1,5$).

$$T_{\text{н}} = (41 - 46)K_{\text{нг}}/60 = 46 \cdot 1/60 = 0,77 \quad (3.1.2)$$

где $K_{\text{нг}}$ – коэффициент, учитывающий выход негабарита ($K_{\text{нг}} = 1$).

$$T_{\text{разг}} = 31K_{\text{м}}/60 = 31 \cdot 1,2/60 = 0,62 \quad (3.1.3)$$

где $K_{\text{м}}$ – коэффициент, учитывающий маневр при разгрузке ($K_{\text{м}} = 1,2$).

$$T_{\text{г}} = 0,06L_{\text{д}}/V_{\text{г}} = 0,06 \cdot 250/5 = 3 \quad (3.1.4)$$

где $L_{\text{д}}$ – длина доставки до участкового рудоспуска, м; $V_{\text{г}}$ – средняя скорость движения машины с грузом ($V_{\text{г}} = 5$ км/ч)

$$T_{\text{п}} = 0,06L_{\text{д}}/V_{\text{п}} = 0,06 \cdot 250/10 = 2,14 \quad (3.1.5)$$

где $L_{\text{д}}$ – длина доставки до участкового рудоспуска, м; $V_{\text{п}}$ – средняя скорость движения порожней машины ($V_{\text{п}} = 10$ км/ч)

Техническая производительность ПДМ, т/ч:

$$Q_{\text{тех}} = \frac{60 \cdot V_{\text{к}} \cdot K_{\text{нк}} \cdot \gamma_{\text{р}}}{T_{\text{ц}} \cdot K_{\text{р}}} = \frac{60 \cdot 2,5 \cdot 1 \cdot 2,7}{9,1 \cdot 1,6} = 27,8 \text{ т/ч} \quad (3.1.6)$$

где $V_{\text{к}}$ – объем ковша ПДМ, м³ ($V_{\text{к}} = 2,5$ м³); $K_{\text{нк}}$ – коэффициент наполнения ковша ($K_{\text{нк}} = 1$); $K_{\text{р}}$ – коэффициент разрыхления ($K_{\text{р}} = 1,6$); $\gamma_{\text{р}}$ – плотность руды, т/м³ ($\gamma_{\text{р}} = 3,3$ т/м³).

Эксплуатационная производительность ПДМ, т/см:

$$Q_{\text{э}} = Q_{\text{тех}} \cdot K_{\text{г}} \cdot (T_{\text{см}} - T_{\text{зп}}) = 27,8 \cdot 0,9 \cdot (6 - 2,5) = 87,6 \text{ т/см} \quad (3.1.7)$$

где $K_{\text{г}}$ – коэффициент использования грузоподъемности машины ($K_{\text{г}} = 0,9$); $T_{\text{см}}$ – продолжительность смены, час ($T_{\text{см}} = 6$); $T_{\text{зп}}$ – продолжительность подготовительно-заключительных операций, час ($T_{\text{зп}} = 2,5$)

					СФУ ИГДГиГ ДП -21.05.04.02-130404.65	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Да-		117

Масса рудной массы в одном ковше ПДМ, т

$$M_1 = V_K \cdot \gamma_P / K_P = 2,5 \cdot 2,7 / 1,6 = 4,2 \text{ т} \quad (3.1.8)$$

Необходимое количество рейсов ПДМ за смену, рейсов.

$$N_{\text{рейс}} = Q_{\text{э}} / M_1 = 87,6 / 4,2 = 20 \quad (3.1.9)$$

Необходимая суточная производительность ПДМ, т/сутки:

$$[\text{изъято}] \text{ т/сут.} \quad (3.1.10)$$

где A_r – годовая производительность рудника, т; N – количество рабочих дней, дн.

Необходимая сменная производительность ПДМ, т/сутки:

$$Q_{\text{сменная}} = Q_{\text{суточная}} / N_{\text{см}} = 590,9 / 3 = 197 \text{ т/сут.} \quad (3.1.11)$$

где $N_{\text{см}}$ – количество смен в сутках, см.

Потребное количество ПДМ в одновременной работе, шт.

$$N_{\text{ПДМ}} = Q_{\text{э}} / Q_{\text{сменная}} = 87,6 / 197 = 1 \quad (3.1.12)$$

Расчет производительности и определение потребного количества бурового оборудования производится по следующим методическим положениям.

Техническая производительность БУ, м/ч:

$$A_{\text{тбур}} = (60 \cdot L \cdot n_{\text{б}} \cdot \kappa_o) / (L / v_{\text{б}} + t_{\text{в}}) = (60 \cdot 2,6 \cdot 1 \cdot 1) / (2,6 / 1 + 2,5) = 30,6 \quad (3.1.13)$$

где L – длина шпуров, м; $n_{\text{б}}$ – число бурильных машин, шт; κ_o – коэффициент одновременности работы; $v_{\text{б}}$ – механическая скорость бурения, м/мин; $t_{\text{в}}$ – время вспомогательных операций на 1 м шпура, мин.

Сменная производительность буровой установки, м. шп/см

$$A_{\text{смбур}} = A_{\text{тбур}} \cdot (T_o / 60) = 30,6 \cdot (225 / 60) = 114,7 \quad (3.1.14)$$

где T_o – оперативное время бурения, мин;

$$T_o = \kappa_{\text{отд}} \cdot (T_c - T_{\text{пз}} - T_{\text{об}} - T_{\text{н.т}} - T_{\text{л.н.}}) = 0,93 \cdot (432 - 30 - 30 - 120 - 10) = 225 \quad (3.1.15)$$

где $\kappa_{\text{отд}}$ – нормативный коэффициент, учитывающий отдых рабочего; T_c – продолжительность смены, мин; $T_{\text{пз}}$ – время на подготовительно-

заключительные операции, мин; $T_{об}$ – время на обслуживание рабочего места, мин; $T_{лн}$ – время на личные надобности, мин; $T_{пт}$ – время, затрачиваемое на технологические перерывы и перегоны, мин.

Суточная производительность буровой установки, м. шп/сут

$$A_{сутбур} = A_{смбур} \cdot N_{см} = 114,7 \cdot 3 = 344 \quad (3.1.16)$$

где $N_{см}$ – количество смен в сутки, см;

Годовая производительность буровой установки, м. шп/сут

$$A_{гобур} = A_{смбур} \cdot N_{год} / K = 114,7 \cdot 330 / 1,33 = 28459,3 \quad (3.1.17)$$

где $N_{год}$ – количество дней в году, дн; K – коэффициент резерва оборудования, д.е.

$$K = K_{пр} \cdot K_{м} \cdot K_{н} \cdot K_{пост} = 1,1 \cdot 1,1 \cdot 1,1 \cdot 1 = 1,33 \quad (3.1.18)$$

где $K_{пр}$ – коэффициент, учитывающий плановые ремонты и техническое обслуживание, д.е.; $K_{м}$ – коэффициент надёжности конструкции машин и состояния ремонтных служб, учитывающий плановые ремонты и техническое обслуживание, д.е.; $K_{н}$ – коэффициент резерва на неравномерность работы, д.е.; $K_{пост}$ – коэффициент условий поставки оборудования, д.е.

Расчетное количество буровых установок в сутки, шт:

$$N_{сут} = V_{годбур} / N_{год} / A_{сутбур} = 11586 / 330 / 344 = 1 \quad (3.1.19)$$

где $V_{годбур}$ – годовой объем работ по бурению, м/год.

Списочное количество буровых установок, шт:

$$N_{год} = V_{годбур} / A_{гобур} = 11586 / 28459,3 = 1 \quad (3.1.20)$$

Расчеты потребного количества бурового и доставочного оборудования приведены в таблицах **Ошибка! Источник ссылки не найден. - Ошибка! Источник ссылки не найден..**

Таблица 3.1-Расчет потребного количества бурового оборудования *[изъяты данные таблицы]*

Параметры	Расчетная формула/обозначение	Значение					
		201 7	201 8	201 9	202 0	202 1	202 2

1	2	3	4	5	6	7	8
Техническая производительность, м/ч							
Длина шпура, м							
Число бурильных машин, шт							
Коэффициент одновременности работы							
Механическая скорость бурения, м.шп/мин.							
Время вспомогательных операций на 1 метр скважины, мин							
Сменная производительность буровой установки, м.скв/см							
Оперативное время бурения, мин							
Котд -нормативный коэффициент, учитывающий отдых рабочего							
Продолжительность смены, мин							
Время на подготовительно-заключительные операции, мин							
Время на обслуживание рабочего места, мин							
Время на личные надобности, мин							
Время затрачиваемое на технологические перерывы и перергоны, мин							
Количество смен в сутки							
Суточная производительность буровой установки, м.шп/сут							

Продолжение таблицы 3.1

1	2	3	4	5	6	7	8
Годовая производительность по бурению, м.шп/год							

					СФУ ИГДГиГ ДП -21.05.04.02-130404.65			Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Да-				120

Количество рабочих суток в году, сут							
Коэффициент резерва оборудования							
Коэф., учитывающий плановые ремонты и техобслуживание							
Коэф. надежности конструкции машин и состояния ремонтных служб							
Коэф. резерва на неравномерность работы							
Коэф. условий поставки оборудования							
Объем бурения в год, м.шп/год							
Расчетное количество буровых в сутки, шт							
Списочное количество буровых, шт							

Таблица 3.2-Расчет потребного количества доставочного оборудования *[изъяты данные таблицы]*

Наименование показателя	Формула	Значение					
		2017	2018	2019	2020	2021	2022
1	2	3	4	5	6	7	8
Годовой объем работ по отгрузке, м ³							
Количество рабочих суток в году, сут							
Количество смен в сутки, см.							
Вместимость ковша, м ³							
Коэффициент наполнения ковша							
Продолжительность наполнения ковша, мин							
Время разгрузки ковша, мин							

Продолжение таблицы **Ошибка! Источник ссылки не найден.**

1	2	3	4	5	6	7	8
Время на вспомогательные, мин							
Длина доставки, м							

Средняя скорость передвижения машины, км/ч							
Коэффициент разрыхления							
Техническая производительность, м ³ /ч							
Продолжительность смен, мин							
Время на подг.- закл. операций, мин							
Время на обслуживание и заправку машины, мин							
Время на личные надобности, мин							
Время технологических простоев, мин							
Оперативное время работы машины, ч							
Коэф. учитывающий отдых рабочего							
Сменная производительность ПДМ, м³/см							
Коэф. учитывающий уклон транспортных выработ.							
Коэф. учитывающий наличие негабаритов							
Коэф. учитывающий время перегона от гаража							
Сменная произ-ность, с учетом коэф., м³/см							
Суточная производительность ПДМ, м³/сут							
Годовая производительность ПДМ, м³/год							
Коэф. резерва оборудования							
Коэф. учитывающий плановые ремонты							
Коэф. надежности конструкции							
Коэф. резерва на неравномерность работы							
Коэф. условий поставки оборудования							
Расчетная потребность ПДМ в сутки, шт							

Подземный транспорт. Доставка людей, грузов и материалов

Раздел разработан согласно «Общесоюзных норм технологического проекти-

					СФУ ИГДГиГ ДП -21.05.04.02-130404.65	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Да-		122

рования подземного транспорта горнодобывающих предприятий».

При выборе вида рудничного транспорта учтены следующие факторы: штольневое вскрытие запасов; удаленность выемочных единиц в горизонтальной и вертикальной плоскости; производительность рудника; использование самоходной техники при проведении горных выработок и на добычных работах.

С учетом данных факторов проектом предусмотрен рудничный транспорт на базе самоходного оборудования с дизельным приводом и электровозного локомотивного транспорта.

Транспорт руды

Руда из очистных, нарезных и подготовительных забоев транспортируется погрузочно-доставочными машинами к рудоспускам. По рудоспускам руда перепускается до горизонта 14, где перегружается в электровозные составы. Электровозы вывозят руду к устью шт. Центральной, где загружается ковшовым погрузчиком CAT 966H в поверхностные автосамосвалы VolvoFMX.

В горных выработках, по которым движутся самоходные машины, устанавливаются типовые дорожные знаки, регламентирующие движение.

Свободный проход для людей и проезжая часть в откаточных выработках также обозначаются указателями.

Транспорт породы

Горная порода из проходческих забоев и выемочных блоков транспортируется также автосамосвалами PAUS DUMP TRUCK8000 и погрузочно-доставочными машинами, что обеспечивает унификацию оборудования и уменьшение общего количества техники.

Транспорт материалов и оборудования

Материалы и оборудование доставляются с поверхности на рабочие горизонты по штольням непосредственно до рабочих мест специализированным автотранспортом (универсальными машинами для доставки ГСМ, ВВ и

					СФУ ИГДГиГ ДП -21.05.04.02-130404.65	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Да-		123

материалов типа Utimec 1000 Material).

Применяемое оборудование обеспечивает:

- бесперегрузочную (без расформирования пакетов и контейнеров) доставку материалов и оборудования к местам потребления;
- взаимную увязку вспомогательного и основного транспорта;
- механизацию стационарными, переносными или передвижными грузоподъемными средствами погрузочно-разгрузочных работ в местах потребления материалов и оборудования, а также в пунктах погрузки и перегрузки с последующим переходом на использование манипуляторов для выполнения этих работ;
- безопасность и нормативные санитарно-гигиенические условия труда подземных рабочих.

Транспорт людей

Так как расстояние до места работ превышает 1 км, доставка людей предусматривается от АБК центральной промплощадки до устьев штолен вахтовыми автобусами типа Урал 32551-0010-41. До рабочих мест от устьев штолен предусматривается пешая доставка людей в специальных автобусах (машина для доставки персонала типа Normet RBO и Utimec 1160 PER), либо электровозным транспортом горизонта 14.

На каждом горизонте предусматривается камеры ожидания.

Использование принятого оборудования обеспечивает регламентируемое время (не более 45 мин. с момента посадки людей в специализированную машину Normet на поверхности) перевозки подземных работников к рабочим местам, обеспечивая при этом минимальную утомляемость и максимальный комфорт во время движения

Механизированный спуск и подъем людей

В связи с большой протяженностью выработок проектом предусматривается проходка двух восстающих, оборудованных лифтовыми подъемами, с

					СФУ ИГДГиГ ДП -21.05.04.02-130404.65	Лист
						124
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Да-		

использованием их в качестве механизированных подъемов между гор. 14 отм.895,7 и гор. 7 отм.1104,8 м.

К установке принят подъемник шахтный, лифтовой ПШЛ-1000, предназначенный для спуска и подъема людей, оборудования и материалов. Подъемник включает в себя самоходную подъемную клеть, став направляющих, фундамент, верхнюю, нижнюю и промежуточные посадочные площадки. Выход людей из кабины в экстренных случаях производится через люк в ее крыше. Над клетью на несущей раме установлены два электропривода, которые перемещают клеть вверх и вниз, обкатывая звездочки по зубчатой рейке. Управление лифтоподъемником осуществляется из кабины клетки при помощи кнопочного поста. Посадочные площадки оборудованы кнопкой вызова клетки

Технические данные:

- | | |
|---|------------|
| 1) Тип лифта | - ПШЛ-1000 |
| 2) Грузоподъемность, кг | - 1000 |
| 3) Скорость подъема, м/с | - 0,8 |
| 4) Количество остановок : | - 8 |
| 5) Высота подъема, м | - 210 |
| 6) Мощность привода, кВт | - 2x11 |
| 7) Напряжение, В | - 380 |
| 8) Внутренние размеры кабины клетки (длина x ширина), м | - 1,5x0,9 |
| 9) Вместимость кабины, чел, не более | - 6 |

Завод изготовитель-ОАО «завод ГШМ» г .Пермь.

Расчет потребного количества автосамосвалов приведен в таблице 3.3.

Таблица 3.3 РАСЧЕТ ПАРАМЕТРОВ АВТОМОБИЛЬНОГО ТРАНСПОРТА ГОРНОЙ МАССЫ *[изъяты данные таблицы]*

Параметр	Условное обозначение	Величина
1	2	3

Годовая производительность, т		
Суточная производительность, т		
Сменная производительность, т		
Объемный вес руды, т/м ³		
Кол. раб. дней в году		
Продолжительность смены, ч		
Количество смен в сутки		
Грузоподъемность самосвала, т		
Длина транспортирования по горизонтали, км		
Скорость движения груженого самосвала по горизонтали, км/ч		
Скорость движения автосамосвала пор. км/ч		
Коэффициент учитывающий снижение скорости движения		
Средняя скорость движения груженого самосвала по горизонтали, км/ч		
Средняя скорость движения груженого самосвала на подъем, км/ч		
Средняя скорость движения порожнего автосамосвала. км/ч		
Время движения груженого автосамосвала, км/ч		
Время движения порожнего автосамосвала, ч		
Время, затрачиваемое на дополнительные операции, ч		
Емкость кузова самосвала, м ³		
Техническая производительность погрузочно-оборудования, т/час		
Коэф. наполнения кузова		
Время на погрузку самосвала, ч		
Время разгрузки с учетом маневров, ч		
Время рейса самосвала, ч		
Нерабочее время смены, ч		
Возможное число рейсов самосвала, шт		
Коэффициент неравномерности работы		
Потребное число рейсов самосвала, шт		
Потребное число самосвала, шт		

Потребное количество автосамосвалов PAUS DUMP TRUCK8000 составляет 2 ед.

Исходя из годовой производительности рудника и длины откатки принимается подвижной состав: электровоз 7-КР и вагонетки ВБ-2,5.

					СФУ ИГДГиГ ДП -21.05.04.02-130404.65	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Да-		126

Вагонетка с откидным бортом ВБ-2,5: предназначена для транспортировки горной массы с насыпной плотностью до 3т/м^3 по горизонтальным горным выработкам и на промышленных площадках шахт.

Таблица 3.4- Характеристика вагонеток

Характеристики	ВБ-2,5
Вместимость кузова, м ³	2,5
Максимальная грузоподъемность, т	6,25
Колея, мм	750
Жесткая база, мм	1000
Диаметр колеса по ободу катания, мм	400
Высота оси сцепки от уровня головки рельса, мм	365
Рычаг подъема кузова	качающийся
Габаритные размеры, мм:	
- длина по буферам	3650
- ширина в транспортном положении	1350
- высота от уровня головки рельса	
- в транспортном положении	1400
- максимальная при разгрузке	1860
Масса, кг	2700

Расчет потребного количества локомотивного транспорта приведен в таблице 3.5.

Таблица 3.5-Расчет параметров локомотивного транспорта горной массы [изъяты данные таблицы]

Параметр	Условное обозначение	Величина
Годовой объем горной массы, млн.т		

					СФУ ИГДГиГ ДП -21.05.04.02-130404.65	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Да-		127

Количество рабочих дней		
Количество смен в сутки		
Продолжительность смены, час		
Плотность транспортируемой руды, т/м ³		
средний уклон, 0/00		
Сцепной вес электровоза, кН		
Коэффициент сцепления электровоза с рельсами		
Минимальное пусковое ускорение движения состава, м2/с		
Максимальное пусковое ускорение движения состава, м2/с		
Удельное основное сопротивление движению груженых вагонеток, н/кН		
Удельное основное сопротивление движению порожних вагонеток, н/кН		
Вес поезда по условию трогания с места порожнего состава на подъем, кН		
Вес поезда по условию трогания с места груженого состава на спуск, кН		
Вес поезда по условию трогания с места груженого состава на подъем, кН		
Вес поезда по условию движения порожнего состава на подъем, кН		
Вес поезда по условию движения груженого состава на спуск, кН		
Вес поезда по условию движения груженого состава на подъем, кН		
Допустимый вес порожнего поезда, кН		
Допустимый вес груженого поезда, кН		
Вес вагонетки, кН		
Коэффициент заполнения вагонетки		
Вместимость вагонетки, м3		
Число вагонеток в порожнем составе, шт		
Число вагонеток в груженом составе, шт		
Принимаемое число вагонеток в составе, шт		
Вес порожнего состава по принятому числу вагонеток, кН		
Вес груженого состава по принятому числу вагонеток, кН		
Тормозной путь в соответствии с ПБ, м		

Удельная тормозная сила груженого состава, Н/кН		
Удельная тормозная сила порожнего состава, Н/кН		
Допустимая скорость движения груженого состава на уклоне, км/ч		
Допустимая скорость движения порожнего состава на подъеме км/ч		
Принятая скорость движения груженого состава на уклоне, км/ч		
Принятая скорость движения порожнего состава на подъеме км/ч		
Длина откатки, км		
Продолжительность разгрузки состава, мин		
Продолжительность погрузки состава, мин		
Продолжительность простоя состава на разминовках, мин		
Время движения груженого состава, мин		
Время движения порожнего состава, мин		
Время рейса, мин		
Коэффициент неравномерности выдачи груза		
Сменный суммарный грузопоток, т		
Необходимое число рейсов для вывоза груза		
Продолжительность непроизводительных перерывов, час		
Чистое время работы электровозной откатки, ч		
Число возможных рейсов одним электровозом в смену		
Расчетное количество рабочих электровозов по горизонту, шт		
Принимаемое количество рабочих электровозов по горизонту, шт		
Сменная производительность одного рабочего локомотива, т км		
Количество электровозов для вспомогательных операций, шт		
Количество резервных электровозов, шт		
Инвентарное количество электровозов, шт		

Таким образом, принимается инвентарное количество электровозов 7КР - 3, вагонеток ВГ2,2 - 30.

					СФУ ИГДГиГ ДП -21.05.04.02-130404.65	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Да-		129

3.2 Подъём

Подъём при штольневом вскрытии не предусматривается.

3.3 Рудничный водоотлив

При отработке горизонтов выше гор.14 подземные воды по многочисленным трещинам, зонам дробления, а также по старым выработкам, в которых она скапливается во время снеготаяния и ливневых дождей, подаются на штольню «Центральная», далее по водоотливной канавке, проложенной в штольне, направляются в отстойники и очистные сооружения, сбрасываются по пульповоду в хвостохранилище.

3.4 Компрессорное хозяйство

Основные потребители сжатого воздуха, их количество в одновременной работе, а также расход сжатого воздуха (единицы оборудования и максимальный) при вскрытии, подготовки и разработке представлены в табл. 2.6.

Таблица 3.6-Расчет расходов сжатого воздуха [изъяты данные таблицы]

Наименование потребителя	Кол-во	Расход одним механизмом. М ³ /мин.	Коэффициент использования	Поправочный коэффициент на износ	Суммарный расход М ³ /мин.
Буровой станок НКР100МВПА					
Перфоратор ПК75 колонковый					
Перфоратор ПК48А телескопный					
Перфоратор ПП63ВБ пневматический					
Зарядчик пневматический порционный ЗП-2					
Зарядчик пневматический порционный «Курама», ЗЭП-Г					
Зарядчик пневматический порционный «Курама», ЗЭП-В					
Погрузчик ППН-1С					
Проходческий комплекс КПВ-4А					
Турбонасос Н2 (Н-1М)					
Торкрет установка АС-1					

Искусственное проветривание выработок					
				Итого:	

Количество воздуха , подаваемого на горизонты :

$$Q = 131 \times 1,15 \times 1,15 \times 1,25 = 216 \text{ м}^3 / \text{мин} . (3.4.1)$$

1,15-коэффициент, учитывающий увеличение расхода воздуха механизмами в сравнении с номинальными по заводским характеристикам;

1,15-коэффициент высотности;

1,25-коэффициент, учитывающий потери воздуха в сети;

Производительность компрессорной станции с учетом потерь в сети в размере 25 % составит

$$Q = 216 \times 1,25 = 270 \text{ м}^3 / \text{мин} . (3.4.2)$$

В соответствии с расходом сжатого воздуха принимаются к эксплуатации три блочных компрессорных станции ББТК 180,4/10-4, пять воздухо-сборников объемом 6,3м³ и блок –бокс для размещения помещения операторной.

Каждая блочная компрессорная станция укомплектована четырьмя винтовыми компрессорными установками RS 315-9D-S-IE2. Итого из них- 9 рабочих компрессорных установок и 3 резервные.

Управление режимами работы и контроль параметров блочных компрессорных станций производится с центрального диспетчерского пункта расположенного в блок-боксе операторной. Компрессорных

Технические характеристики компрессорной станции

1. Габаритные размеры, (ДхШхВ), мм 10000х6800х38000
2. Масса станции, кг, не 35000
3. Условия эксплуатации, от-50 до+45
4. Установленная мощность станции, 1285
5. Установленная мощность одной компрессорной установки, квт 315
6. Установленная мощность системы электрического обогрева, 24

					СФУ ИГДГиГ ДП -21.05.04.02-130404.65	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Да-		131

7. Установленная мощность системы освещения, 1
8. Установленная мощность системы воздушных заслонок (жалюзи), 0,2
9. Суммарная производительность станции, м³/мин, не 180,
10. Производительность одной компрессорной установки, м³/мин, не менее 45,1
11. Давление сжатого воздуха на выходе из станции с учетом потерь давления на фильтрах, МПа, не менее 0,9(изб)
12. Количество компрессорных установок, шт. 4
13. Подключение дистанционного управления (интерфейс RS485) экранированная витая пара
14. Напряжение питания компрессорной станции, 380В/50Гц

Завод изготовитель – ООО «ЧЗМЭК» Челябинский завод мобильных энергоустановок и конструкций. План расположения основного технологического оборудования приведен на чертеже 03-15/5, лист 31

Трубопровод сжатого воздуха

Трубопровод сжатого воздуха прокладывается от компрессорной станции по по штольне «Центральная» к восстающему с лифтовым подъемом N1 из труб Ду200 по ГОСТ 8732-78. По горизонтам 13 отм.927м; 12 отм.959м; 11 отм.992м; 10 отм.1024м; 9 отм.1058м; 8 отм.1080м; 7 отм.1104.8м; 6 отм.1133.5м; 5 отм.1187.8м; 3 отм.1190.84м; 2 отм.1225м; 1 отм.1245м прокладываются воздухопроводы Ду150. В очистные блоки заводятся трубопроводы из труб Ду80, оснащенные соответствующей арматурой как в очистном блоке, так и на ответвлении, для их отключения и последующего демонтажа после отработки блока.

Потеря давления сжатого воздуха у потребителя в наиболее удаленной точке горной выработки не превышает 2 кГс/см², а скорость движения по трубам находится в пределах 6÷12 м/сек, что соответствует действующим нормам технологического проектирования.

					СФУ ИГДГиГ ДП -21.05.04.02-130404.65	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Да-		132

Для удаления влаги и масла из подаваемого на горизонты сжатого воздуха предусмотрена установка влагомаслоотделителей. Они устанавливаются вначале горизонтальных магистральных трубопроводов.

Соединение труб магистрального воздухопровода по восстающему и по горизонтальным выработкам принято сварное.

Трубопровод сжатого воздуха должен быть подвергнут пневматическому испытанию. Величина испытательного давления равна рабочему 8 кГс/см².

Трубопроводная арматура и фасонные части труб выбраны на давление не ниже 10 кГс/см².

3.5 Электроснабжение

Источники электроснабжения рудника

Существующий источник электроснабжения рудника - ЛЭП 35 кВ электросетей филиала ОАО «МРСК Сибири» - «Хакасэнерго». Основной источник питания - ПС 35/6 кВ №37 «Приисковый» ЗРУ - 6кВ, яч. №8 и №2. Точка присоединения №1 - опора №4 ЛЭП 6кВ, Ф.37- 08 ПС 35/6 кВ «Приисковый» и №2 ЗРУ-6 кВ ПС 35/6 кВ «Приисковый» через ТП-6/0,4 кВ «ЗИФ» с ТМ-1000 кВА и ТП-6/0,4 кВ «Шахта» с ТМ-2500 кВА.

В качестве резервного источника электроснабжения используется контейнерно-модульный комплекс дизельной электростанции (ДЭС-1) мощностью 1032 кВт, напряжением 0,4 кВ, размещаемый на площадке существующей ТП-6/0,4 кВ «Шахта».

Пуск (остановка) дизель-электрического агрегата - ручной и автоматический контроль за работой ДЭС-1 осуществляет дежурный персонал.

Параллельная работа ДЭС и энергосистемы не предусматривается.

Разрешенный максимум электропотребления на дату составления проекта по ТУ «Хакасэнерго» - 3582,24 кВт, что соответствует потребности проектной ЗИФ. В регионе наблюдается избыток предлагаемой электроэнергии

					СФУ ИГДГиГ ДП -21.05.04.02-130404.65	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Да-		133

и, соответственно, с электроснабжением подземного рудника проблем не возникнет.

Напряжение распределительной сети высокого напряжения рудника принято равным 6 кВ, что является оптимальным для применяемого технологического оборудования и предусматривается от существующей подстанции №37 «Приисковая» – 35/6 кВ.

Электроснабжение потребителей проектируемого подземного рудника - ГВУ, АБК выполняется от существующей подстанции ТП–6/0,4 «Шахта» по кабельным линиям электропередачи. Для кабельных линий применен кабель марки КГВШ с прокладкой в траншеях.

В соответствии с действующими правилами и нормами для потребителей приняты следующие напряжения:

- для силовых электроприемников и осветительных установок (система с глухозаземленной нейтралью) - $\sim 380/220$ В;

- для осветительных установок местного освещения - ~ 12 В, 36 В.

Для силовых электроприемников принята система заземления с глухозаземленной нейтралью – TN-C-S.

Схема электроснабжения подземного рудника

По степени надежности и бесперебойности электроснабжения объектов проектируемого подземного рудника, проектируемый АБК относится к потребителям III категории по ПУЭ.

Для электроприемников III категории электроснабжение выполняется от одного источника питания при условии, что перерывы электроснабжения, необходимые для ремонта или замены поврежденного элемента системы электроснабжения, не превышают 1 суток.

Системы пожарной и охранной сигнализации, противопожарные клапаны, аварийная вентиляция – потребители I категории электроснабжения,

					СФУ ИГДГиГ ДП -21.05.04.02-130404.65	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Да-		134

которая достигается использованием устройства автоматического ввода резерва (АВР).

Распределение электроэнергии к потребителям производится через различные РУ и электрокабели.

ОРУ-0,4 кВ предусматривает секционирование и АВР для резервирования электроснабжения шахтного водоотлива, главного вентилятора и лифтоподъемников.

Электроснабжение подземного рудника предусмотрено через делительные трансформаторы для обеспечения изолированной нейтрали двумя кабелями 2(3*185) – рабочим и 2(3*185) – резервным; лифтоподъемников кабелями 4*25, рабочими и резервными; главного вентилятора с калорифером кабелем 2(3*185) при резервировании кабелем (3*185) – калорифер в работу не включается, компрессорная кабелем (3*150).

Напряжение питания технологического оборудования и электроосвещение запитано напряжением 380/220 В 50 Гц.

Отклонения напряжения от номинального на зажимах силовых электроприемников и наиболее удаленных ламп электрического освещения не превышает в нормальном режиме $\pm 5\%$, а предельно допустимые в при наибольших расчетных нагрузках – $\pm 10\%$.

Электроснабжение объектов Саралинской обогатительной фабрики выполняется от подстанции №37 «Приисковая» – 35/6 кВ – 4000 кВА.

По 2 фидерам ВЛ-6 кВ: фидер №2 – до тр. п/ст. «ОФ» (2x1600 кВА) фидер №8 – до тр. п/ст. «Шахта» (2x1000 кВА). Резервная ВЛ-6 кВ связывает трансформаторную п/ст. «ОФ» и трансформаторную п/ст. «Шахта» (черт. 03/10-10.ЭС) ответвлением от фидера №8 на опоре №1 – ВЛ-6 кВ до КТПН-6/0,4 – 160 кВА на хвостохранилище для электроснабжения насосной станции оборотного водоснабжения.

В подстанции «Приисковая» фидера №2, №8 запитываются от РУ–6 кВ – кабелями КГЭ-6 кВ-3x70 мм² до первых опор, далее ВЛ-6 кВ выполняются

					СФУ ИГДГиГ ДП -21.05.04.02-130404.65	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Да-		135

проводом АС-50 мм² по деревянным опорам. Высота опор ВЛ-6 кВ принята 9м, минимальное расстояние нижнего провода до поверхности земли – 7м. (ПУЭ 7.25.22). ВЛ-6 кВ до КТПН-160 кВА выполняется проводом АС-50 по деревянным опорам.

Электрические сети - 0,4 кВ – выполняются кабелями. до объектов на территории рудника. Освещение площадок выполняется ВЛ-0,4 кВ проводом АС35 мм² по деревянным опорам от КТПН-6/0,4 кВ - 160 кВА. Высота опор 11м, минимальное расстояние от нижнего провода до земли – 6м (ПУЭ 2.4.56).

Сведения о количестве электроприемников подземного рудника, их установленной и расчетной мощности

Основными потребителями электроэнергии на подземных работах являются:

- буровая установка DDL210 Sandvik - 1 ед.;
- лифтовой подъемник - 2 ед.;
- скреперные лебедки 30ЛС-2СМ – 6 ед.;
- скреперные лебедки 17ЛС-2СМ – 4 ед.;
- вентиляторы ВМЭ-5 – 5 ед.;
- вентиляторы ВМЭ-6 – 4 ед.;
- лифтовой подъемник – 2 ед.;
- электровоз 7-КР – 2 ед.;
- вентилятор ВОД-16П – 1 ед.;
- электрокалорифер АРМ-ЭКО-16 – 1 ед.;
- компрессор ВП-30/8 – 3 ед.;
- осветительные установки.

Установленная мощность оборудования составляет – 678 кВт.

Расчетная мощность – 487 кВт, из них расчетная мощность электрического освещения – 6,5 кВт. Годовой расход электроэнергии – 1,7х10⁶ кВт×ч

					СФУ ИГДГиГ ДП -21.05.04.02-130404.65	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Да-		136

при $T_{\max}=6400$ ч. Учет электроэнергии предусмотрен на ячейках распределительного устройства горизонта штольни «Центральная».

Расчеты приведены в таблице 2.1

Мероприятия по экономии электроэнергии

Проектом предусматриваются следующие мероприятия, способствующие рациональному использованию электроэнергии:

1. в осветительных установках:

- использование источников света и осветительных приборов нового поколения, в частности со светодиодными лампами;

- раздельное управление группами осветительных приборов на площадках проведения работ;

2. в силовых электроустановках:

- размещение распределительных пунктов в центре электрических нагрузок;

- выбор сечения кабельных и воздушных линий по допустимой потере напряжения и прокладка электросетей по кратчайшим расстояниям.

Система освещения подземного рудника

Выбор освещённости произведен в соответствии со СНиП 23-05-95* «Естественное и искусственное освещение». Уровень освещенности в горных выработках принят в 2 лк. Освещение протяженных горных выработок (уклон, квершлагги, штреки) предусматривается выполнить светодиодными светильниками типа ЛСР.1х1-36 с лампами мощностью 22 Вт, обеспечивающими существенную экономию электроэнергии по сравнению с лампами накаливания. По расчету освещенности 2 лк. расстояние между светильниками принимается 20 м. Для осветительных сетей применяется напряжение 36 В.

Питание светильников осуществляется от передвижных трансформаторных аппаратов освещения АОШ-2,5.

					СФУ ИГДГиГ ДП -21.05.04.02-130404.65	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Да-		137

Управление рабочим освещением предусматривается от встроенной аппаратуры в светильники и от аппаратов освещения АОШ-2,5, установленных в горных выработках. Кабели освещения КГВЭВ-0,66кВ 3х161х10 прокладываются по потолку горных выработок с креплением кабеля и светильников на стальном профиле.

В связи с тем, что электроснабжение подземных выработок осуществляется по III категории, для аварийного и рабочего освещения предусмотрены взрывозащищенные светодиодные светильники со встроенными аккумуляторами ВЭЛАН33, которые выполняют также роль эвакуационного освещения. Время работы светильника от аккумуляторной батареи составляет 90 мин. Для каждого работающего в подземных выработках предусматриваются также переносные фонари с аккумуляторными батареями.

Для освещения мест проведения работ приняты прожекторы взрывозащищенные светодиодные ПС-2/100, которые запитаны от АОШ-2,5.

Сведения о типе, классе проводов и осветительной аппаратуре

Питающие сети технологического оборудования и распределительные сети освещения выполняются и прокладываются гибкими кабелями с медными жилами марки КГЭ, КГЭШ, КЭТШ, КШВЭБШв по кабельным конструкциям, установленными на стенах проходок.

Типы светильников выбраны в соответствии с назначением и окружающей средой. В качестве источников света приняты светильники светодиодные ВЭЛАН33 мощностью 40 Вт со встроенными аккумуляторами и прожекторы светодиодные для местного освещения производства работ ПС-2/100

Установленная мощность системы электрического освещения составляет 6,5 кВт.

					СФУ ИГДГиГ ДП -21.05.04.02-130404.65	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Да-		138

Таблица 3.7-Расчет нагрузок подземных потребителей электроэнергии
[изъяты данные таблицы]

Эл. приемники	Количество электроприемников, шт.		Установленная мощность, кВт		Справочные данные			Средняя мощность группы ЭП		Число часов работы Тм	Годовой расход электроэнергии W, МВт·ч
	Раб.	Рез.	единицы Р _н	рабочих	Ки	cos φ	tgφ	Рсм	Qсм		
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12
Подземные выработки											
ГКР											
ВМЭ-6											
ВМЭ-5											
DD210L											
ИТОГО:											
ГПР											
30ЛС-2СМ											
ВМЭ-5											
ИТОГО:											
НР + очистные											
30ЛС-2СМ											
17ЛС-2СМ											
ИТОГО:											
Общешахтные работы											
Лифтовой подъемник											
Электровоз 7КР											
Освещение											
ИТОГО:											
ИТОГО по подземным выработкам											
Поверхностный комплекс											
Вентилятор ВОД-16П											
Электрокалорифер АРМ-ЭКО-16											
Компрессор ВП-30/8											
ИТОГО по поверхностному комплексу											

Установленная мощность 1304 кВт.

Распределение нагрузки:

Мощность трансформатора ГПП подземных потребителей:

$$S_{тр} = k_c * \sum P_{уст} / \cos \phi \quad (3.5.1)$$

$$S_{тр} = 0,69 * 1304 / 0,7 = 1286 \text{ кВт}$$

Для обеспечения потребителей проектирующего рудника ГВУ, АБК принимаем КППВ-1000/6 и КППВ-630/6.

Распределение мощности трансформаторов по 78% с учётом бедующих затрат.

Заземление, защитные меры безопасности, молниезащита

Заземление выполняется согласно «Правилам устройства электроустановок» и типовому проекту «Защитное заземление и зануление электрооборудования напряжением до 1000В» с использованием нулевых жил питающих кабелей, металлических труб электропроводок, специальных защитных проводников.

Величина сопротивления каждого отдельного контура заземления, предусмотренного для оборудования подземных разработок, не должна превышать 2 Ом. Заземление оборудования производится электрическим присоединением корпусов и других металлических деталей, не находящихся под напряжением, но могущими под ним оказаться, проводником к заземляющей стальной полосе 40x5мм при помощи сварки или болтового зажима, обеспечивающего электрический контакт проводника со стальной полосой.

Все коммутационные аппараты оснащаются следующими видами защит:

- селективной защитой от замыкания на землю;
- максимальной токовой защитой;
- защитой при обрыве заземляющей жилы, действующей на «сигнал»

или «отключение».

					СФУ ИГДГиГ ДП -21.05.04.02-130404.65	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Да-		140

Мероприятия, обеспечивающие электробезопасность:

- заземление корпусов электрооборудования и элементов установок, могущих оказаться под напряжением;
- надежное и быстродействующее автоматическое отключение случайно оказавшихся под напряжением частей электрооборудования и поврежденных участков сети;
- блокировки автоматов для предотвращения ошибочных действий;
- предупредительная сигнализация, надписи, плакаты;
- защитные средства (резиновые перчатки, коврики и т.д.).

4. Рудничная вентиляция

Выбор и обоснование схемы проветривания

Проветривание рудника по всем периодам разработки запасов предусмотрено осуществлять по участковой схеме, нагнетательным способом. Исходя из условий залегания запасов проветривание жил Каскадная и Параллельная совместное, со строительством одной главной вентиляционной установкой на устьях вентиляционного канала горизонта 14.

Проветривание организуется в соответствии с требованиями Федеральных норм и правил в области промышленной безопасности «Правила безопасности при ведении горных работ и переработке твердых полезных ископаемых».

Санитарные нормы для работающих на руднике обеспечиваются соблюдением требований правил безопасности.

Норма расхода воздуха по отработанным газам самоходного оборудования принята по аналогу разработки Нежданинского месторождения.

В соответствии с природными особенностями подземного рудника Саралинский, технологией и механизацией горных работ расход воздуха для проветривания горных выработок рассчитан по следующим факторам:

- по отработавшим газам (ОГ) самоходного оборудования с дизельным приводом;

					СФУ ИГДГиГ ДП -21.05.04.02-130404.65	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Да-		141

- по минимально допустимой скорости движения воздушной струи;
- по токсичным газам, образующимся при ведении взрывных работ;
- по наибольшему числу людей, занятых в одновременной работе;
- по пыли.

В холодный период года при температуре наружного воздуха ниже +20С, воздух, поступающий в рудник, подогревается калориферными установками АРМ-ЭКО-16 до требуемого значения.

Для обеспечения температурного режима при реверсивном режиме проветривания холодный воздух подогреваться воздушнонагревателями типа ТСО-Е/К, установленными на устьях воздухоподающих штолен до +20 С.

Для пылеподавления на шахтных автодорогах в горных выработках предусматриваются следующие мероприятия:

- подача достаточного для выноса частиц пыли количества воздуха;
- распылением специального пылеподавляющего порошка типа «Бишофит» применяемого до температуры -35°С.

4.1 Расчёт расхода воздуха

Расчёт расхода воздуха по наибольшему числу людей, занятых в одновременной работе

Расчёт потребного количества воздуха по наибольшему количеству людей, занятых на подземных работах (при условии подачи 0,1 м³/с свежего воздуха на одного человека) производится по формуле:

$$Q_{л} = 0,1 \cdot K_3 \cdot n \text{ м}^3/\text{с}. \quad (4.1)$$

$$Q_{л} = 0,1 \cdot 1,4 \cdot 3 = 0,42 \text{ м}^3/\text{с}.$$

где $q_{л} = 0,1 \text{ м}^3$ - норма расхода воздуха на одного человека по ЕПБ; n - наибольшее число занятых людей в смене.

Расчёт расхода воздуха по токсичным газам, образующимся при взрывных работах

Расчёт потребного количества воздуха, необходимого для разжижения ядовитых продуктов взрыва до требуемых ЕПБ норм при проведении подго-

					СФУ ИГДГиГ ДП -21.05.04.02-130404.65	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Да-		142

товительных и нарезных выработок, а также очистных забоев производится по формулам «Справочника рудничной вентиляции» под редакцией проф. К.З. Ушакова, М., «Недра», 1997г.

а) При проходке горноподготовительных выработок

$$Q_{вв} = \frac{2,25}{t} \cdot \sqrt[3]{\frac{A \cdot \varphi \cdot B}{K_{ут.тр.}} \left(\frac{S \cdot L_n}{K_{ут.тр.}} \right)^2}, м^3 / мин. \quad (4.2)$$

где S- сечение выработки в свету, м²; t-время проветривания,30 мин (или 1800 сек); B-фактическое удельное газовыделение при взрывании ВВ, л/кг (B=40 л/кг при взрывании по породам); A-количество одновременно взрываемого ВВ, кг (A=21кг); φ-коэффициент обводнённости выработки 0,8; Ln-длина тупиковой части подготовительной выработки Ln=300 м); K_{ут.тр.}-коэффициент утечек воздухопровода (принимается по табл 4.1)

$$Q_{вв} = \frac{2,25}{1800} \cdot \sqrt[3]{\frac{21 \cdot 0,8 \cdot 40}{1,19} \left(\frac{13,2 \cdot 300}{1,19} \right)^2} = 2,3, м^3 / мин$$

$$Q_{вв} = 2,3 \cdot 2 = 4,6 м^3 / с$$

Таблица 4.1- Коэффициент утечек воздуха в трубопроводе.

Длина трубопровода, м	Кут.тр
50	1,04
100	1,07
150	1,11
200	1,14
250	1,16
300	1,19
400	1,25
500	1,30

б) для очистных забоев

$$Q_o = \frac{24}{t} \cdot \sqrt{A \cdot S_o \cdot l_o}, м^3 / мин \quad (4.3)$$

где S_0 - сечение очистного проветриваемого пространства m^3 ; t - время проветривания, 30 мин (или 1800 сек); A - количество одновременно взрываемого ВВ, кг ($A=1500$ кг); l_0 - длина рабочего очистного пространства ($l_0=20$ м).

$$Q_0 = \frac{24}{1800} \cdot \sqrt{21 \cdot 150 \cdot 20} = 3,2, m^3 / мин$$

$$Q_0 = 3,2 \cdot 2 = 6,4, m^3 / мин$$

Где n -количество очистных забоев ($n=2$).

Расчёт расхода воздуха по отработанным газам двигателей внутреннего сгорания

Определяющим является расчёт расхода воздуха по отработанным газам самоходного оборудования с дизельным приводом. Основу парка подземного оборудования с ДВС составляют самосвалы грузоподъёмностью 15т и погружно-доставочные машины с ковшом $2,5 m^2$.

Таблица 4.2 – Оборудование с ДВС

№п/п	Основные машины	Обозначение	Полная мощность л.с	Коэффициент одновременности работы машин	Кол-во шт. ГПР и НР	Кол-во шт. ОР
1	ПДМ	PAUS PFL 30	156,36	0,85	1	2
2	Самосвал	PAUS DUMP TRUCK 8000	231,1	0,85	1	2

Расчёт потребного количества воздуха по вредным компонентам выхлопных газов, выделяющихся при работе оборудования с дизельными двигателями при условии подачи $2,7 m^3/мин$ на 1 л.с. (для машины зарубежного производства) номинальной мощности двигателя, производится по формуле:

$$Q_{двс} = \frac{2,7 \cdot N \cdot K_0}{60}, m^3 / сек \quad (4.4)$$

где N - суммарная мощность двигателя, л.с.; K_0 - коэффициент одновременности работы машин.

Коэффициент одновременности работы машин принимается равным: для одной машины – $K_0=1$, для двух- $K_0=0,90$, для трёх и более- $K_0=0,85$ (в соот-

					СФУ ИГДГиГ ДП -21.05.04.02-130404.65	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Да-		144

ветствии п. 4.12.14 «Норм технологического проектирования горнодобывающих предприятий металлургии с подземным способом разработки», ВНТП 13-2-93). Согласно тому же пункту, в расчёте расхода воздуха, необходимого для проветривания выработки, могут не учитываться машины вспомогательного назначения при их работе в выработке со сквозной струёй воздуха не более 10 мин в течении 2 часов.

ГПР и НР

$$Q_{двс} = \frac{2,7 \cdot 387,46 \cdot 0,85}{60} = 14,8, м^3 / сек$$

Количество воздуха, подаваемое к всасу, должно быть в 1,3 (30%) раза больше минимальной мощности ВМП.

Общее количество воздуха составит:

$$Q_{общ} = 14,8 \cdot 1,3 = 19,24, м^3 / сек \quad (4.5)$$

ГПР и НР

$$Q_{двс} = \frac{2,7 \cdot 774,82 \cdot 0,85}{60} = 29,6, м^3 / сек$$

Количество воздуха, подаваемое к всасу, должно быть в 1,3 (30%) раза больше минимальной мощности ВМП.

$$Q_{общ} = 29,6 \cdot 1,3 = 38,48, м^3 / сек$$

4.2 Депрессия горных выработок

Выбор вентиляторов главного проветривания

Шахтные вентиляторные установки главного проветривания предназначены для систем шахтной вентиляции горных выработок шахт и рудников и состоят из рабочего и резервного вентиляторов с электроприводом, пускорегулирующей аппаратуры, аппаратуры режима работы (подачи и давления), контроля температуры подшипников, аппаратуры дистанционного и автоматизированного управления, защиты и сигнализации, комплекта средств для реверсирования воздушной струи и перехода с работающего вентилятора на ре-

					СФУ ИГДГиГ ДП -21.05.04.02-130404.65	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Да-		145

зервный, главного, подводящего и вентиляционных каналов, строительных сооружений (зданий, фундаментов, диффузоров, глушителей шума и т. п.). Требуемые аэродинамические параметры работы ГВУ были определены по результатам моделирования распределения воздуха .

Расчет депрессии рудника представлен в табл. 4.3.

Расчетами установлено, что для проветривания подземного рудника возможно применение вентилятора типа ВОД-16П, или аналогичными, которые по своим аэродинамическим параметрам покрывают зону необходимых режимов работы с высокими значениями КПД.

Расчет депрессии горных выработок

Расчет включает в себя: построение схемы аэродинамических соединений вентиляционной сети (ВС); расчет аэродинамических сопротивлений и депрессий отдельных ветвей (приводится методика расчета и таблица расчета депрессии); расчет общешахтной депрессии; расчет депрессии отрицательных регуляторов.

Расчет депрессии рудника производится на основе преобразования схемы вентиляции в схему аэродинамических соединений (каноническую схему). Для этого необходимо пронумеровать все узлы схемы вентиляции по ходу вентиляционной струи (от входа воздуха в шахту до выхода на поверхность) и самостоятельно построить каноническую схему, отображающую типы соединений ветвей ВС.

Расчет аэродинамических сопротивлений каждой ветви и рудника в целом.

Депрессия трения выработки рассчитывается по формуле:

$$h = R \cdot Q^2 \text{ Па} \quad (4.6)$$

где R – аэродинамическое сопротивление трения выработки, $\text{Н} \cdot \text{с}^2 / \text{м}^8$; Q - количество воздуха, проходящее по выработке, $\text{м}^3 / \text{с}$.

Аэродинамическое сопротивление трения выработки R рассчитывается по формуле:

$$R = \alpha \cdot P \cdot L / S^3, \text{Н} \cdot \text{с}^2 / \text{м}^8 \quad (4.7)$$

					СФУ ИГДГиГ ДП -21.05.04.02-130404.65	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Да-		146

где α - коэффициент аэродинамического сопротивления, $\text{Н} \cdot \text{с}^2/\text{м}^4$; P – периметр выработки, м; L – длина выработки, м; S – площадь поперечного сечения, м^2 .

Периметр выработки может быть определен через коэффициент формы выработки k_f :

$$P = k_f \cdot S^{0,5}, \text{ м} \quad (4.8)$$

Вместо периметра в расчетной формуле для аэродинамического сопротивления ветвей можно использовать коэффициент формы k_f , равный отношению P/S , где P – периметр, S – площадь поперечного сечения выработки в свету.

Значение k_f зависит от формы поперечного сечения выработки: для круглой формы $k_f=3,5$; для прямоугольной $k_f = 4,21$; - для арочной $k_f = 3,85$.

Таким образом, аэродинамическое сопротивление ветви может быть определено двумя способами:

$$R = \frac{\alpha_i \cdot P_i \cdot L_i}{S_i^3} = \frac{\alpha_i \cdot K_{\phi i} \cdot L_i}{S_i^{2,5}}, \text{ Н} \cdot \text{с}^2/\text{м}^8 \quad (4.9)$$

Исходные данные в таблицу расчета депрессии заводятся по основным магистральным направлениям, исключая дублирующиеся ветви. Магистральным направлением является путь движения воздуха от входа в рудник до выхода его на поверхность, проходящий через очистные забои.

Расчет общешахтной депрессии производится для всех магистральных направлений, или, в случае сложной ВС -для одного-двух направлений, очевидно наиболее трудно проветриваемых. Расчетное значение общешахтной депрессии принимается равным депрессии самого трудно проветриваемого направления (т.е. из всех полученных значений принимается максимальное).

Исходя из этого значения может быть определено общешахтное сопротивление (с учетом местных сопротивлений, составляющих в сумме примерно 10 % от общего):

$$R_p = \frac{1,1 \cdot (h_p)}{Q_{\text{общ}}^2}, \text{ Н} \cdot \text{с}^2/\text{м}^8 \quad (4.10)$$

					СФУ ИГДГиГ ДП -21.05.04.02-130404.65	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Да-		147

Расчет депрессии магистрального направления производится по формуле, в которой: h_i – депрессия i -той ветви, Па; $h_{вх}$ - депрессия входных устройств (например, вентиляционных каналов, калориферов), Па; $h_{вых}$ – депрессия выходных устройств (например, вентиляционных дверей и др.), Па; k_M - коэффициент, учитывающий местные сопротивления ВС, $k_M = 0,9$; k_B - коэффициент, учитывающий потери депрессии в канале вентилятора, $k_B = 0,9$; n – количество ветвей в магистральном направлении; i – номер ветви в магистральном направлении; H – максимально возможная величина положительной или отрицательной естественной тяги.

$$h_p = 1/k_B (1/k_M \sum_i^n h_i + h_{вх} + h_{вых}) + H, \text{ Па} \quad (4.11)$$

Депрессия входных и выходных сопротивлений не должна превышать 200 Па.

Расчет депрессии и сопротивления регуляторов распределения воздуха отрицательного типа, которые рассчитываются только для магистральных направлений. Регуляторы устанавливаются в ветвях направлений, депрессия которых меньше, чем депрессия рудника. Их назначение – компенсация разницы этих депрессий, уравнивание депрессий всех направлений до наиболее трудно проветриваемого. Поэтому депрессия каждого из регуляторов равна разности депрессии наиболее трудно проветриваемого (принятого за депрессию рудника) h_p и данного направления $h_{\text{маг.н.}i}$:

$$\Delta h_p = h_p - h_{\text{маг.н.}i}, \text{ Па} \quad (4.12)$$

Сопротивление регулятора определяется из квадратичного закона сопротивления:

$$R_{\text{рег}} = \frac{\Delta h_p}{Q_{\text{рег}}^2}, \text{ Н} \cdot \text{с}^2/\text{м}^8 \quad (4.13)$$

где $Q_{\text{рег}}$ - расход воздуха в выработке, в которой установлен регулятор, $\text{м}^3/\text{с}$.

Схема вентиляции рудника приведена на рис. 5.

					СФУ ИГДГиГ ДП -21.05.04.02-130404.65	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Да-		148

Расчет депрессии рудника представлен в табл. 4.3

Таблица 4.3 Расчет депрессии рудника [изъяты данные таблицы]

Номера участков направления	Наименование выработок	Аэродинамические параметры выработок				$R_{гр}, \text{Па} \cdot \text{с}^2 / \text{м}^6$	Расход воздуха, $\text{м}^3 / \text{с}$		Скорость движения воздуха, м/с	Депрессия выработки направления, Па
		$a, \text{Па} \cdot \text{с}^2 / \text{м}^2$	L, м	S, м^2	P, м		в начале участка	в конце участка		
1	Вент. Канал штольни «Центральная»									
2	Штольня "Центральная"									
3	Штрек 1401									
4	ВВ 1427									
5	ВВ 1327									
6	ВВ 1227									
7	ВВ 1127									
8	ВВ 627									
9	Штрек 607									
10	Штольня 12									
ИТОГО:										

Выбор вентилятора главного проветривания

Таким образом, согласно рабочей характеристики вентилятора (рис 4.1), для обеспечения рудника свежим воздухом в количестве $45,1 \text{ м}^3 / \text{с}$, при депрессии 3009 Па. Возможно применение вентилятора ВВД-16П.

Рис 4.1



Рис. П110.5. Аэродинамические характеристики вентилятора ВОД-16П при частоте вращения его ротора 985 мин⁻¹

Таким образом согласно расчётных и фактических данных по требуемому количеству воздуха, можно сделать вывод, что данным вентилятором можно обеспечить устойчивое и надёжное проветривание горных выработок при условии соблюдения следующих мероприятий:

1. Строгое и постоянное соблюдение установленного режима работы шлюзовых, вентиляционных дверей и других вентиляционных сооружений.
2. Своевременная проходка необходимых вентиляционных выработок.
3. Производство работ по герметизации всех имеющихся вентиляционных сооружений, изоляции недействующих горных выработок.

4. Проветривание очистных забоев производить за счёт общешахтной депрессии, а в случаях, предусматриваемых ЕПБ вентиляторами местного проветривания.

5. Генеральный план поверхности

Резиденция рудника - село Приискское - связана с ближайшей железнодорожной станцией Копьево шоссейной дорогой, протяжённостью 103 км.

Предприятие расположено на 3-х пространственно разнесенных на 3,5 км площадках, относительно пос. Приисковый - с западной (Производственная площадка ЗИФ), с юго-восточной (Производственная площадка хвостохранилища) сторон, с северной - производственная площадка подземного рудника. Две первые площадки связаны между собой технологическими линейными объектами (дороги; пульповод; трубопровод; ЛЭП 6 кВ), расположенных с южной стороны пос. Приисковый. С третьей площадкой площадка ЗИФ связана штольной Центральной, пройденной еще в 60-х годах 20 столетия, а также окружной дорогой №1, связывающей ЗИФ с разведочными штольнями на горе Каскадной.

[изъято 74 строки]

6. Безопасность и экологичность проекта

6.1 Безопасность и охрана труда

При проектировании рудника Саралинский учтены все требования Федеральных нормы и правил в области промышленной безопасности «Правила безопасности при ведении горных работ и переработке твердых полезных ископаемых».

Поперечные сечения горных выработок приняты с учетом размещения в них оборудования, допустимых зазоров и безопасных условий передвижения людей.

Расчетное количество воздуха на проветривание горных выработок обеспечивает его разбавление по отработавшим газам самоходного оборудо-

					СФУ ИГДГиГ ДП -21.05.04.02-130404.65	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Да-		151

вания с дизельным приводом, а также по токсичным газам, образующихся при ведении взрывных работ до нормативных концентраций.

Разработаны мероприятия по противопожарной защите горных выработок и по снижению вредного воздействия вибрации и шума.

Принятая система разработки учитывает конкретные горнотехнические условия эксплуатации и обеспечивает безопасное ведение очистных работ.

Крепление горных выработок предусмотрено производить своевременно в соответствии с проектом. В процессе эксплуатации рудника техническим отделом шахты по каждой проводимой горной выработке необходимо разрабатывать «Паспорта крепления и управления кровлей» и утверждать их главным инженером шахты.

Управление напряженно-деформированным состоянием массива предусмотрено его обрушением, что исключает опасность горных ударов и внезапных выбросов горных пород.

Взрывные работы на руднике предусмотрено производить согласно действующим требованиям Федеральных норм и правила в области промышленной безопасности "Правила безопасности при взрывных работах".

Для снятия опасности обрушений пород кровли в горных выработках предусмотрен комплекс мер (оборка и крепление).

Техника безопасности при проведении горных выработок буровзрывным способом

Все работы должны вестись в соответствии с паспортами БВР.

К процессам, связанным с бурением шпуров, допускаются только те лица, которые имеют соответствующие удостоверения, подтверждающие их право на выполнение данных работ. В процессе бурения бурильщик должен следить за: основными ответственными механическими частями бурильной установки; коммуникационной сетью; состоянием рудничной атмосферы; состоянием кровли и боков горной выработки; исправностью пылеподавляющих и пылеулавливающих устройств.

					СФУ ИГДГиГ ДП -21.05.04.02-130404.65	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Да-		152

При взрывных работах рабочие обязаны строго соблюдать правила ведения взрывных работ. К взрывным работам допускаются только те лица, которые имеют единую книжку взрывника. Во время ведения взрывных работ рабочие не занятые взрыванием должны быть удалены за пределы опасной зоны. В процессе непосредственного заряжания и коммутации зарядов ВВ взрывники обязаны пользоваться соответствующей звуковой сигнализацией, а также выставлять специальные посты охраны и знаки, для исключения случайного проникновения людей в пределы опасной зоны. При отказе зарядов применять соответствующие методы их ликвидации согласно.

После взрывных работ забой проветривается до нормативных ПДК ядовитых газов и приводится в безопасное состояние.

После проветривания и приведения забоя в безопасное состояние приступают к уборке и погрузке разрушенной породы. К погрузочным работам также как и при буровых и взрывных работах допускаются лица, имеющие соответствующее разрешение.

При выполнении вспомогательных работ рабочие обязаны пользоваться специальными инструкциями по ТБ при выполнении вспомогательных работ и средствами индивидуальной защиты.

Перед доставкой ВМ в район взрывных работ лица, ответственные за доставку взрывчатых материалов, обязаны подготовить транспортные средства, оборудовать разгрузочные площадки.

Лица, занятые на доставке ВМ, должны пройти инструктаж и иметь удостоверение на право перевозки опасных грузов.

Горное оборудование должно быть убрано на безопасное расстояние.

Воздуховоды, кабельные сети из мест непосредственной близости взрывных работ должны быть укрыты или демонтированы.

Заряжание шпуров разрешается начинать после уборки оборудования и удаления на безопасное расстояние людей не связанных с производством взрывных работ.

					СФУ ИГДГиГ ДП -21.05.04.02-130404.65	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Да-		153

Боевики с использованием средств волнового инициирования изготавливаются в очистном забое.

Место взрывной станции – в укрытии определяется расчетами, но принимается не менее 50 м от места взрывных работ.

После производства взрывных работ рабочие на участок допускаются только после восстановления на нем нормальной рабочей атмосферы и приведения горных выработок в безопасное состояние.

Ответственные лица производят учет взрывчатых материалов, передают остатки ВМ по смене и докладывают техническому руководителю взрывных работ о количестве заряженных шпуров, о расходе ВМ, а также ведут письменную исполнительную документацию.

Мероприятия по комплексному обеспыливанию рудничного воздуха

Устранение распространившейся в атмосфере пыли обеспечивается шахтной вентиляцией за счет скоростей движения воздуха в горных выработках.

Используемое самоходное оборудование оснащается системой кондиционирования и очистки воздуха.

Для комплексного обеспыливания рудничной атмосферы предусматриваются мероприятия, осуществляемые в следующей последовательности:

- подача чистого воздуха;
- предупреждение образования взвешенной в воздухе пыли;
- подавление пыли у источников ее образования;
- устранение распространившейся в атмосфере пыли.

Предупреждение образования взвешенной пыли у источников ее образования осуществляется:

- при бурении скважин – бурением скважин с использованием специальных систем пылеулавливания и пылеподавления, установленных на буровые установки заводом изготовителем;
- при бурении шпуров с промывкой шпуров водо-воздушной смесью

					СФУ ИГДГиГ ДП -21.05.04.02-130404.65	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Да-		154

(расход воды 5 литров в минуту) от локальных емкостей с водой, либо с использованием систем пылеулавливания, установленных на буровые установки заводом изготовителем;

- при взрывных работах – путем проветривания;
- в горных выработках – влажной уборкой (обметание).

Мероприятия по снижению вредного воздействия вибрации и шума

На горных работах предусмотрено использовать серийно выпускаемое и прошедшее сертификацию горное оборудование.

Снижение вредного воздействия вибрации при бурении шпуров ручными перфораторами достигается встроенными виброгасящими каретками и применением распорных колонок.

Кабины самоходных машин оборудуются вибрационными амортизаторами.

Для снижения вредного воздействия шума вентиляторы местного проветривания оборудуются специальными глушителями.

Забойные рабочие обеспечиваются всеми необходимыми индивидуальными средствами защиты от шума (наушниками шума – «беруши», шумофонами, противошумными касками и вкладышами).

Мероприятия по предупреждению аварийных ситуаций

При подземной отработке месторождения возможны следующие аварийные ситуации, представляющие опасность для персонала рудника:

- взрывы и пожары, вызванные газовыделениями, ведением буровзрывных работ и эксплуатацией горно-шахтного оборудования;
- отключение электроснабжения;
- нарушение работы системы вентиляции;
- обрушение горных выработок;
- аварии на транспорте и производственных процессах.

Сводный перечень мероприятий по обеспечению безопасности персонала рудника на подземных горных работах.

					СФУ ИГДГиГ ДП -21.05.04.02-130404.65	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Да-		155

Преимущественное использование негорюемых материалов для крепления горных выработок, установка противопожарных дверей, устройство на действующих горизонтах складов противопожарных материалов, оборудование горных выработок средствами пожаротушения, аварийная связь и сигнализация.

Обеспечение подземных работников изолирующими самоспасателями.

Устройство не менее двух независимых выходов на поверхность с разнонаправленными вентиляционными струями. Основными запасными выходами являются штольни. На подэтажах запасными выходами являются вспомогательные уклоны и вентиляционно-ходовые восстающие.

Поперечные сечения горных выработок выбраны согласно ЕПБ в части зазоров, с соблюдением нормативных скоростей движения воздуха.

Оснащение капитальных и подготовительно-нарезных горных выработок стационарным освещением и обеспечение людей, находящихся в шахте, индивидуальными светильниками.

Устройство аварийной сигнализации, телефонной связи, громкоговорящей связи и радиосвязи индивидуального оповещения.

Своевременное крепление горных выработок в соответствии с разработанными паспортами.

					СФУ ИГДГиГ ДП -21.05.04.02-130404.65	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Да-		156

Таблица 6.1-Правила поведения людей в аварийных ситуациях

Вид аварийной ситуации	Место аварии	Правила поведения людей
Пожар		<p>При обнаружении идущего навстречу дыма необходимо немедленно включиться в самоспасатель и двигаться по ходу вентиляционной струи к выходу на поверхность</p> <p>При обнаружении очага пожара со стороны свежей струи воздуха необходимо включиться в самоспасатель и начать тушение первичными средствами пожаротушения. При горении электропусковой аппаратуры, силовых кабелей необходимо обесточить аварийные агрегаты.</p>
Обрушение	Подземные горные выработки	Люди, застигнутые обрушением, должны принять меры к освобождению пострадавших, находящихся под завалом. При невозможности выхода через купольную часть горной выработки установить дополнительную крепь и приступить к разработке завала. Когда это невозможно, ждать горноспасателей, подавая сигналы кодом о металлических предметах.
Отключение электроэнергии		Прекратить работы на участке, отключить механизмы и выйти на поверхность.
Поражение электрическим током		<p>Отключить эл. энергию на участке, вызвать ВГСЧ, дежурного врача из медпункта. Членам ВГС и надзору участка направить к пострадавшим для оказания доврачебной помощи.</p> <p>Выставить из членов ВГС посты возле электроаппаратуры. Подготовить средства для вывоза пострадавших на поверхность.</p>
Несчастный случай травмирование		Направить к месту несчастного случая для оказания первой доврачебной помощи членов ВГС и надзор с ближайших рабочих точек. Сообщить о несчастном случае главному инженеру и начальнику участка. Подготовить средства для перевозки пострадавших на поверхность. До прихода комиссии по расследованию несчастного случая принять меры к сохранению места происшествия в нетронутом состоянии.

Мероприятия по обеспечению комфортных и безопасных условий труда

В соответствии с требованиями раздела 14 СанПиН 2.2.3.570-96,

					СФУ ИГДГиГ ДП -21.05.04.02-130404.65	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Да-		157

предусматривается снабжение подземных рабочих газированной питьевой водой во фляжках, горячим чаем в небьющихся термосах, емкостью не менее 0,75 л. Фляги и термосы должны быть изготовлены из материалов, разрешенных органами Госсанэпиднадзора, иметь ремни для ношения, храниться централизованно и обрабатываться ежедневно.

В связи с тем, что горные работы будут вестись всегда при отрицательных температурах, проектом предусматривается, в частности, обеспечение подземных рабочих теплой спецодеждой и обувью.

Комплекс мероприятий по борьбе с пылеобразованием, намечаемый проектом, предусматривает как предупреждение скопления пыли, так и профилактику профессиональных респираторных заболеваний.

В случае, когда технические меры не могут обеспечить снижения запыленности рудничного воздуха до предельно допустимых концентраций, на рабочих местах с интенсивным пылеобразованием предусматривается обязательное применение индивидуальных средств защиты - противопыльных респираторов в соответствии с приложением 5 СанПиН 2.2.3.570-96.

Если в процессе ведения горных работ комплекс средств борьбы с пылью, применяемый руководством рудника, не обеспечит снижение содержания пыли в воздухе рабочих зон до предельно допустимых санитарных норм концентрации, должно применяться регулирование персональных экспозиционных доз (защита временем) и проводиться послесменная медицинская реабилитация.

Персональные экспозиционные дозы рассчитываются индивидуально для каждого горнорабочего, работающего в запыленной атмосфере, в зависимости от его возраста, стажа работы, стажа контакта с пылью, фактического содержания пыли в воздухе рабочей зоны, ее дисперсного и минерального состава, тяжести труда и связанной с этим объемом легочной вентиляции.

Проектом предусматриваются средства механизации, позволяющие свести к минимуму тяжелый ручной труд, не только на основных, но и на

					СФУ ИГДГиГ ДП -21.05.04.02-130404.65	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Да-		158

вспомогательных работах.

Рабочие должны находиться на рабочем месте, в исправной спецодежде и иметь индивидуальные средства защиты, а именно: самоспасатель, респираторы типа «Лепесток», индивидуальный перевязочный пакет.

На местах работ предусмотрены мобильные подземные уборные, оборудованные специальными ассенизационными емкостями, разгрузка которых осуществляется через сливной пункт на поверхности.

Все горные работы, предусмотренные проектом, должны выполняться согласно инструкций по профессиям.

Обеспечение трудящихся медицинской помощью

Все работники, поступающие на рудник, подлежат предварительному медицинскому освидетельствованию для определения их возможности по состоянию здоровья выполнять работу по данной профессии или должности, а работающие непосредственно на подземных работах должны проходить периодическое обследование не реже одного раза в год.

Рабочие, выполняющие работы повышенной опасности, перечень которых устанавливается руководством рудника, перед началом смены должны проходить обязательный медицинский контроль.

Организация профессиональной подготовки трудящихся

Все ИТР и рабочие, поступающие на рудник и переводимые с работы по одной профессии на другую, проходят с отрывом от производства обучение по профессии техники безопасности с последующей сдачей экзаменов и получением права работы по соответствующей профессии или должности.

Каждое полугодие рабочие проходят повторный инструктаж по технике безопасности, пользованию средствами пожаротушения и личного поведения во время аварий в соответствии с Планом ликвидации аварий.

Снабжение трудящихся средствами индивидуальной защиты

Подземные рабочие и лица технического надзора должны обеспечи-

					СФУ ИГДГиГ ДП -21.05.04.02-130404.65	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Да-		159

ваться средствами индивидуальной защиты, регламентируемые ГОСТом 12.4.011-89.

К средствам индивидуальной защиты относятся:

- спецодежда;
- сапоги;
- рукавицы;
- каска;
- светильник головной типа СГГ-5;
- изолирующий самоспасатель типа – ШСС-1М;
- противопыльный респиратор типа "Астра-2" или "ШБ-1";
- наушники противозумные типа "Сордик" или ПШ-00.

Мероприятия по противодействию терроризму

Для предотвращения несанкционированного доступа физических лиц, транспортных средств и грузов на объект проектирования, к которому относятся и объекты рудника предусмотрен пост охраны.

Пост охраны, на котором ведется круглосуточное дежурство сотрудниками охраны, расположен на въезде на предприятие. Сотрудники охраны, согласно утвержденным инструкциям, осуществляют досмотр транспортных средств въезжающих на территорию объектов рудника. Другие пути проезда на объекты рудника отсутствуют.

Таким образом, несанкционированный доступ на объект проектирования физических лиц, транспортных средств и грузов закрыт.

Меры охраны объектов земной поверхности от вредного влияния горных работ

Сдвигание горных пород может проявляться на поверхности в форме воронок, провалов, террас, трещин и плавных сдвижений без разрыва сплошности пород.

					СФУ ИГДГиГ ДП -21.05.04.02-130404.65	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Да-		160

Участок поверхности подвергшейся сдвигению под влиянием подземных горных разработок называется мульдой сдвижения. В мульде по характеру и величинам деформаций различают следующие зоны:

- зона обрушения – часть мульды сдвижения, где подрабатываемая поверхность подверглась сдвигению с образованием воронок, провалов, террас и крупных трещин. Границей зоны обрушения условно считают контур террас и трещин со смещением краев от 25 см и более;

- зона трещин – часть мульды сдвижения, где поверхность подверглась деформации с разрывом сплошности и образования трещин. За внешнюю границу зоны трещин принимается контур крайних, хорошо различимых трещин на земной поверхности;

- зона опасных сдвижений – часть мульды сдвижения, в котором деформации земной поверхности достигают значений опасных для зданий, сооружений и других объектов.

Границей зоны опасных сдвижений считается контур, построенный по крайним её точкам, в которых деформации земной поверхности достигают критических.

Для наиболее ответственных сооружений за критические (опасные) деформации принимают следующие величины деформаций земной поверхности:

расстояние (ϵ) - $2 \cdot 10^{-3}$ (2мм/м),

наклон (i) - $4 \cdot 10^{-3}$ (4мм/м),

кривизна (k) – $0,2 \cdot 10^{-3}$ 1/м (0,2мм/м).

Эти значения деформаций земной поверхности приняты для определения значений углов сдвижения по результатам инструментальных наблюдений за сдвижением земной поверхности.

Основными факторами, влияющими на характер и параметры сдвижения горных пород и земной поверхности, являются:

- формы и размеры выработанного пространства и целиков;

					СФУ ИГДГиГ ДП -21.05.04.02-130404.65	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Да-		161

- глубина горных работ;
- крепость горных пород и структурные особенности горного массива (тектоника, трещиноватость, сланцеватость и др.) горного массива;
- углы падения рудных тел, вмещающих пород и их контактов;
- системы разработки и способы управления давлением.

Применение систем разработки с полной закладкой выработанного пространства пустыми породами способствует уменьшению деформаций горного массива и предотвращает появление провалов и трещин.

Определение границ зоны опасного влияния от подземных разработок осуществляется относительно выработанного пространства по углам сдвижения β , β_1 , δ . Углом β определяется зона опасного сдвижения в висячем боку залежи, углом β_1 – в лежащем боку, углом δ по простиранию залежи. Граница зоны трещин определяется соответственно углами разрывов β'' , β_1'' , δ'' , а граница зоны обрушения углами обрушения β''' , β_1''' , δ''' .

Так как, для Саралинского месторождения не сохранились данные по исследованиям и наблюдениям за сдвижением горных пород и земной поверхности, то углы сдвижения, углы разрывов и обрушения в коренных породах для условий полной подработки определялись по табл. 10.1 «Временные правила охраны сооружений и природных объектов от вредного влияния подземных разработок на рудных месторождениях с неизученными процессами сдвижения горных пород» [Ошибка! Источник ссылки не найден.], с корректировкой согласно «Указаниям по охране сооружений...» на Березовском золоторудном месторождении и на шахте «Советская» Северо-Енисейского рудника [Ошибка! Источник ссылки не найден., Ошибка! Источник ссылки не найден.].

Полученные таким образом значения углов сдвижения, разрывов и обрушения сведены в табл. 6.2.

Таблица 6.2 Параметры процесса сдвижения *[изъяты данные таблицы]*

Углы сдвижения, градус			Углы разрывов, градус			Углы обрушения, градус		

Определение границ ожидаемой зоны опасного сдвижения в границах карьера от рудных тел производилось следующим образом:

- на план поверхности наносится контур отрабатываемых рудных тел подземным способом (рис. 6.2);

- вкрест простирания и по простиранию рудных тел строились разрезы, на которых от нижних границ рудных тел по углам сдвижения β , β_1 , δ проводятся линии до пересечения с поверхностью карьера

- полученные точки переносят на план поверхности и соединяют плавной кривой.

Аналогично по углам разрывов и обрушений производится построение зон трещин и обрушений.

При определенном соотношении глубины разработки, размеров и форм выработанного пространства, крепости, процесс сдвижения не достигнет земной поверхности или его проявления будут не опасными для земной поверхности. Условие такого устойчивого состояния, согласно исследованиям, ВНИМИ имеет вид:

$$H_{бз} = m k_{бз} \quad (6.1)$$

где $H_{бз}$ - минимальная безопасная глубина, м; m - мощность рудного тела, м; $k_{бз}$ - коэффициентом безопасности.

Величина коэффициента безопасности зависит от физико-механических свойств горных пород, технологии горных работ и ориентировочно может быть принята:

при работе без закладки выработанного пространства – 200;

при сухой закладке – 80;

при гидрозакладке – 30;

при бетонной закладке – 10.

Для объектов I, II, III категорий охраны величина коэффициента безопасности нужно принимать соответственно не менее 150, 100 и 50.

					СФУ ИГДГиГ ДП -21.05.04.02-130404.65	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Да-		163

Таким образом, при максимальной мощности жилы Каскадная равной 1,49м, минимальная безопасная глубина составит

$$H_{бз} = 1,49 \cdot 200 = 300\text{м.}$$

Вредное влияние подземных горных работ на земную поверхность будет оказываться вплоть до отработки запасов горизонта 940м.

Рисунок 6.2 Схема определения безопасного горизонта отработки *[изъято]*

Рисунок 6.3 Разрез вкрест простирания жилы Каскадная с зоной опасного влияния над ней *[изъято]*

6.2 Экологичность

Основные источники и виды воздействия на окружающую среду

Характеристика планируемой деятельности.

При выборе варианта реализации проекта учитывались следующие основные факторы:

- рациональное компактное размещение объектов предприятия;
- безопасная работа предприятия;
- минимальное воздействие на окружающую среду;
- инженерно-геологические условия строительства;
- экономическая целесообразность.

Расположение объектов предприятия выбрано по месту естественного залегания месторождения с учетом рельефа местности, гидрографической сети, климатических особенностей района, технологической взаимосвязи между объектами, распространения опасных зон проектируемого производства. Площадки размещены в границе лицензии на право пользования недрами.

Проектный срок отработки месторождения оставляет 5 лет. Режим работы предприятия круглогодичный- горные работы – 360 дней;

					СФУ ИГДГиГ ДП -21.05.04.02-130404.65	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Да-		164

Работы ведутся вахтовым методом с заменой вахтового персонала по скользящему графику. Максимальная явочная численность трудящихся – 215 чел.

Горные работы. Отработка запасов предусмотрена подземным способом с использованием на проходке выработок и доставке горной массы высокопроизводительного самоходного оборудования. Горно-геологические условия залегания рудного тела предопределили разработку сплошной системой и, незначительно, с магазинированием руды в блоке. Все горные выработки проводятся х буровзрывным способом.

Уборка отбитой породы и транспортировка ее к рудоспускам, производится погрузочно-доставочной машиной. С рудоспусков руда отправляется электровозным транспортом к устью шт. Центральная на усреднительный склад и далее на ЗИФ - автомобильным транспортом. Пустая порода также удаляется из забоем и складировается в отвал на площадке шт. Центральная.

Виды и источники воздействия на окружающую среду. Оценка вероятных экологических последствий планируемой деятельности для компонентов окружающей природной среды выполняется на основании установления источников техногенного воздействия и определения видов воздействия этих источников. Анализ рекомендуемых проектом решений по технологии добычи и переработки руды, обеспечению энергетическими и материальными ресурсами позволяет выделить следующие основные источники техногенного воздействия подземного рудника на компоненты окружающей среды.

- Полости горных выработок – источники нарушения геологического массива (образование зон трещиноватости в породах, углубления и провалы земной поверхности), трансформации природного ландшафта, способствующие загрязнению подземных вод, приземной атмосферы.

					СФУ ИГДГиГ ДП -21.05.04.02-130404.65	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Да-		165

- Газопылевые организованные и неорганизованные выбросы – источник загрязнения токсичными компонентами приземной атмосферы и косвенно земной поверхности.
- Потери руды при транспортировке – источник загрязнения земной поверхности.
- Рабочие площадки под сооружения и коммуникации – источник отчуждения, нарушения и загрязнения земель, трансформации природного ландшафта.
- Водопотребление – источник гидродинамического воздействия на гидросферу, истощения водных ресурсов.
- Сточные воды – источник загрязнения поверхностных и подземных вод.
- Складирование отходов – источник загрязнения подземных и поверхностных вод, почвенного покрова.
- Шум и вибрация – источник потери устойчивости горных выработок и инженерных сооружений.

Совокупность источников проектируемого предприятия приведет к воздействию на все компоненты окружающей среды, которые в той или иной мере будут испытывать следующие виды воздействий: механическое; газо-аэрозольное и пылевое; гидродинамическое; гидрохимическое; химическое; шумовое; отчуждение земель; нарушение природного ландшафта.

Воздействие на земельные ресурсы

Все площадки строительства расположены на землях Гослесфонда – Саралинского лесничества, в лесах 3-ей группы.

Земельный участок №3

Расположен в 4км севернее с. Приискское в гольцовой части и охватывает участок рудного поля, обрабатываемого подземным способом.

Характеристика земельного участка:

- ориентировочная площадь участка 2 391 710,6 м² (239,170 Га)

					СФУ ИГДГиГ ДП -21.05.04.02-130404.65	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Да-		166

- рельеф участка: гольцы Каскадный, Андреевский, Саралинский с крутыми склонами, с курумниками на склонах, залесенные у подножий.

Жилой застройки и земельных наделов вокруг участка нет.

На участке планируется строительство зданий выходов вентиляционных и лифтоподъемных восстающих, предустьевых промплощадок штолен.

Подъездные пути к участку: грунтовая дорога от ЗИФ по территории с.Приискное в долине руч. Ненастный и, далее вверх по склону гольца Андреевского в виде серпантина

Для разработки запасов рудных жил на действующем месторождении рудного золота предусматриваются подземные сооружения, обеспечивающие вскрытие и отработку запасов, и наземные здания и сооружения, расположенные на площадках у штолен и ЗИФ.

Площадка подземного рудника расположена гольце Каскадном, где рельеф склона в значительной степени нарушен геологоразведочными выработками, их отвалами, дорогами.

Для подъезда к подземным горным выработкам и транспортировки руды на ЗИФ используются шт. Центральная и существующие автодороги.

В пределах месторождения и на прилегающей территории отсутствуют земли сельскохозяйственного, природоохранного, рекреационного и историко-культурного назначения.

Основными видами воздействия на земли при строительстве и эксплуатации объектов на предприятии являются:

- 1.Отчуждение земельных ресурсов.
- 2.Загрязнение почвы выбросами проектируемого объекта и отходами производства.
- 3.Изменение состояния и свойств грунтов.

Следствием *отчуждения земельных ресурсов* для строительства объектов проектируемого комплекса является ограниченность использования

					СФУ ИГДГиГ ДП -21.05.04.02-130404.65	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Да-		167

территории в других хозяйственных целях на период эксплуатации предприятия.

Химическое воздействие предполагает загрязнение почвенного покрова пылевыми выбросами, оседающими из атмосферного воздуха. Основными источниками химического воздействия на почвенный покров являются: площадка подземного рудника, рудовозные автодороги.

При отработке запасов верхних горизонтов, произойдет проседание земной поверхности, так как проектируемые горные выработки проходятся без установки потолочины. При выходе горных выработок на дневную поверхность в крепких и устойчивых породах будут образовываться протяженные щели, шириною 1-2м. Над выходами на поверхность вентвостающих предусматривается строительство зданий. Таких зданий планируется 4. Грунты площадок размещения объектов предприятия согласно инженерно-геологическим изысканиям способны принять проектную строительную нагрузку без изменения.

Мероприятия по минимизации неблагоприятных воздействий

Для снижения воздействия на земельные ресурсы предусматриваются следующие мероприятия.

1. Выполнение строительных и эксплуатационных работ строго в рамках проекта для предотвращения нарушения прилегающих территорий.
2. Организация складирования и временного накопления отходов производства и потребления в специально отведенных местах, на специально оборудованных площадках.
3. На территории площадок строительства выполняются планировочные работы, строительный мусор убирается.
4. В соответствии с ГОСТ 17.5.3.04-83 «Охрана природы. Земли. Общие требования к рекультивации земель», на предприятии предусматривается выполнение рекультивации нарушенных земель.

					СФУ ИГДГиГ ДП -21.05.04.02-130404.65	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Да-		168

Рекультивация производственных площадок и инженерных коммуникаций производится по окончании проектного срока эксплуатации.

Состав планируемых мероприятий по рекультивации нарушенных земель определялся, исходя из природного состояния земельных ресурсов в районе месторождения, естественного ландшафта местности, прогнозируемого состояния нарушенных земель и способности земель к восстановлению.

При проведении рекультивации земель должны быть выполнены следующие основные работы:

На площадке подземного рудника

- оборудование – технологическое, электротехническое, сантехническое – демонтируется и вывозится;
- штольни на расстоянии 4-6 м вглубь от границы коренных пород перекрываются каменной перемычкой, устье от поверхности до перемычки плотно засыпается породой и также перекрывается каменной перемычкой.

Охрана атмосферного воздуха от загрязнения

Источниками *газо-аэрозольного и пылевого* воздействия проектируемого предприятия являются выбросы в атмосферу загрязняющих веществ.

При подземной отработке месторождения организованным источником выброса в атмосферу загрязняющих веществ будет отработанный воздух после проветривания горных выработок.

Погрузочно-разгрузочные операции и транспортировка руды, а также поверхность склада руды, являются источниками выбросов в атмосферу пыли руды.

При определении степени воздействия выбросов загрязняющих веществ на воздушный бассейн, в качестве критерия оценки качества атмосферы на границе санитарно-защитной зоны принимается ПДК населенных мест.

					СФУ ИГДГиГ ДП -21.05.04.02-130404.65	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Да-		169

Степень воздействия на атмосферный воздух характеризуется приземными концентрациями, создаваемыми выбросами проектируемых источников на границе санитарно-защитной зоны и на рабочем месте. Нормативный размер СЗЗ для площадок месторождения в соответствии с СанПиН 2.2.1/2.1.1.1200-03 составляет:

- для площадки подземного рудника – 300 м;

По результатам расчетов рассеивания загрязняющих веществ, выполненных для предприятий с аналогичной схемой добычи и переработки руды, при производстве работ на рассматриваемом предприятии, на границе санитарно-защитной зоны в приземном слое атмосферы концентрации загрязняющих веществ не превысят санитарные нормы (ПДК населенных мест).

Концентрации загрязняющих веществ, создаваемые в приземном слое атмосферы при эксплуатации проектируемого предприятия, определяются на дальнейшей стадии проектирования.

По шумовым показателям на границе нормативной санитарно-защитной зоны уровни шума не превысят предельно допустимых значений.

По совокупности показателей вредных воздействий на окружающую среду предлагается установить размер СЗЗ в ее нормативных пределах, а выбросы считать предельно допустимыми.

Мероприятия по минимизации неблагоприятных воздействий

Сокращение объемов и токсичности выбросов, снижение приземных концентраций загрязняющих веществ достигаются специальными мероприятиями, к которым относятся:

1. Сокращение выбросов.

. Загрязнения поступают в атмосферу через организованные источники выбросов.

					СФУ ИГДГиГ ДП -21.05.04.02-130404.65	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Да-		170

На неорганизованных источниках склада руды и автодорог предусматривается орошение водой поверхностей через 4 часа, что сокращает выделение пыли согласно на 80%.

2. Очистка и обезвреживание вредных веществ из отходящих газов.

3. Улучшение условий рассеивания.

Для улучшения условий рассеивания загрязняющих веществ в атмосфере применяются следующие технические средства:

- уменьшение диаметра воздуховода после вентилятора, что позволяет увеличить скорость выброса газо-воздушной смеси;

- высота устья источника выброса конструктивно организуется не менее 1,5 м выше кровли здания.

Мероприятия по снижению выбросов в атмосферу для периодов неблагоприятных метеорологических условий (НМУ) не разрабатываются, поскольку на рассматриваемой территории отсутствует прогнозирование уровней НМУ.

Охрана поверхностных и подземных вод от загрязнения

Гидрографическая сеть района месторождения принадлежит бассейну р. Правая Сарала. Площадь месторождения дренируется в восточном направлении мелкими ручьями, которые, в свою очередь, являются притоками ручья Ненастного- левобережного притока речки П.Сарала. Протяженность ручьев не превышает 5 км. Водный режим ручьев непостоянный. Сток сезонный поверхностный сток за счет дренирования подземных вод сезонно-талого слоя, а также за счет атмосферных осадков..

Все горные выработки проходятся буровзрывным способом. Разработка запасов месторождения ведется системами сплошной выемки с магазинированием руды в блоке.

					СФУ ИГДГиГ ДП -21.05.04.02-130404.65	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Да-		171

Основными видами воздействия промышленного предприятия на водный бассейн могут являться:

- гидродинамические нарушения;
- загрязнение водного бассейна (гидрохимическое воздействие).

Нарушения, происходящие в результате гидродинамического воздействия, связаны с изменением режима и динамики поверхностных и подземных вод. Гидродинамические нарушения могут привести к изменению гидрологических параметров водоотоков, истощению подземных горизонтов, понижению (образование депрессионной воронки) либо, наоборот, повышению (конус репрессии) уровня подземных вод.

Гидродинамическое воздействие на подземные воды месторождения определится организацией водоотлива из горных выработок (шахтные воды).

При отработке рудника водоприток в него будет образовываться за счет притока вод талых и дождевых. В результате шахтного водоотлива уровень подземных вод сработан до нижнего уровня горных выработок – шт. Центральная, а также происходит снижение напоров подземных вод в ниже лежащих водоносных горизонтах, представляющих собой источник обводнения горных выработок.

Водоотбор и понижение уровня подземных вод вызывает формирование депрессионных воронок. Прогнозный радиус влияния горных выработок не превысит 1,5 км.

К изменению других элементов гидродинамических условий относятся:

- сокращение естественной разгрузки водоносных горизонтов в виде родников.

Для оценки степени антропогенного воздействия на подземные воды в процессе разработки месторождения в границах техногенного изменения предусматривается проведение мониторинга подземных вод.

					СФУ ИГДГиГ ДП -21.05.04.02-130404.65	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Да-		172

Таким образом, гидродинамическое воздействие на подземные воды района месторождения в период эксплуатации проектируемого предприятия ожидается в допустимых пределах.

Гидродинамическое воздействие на поверхностные воды. Основными причинами гидродинамических нарушений поверхностных вод могут явиться:

- нарушение и сокращение площади водосбора водного объекта;
- изъятие водных ресурсов;
- сбросы сточных вод.

Поскольку площади проектируемых объектов подземного рудника составляют менее 0,1% от общей площади водосборного бассейна, такое воздействие не будет иметь заметных последствий для р. Правая Сарала.

Источником производственного и противопожарного водоснабжения подземного рудника является существующий подрусловой водозабор на р. Правая Сарала. Подача технической воды производится существующим водопроводным сетям. Производственная вода расходуется на Бурение шпуров, орошение взорванной горной массы, пожаротушение.

Изъятие воды на хозяйственно-питьевые и бытовые нужды составляет 0,568 тыс. м³/год, на производственные нужды – 3,73 тыс. м³/год. Таким образом, в результате строительства проектируемых объектов месторождения хозяйственно-питьевое водопотребление увеличится почти в 6 раз, производственное водопотребление – в 2,1 раза.

Эксплуатация проектируемого предприятия предусматривает организованный отвод, очистку и сброс шахтных вод. Сброс шахтных вод после их очистки предусматривается в Коллектор ЗИФ и далее по пульповоду в хвостохранилище. Таким образом, это не приведет к возникновению гидродинамических нарушений поверхностных вод.

В целом, гидродинамическое воздействие на поверхностные воды района месторождения в период строительства и эксплуатации проектируемых

					СФУ ИГДГиГ ДП -21.05.04.02-130404.65	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Да-		173

объектов предприятия ожидается в допустимых пределах и не приведет к утрате водотоков, невозполнимому ущербу, нарушению режима поверхностных вод.

Гидрохимическое воздействие предполагает загрязнение поверхностных и подземных вод химическими компонентами и обусловлено поступлением в водную среду отходов продукции деятельности предприятия. Основными источниками загрязнения обычно являются сбросы сточных вод бытового и производственного назначения, фильтрация загрязняющих веществ из накопителей, смыв атмосферными осадками загрязняющих веществ, оседающих с пылевыми выбросами на территории предприятия.

На данном предприятии сбросу подлежат только шахтные воды в количестве 876,0 тыс. м³/год. Шахтная вода из шт. Центральная поступает в отстойник, рассчитанный на 2-х суточное отстаивание. Шахтные воды загрязнены взвешенными веществами, большая часть которых при отстаивании оседает на дно отстойника. Сброс шахтных вод после их очистки предусматривается в коллектор ЗИФ и далее по пульповоду в хвостохранилище. Таким образом, это не приведет к возникновению гидродинамических нарушений поверхностных вод.

Бытовые стоки от АБК подземного рудника в количестве 0,568 тыс. м³/год отводятся очистные сооружения «Валдай-60», новый блок которых планируется установить рядом с действующим.

Таким образом, в процессе эксплуатации проектируемого предприятия загрязнение поверхностных водотоков и подземных вод сточными водами ожидается в допустимых пределах.

К ухудшению качества поверхностных и подземных вод также может привести загрязнение поверхностного стока пылевыми выбросами и нефтепродуктами.

Пылевая часть выбросов в виде твердых частиц взвешенных веществ, соединений тяжелых металлов будет осаждаться на поверхности земли под

					СФУ ИГДГиГ ДП -21.05.04.02-130404.65	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Да-		174

воздействием гравитации, охлаждения и захвата атмосферными осадками. Концентрируясь на поверхности земли и накапливаясь в верхней зоне почвенного слоя, капельно-пылевая часть выбросов может образовывать техногенные геохимические аномалии вокруг производственных площадок. В теплое время года эти вещества будут смываться с поверхности земли талыми и дождевыми водами, поступая в подземные воды и, частично, в водотоки.

Прогнозная оценка возможности накопления этих веществ на поверхности земли и химического воздействия их на природные воды, выполненная для объектов-аналогов, показывают, что концентрации веществ в талых и дождевых водах могут превышать предельно допустимые концентрации, чаще всего по металлам, входящим в состав руд.

Таким образом, в результате поверхностного смыва в паводковый период и воздушного переноса мелкой фракции горных пород может произойти некоторое изменение микроэлементного состава природных вод. Кроме того, они могут содержать нефтепродукты за счет выхлопных газов работающей техники.

Снижение степени данного вида воздействия обычно достигается за счет сбора и очистки дождевого стока с наиболее загрязненных территорий, проведения мероприятий по пылеподавлению.

Таким образом, эксплуатация проектируемого предприятия, при условии выполнения природоохранных мероприятий, не вызовет необратимых изменений режима и качества природных вод, уровень воздействия на водную среду можно считать допустимым.

Мероприятия по минимизации неблагоприятных воздействий

Проектом предусматриваются следующие мероприятия, обеспечивающие снижение вредного влияния проектируемого предприятия на водный бассейн, рациональное использование водных ресурсов:

1. Проведение строительных работ в пределах площади или полосы отвода. Размещение площадок проектируемого предприятия за пределами во-

					СФУ ИГДГиГ ДП -21.05.04.02-130404.65	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Да-		175

доохранной зоны, которая в соответствии с Водным Кодексом РФ составляет для р. Правая Сарала 200 м, для руч. Ненастный – 50 м.

2. Исключение складирования отходов, горюче-смазочных материалов и заправки техники в пределах затапливаемой поймы.

3. Проведение мероприятий по предотвращению захламления территории отходами производства, предусматривающих их организованное складирование и утилизацию.

4. Устройство противofильтрационных элементов при строительстве гидротехнических сооружений для снижения фильтрации производственных сточных вод в подземные горизонты.

5. Организация пылеподавления на складах руды и автодорогах в сухое теплое время года для предотвращения пылевого загрязнения атмосферы и оседания пыли на поверхность водных источников.

6. Мероприятия по исключению попадания горюче-смазочных материалов на почву и в водные объекты, предусматривающие:

- организованный сбор и утилизацию отработанных нефтепродуктов;
- систематический контроль оборудования, емкостей, топливных систем машин и механизмов.

7. Мероприятия по предупреждению аварийных сбросов сточных вод, в том числе:

- превышение гребня дамб хвостохранилища над уровнем воды в прудке не менее, чем на 1,5 м;
- организация регулярных наблюдений за состоянием гидротехнических сооружений, исправностью оборудования;
- контроль соблюдения параметров технологических процессов;
- установка резервного оборудования.

8. Организация работы предприятия по бессточной технологии в режиме замкнутого оборота технологической воды.

					СФУ ИГДГиГ ДП -21.05.04.02-130404.65	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Да-		176

9. Применение эффективных методов очистки сточных вод, обеспечивающих снижение содержания загрязняющих веществ до уровня, соответствующего нормативным требованиям.

10. Организация мониторинга состояния и качественного состава поверхностных и подземных вод.

Реализация предусмотренных проектом мероприятий предохранительного и восстановительного характера позволит снизить негативное воздействие на водный бассейн и обеспечить его защиту от загрязнения и истощения.

7. Организация производства и экономики

7.1 Проектирование режима работы предприятия и организация предприятия

В соответствии с принятыми технологическими решениями на проектируемом предприятии принимается непрерывный режим работы в 3 смены. Продолжительность отпуска у основных рабочих 80 календарных дней.

Организация труда предполагает использование комплексных бригад с частичным разделением труда. На проходческих работах применяются специализированные бригады.

На основе принятого режима работы и организации производства составлен баланс рабочего времени и рассчитали коэффициент списочного состава. (таблица 7.1)

Таблица 7.1- Баланс рабочего времени

Показатели	Непрерывный	Прерывный
Календарный фонд времени, дни	365	365
Кол-во праздничных дней	0	12
Кол-во выходных дней	92	116
Номинальный фонд времени, дни	273	249
Невыходы по причинам,	84	48
в т.ч.: отпуск,	80	46
болезнь,	4	2
Эффективный фонд времени:		

Дни	189	201
Часы	1512	1608
Коэффициент списочного состава	1,9	1,2

Для вспомогательных рабочих, связанных с ремонтом оборудования, и производственных рабочих на поверхности принимается прерывный режим работы по пятидневной неделе.

7.2 Планируемый объём производства и реализации

Годовой объём ГПР и НР находится по формуле:

$$V_{\text{гпр}} = V_{\text{гпр}}^{\text{бл}} \cdot A_{\text{г}} / D_{\text{бл}}, \text{ м}^3,$$

где $V_{\text{гпр}}^{\text{бл}}$ - объём ГПР из баланса блока, м³;

$A_{\text{г}}$ - головной объём добычи, т;

$D_{\text{бл}}$ - объём добычи из баланса блока, т.

$$V_{\text{ГПРиНР}} = [\text{изъято}] (7.1)$$

Попутной добычи из ГПР составит:

$$D_{\text{ГПР}} = V \cdot \frac{A_{\text{г}}}{D_{\text{бл}}}, \text{ т} (7.2)$$

где $D_{\text{ГПР}}^{\text{бл}}$ - попутная добыча из ГПР из баланса блока, тыс. т.

$D_{\text{поп}}$ - попутная добыча при ГПР и НР, т.

$$D_{\text{ГПРиНР}} = [\text{изъято}] \text{ т},$$

Объём собственно очистных работ составит:

$$D_{\text{ор}} = A_{\text{г}} - D_{\text{НР}} - D_{\text{ГПР}}, \text{ т},$$

$$D_{\text{ор}} = [\text{изъято}] \text{ т}. (7.3)$$

Стоимость реализованной продукции будет равна:

$$P = V \cdot S, \text{ руб},$$

Где V объём продаж, т;

S - цена за единицу продукции, руб./т.

$$P = [\text{изъято}] \text{ тыс. руб}. (7.4)$$

					СФУ ИГДГиГ ДП -21.05.04.02-130404.65	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Да-		178

7.3 Планирование капитальных вложений в строительство рудника.

Расчёт амортизационных отчислений.

Общая сумма капитальных вложений представлена на сводном сметном расчёте (таблица 7.2) на основании расчётов представленных в таблицах 7.3, 7.4, 7.5.

Таблица 7.2-Сводный сметный расчёт на строительство рудника[изъяты данные таблицы]

Наименование затрат	Сумма затрат, тыс. руб.
Часть 1	
Горно-капитальные работы	
Промышленные здания и сооружения	
Электромеханическое оборудование и его монтаж:	
Инструменты и производственный инвентарь,	
Итого	
Благоустройство и озеленение территории,	
Временные объекты на строительные работы,	
Прочие затраты,	
Итого по первой части сметы	
Часть 2	
Содержание дирекции строящегося предприятия, 0,8%	
Подготовка эксплуатационных кадров,	
Проектные и изыскательные работы,	
Итого по второй части сметы	
Итого по 1-ой и 2-ой части сметы	
Непредвиденные работы	
Всего по смете	

Сумма затрат на горные работы и амортизационные отчисления на горно-капитальные выработки определяется в соответствии с принятой в проекте схемой вскрытия (таблица 7.3 и 7.3.1)

Таблица 7.3- Капитальные затраты на горные работы и амортизация [изъяты данные таблицы]

Наименование выработок	Объем работ, м ³	Стоимость выработки руб./м ³	Общая стоимость тыс. руб.	Потонная ставка	Сумма(тыс. руб.)
Рудоспуски и породоспуск					
Рудоспуск №1, №2, №5, №6, №7,					
Породоспуск №1					
Итого: по рудоспускам и породоспуску					
Горизонт 14					
Штольня Центральная					
Портал вент канала					
Вентиляционный канал					
Штрек 1401, 1402.					
Склад ВМ					
Вентиляционный восстающий 1414					
Фланговые в.в. 1400, 1427					
Итого по гор.14					
Горизонт 13					
П/э штрек 1301, 1302					
Фланговые в.в 1400, 1427					
Штрек 1306, 1309					
Вентиляционный восстающий 1414					
Итого по гор.13					
Горизонт 12					
П/э штрек 1202					
Фланговые вент.восстающий 1400					
штрек 1201					
Фланговые вент.восстающий 1427					
Вентиляционный восстающий 1414					
Итого по гор.12					
Горизонт 11					
Штрек 1138, 1102, 1101					
Фланговые в.в 1100, 1427					
Вентиляционный восстающий 1414					
Итого по гор.11					
Горизонт 10					
П/э штрек 1002, 1012, 1025					
Фланговые в.в 1400, 1427					
Вентиляционный восстающий 1414					
Итого по гор.10					
Горизонт 9					
Штрек 902, 901, 909, 900					
Квершлаг с разминкой 902					

Фланговые в.в 900, 1427					
Вентиляционный восстающий 1414					
Итого по гор.9					
Горизонт 8					
Штрек 802					
Фланговые в.в 900, 1427					
Вентиляционный восстающий 1414					
Итого по гор.8					
Горизонт 7					
Штольня 13					
Штрек 702, 701, 734					
Фланговые в.в 727, 701					
Итого по гор.7					
Горизонт 6					
Штольня 12					
Штрек 602, 607					
Фланговые в.в 600, 627					
Итого по гор.6					
Горизонт 5					
Штольня 11					
Квершлаг 511					
Штрек 2, 511, 501, 502, 402					
Фланговые в.в 403, 527					
Итого по гор.5					
Горизонт 3					
Штольня 10, 14					
Штрек 427, 402, 301, 302, 202, 201					
Фланговые в. в 427					
Итого по гор.3					
Горизонт 2					
Портал шт.15					
Штольня 15					
Штрек 202					
Фланговые в.в 316					
Итого по гор.2					
Горизонт 1					
Штольня 17					
Штрек 102					
Фланговые в.в 102					
Итого по гор.1					
Штольня 3 бис					
Штольня 3 бис					
Штольня 2 бис					
Штольня 2 бис					
Штольня 3					

Штольня 3					
Всего по месторождению					

Таблица 7.4-Капитальные затраты на строительство зданий и сооружений [изъяты данные таблицы]

Наименование зданий и сооружений	Количество	Цены за ед. тыс. руб.	Общая сумма затрат, тыс. руб.	Норма амортизации, %	Потонная ставка, руб./т.	Годовая сумма амортизационных отчислений. тыс. руб.
Компрессорная						
АБК						
Здание выхода восстающих						
Портал штольни Центральная						
Разгрузочная галерея штольни Центральная						
Объекты энергетического хозяйства						
Объекты транспортно-го хозяйства						
Сливной пункт с тарным складом ГСМ						
Котельная						
Итого						

Таблица 7.5-Капитальные затраты на приобретение оборудования и амортизационные отчисления[изъяты данные таблицы]

Наименование оборудования	Количество	Стоимость, тыс. руб.			Общая стоимость тыс. руб.	Норма амортизации %	Сумма амортизационных отчислений, тыс. руб.
		Цена за ед.	Затраты на доставку и монтаж	Итого			
DD210LSandvik							
Проходческий комплекс КПВ-4А							
ПДМ PAUSPFL 30							
Автосамосвал PAUS DUMP TRUCK8000							
Электровоз 10КР							
Вагонетка ВБ2,2							
Вентилятор ВОД-16П.							
Насосы ЦНС							
Лебедка скреперная 30ЛС-2СМ							
Лебедка скреперная 17ЛС-2СМ							
Итого							
Неучтённое оборудование 10%							
Всего							

7.4 Планирование численности и фонда заработной платы

В процессе планирования численности производственных рабочих в зависимости от организации труда расчёт выполняется или по нормам выработки, или по нормам обслуживания (формулы 7.5 и 7.4 соответственно)

В процессе планирования численности производственных рабочих расчет выполняется по нормам выработки.

$$C_i = \frac{V_i}{H_v \cdot K_n \cdot T_{эф}} \quad , (7.5)$$

где C_i – численность рабочих, выполняющих i -ый рабочий процесс, чел;

V_i –годовой объём работ по i -ому рабочему процессу;

H_v – установленная в данном рабочем процессе норма выработки;

K_n - коэффициент перевыполнения норм выработки (1,05-1,15);

$T_{эф}$ - эффективный фонд рабочего времени.

Затем определим численность проходчиков для ГПР и НР:

$$Ч_{гпр.нр} = \frac{9717,64}{12 \times 1,15 \times 189} = 4 \text{ чел.}$$

ГРОЗ для очистных работ

$$Ч_{ор} = \frac{180364,2}{23,3 \times 1,15 \times 189} = 36 \text{ чел.}$$

Взрывники

$$Ч_{вр} = \frac{26210,9}{36,3 \times 1,15 \times 189} = 3 \text{ чел.}$$

$$V_{бур(гпр.нр)} = q_{бур} \times V_{гпр.нр} = 9717,64 \times 0,47 = 4567,2 \text{ м, (7.6)}$$

$$V_{бур(сор)} = q_{бур} \times V_{гпр.нр} = 180364,2 \times 0,12 = 21643,7 \text{ м,}$$

Результаты расчёта представлены в таблицах 7.6 и 7.7

Для планирования фонда заработной платы производственных рабочих необходимо учитывать доплату за работу в ночное время и праздники, которые определяются в соответствии с формулами 7.7 и 7.8.

Доплата за работу в ночное время:

$$d_H = \frac{t_H}{t_{сут}} \times 0,4 \times 100\%, (7.7)$$

где t_H – количество рабочих ночных часов;

$t_{сут}$ – количество рабочих часов в сутки

$$d_H = \frac{7}{24} \times 0,4 \times 100 = 11,6\%,$$

Доплата за работу в праздничные дни:

$$d_H = \frac{n}{T_k} \times 100\%, (7.8)$$

где n – количество праздничных дней;

T_k - календарный фонд времени

$$d_H = \frac{12}{365} \times 100 = 3,2\%,$$

					СФУ ИГДГиГ ДП -21.05.04.02-130404.65	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Да-		184

Для расчёта дополнительной заработной платы определяется процент доплаты к основной заработной плате:

$$d_T = \frac{t_{\text{отп}}}{T_{\text{ф}}} \times 100, \% (7.9)$$

где $t_{\text{отп}}$ – продолжительность отпуска, дни;

$T_{\text{ф}}$ – эффективный фонд времени

$$d_T = \frac{80}{189} \times 100 = 42,3\%,$$

Расчёт фонда заработной платы представлен в таблице 7.7.

Таблица 7.7 - Планирование численности и фонда заработной платы руководителей и специалистов. [изъяты данные таблицы]

Наименование должности	Списочная численность	Месячный оклад, руб.	Итого за год, тыс. руб.	Сумма годового заработка с учётом коэффициента, тыс. руб.
Директор шахты				
Главный инженер				
Зам директора по производству				
Главный энергетик				
Главный механик				
Зам. Гл. инженера по ТБ				
Геолог шахты				
Нормировщик				
Экономист				
Бухгалтер				
Горный диспетчер				
Проектировщик				
Горный мастер				
Начальник участка				
Зам начальника участка				
Начальник БВР				
Маркшейдер				
Участковый геолог				
Участковый маркшейдер				
Мастер по ремонту вспомогательного оборудования				
Мастер по ремонту буровых станков				
Зав. Складом В.М				
Итого:				

Таблица 7.6- Планирование численности фонда заработной платы рабочих [изъяты данные таблицы]

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата

СФУ ИГДГИГ ДП -21.05.04.02-130404.65

Профессия, вид работ	Разряд	Списочная численность	Тарифная ставка (руб.)	Фонд рабочего времени, дней	Тарифный фонд, тыс. руб.	Сдельный приработок, тыс. руб.	Премия, тыс. руб.	Доплата за работу в ночное время, тыс. руб.	Доплата за работу в праздничные дни, тыс. руб.	Итого основные, тыс. руб.	Итого с учётом коэффициентов, тыс. руб.	Дополнительный фонд, тыс. руб.	Всего фонд З/П тыс. руб.
Взрывные работы													
Взрывник													
Взрывник													
ГПР и НР													
Проходчик													
Проходчик													
Итого ГПР и НР													
Очистные работы													
ГРОЗ													
ГРОЗ													
Итого ОР													
Вспомогательные работы													
РСЭО													
Электрослесарь													
Электрослесарь													
Всего по руднику													
В том числе ГПР и НР													
На очистные													

Изм.	Лист	[изъяты данные таблицы] Таблица 2.24.2-Объёмы горно-подготовительных и нарезных выработок (при мощ-														
		№ док-т.	Наименование выработок	Сечение, м ²			Длина, м			Объем, м ³			Плотность т/м ³	Балансовые запасы, т	Кн	К к
Руда	породе			Всего	Руда	Породе	Всего	Руда	Породе	Всего						
Подпись	Дата	Горно-подготовительные выработки														
		1. Штрек доставки														
СФУ ИГД ИГ ДП -21.05.04.02-130404.65	Лист	2. Блоковый восстающий														
		3. Ходок с доставочного штрека (2шт)														
		Итого ГПВ														
Нарезные выработки																
1. Траншея																
2. Рудоспуск (3шт)																
Итого НР																
Собственно очистные работы																
1. Очистная выемка																
4. Целики (54 шт)																
М. Целик днища																
Итого СОР																
Итого по блоку																

7.5 Планирование себестоимости продукции

Для расчёта себестоимости добычи одной тонны руды составляется калькуляции на ГПР, добычу при проведении очистных работ и собственно добычи руды по предприятию. Результаты расчёта приведены в таблице 7.8
Таблица 7.8-Калькуляция себестоимости добычи 1т руды. [изъяты данные таблицы]

Статьи затрат	ГПР		Очистные		Добыча	
	на объём, тыс. руб.	на 1м ³ , тыс. руб.	на объём, тыс. руб.	на 1т, тыс. руб.	на объём, тыс. руб.	на 1т, тыс. руб.
Вспомогательные материалы на технологические цели						
Энергия на технологические цели						
Основная З. П.						
Дополнительная З. П.						
Отчисления на социальные нужды						
Амортизация основных средств						
Погашение ГПР						
РСЭО						
Попутная продукция						
Цеховые расходы						
Итого						

Таблица 7.9-Расход материалов на ГПР и очистные работы ГПР и НР[изъяты данные таблицы]

Наименование материала	Норма расходов,	Годовой объём работ, м ³ (т)	Цена за ед. руб.	Общая стоимость тыс. руб.
ГПР и НР				
Аммонит №6 ЖВ, кг				
Капсюли детонаторы, шт.				
Электродетонаторы, шт.				
Детонирующий шнур, м				
ИСКРА, шт.				
Буровая сталь, кг				
Коронки буровые, шт.				
Неучтённые материалы 15%				
Итого				
Очистные				
Аммонит №6 ЖВ, кг				
Капсюли детонаторы, шт.				
Электродетонаторы, шт.				
Детонирующий шнур, м				
ИСКРА, шт.				
Буровая сталь, кг				
Коронки буровые, шт.				
Неучтённые материалы 15%				
Итого				

Смета цеховых расходов и расходов на содержание и эксплуатацию оборудования представлены в таблице 7.10, 7.11.

Таблица 7.10- Смета цеховых расходов[изъяты данные таблицы]

Номенклатура статей	Сумма тыс. руб.
Содержание аппарата управления и ИТР	
Содержание зданий и сооружений, инвентаря и их текущий ремонт (3% от их стоимости)	
Исследования, опыты, рационализация и изобретательство (0,5% ФОТ)	
Охрана труда (15% ФОТ)	
Прочие (10% от учтённых выше)	
Итого:	

Таблица 7.11- Расходы на содержание и эксплуатацию оборудования [изъяты данные таблицы]

Номенклатура статей	Сумма тыс. руб.
Эксплуатация оборудования (3% от стоимости оборудования)	
Основная заработная плата	
Дополнительная заработная плата	
Отчисления на социальные нужды	
Текущий ремонт оборудования (внутризаводское перемещение грузов, износ МБП и т.п.) -10% от эксплуатации оборудования и текущего ремонта.	
Текущий ремонт оборудования (8% балансовой стоимости)	
Итого:	

7.6 Планирование финансовых показателей

Экономическая оценка проекта предполагает расчёт системы показателей, позволяющих определить его реальность и эффективность, сравнить различные варианты с целью выбора наиболее эффективного, обосновать целесообразность участия реальных инвесторов в реализации проекта.

Определение экономической эффективности проекта сводится к определению интегрального чистого дисконтируемого дохода (ЧДД) на последнем году эксплуатации рудника.

ЧДД представляет собой общий финансовый поток от реализации проекта приведённый на определённый момент времени. Чистый дисконтируемый доход определяется по формуле:

$$\text{ЧДД} = \sum_{t=0}^T (R_t - Z_t) \times \frac{1}{(1+E)^t} - \sum_{t=0}^T K_t \times \frac{1}{(1+E)^t} \quad (7.10)$$

где t – шаг расчёта лет;

R_t - результаты достигаемые на t -м шаге расчёта, объём производства в стоимостном выражении без НДС, тыс. руб.;

Z_t - затраты, осуществляемые на том же шаге, тыс. руб.;

K_t - капитальные затраты на t -м шаге, тыс. руб.;

$\frac{1}{(1+E)^t}$ - коэффициент дисконтирования.

Результаты расчёта интегрального ЧДД представлены в таблице 7.14.

Годовая прибыль предприятия определяется по формуле:

$$Pr = (Ц - C) \times B, \text{ руб.} \quad (7.11)$$

где Ц – отпускная цена 1 т руды, руб./т;

C – себестоимость добычи, руб./т;

B - объём добычи, тыс. т.

$$Pr = [\text{изъято}] \text{ млн. руб.}$$

Рентабельность капитальных затрат определяется по формуле:

$$R = [\text{изъято}] \times 100 \quad (7.12)$$

$$R = [\text{изъято}] \times 100 = 32\%$$

Главной целью календарного графика является обеспечение строительства рудника к заданным срокам, строго своевременного вскрытия запасов новых этажей взамен погашаемых горными работами и, в конечном результате, ритмичной добычи руды заданных объемов. Сводный календарный график предусматривает рациональное движение вскрытых запасов, распределение по годам строительства объемов работ, потребности в рабочих кадрах и материально-технических ресурсах, капитальных вложений. Календарный план выполнения всех капитальных работ показан в таб. 7.12

Таблица 7.12-Календарный план выполнения всех капитальных работ [изъяты данные таблицы]

Этап	Вскрыва- емый го- ризонт	Запасы млн. т.			Коэффи- циенты- Кн/Кк	Количе- ство рудной массы, млн. т.	Кап. За- траты вскрытие горизонта млн. руб.
		Балан- совые	В охранных целиках	Актив- ные			
1	1-3						
	5-7						
	8-10						
	11-14						
Итого:							
Производственная мощность рудника - [изъято] млн. т/год							

Продолжительность строительства составит 5 лет.

Календарный график вскрытия и отработки месторождения представлен в таблице.7.13. [изъяты данные таблицы]

Год строитель- ства и экс- плуата- ции руд- ника	Движение вскрытых запасов по этапам по годам строительства и эксплуатации рудника млн. т				Годовая производи- тельность рудника	Обеспе- ченность рудника вскрыты- ми запаса- ми, млн. т	Распределение капитальных вложений	
	Этап 1						В % от сметной стоимо- сти	В денежном вы- ражении, млн. руб.
	Вскрываемые этажи							
	1-3	5-7	8-10	11-14				
	Нормативный срок вскрытия запасов							
	1	1	1	1				
1								
2								
3								
4								
5								
Все го:								

Таблица 7.14- Расчёт ЧДД по проекту [изъяты данные таблицы]

Г о да	Результаты, достига- емые на t-ом шаге расчёта (объём про- изводства в стои- мостном выражении без НДС), тыс. руб.	Капиталь- ные вложе- ния на t-ом шаге рас- чёта, тыс. руб.	Амортиза- ция, тыс. руб.	Затраты, осуществля- емые на t-ом шаге расчёта (полная се- бестоимость продукции), тыс. руб.	Кэф- фици- ент дис- конт- рова- ния	ЧДД, тыс. руб.	ЧДД с нарастаю- щим итогом, тыс. руб.
0							
1							
2							
3							
4							
5							

Индекс доходности определяется по формуле:

[изъято] (7.13)

Технико-экономические показатели предприятия по проекту

Таблица 7.15- Технико-экономические показатели [изъяты данные таблицы]

Наименования показателя	Проект	Аналог
Балансовые запасы, тыс. т		
Годовая производительность, тыс. т		
Коэффициент извлечения из недр, д. ед.		
Коэффициент изменения качества, д. ед.		
Себестоимость ГПР, руб./м ³		
Себестоимость добычи, руб./т		
Прибыль, млн. руб.		
Рентабельность кап. вложений, %		
Индекс доходности		
Экономический эффект, млн. руб.		

На основании технико-экономических показателей, приведенных в таблице 7.15, можно сделать вывод, что предлагаемый проект экономически эффективен.

Заключение

В дипломном проекте мы отработали жилу Каскадная А.О «Саралинский рудник» подземным способом. Провели выбор оптимальной годовой производительности рудника. Детально рассмотрели технологию проведения восстающего и откаточного штрека. Годовая производительность рудника [изъято] т. Выбрали штольневую схему вскрытия со слепыми стволами. Выбрали сплошную систему разработки с креплением с естественным поддержанием очистного пространства.

Представили обзор практики ведения горных работ на аналогичных месторождениях. В специальной части проекта провели обоснование нормативных показателей потерь и разубоживания по сплошной системе разработки. Нормативное значение коэффициента потерь руды при добыче в сплошной системе при мощности рудного тела 1,49м составляет 4,5%, при разубоживании 29,3%.

В электромеханической части проекта планируется произвести расчёт рудничного транспорта, подъёма, водоотлива, пневмо- и электроснабжения. Рассчитали вентиляцию рудника, привести решения по безопасности и экологичности проекта, представили генеральный план расположения производственных зданий и сооружений на промплощадке рудника. В разделе экономика рассчитать основные технико-экономические показатели эффективности проекта, рентабельность 32%, а прибыль [изъято] млн.

					СФУ ИГДГиГ ДП -21.05.04.02-130404.65	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Да-		194

Список литературы:

1. Касьянов В.С. и др. Отчет о поисково – оценочных работах по жилам Саралинского рудного поля за 1974 – 1985гг

2. Касьянов В.С. и др. Отчет по предварительной разведке Кузнецовского участка Саралинского месторождения за 1977 – 1983гг.

3. Касьянов В.С. и др. Предварительная разведка Встречного участка Саралинского месторождения. 1977 – 1985гг.

4. Звездин Л.Г. и др. Отчет о результатах поисково – оценочных работ на Бобровом участке. 1982 -1988гг.

5. Звездин Л.Г. и др. Отчет Саралинской ГРП о результатах геолого – разведочных работ на западном фланге Саралинского месторождения за 1984-1989гг.

6. Л.К.Честикова и др. Отчет о доразведке верхних горизонтов жилы Каскадная Саралинского месторождения, 1989г. работах по жилам Саралинского рудного поля за 1974 -1985гг.

7. Гашин В.Г. и др. Доразведка жил Каскадная и Андреевская Саралинского месторождения на 01.01.1991г

8. Гашин В.Г. и др. Поисковые работы в пределах Саралинского рудного поля. Отчет Саралинской ГРП за 1985- 1991г.

9. Козаченко Н.В. Предварительная оценка южного фланга эксплуатируемого Саралинского месторождения. (Отчет Саралинской ГРП за 1990-1993гг.)

10. Коляда В.В. и др. Поисково – оценочные и оценочные работы на флангах Саралинского рудного месторождения. Отчет поисково – съемочной партии №15 о результатах поисковых и поисково – оценочных работ, проведенных в 1991 – 1992гг

11. Тарлецкий С.А. «Переоценка остаточных запасов по жиле Каскадной выше 14 горизонта» с подсчетом запасов по состоянию на 01.01.2007 г.

					СФУ ИГДГиГ ДП -21.05.04.02-130404.65	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Да-		195

12. В.В. Коростовенко, С.А Вохмин, А.П. Андриевский «Технология и безопасность взрывных работ».

13.Б. С. Заварыкин, О. А. Ковалева, В. В. Павлов«Электроснабжение подземных горных работ».

14. Б.А. Ахпашев, А.И.Голованов, Е.Г. Малиновский «Технология подземной разработки месторождений».

15. Горбунов. В. И «Проектирование вентиляции рудных шахт»

16.А.М. Серый, Д.Н. Николайчукметодические указания по выполнению лабораторных и практических работ по дисциплине «Транспорные машины».

17. Л.Н. Кузина «Организация и планирование производства на горном предприятии».

					СФУ ИГДГиГ ДП -21.05.04.02-130404.65	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Да-		196

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

Институт горного дела, геологии и геотехнологий
Подземная разработка месторождений

УТВЕРЖДАЮ

Заведующий кафедрой

 А.Н. Анушенков

подпись инициалы, фамилия

« 13 » 02 20 17г.

ДИПЛОМНЫЙ ПРОЕКТ

Специальность 21.05.04 «Горное дело»

Специализация 21.05.04.02 «подземная разработка рудных месторождений»

«Отработка подземным способом запасов жилы Каскадная АО «Саралинский рудник»»

тема

со специальной частью «Обоснование нормативных показателей потерь и разубоживания
по сплошной системе разработки»

Пояснительная записка

Руководитель


подпись, дата

старший преподаватель
должность, ученая степень

Е.П. Волков

инициалы, фамилия


Выпускник


подпись, дата

А.А. Невердовский

инициалы, фамилия

Консультант


подпись, дата
13.02.17г.

Зав кафедрой ПРМ,
проф., д-р техн. наук

А.Н. Анушенков

инициалы, фамилия

Красноярск 2017

Продолжение титульного листа ВКР по теме Отработка подземным способом запасов жилы Каскадная АО «Саралинский рудник»

Консультанты по
разделам:

Геология месторождения


подпись, дата


С.Н.Прусская
инициалы, фамилия

Горная часть


подпись, дата

Е.Е. Волков
инициалы, фамилия

Проведение выработок


подпись, дата


С.А.Вохмин
инициалы, фамилия

Электроснабжение


подпись, дата


О.А.Ковалева
инициалы, фамилия

Транспорт


подпись, дата


Е.С.Волков
инициалы, фамилия

Вентиляция


подпись, дата


Е.С.Майоров
инициалы, фамилия

Подъем, водоотлив,
пневмоснабжение


подпись, дата

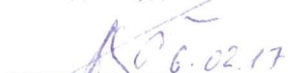
Б.А.Ахпашев
инициалы, фамилия

Генеральный план


подпись, дата

Б.А.Ахпашев
инициалы, фамилия

Охрана труда


подпись, дата


А.В.Галайко
инициалы, фамилия

Безопасность и экологичность


подпись, дата

А.В.Галайко
инициалы, фамилия

Организация производства и
экономика


подпись, дата

Л.Н.Кузина
инициалы, фамилия