

Аннотация

Дипломный проект с расширенной специальной частью посвящен выбору и изысканию рационального конструктивно-технологического исполнения системы разработки высокоценных медно-никелевых руд месторождения «Заполярное» в поле рудника "Северный".

В проекте решены основные вопросы проектирования подземного способа разработки, включая выбор оптимальной годовой производительности с учетом горных возможностей и экономически целесообразного срока существования рудника, схемы вскрытия и подготовки, рационального варианта системы разработки. Представлен обзор практики ведения горных работ с применением камерных систем разработки с закладкой. В расширенной специальной части проекта предложены инженерно-технические мероприятия по повышению качества очистных работ при камерных системах разработки с закладкой.

Рассчитана вентиляция в блоке, приведены решения по безопасности и экологичности проекта, рассчитаны основные технико-экономические показатели по системе разработки.

Дипломный проект выполнен в соответствии с методическими указаниями и рекомендациями.

В дипломной работе содержится 142 страницы, 45 рисунков, 40 таблиц, 83 формулы, 6 демонстрационных листов формата А1.

Введение

Проблемы горной технологии ассоциируются с требованиями правильной разработки МПИ. Из них наиболее характерны:

1. Безопасности;
2. Обеспечение заданной производительности рудника;
3. Обеспечение экономических показателей (себестоимость, прибыль и т.п.);
4. Обеспечение полноты и качества использования недр;
5. Комплексное использование недр;
6. Экологичность.

Они ставятся и решаются в период проектирования рудника путем решения соответствующих задач. Основные задачи следующие: определение годовой производительности и срока существования рудника, выбор схемы вскрытия и подготовки, рациональной системы разработки и ее параметров.

При решении этих задач используется комплексная методика, включающая следующие методы:

- Обзор и анализ практики;
- Аналитические расчеты с использованием ЭВМ;
- Графическое и математическое моделирование;
- Собственные изыскания.

Ожидаемый результат предполагается на уровне современных возможностей научно-технического прогресса

1. Исходные положения

1.1 Общие сведения о проектируемом руднике

Рудник «Северный» расположен в Печенгском районе Мурманской области на крайнем Северо-Западе Европейской части РФ.

Ближайшим населенным пунктом является г. Заполярный с одноименной железнодорожной станцией, расположенной в 2,5 – 3 км от рудника. С городом Мурманском и районным центром поселком Никель рудник связан железнодорожными и шоссейными дорогами. Расстояние от г. Заполярный до г. Мурманск 164 км, до п. Никель – 20 км.

Рельеф имеет черты ледникового характера: сглаженность склонов, наличие многочисленных крупных и мелких котловин, многочисленные озера и болота.

Растительность района зависит от высоты местности. Вершины и склоны возвышенностей безлесны и покрыты лишь мхом и мелким кустарником. Древесная растительность появляется на отметках 125 – 150 м. от уровня моря.

Рудник «Северный» расположен за Полярным кругом, что обуславливает короткое и прохладное лето и продолжительную зиму. Близость Баренцева моря смягчает и увлажняет климат района. Зима здесь менее сурова, чем во внутренних областях Кольского полуострова. Среднегодовая температура воздуха +0,70 °С, наиболее холодного месяца февраля –10,70 °С. Среднегодовая сумма осадков составляет 475 мм. Средняя толщина снежного покрова 80 см и колеблется от 0 до 130 см. Продолжительность снежного покрова – 206 дней.

Ветры преобладают муссонные с доминирующим северо-западным зимой и северо-, северо-западным летом. Скорость ветра изменяется от 2,3 до 8,9 м/сек. Метели, преимущественно поземка, бывают с сентября по май.

Водный бассейн представлен, в основном, системой рек и ручьев реки Печенга, имеющие рыбохозяйственное значение для данного региона.

Существующее положение бассейна определяется сбросом производственных стоков, главным образом, шахтных вод действующего Северного рудника, Центрального и Западного карьеров.

1.2 Геологическая характеристика месторождения.

1.2.1 Стратиграфия

Эратема Протерозой (PR)
Подэрата Нижняя
Карельский комплекс (PRc)
Печенгская структурно-фациальная зона
Сальмиярвинская серия

Горизонт вулканитов пестрого состава (от дацитов до пикритов) с маломощными прослойми туфосланцев и туфов основного и пикритового состава. Породы характеризуются почти постоянным присутствием магнетита (до 10 - 20%). Далее разрез представлен однородными толеитовыми базальтовыми порфиритами и шаровыми лавами. Низы разреза интенсивно тектонизированы. В средней и верхней частях установлены горизонты туфосланцев, туфов, туфобрекчий и агломератовых лав мощностью 50 - 100м. Общая мощность вулканогенной толщи достигает 1500 - 1800м , (Волков В. Н., Соколов С. В., 2011г.)

Колосийокская свита (PR₁ks). Породы свиты, представлены хорошо сортированными песчаниками, алевролитами и пестроцветными гематитизированными и окремненными доломитами, содержащие постройки строматолитов. Породы свиты проявляются лишь в Северной мульде.

Ламмааская серия

Ждановская свита (PR₁qd), продуктивная. Породы свиты представлены туфогенно-осадочными породами: серицитовыми и хлоритовыми пелитовыми сланцами (филлитами), алевролитами, аркозовыми песчаниками, иногда содержащих косослоистые линзы русловых гравелитов и полимиктовых конгломератов, пласты черных углистых и обогащенных сульфидами сланцев и туфов, реже (в верхах разреза) линзы грубых туфов основного и пикритового состава. Значительный объем толщи приходится на пластовые тела интрузий габбро-диабазов и габбро-верлитов (*печенгский никеленосный комплекс*). Мощность пород свиты около 800 - 1000м.

Свита Матерт (PR₁mt) представлена вулканогенными породами с постепенными переходами. Сложена она преимущественно массивными и шаровыми лавами базальтового состава, в меньшей – толеитовыми и пикритовыми порфиритами. Содержит многочисленные слои туфобрекчий, туфов, туфосланцев; реже наблюдаются пласты андезитовых порфириотов,

кварцевых порфиров и их туфов. Мощность вулканогенного разреза по геолого-геофизическим данным – 2500-4500м.

1.2.2 Магматизм

Породы *габбро-верлитового интрузивного комплекса* (Печенгский никеленосный) (УdPR_1) являются материнскими для всех Печенгских месторождений, рудопроявлений и многочисленных точек рудной минерализации. Они широко распространены в пределах *Ждановской свиты* (продуктивная толща), залегая, в целом, субсогласно с пластичными туфогенно-осадочными породами; реже встречаются в вулканитах свит *колосойки* и *луостари*, где приурочены к диагональным тектоническим зонам и занимают резко секущее положение по отношению к вмещающим породам.

Массивы, с которыми связано промышленное медно-никелевое оруденение, сложены: габбро, пироксенитами и измененными перidotитами. Рудные тела, сложенные сингенетическими вкрапленными рудами локализуются вдоль лежачего бока массива в нижнем перidotитовом слое массива.

Дайковый комплекс ($\beta\mu PR_2$) - самые молодые интрузивные образования в районе. Они секут как туфогенно-осадочные и вулканогенные породы, так и интрузивы габбро-диабазов и основных-ультраосновных пород. Контакты с вмещающими породами резкие, прямолинейные, ориентированы круто. Дайки представляют собой трещинные интрузии мощностью от десятков сантиметров до 5-20 м. Состав их преимущественно диабазовый, (Волков В. Н., Соколов С. В., 2011г.)

1.2.3 Тектоника

Печенгская структура входит в состав протяженной Печенга-Варзугской тектонической зоны, расположенной в протерозойской коллизии Кольского и Беломорского микроконтинентов, и принадлежит к Кольскому микроконтиненту, на краю которого сформировался осадочно-вулканогенный разрез северной зоны Печенгской структуры. При субдукции Печенгская структура приобрела вид чешуй, надвинутых друг на друга. Анализ материалов предшествующих работ, позволяет сделать вывод, что заложение Печенгской структуры произошло на консолидированной коре континентального типа в зоне пересечения рифтообразующей системы разломов (Порыташская зона разломов) северо-западного простирания ($305-310^\circ$) и ортогональной к ней зоной разломов северо-восточного простирания

(35-45°). В пределах структуры выделяются две зоны, различающиеся как характером разреза, так и интенсивностью проявления тектонических процессов, Северо-Печенгская и Южно-Печенгская, которые в свою очередь делятся на структуры более высоких порядков.

Печенгская структура рассматривается как крупная приразломная вулкано-тектоническая депрессия с довольно крутыми крыльями и пологим дном. В плане она имеет асимметричную дугообразную форму. Северная половина обращена выпуклостью на северо-восток, протягивается в направлении СЗ 310° при длине около 70км и наибольшей ширине 35км. С юга она ограничена прямолинейной зоной разломов северо-западного направления (Порыташский глубинный разлом), за которым следует южная зона.

Тектоническое строение Печенгской структуры осложнено наличием поперечных складок, оси которых погружаются в южном направлении.

Туфогенно-осадочные породы смяты в складки различного морфоструктурного типа: прямые и асимметричные, косые и наклонные, веерообразные и более сложных форм. Вдоль разрывных нарушений развиты более мелкие складки сложной формы. При общем падении пород на юго-запад, шарниры складок погружаются под углами 40-70° в юго-западном или в западном направлении. Вдоль разрывных нарушений развиты более мелкие складки сложной формы, вплоть до плойчатости. Зона развития приразломных складок не превышает первых десятков метров от разрывного нарушения.

Общей особенностью Печенгско-Варзугского пояса является отчетливая асимметричность строения слагающих его структурных зон, выраженная в наращивании разрезов и усилении степени метаморфизма при движении с севера на юг, моноклинальном залегании пород в северных и крутом их падении в южных крыльях. Печенгский фрагмент пояса представляет собой крупную асимметричную синклинальную структуру с относительно пологим северным и запрокинутым на юг крутопадающим южным крылом. Слагающие ее породы представлены нижнепротерозойскими вулканогенно-осадочными метаморфизованными образованиями Печенгской структурно-фациальной зоны.

Они слагают соответствующие части структуры, разделенной глубинным рифтообразующим Порыташским разломом северо-западного простирания на две части. Северная, обращенная выпуклостью на северо-

восток, представляет собой северное крыло вулкано-тектонической депрессии и Южную с довольно крутыми углами падения крыльев и плоским центриклинально-пологопадающим дном.

По данным сейсморазведки отложения южного крыла приподняты по Порыташской зоне разломов и надвинуты на вулканиты северного крыла. Суммарная амплитуда взбросовой дислокации составляет не менее 1,5-2 км.

Формирование большинства разрывных нарушений происходило в несколько этапов, основные из которых относятся к протерозойскому времени, а заключительные – к новейшему (позднее третичному и четвертичному). Среди древних разрывных нарушений выделяются: краевые глубинные (Порыташский разлом), основные внутриинформационные разломы

1.2.4 Метаморфизм

Площадь района сложена метаморфогенными образованиями Кольского комплекса, а также породами ультраметаморфогенным и интрузивных комплексов. Породы нижнеархейского и нижнепротерозойского возраста, обрамляющие Печенгскую структуру метаморфизованы в условиях амфиболитовой фации. Непосредственно вблизи Печенгской структуры размещается зона низкотемпературной амфиболовой фации, затем она сменяется высокотемпературной зоной. На эту зональность наложен процесс диафтореза, связанный с зональным метаморфизмом нижнепротерозойских образований. Наиболее интенсивно он проявлен вблизи контактов Печенгской структуры и в отдельных тектонических блоках на удалении от нее. Уровень диафтореза отвечает зеленосланцевой и эпидот-амфиболовой фациям.

Региональная метаморфическая зональность Печенгской структуры картируется в вулканогенно-осадочных толщах Печенгской серии в направлении от осевой части к периферии, (Волков В. Н., Соколов С. В., 2011г.)

1.2.5 Физико-механические свойства руд и вмещающих пород

Физико-механические свойства руд и вмещающих пород Северного рудного тела изучались в процессе разведочных работ на месторождении «Заполярное» и уточнялись в ходе проходки горных выработок и отработки очистных блоков.

Испытания физико-механических свойств пород и руд выполнены в разное время, институтом ВНИМИ. Физико-механические свойства

вмещающих пород и руд Северного рудного тела месторождения «Заполярное» изучались в процессе разведочных работ и уточнялись при проходке горных выработок и отработке очистных выработок. Результаты исследований физико-механических свойств руды и вмещающих пород, проводившихся в период разведки и эксплуатации на различных участках Восточного рудного узла, показывает практически полную идентичность этих свойств руд и пород для всех месторождений и рудных тел. К последним относятся и рассматриваемые в настоящей работе Северное рудное тело месторождения «Заполярное», (Волков В. Н., Соколов С. В., 2011г.)

В общем, виде морфология рудного тела на восточном фланге интерпретируется, как пластовая залежь с мощным (до 35 метров) раздувом в центральной части и постепенным выклиниванием мощностей к флангам. Раздув рудного тела сложен преимущественно богатыми густовкрапленными рудами в меньшей степени рядовыми вкрапленными, в нижней части подстилается безрудными пироксенитами, по верхнему контакту проходит слой брекчиевидных руд. Общие размеры рудного тела по простирианию изменяется с глубиной от 800-900 метров до 1000-1500 метров.

Одной из морфологических особенностей рудного тела является наличие вытянутых по склонению рудных столбов, особенно выделяющихся в восточной части рудного тела, характерной особенностью также является наличие на контактах с вмещающими породами тектонической глиники трения и рыхлых продуктов катаклаза.

Результаты исследований физико-механических свойств руды и вмещающих пород, проводившихся в период разведки и эксплуатации на различных участках Восточного рудного узла, показывает практически полную идентичность этих свойств руд и пород для всех месторождений и рудных тел.

Как руда, так и вмещающие породы местами разбиты дизъюнктивными нарушениями и межпластовыми тектоническими зонами, однако, характеризуются слабой трещиноватостью и вполне устойчивы при ведении горных работ.

На величину плотности пород влияет также и степень их минерализации сульфидами. В связи с этим, для различных значений бортового содержания Ni, при увеличении которого происходит увеличение сульфидов в выделяемой руде, рассчитаны различные значения плотности.

Для бортового содержания Ni – 0,5%, величина плотности принята - 3,0 т/м³. Средняя плотность и пород принят равной 2,90 т/м³. Влажность руды - около 1%. Коэффициент разрыхления - 1,6.

По опыту многолетней эксплуатации месторождений Печенгского рудного поля, горнотехнические условия отработки Ждановского месторождения являются благоприятными.

Анализ результатов исследований физико-механических свойств руды и вмещающих пород, проводившихся в период разведки и эксплуатации на различных участках Восточного рудного узла, показывает практически полную идентичность этих свойств руд и пород для всех месторождений и рудных тел.

Как руда, так и вмещающие породы разбиты дизъюнктивными нарушениями и межпластовыми тектоническими зонами, однако, характеризуются относительно слабой трещиноватостью и вполне устойчивы при ведении горных работ.

По параметрам физико-механических свойств породы «продуктивной» толщи условно можно расположить в ряд упругости: пироксениты, габбро-диабазы, перidotиты, песчаники, филлиты.

В таблице 1 приведены расчетные данные прочности пород Ждановского месторождения в массиве с учетом коэффициента структурного ослабления.

Таблица 1.1 - Прочность пород в образцах и в массиве

Породы	Прочность в образце, Па	Прочность в массиве, МПа	
		В зоне неустойчивых пород	В зоне устойчивых пород
Алевролиты	100-120	20	60
Песчаники	120-140	40	80
Габбро	140-200	60	90
Диабазы	180-240	60	120

1.2.6 Попутные полезные компоненты

Самостоятельных рудных тел вне связи с основными компонентами не образуют.

Аргентопентландит (серебросодержащий пентландит) содержит 12,6% серебра и является его основным минералом во всех разновидностях руд. Редкие зерна гессита содержат 62% серебра, алтаит - 0,17 % в виде изоморфной примеси.

Золото представлено в самородном виде.

Элементы платиновой группы обнаружены в очень редких собственных минералах палладия и платины (сперрилит, атокит, теллуриды и теллуровисмутиды), в виде изоморфной примеси в сульфоарсенидах: маухерите и шандите. Главной формой находления являются твердые растворы платиноидов в пирротине и пентландите.

Теллур присутствует в редких минералах: алтаите - 37,9% и гессите - 37,8%, в виде изоморфной примеси в зернах маухерита - 0,06% и по литературным данным в главных рудных минералах в содержаниях ниже чувствительности микрозондового анализа.

1.2.7 Вредные примеси

Вредные примеси концентрируются в сульфидах. Сера распределяется в главных рудных минералах. Zn и Cd входят в состав сфалерита - 57,9% и 1,76%. As отмечается в никелистом кобальтине – 43,1%, маухерите – 46,9%, герсдорфите – 44,4%, брейтгауптите – 0,85%. Сурьма связана с брейтгауптитом – 65,7%. Свинец концентрируется в галените – 84,5%, шандите – 63,3% и алтаите – 59,6%. Cr₂O₃ в хромшпинелидах до 36,9%, керсугите - 9-10%, биотите – 3% и пироксене – 1,5%. Надежный баланс вредных элементов-примесей по минералам невозможен из-за их низких содержаний

1.2.8 Генезис месторождения

Проблема генезиса сульфидных медно-никелевых месторождений Печенгского района является весьма сложной и заключается в том, что хотя никель и является весьма распространенным элементом в земной коре, промышленные концентрации образуются всего в двух случаях, (Волков В. Н., Соколов С. В., 2011г.)

Известно всего два промышленных типа никелевых месторождений: 1) гипергенные (силикатные); 2) сульфидные (ликвационно-магматические).

От конкретной генетической модели зависит методика поисков и разведки. Особенно сложной является проблема поисков скрытых (слепых) месторождений в таком древнем геологическом регионе, как Печенгский, испытавший за длительный период своего развития воздействие многочисленных сложных геологических процессов, в том числе и в рамках процесса рудообразования.

Общей характерной особенностью всех рудных тел месторождений Печенгского рудного района является их асимметрично-полосчатое внутреннее строение. Основу рудных тел, около 90%, составляют сингенетические – ликвационные вкрапленные руды, залегающие в виде изогнутых пластообразных залежей в материнских перидотитах (верлитах) и серпентинитах, при этом содержание сульфидов постепенно увеличивается сверху вниз от висячего к лежачему боку рудного тела. Меньшую долю, около 10%, составляют различные типы эпигенетических руд, приуроченные к наложенным структурам. У подошвы интрузивов, по разрывным нарушениям, главным образом вдоль поверхности контакта с вмещающими породами, залегают эпигенетические – сплошные массивные и брекчиевидные сульфидные руды, не редко распространяющиеся за пределы материнских интрузивов. Локализация эпигенетических руд контролируется разрывными тектоническими нарушениями, среди которых наиболее существенны межпластовые сдвиги-надвиги, четко проявляющиеся на контактах интрузива. Значительно меньшую роль играют поперечные взбросы, руды локализуются в них только вблизи материнского интрузива.

Отмечается большое количество мелких послойных инъекций в филлитах, а также секущих сульфидных жил в самих вкрапленных рудах. Существенный отпечаток на первичные структурные особенности рудного тела месторождения накладывает трещиноватость и рассланцеватость, проявленные в наиболее тектонизированных участках, на которых развивается прожилково-вкрапленное оруденение и метасоматоз. Важной закономерностью распределения сульфидного оруденения является постепенное сгущение ликвационной вкрапленности и увеличение общего количества сульфидных руд по направлению падения интрузивов – зональность оруденения в плоскости падения. С глубиной степень оруденения постепенно увеличивается. Наличие тесной пространственной связи в распределении сингенетических вкрапленных и эпигенетических – сплошных и брекчиевидных сульфидных руд указывает на общность первоисточника и их генетическое родство, (Волков В. Н., Соколов С. В., 2011г.)

1.2.9 Гидрогеология

Подземные воды в районе приурочены к маломощному чехлу четвертичных отложений и трещиноватым кристаллическим породам, образуя единый гидравлически взаимосвязанный водоносный комплекс.

Водоносный горизонт четвертичных отложений имеет ограниченное распространение. Литологически он представлен супесчаными, песчаными отложениями различного возраста и генезиса. Обводненность четвертичных отложений невелика и неравномерна. Дебит источников составляет 0,1-2,6 л/сек.

Основной водоносный горизонт приурочен к трещиноватым кристаллическим породам, разгрузка подземных вод осуществляется в пределах депрессионной поверхности, к которой приурочена долины рек Печенга и Титовка.

По типу проницаемости подземные воды относятся к трещинным, безнапорным. Уровень залегания подземных вод находится в прямой зависимости от гипсометрии рельефа и изменяется от 4,0 до 22,0 м.

Водообильность и фильтрационные свойства кристаллических пород обусловлены степенью их трещиноватости, выходы подземных вод на поверхность связаны с тектоническими зонами.

По химическому составу подземные воды хлоридно-карбонатные, магниево-кальциевые, ультрапресные (минерализация 21-63 мг/дм³), мягкие (жесткость 0,22-0,64 мг/экв.), слабощелочные (рН 7,55-7,95). Подземные воды пригодны для питьевого и хозяйственного водоснабжения, обладают выщелачивающей способностью по отношению к бетону (карбонатная жесткость менее 1,5 мг/экв.). В верхней части разреза коренных пород развиты пресные воды с минерализацией 0,1 – 0,3 г/литр гидрокарбонато-кальциевого состава. В нижней части химический состав подземных вод зависит от характера связи трещинных зон с поверхностью. В зонах окисления и в зонах затрудненного водообмена минерализация несколько увеличивается за счет накопления сульфидов.

1.2.10 Запасы руды в месторождении

[изъят раздел]

Для дальнейших расчетов в данном дипломном проекте исходными данными служат следующие горно-геологические характеристики:

Для Северного рудного тела месторождения «Заполярное»: средняя мощность 11 м; средний угол падения залежи 60° ; длина по простирианию 1200 м; вертикальная глубина месторождения 1000 м, в том числе до верхней границы 150 м; устойчивое ПИ; устойчивые вмещающие породы; коэффициент крепости по шкале профессора Протодьяконова $f=14$; плотность полезного ископаемого $3,3 \text{ т}/\text{м}^3$; вид ПИ никель; содержание полезного компонента 3%; ценное полезное ископаемое; склонности ПИ к слеживанию и самовозгоранию нет; особенности гидрогеологических условий разработки МПИ благоприятные; ограничений по допустимости обрушения поверхности нет; ограничений по наличию в районе МПИ недорогих видов закладочного материала нет.

Более подробная характеристика месторождения «Ждановское» представлена в дипломном проекте Семёнова М.А. группа ГГ11-10, 2017 г.

1.3 Современное состояние горных работ

1.3.1 Общие сведения

Горно-металлургический комбинат был основан в 1945 г. в результате открытия месторождений медно-никелевых руд. Комбинат находится в районе Крайнего Севера на Кольском полуострове недалеко от границы с Норвегией. Рядом с предприятием выросли город Заполярный и поселок Никель. В настоящее время КГМК является акционерным обществом открытого типа и входит в состав ОАО «Норильский никель».

КГМК занимается добычей медно-никелевых руд (открытым и подземным способом) и их переработкой.

Сырьевую базу комбината «Печенганикель» образуют месторождения «Котсельваара», «Семилетка», «Заполярное», «Ждановское», «Тундровое» и «Быстринское».

«Ждановское» месторождение расположено в северо-западной части Кольского полуострова и является основной сырьевой базой горно-металлургического комбината КГМК. Месторождение расположено в непосредственной близости от г. Заполярный Печенгского района Мурманской области.

В настоящее время «Ждановское» и «Заполярное» месторождения отрабатываются рудником «Северный».

1.3.2 Вскрытие

Вскрытие принято четырьмя вертикальными стволами и двумя автотранспортными уклонами (грузовым и порожняковым). Скиповой и клетевой стволы, пройденные с поверхности (отм. +219 м), до глубины –1041 м и –1062 м соответственно, диаметром 7,5 м располагаются в северо-западной части земельного отвода. Скиповой ствол оборудуется клетевым и двух скиповым подъемом с многоканатными подъемными машинами. Он предназначен для выдачи горной массы с основных капитальных транспортных горизонтов и используется как запасной выход на поверхность. После отработки запасов до гор. -920 м скиповой ствол будет использоваться для выдачи горной массы. Клетевой ствол оборудован двумя клетевыми подъемами. Он используется для спуска горнорабочих и вспомогательных материалов на рабочие горизонты.

От клетевого ствола концентрационный горизонт вскрывает рудное тело двух путевым транспортным квершлагом с погрузочными камерами и околоствольным двором, которые запроектированы по кольцевой схеме и оборудованы механизированным обменом вагонеток. Из квершлага в районе погрузочных камер проходят два породо-рудоспуска, что обеспечит перепуск и погрузку горной массы в вагонетки.

Западный и восточный вентиляционные стволы, диаметром 6,5 м, располагаются в северной и южной частях и служат для проветривания очистных забоев, горных выработок и являются аварийными выходами на поверхность.

1.3.3 Камерная система отработки с отбойкой руды из подэтажных штреков глубокими скважинами с последующей закладкой выработанного пространства

Проектные параметры блоков составляют:

- ширина блока по простирианию 20-30 м;
- вертикальная высота этажа 60 м;
- вертикальная высота подэтажа 25-30 м.

На данный момент, в зависимости от угла падения и мощности рудного тела, горно-геологических условий, исходя из опыта ведения очистных работ

на месторождении «Заполярное» и рекомендаций ОАО «ВНИМИ», применяются три варианта системы разработки:

- с двумя подэтажами 25-30 м, с шириной блока по простирианию 20 м;
- с двумя подэтажами 25-30 м, с шириной блока по простирианию 30 м;
- с двумя подэтажами 25-30 м, на всю высоту этажа 60 м, с шириной блока по простирианию 20 м;

При разбивке блок - участков на эксплуатационные блоки на стадии проектирования необходимо максимально возможно учитывать основные факторы, влияющие на устойчивость блока:

1. При разбивке участков на блоки основным критерием является время отработки блока, как главный фактор его устойчивости. Время отработки блока не должно превышать 6 месяцев, время закладки – 3 месяца. Ширина первичных камер должна быть не менее 1,0 -1,2 мощности рудного тела.
2. Для повышения устойчивости искусственной потолочины нижнюю подсечку камеры необходимо оформлять под углом 500.
3. При отработке вторичных камер рекомендуется повысить интенсивность отработки, т.е. максимально сократить время отработки второй камеры.
4. Целик по простирианию между отрабатываемой и закладываемой камерами должен быть, при мощности 10-15 м, не менее 40 м, при мощности более 15 м - не менее 60 м.
5. Запрещается одновременно отрабатывать блоки, расположенные один над другим по падению.
6. Запрещается отработка блока под неотработанной и незаложенной камерой на вышележащем этаже или подэтаже.
7. С целью снижения вторичного разубоживания от обрушения закладочного массива отработка второй камеры ведется равномерно к обоим флангам, взрывание крайних вееров производится по возможности одновременно на подэтаже.
8. Для уменьшения сейсмического воздействия на закладочный массив допускается бурение по границе с заложенной камерой экранирующего веера скважин.

9. Допускается недозакладка днища вышерасположенной и отработанной камеры, не оказывающая влияния на общую устойчивость закладочного массива

Отбойка руды в блоке начинается с образования отрезной щели, которая разделяется на восстающий. При отсутствии восстающего разделка отрезной щели производится из орта взрыванием рудных концов скважин.

Отрезную щель в первичной камере допускается разделять по центру или флангам камеры. Во вторичной камере отрезная щель располагается только по центру камеры.

Отбойка руды осуществляется взрыванием вееров нисходящих и восходящих скважин, пробуренных из рудных и буровых штреков подэтажей и основного горизонта (см. рис. 8). Бурение скважин производится самоходными буровыми установками типа «Симба».

Отгрузка руды ведется погрузочно-доставочными машинами типа «ТОРО» непосредственно в автосамосвалы или в рудоспуски. С подэтажей руда перепускается по рудоспускам на основной откаточный горизонт.

Сечения выработок в очистных блоках и технология их проведения должны соответствовать типовым паспортам крепления, принятым на руднике.

Закладочный материал является основным средством управления горным давлением.

1. Первичные камеры закладываются бутобетоном (твердеющая смесь с одновременной подачей породы из проходческих забоев). Днище (подушка) камеры заполняется или твердеющей смесью, или бутобетоном
2. Вторичные камеры заполняются сухой закладкой (порода из проходческих забоев) на подушку камеры, выполненную так же, как и в первичных камерах.

1.3.4 Система подэтажного обрушения с торцевым выпуском.

При отработке запасов системой подэтажного обрушения со сплошным порядком выемки и торцевым выпуском руды исключается совместное ведение подземных и открытых горных работ.

Подготовительно-нарезные работы заключаются в проведении транспортного уклона, рудоспусков, буро-доставочных ортов и погрузочных заездов, транспортных и отрезных штреков. Очистная выемка включает в себя процессы: бурения, послойной отбойки руды, выпуска ее через торцы буро-доставочных ортов и погрузочных заездов и доставки до участкового рудоспуска.

Высота подэтажа определяется высотой этажа, схемой отбойки, предельной для оборудования принятого типа глубиной бурения скважин. Не рекомендуется располагать подэтажные выработки при ширине целика между ними менее двух - трех кратной ширины выработки, то есть, 8 м при ширине выработки до 4 м. С точки зрения минимизации потерь наиболее целесообразна ромбовидная форма забоя панели при шахматном расположении (в плане) подэтажных выработок на соседних подэтажах. Расстояние между подэтажами следует принять 15 м, высота отбиваемых запасов составит 30 м при шахматном расположении подэтажных добычных выработок.

Основными процессами при очистной выемке запасов системой ПОТ являются создание первоначального компенсационного пространства и собственно очистная выемка, предусматривающая отбойку запасов веерами скважин на зажатую среду и выпуск отбитой горной массы на буро-доставочные штреки.

Создание компенсационного пространства (отрезной щели) на каждом подэтаже осуществляется из разрезного орта. В первую очередь взрыванием скважин большого диаметра проходят отрезной восстающий. Потолочина до предохранительной подушки (дна карьера) отбивается параллельными скважинами от центра орта расходящимися фронтами, отбитая горная масса частично выпускается из торцов буро-доставочных штреков в объеме, который обеспечивает создание коэффициента разрыхления отбитой горной массы равного 1,5.

После создания компенсационного пространства приступают к бурению, взрыванию и выпуску горной массы из торцов буро-доставочных штреков. Выемку ведут отступая, как правило, от висячего блока. Рекомендуется отбойку вести вертикальными слоями толщиной 2,5 - 2,8 м. Выпуск руды следует вести с учетом достижения максимального коэффициента разрыхления 1,5-1,6 (до состояния не зажатой разрыхленной горной массы). В этом случае удается избежать эффекта переуплотнения руды в зажатой среде при взрывании следующего слоя.

1.3.5 Доставка рудной массы

На руднике «Северный» предусматривается следующая схема транспорта горной массы:

1. Руда из нарезных, очистных и подготовительных забоев автосамосвалами транспортируется по автоуклону и перепускается по рудоспускам на концентрационные горизонты. Где через вибродоставочные установки грузится в вагонетки и откатывается электровозным транспортом к скиповому стволу. В околосвольном дворе составы разгружаются в круговом опрокидывателе. Далее по капитальному рудоспуску в дробильную камеру и через дозаторную скиповым подъемом выдается на поверхность.

По проекту добывается и раздельно выдается скиповыми подъемами два сорта руда: рядовая руда 67% и богатая 33%;

2. Порода от горно-капитальных, горно-подготовительных и нарезных работ транспортируется автосамосвалами и разгружается в отработанные камеры для закладки выработанного пространства. Недостающая часть породы в объеме 75 тыс. м³ в год (объем закладочного пространства) опускается в вагонетках ВТ-2,2 (с поверхности) по восточному вентиляционному стволу. Откатывается к породоспуску, где разгружается в круговом опрокидывателе и перепускается на рабочие горизонты. В закладочные камеры порода доставляется ПДМ.

От клетевого ствола концентрационный горизонт вскрывает рудное тело двух путевым транспортным квершлагом с погрузочными камерами и околосвольным двором, которые запроектированы по кольцевой схеме и оборудованы механизированным обменом вагонеток. Из квершлага в районе погрузочных камер проходят два породо-рудоспуска, что обеспечит перепуск и погрузку горной массы в вагонетки.

Западный и восточный вентиляционные стволы, диаметром 6,5 м, располагаются в северной и южной частях и служат для проветривания очистных забоев, горных выработок и являются аварийными выходами на поверхность.

Автотранспортные уклоны пройдены сечением 22,1 м². Они служат для доставки людей, материалов и оборудования на эксплуатационные горизонты и подэtagи, а также являются грузовым автотранспортным уклоном для транспортировки горной массы в автосамосвалах, с основных концентрационных горизонтов на вышележащие. Здесь горная масса через

рудоспуски перегружается в вагонетки и по транспортным квершлагам откатывается к скиповому стволу.

2. Горная часть

2.1 Обоснование способа разработки месторождения

На основе анализа условий залегания проверяем возможность отработки части месторождения открытым способом и установим глубину перехода на подземный способ отработки месторождения. Границный коэффициент вскрыш $\text{м}^3/\text{м}^3$ рассчитывается по формуле:

$$\text{Кгр} = (\text{СП} - \text{СО}) / \text{СВ} \quad (2.1.1)$$

$$\text{Кгр} = (62,12 - 34,62) / 5 = 5,5$$

где СП - себестоимость добычи руды при подземном способе, руб/ м^3 , СО - себестоимость добычи 1 м^3 руды при открытом способе без учета затрат на производство вскрышных работ, руб/ м^3 ; СВ - себестоимость производства вскрышных работ, руб/ м^3 .

Предельную глубину карьера НК определяют по формуле (без учета разницы в затратах на разработку коренных пород и наносов) [14]:

$$\text{НК} = K_{из} \times m_{\Gamma} \times K_{ГР} / (\text{ctg } \lambda_B + \text{ctg } \lambda_L), \quad (2.1.2)$$

$$\text{НК} = 0,90 \times 51 \times 5,5 / (\text{ctg } 50 + \text{ctg } 50) = 150 \text{ м}$$

где $K_{из}$ - коэффициент извлечения руды из слоя; m_{Γ} - горизонтальная мощность залежи, м; λ_B и λ_L - угол откоса борта карьера, соответственно со стороны висячего и лежачего боков залежи, град.

Все запасы, располагающиеся ниже дна карьера, подлежат отработке подземным способом, а контуры карьера должны быть учтены при выборе места заложения главных вскрывающих выработок и пром.площадки.

2.2 Годовая производительность и срок существования рудника

Производственная мощность рудника (годовая производительность) является важнейшим параметром, который влияет на размеры поперечного сечения и объем горно-капитальных и горно-подготовительных выработок, размеры технических и хозяйственных зданий и сооружений, мощность и количество используемых горных машин, численность рабочих, размер капитальных вложений, себестоимость добычи и переработки руды, величину прибыли и многие другие параметры и показатели.

Факторы, определяющие производственную мощность:

1. Величина запасов и условия их залегания (геологическое строение, мощность и углы падения залежей, крепость и устойчивость п.и. и вмещающих пород и др.);
2. Категория разведанности запасов (степень достоверности геологоразведочных данных);
3. Ценность и дефицитность п.и.;
4. Применяемые системы разработки;
5. Глубина разработки;
6. Состояние окружающей среды в районе месторождения;
7. Наличие вблизи рудника незагруженных мощностей по переработке руды;
8. Спрос на данный вид сырья.

Большие запасы месторождения и высокая степень разведанности, как правило, являются основными факторами для выбора увеличенной производственной мощности.

Режим работы рудника – вахтовый. Количество рабочих дней в году – 365; количество смен в сутки – 3; продолжительность смены 7 часов; продолжительность межсменного перерыва 1 час.

По исходным данным определяем производственную мощность по горным возможностям и проверяем полученное значение по минимально допустимому сроку службы.

Величина балансовых запасов руды в месторождении:

$$B = m \cdot L_{\text{пр}}(H_p - H_z) \cdot \gamma / \sin \alpha, \quad (2.2.1)$$

где m – мощность рудного тела, м; $L_{\text{пр}}$ – длина по простиранию рудного тела, м; H_p – глубина распространения рудного тела, м; H_z – глубина залегания рудного тела, м; γ - плотность руды, $\text{т}/\text{м}^3$; α – угол падения рудного тела, град.

[изъято]

Для Заполярного месторождения

Горизонтальная площадь рудного тела:

$$S = m \cdot L_{\text{пр}} / \sin \alpha, \quad (2.2.2)$$

[изъято]

Годовая производительность рудника по горным возможностям:

$$A_g = V \cdot K_1 \cdot K_2 \cdot K_3 \cdot K_4 \cdot S \cdot \gamma \cdot (1 - \Pi) / (1 - P), \quad (2.2.3)$$

где V – среднее годовое понижение очистной выемки по всей рудной площади, м; K_i – поправочные коэффициенты, учитывающие, соответственно, угол падения, мощность рудного тела, применяемую систему разработки и число этажей, находящихся в одновременной отработке; Π, P – планируемые величины потерь и разубоживания руды, доли ед.

[изъято]

Для Ждановского месторождения:

Горизонтальная площадь рудного тела:

[изъято]

Годовая производительность рудника по горным возможностям:

[изъято] Всего по руднику получаем:

[изъято] Расчетный срок существования рудника можно определить по формуле:

$$Tp = \frac{B \cdot K_h}{A \cdot K_k}, \quad (2.2.4)$$

условно принимаем $K_k = K_h$.

[изъято] Расчетный срок службы должен быть равен или больше минимально допустимого срока службы (T_m), устанавливаемого в зависимости от годовой производительности, $T_m = 36$ лет при $A_g = [изъято] \text{млн.т/год}$.

Окончательно принимаем $A_g = [изъято] \text{млн.т/год}$, $T_m = 36$ лет.

2.3 Вскрытие и подготовка месторождения

Правильный выбор способа вскрытия месторождения имеет большое значение, так как им определяется, на длительный отрезок времени, размер необходимых капитальных вложений, общая технология производственных процессов, уровень механизации.

Выбор схемы вскрытия зависит от целого ряда геологических, горнотехнических и экономических факторов: формы и размеров рудного тела, его мощности и угла падения, глубина залегания рудного тела, рельефа поверхности, производственной мощности рудника и срока его службы, ценности руды и примененной техники. Учёт влияния перечисленных факторов должен производиться комплексно.

Для выбора способа вскрытия проведем обзор практики применения различных схем вскрытия в аналогичных условиях. Под аналогией понимается сходство по тому или иному признаку. В данном случае рассматриваем такую аналогию, как наличие открытых горных работ.

Месторождение «SanChad»

Схема вскрытия предусматривает проведение транспортных штолен, пройденный из нерабочего борта карьера (рисунок 2.3.1). Транспорт руды на поверхностный склад осуществляется по карьерному съезду. Штольни между собой сбиты спиральными съездами и капитальными рудоспусками, служащими для связи между подэтажами. Подшельневая часть запасов вскрыта слепым вертикальным стволом и спиральным съездом. Для перепуска руды из подэтажных выработок на горизонт погрузки подъемных сосудов вертикального ствола, служат капитальные рудоспуски.

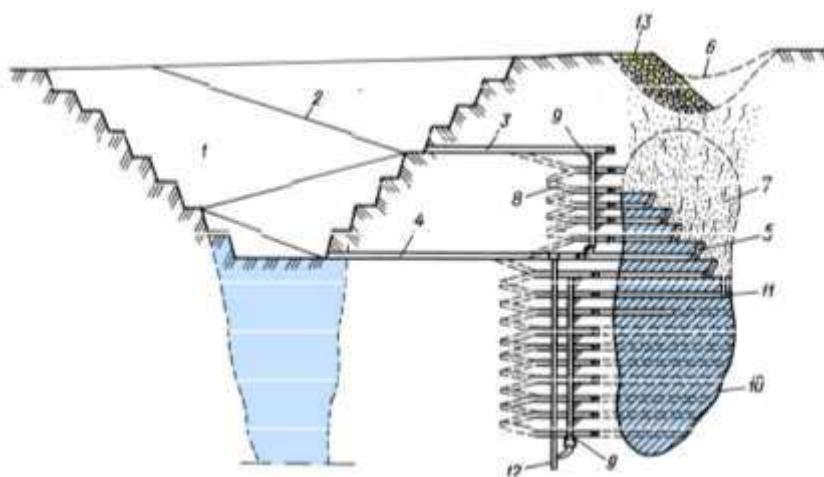


Рисунок 2.3.1 - Принципиальная схема проведения основных вскрывающих выработок для подземной разработки залежи системой подэтажного обрушения и последующей засыпкой зоны обрушения вскрышными породами из карьера: 1 – карьер на стадии доработки; 2 – карьерный съезд; 3,4 – транспортные штольни, пройденные с нерабочего борта карьера; 5 – торцевой выпуск отбитой руды; 6 – проседание поверхности; 7 – зона сдвижения и обрушения; 8 – спиральный съезд между подэтажами; 9 – рудоспуски; 10 – контур рудного тела; 11- подэтажный штрек; 12 – слепой рудоподъёмный ствол; 13 – отвал для засыпки зоны обрушения.

Хамаслахти (Финляндия)

Примером максимального использования карьера при проведении вентиляционных, транспортных, рудоперепускных подземных выработок служит рудник Хамаслахти (рисунок 2.3.2).

Основной вскрывающей выработкой является транспортный съезд, пройденный из борта карьера. Для проветривания используются вентиляционные восстающие, пройденные с поверхности. Для уменьшения объемов вскрыши доработка карьерных запасов производится без проведения транспортных автодорог, руды из карьера перепускают на откаточный горизонт подземного рудника, с которого автосамосвалами она выдается на поверхность.

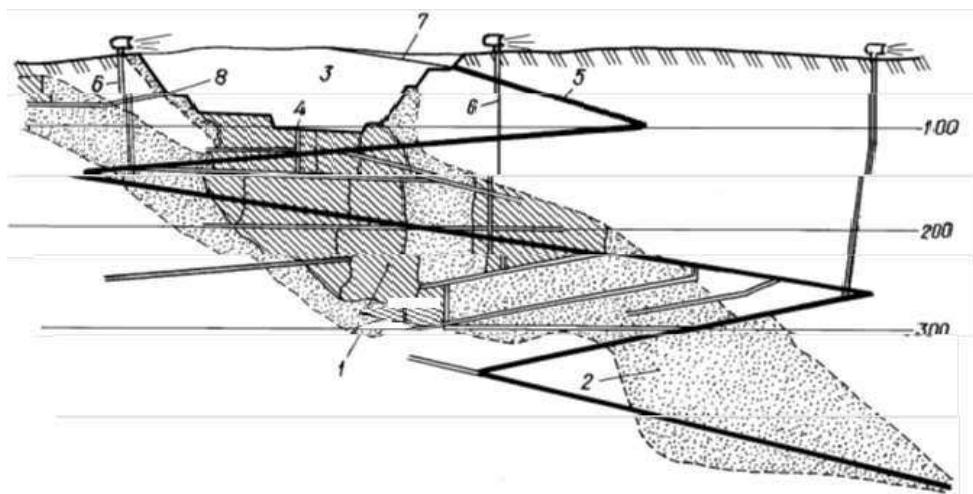


Рисунок 2.3.2 - Вскрытие рудника Хамаслахти: 1 – рудное тело, отрабатываемое открытым и подземным способом; 2 – отработанные подземным способом участки МПИ с закладкой выработанного пространства; 3 – действующий карьер; 4 – рудоспуск для руды из карьера; 5 – спиральный съезд с борта карьера; 6 – вентиляционные восстающие; 7 – карьерный съезд; 8 – штольня для подземных работ в нерабочем борту карьера.

Эвока (Ирландия)

На руднике Эвока вскрытие осуществлено вертикальными стволами с поверхности и наклонным съездом, выходящим в борт карьера (рисунок 2.3.3).

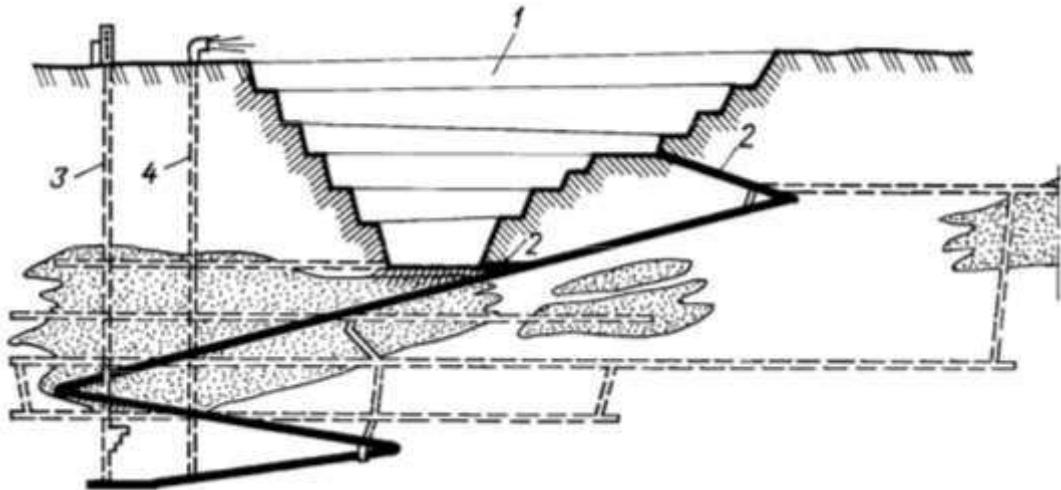


Рисунок 2.3.3 - Вскрытие рудника Эвока: 1 – карьер; 2 – наклонные съезды, пройденные с борта карьера; 3,4 – рудоподъемный и вентиляционный стволы.

Месторождение «Удачное» (Россия)

Месторождение "Удачное" ниже дна существующего карьера (глубиной 525 м) представляет собой два конусообразных рудных тела (трубки) эллипсообразной формы Западное и Восточное. Проектная производственная мощность – 4 млн.т/год, при годовом понижении горных работ – 14,8 м/год.

Вскрытие подкарьерных запасов (I очередь в отм.-290/580м).

Первая очередь вскрытия трубки "Удачная" осуществляется с поверхности тремя вертикальными стволами круглого сечения, расположенными на единой промплощадке:

скиповым стволом глубиной 1046 м (СС) диаметром 9м, оборудованным: двумя парами уравновешенных скипов (СМ-15-188-2.0.22000) грузоподъемностью по 30т.

клетевым стволом глубиной 959 м (КС) диаметром в свету 8м, оборудованным: спецклетью с размером в плане (7100x2800) грузоподъемностью 20 т, с противовесом и многоканатным подъемом; клетью (51НВ2,0А) грузоподъемностью 1,1т с одноконцевым подъемом;

вентиляционно-вспомогательным стволом глубиной 1069 м (ВВС) диаметром 8м, оборудованным: клетью (31НВ4,5А) грузоподъемностью 13,5т с противовесом и многоканатным подъемом; клетью (31НВ4,5А) грузоподъемностью 3т с одноконцевым подъемом;

Запасы рудных тел Западное и Восточное трубки "Удачная" вскрываются от стволов КС и ВВС на горизонтах -380, -480 и -580м четырьмя квершлагами сечением в свету по 23,5м². Транспортные квершлаги предусматриваются для локомотивной откатки рудной массы от участковых

рудоспусков до разгрузочных камер капитальных рудоспусков в районе скипового ствола. Высота этажа при вскрытии всех рудных тел составляет 100 м. Схема вскрытия подземного рудника "Удачный" приведена на рисунок 2.3.4.

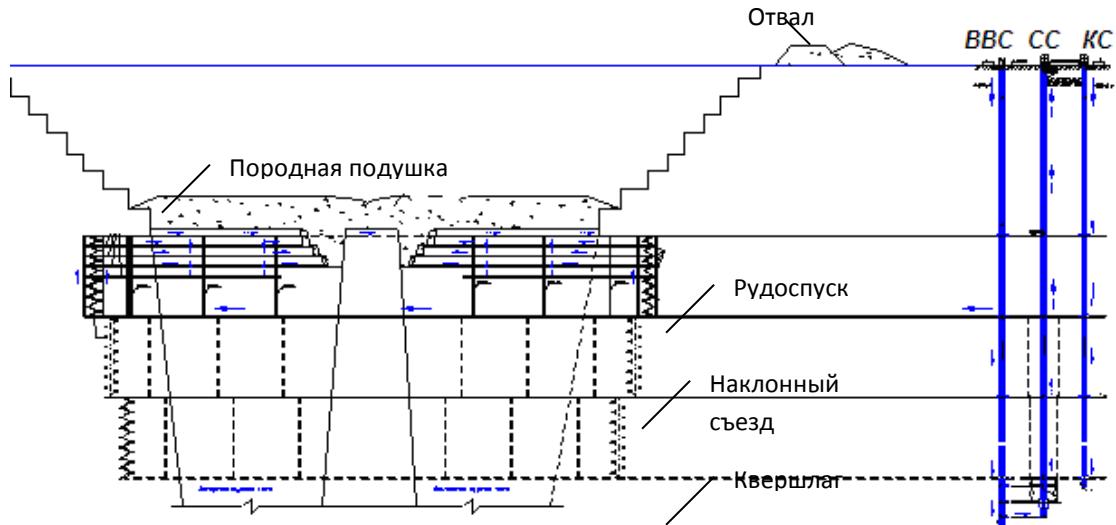


Рисунок 2.3.4 - Схема вскрытия месторождения «Удачное»

Рудник «Северный»

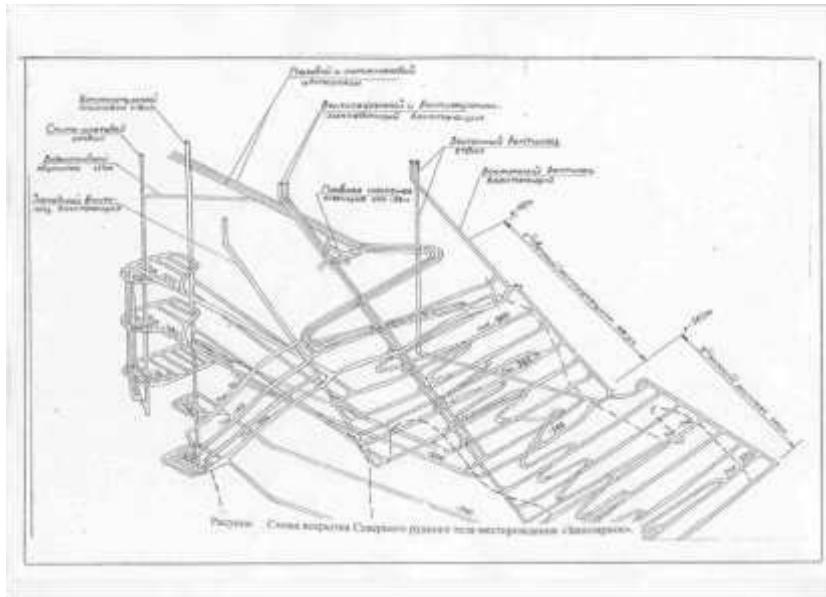


Рисунок 2.3.5 – Схема вскрытия рудника «Северный»
Виртасалми (Финляндия)

На руднике вскрытие подкарьерных запасов осуществлено главным транспортным съездом, пройденным со дна карьера (рисунок 2.3.6). Проветривание рудника организовано через систему вентиляционных восстающих. Главная вентиляционная установка размещена на уступе

карьера. Выдача загрязненного воздуха производится через штольню, пройденную из уступа карьера.

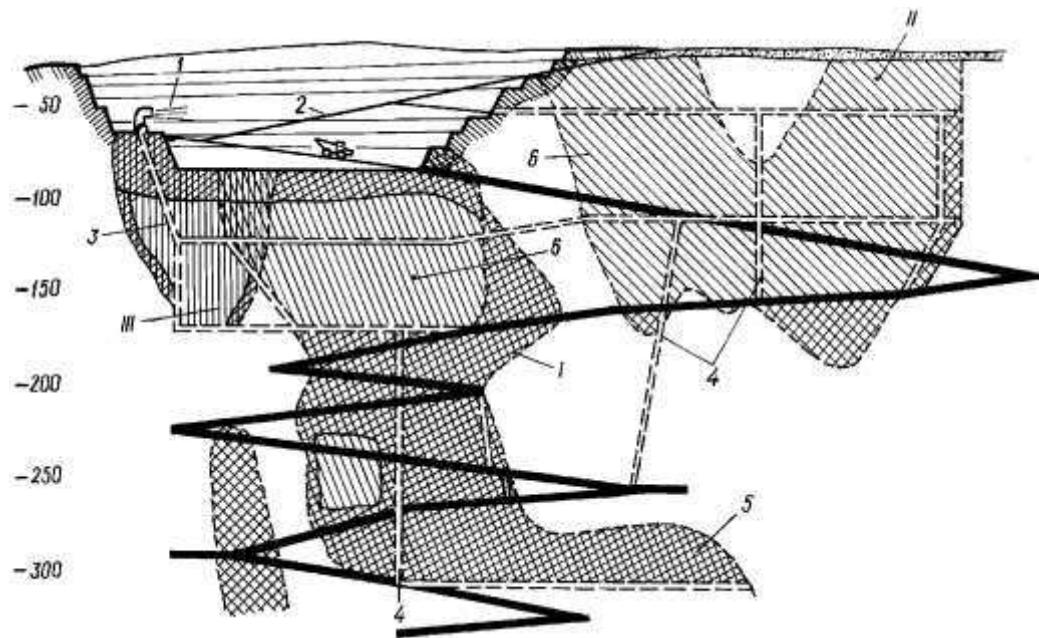


Рисунок 2.3.6 -. Вскрытие месторождения полиметаллических руд Виртасалми на полную глубину: I – рудное тело А, отрабатываемое открытым способом; II – рудные тела В и С, отрабатываемые подземным способом: 1 – действующий карьер; 2 – карьерный съезд переходящий в подземный для передвижения автосамосвалов на подземные работы; 3 – вентиляционный восстающий, пройденный с бермы нерабочего карьера; 4 – вентиляционные восстающие; 5 – рудное тело; 6 – отработанная руда.

Раутуваара (Финляндия)

Примером максимального использования карьера при проведении вентиляционных, транспортных, рудоперепускных подземных выработок служит рудник Хамаслахти (рисунок 2.3.7).

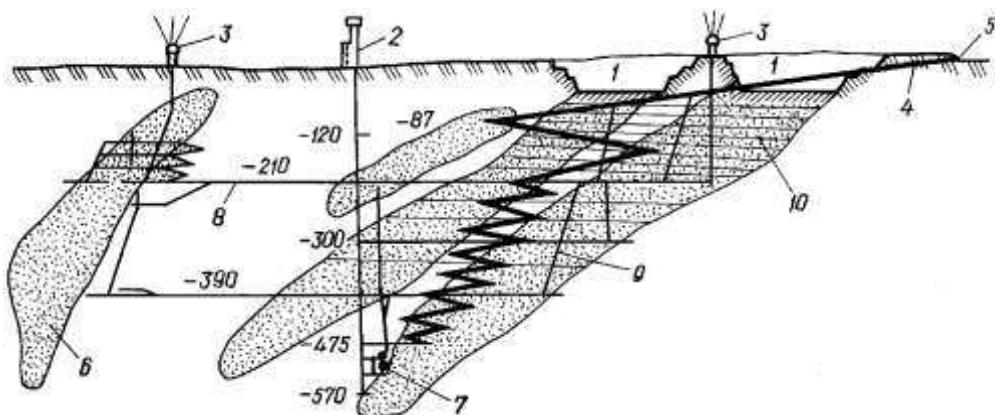


Рисунок 2.3.7 - Вскрытие на полную глубину месторождения с одновременно открытой и подземной разработкой: 1 – действующие карьеры; 2 – рудоподъемный ствол; 3 –вентиляционные скважины; 4 – наклонный спиральный съезд для СДО; 5 – портал съезда; 6 – руда; 7 – дробильно-перегрузочный комплекс; 8 –транспортный квершлаг; 9 – рудоспуск; 10 – буровые штреки.

Стекенйок (Швеция)

Вскрытие рудника осуществлено вертикальным рудоподъемным скиповым стволом (рисунок 2.3.8). Для спуска-подъема самоходного оборудования применен наклонный съезд. Для проветривания рудника используются вентиляционные восстающие.

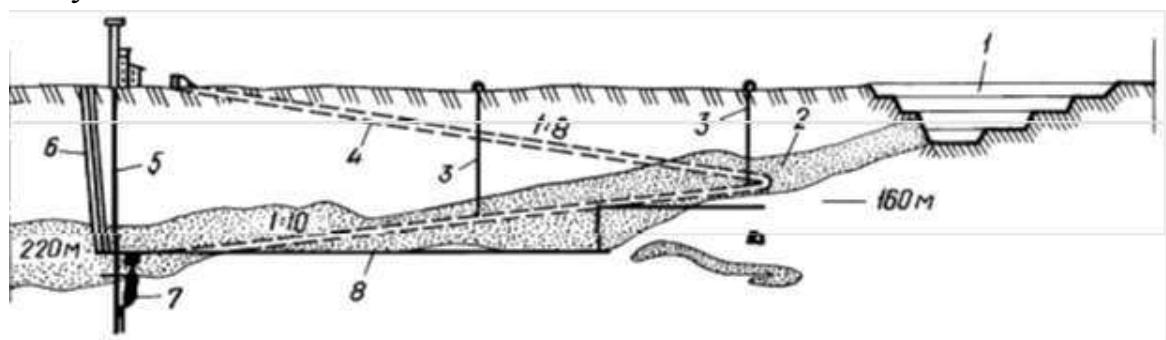


Рисунок 2.3.8 - Вскрытие рудника Стекенйок: 1 – рабочий карьер; 2 – рудное тело; 3 – вентиляционные скважины для проветривания съезда; 4 – спиральный съезд; 5 – рудоподъемный ствол; 6 – вентиляционные восстающие; 7 – дробилка; 8 – транспортный горизонт.

Хемло (Канада)

Вскрытие рудника осуществлено вертикальным рудоподъемными скиповыми стволами (рисунок 2.3.9). Для спуска-подъема самоходного оборудования при отработке верхних рудных тел применен наклонный съезд. Стволы используются также для выдачи руды из двух действующих карьеров.

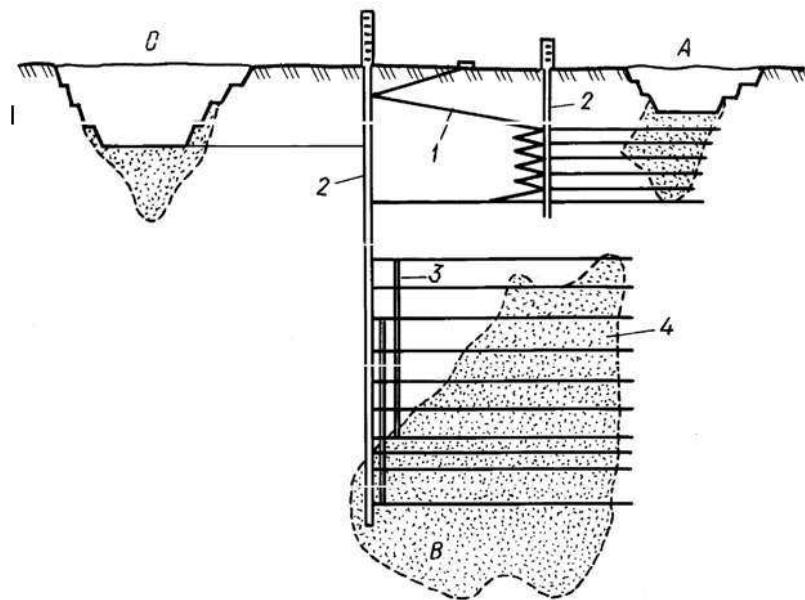


Рисунок 2.3.9 - Схема вскрытия рудника Хемло: 1 – наклонный съезд; 2 - вертикальные рудоподъемные стволы, пройденные на оптимальную глубину открыто-подземных горных работ; 3 – слепой ствол; 4 – рудное тело В, отрабатываемое подземным способом; С,А – рудные тела, отрабатываемые открыто-подземным способом.

Тишинский рудник (Россия)

Запасы Тишинского рудника Риддерского горно-обогатительного комплекса АО "Казцинк" вскрыты вертикальными стволами (рисунок 2.3.10). Для спуска-подъема самоходного оборудования пройден наклонный съезд из карьера.

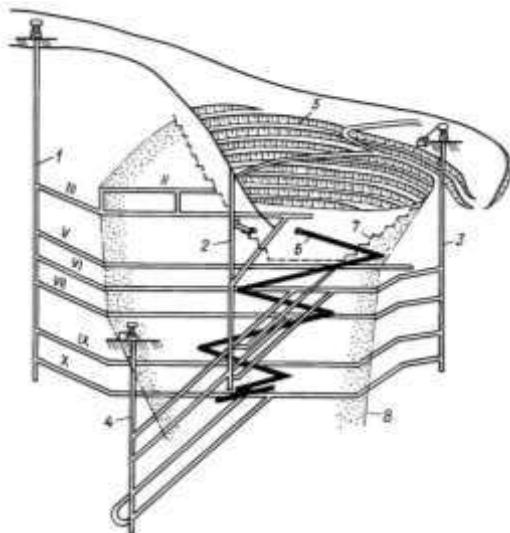


Рисунок 2.3.10 - Вскрытие Тишинского рудника: 1 - вентиляционный ствол; 2, 3, 4 – рудоподъемные и вспомогательные стволы; 5 – действующий карьер;

6 – наклонный подземный съезд, пройденный с нерабочего борта карьера; 7 – предельный контур карьера; 8 – контур рудного тела.

Чамбишин (Замбия)

На руднике Чамбишин вскрытие и разработка осуществлено в несколько этапов: до горизонта 185м. подкарьерные запасы вскрывались автоуклоном и ломанным конвейерным стволом, выходящими в дно карьера (рисунок 2.3.11). Руда от перегрузочного пункта на дне карьера автосамосвалами транспортировалась по карьерной автодороге. Запасы ниже отметки 185м вскрыты вертикальным склоновым стволом.

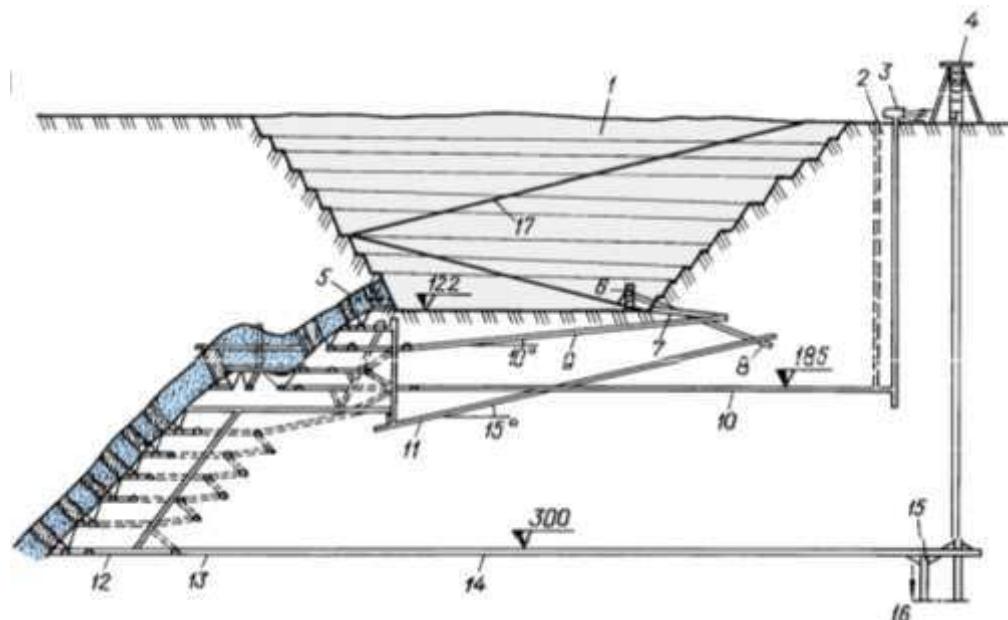


Рисунок 2.3.11 - Вскрытие рудника Чамбишин: 1 – отработанный карьер; 2, 3 – вентиляционные стволы; 4 – рудоподъёмный ствол; 5- рудное тело; 6 – 100-тонный перегрузочный бункер; 7 – портал подземного наклонного съезда; 8 – перегрузочный пункт; 9 – наклонный съезд с уклоном 10°; 10 – квершлаги, пройденные раздельно через 20 м; 11 – конвейер с уклоном 15°; 12 – концентрационный горизонт; 13 – транспортная выработка; 14 – квершлаг; 15 – пункт разгрузки в рудоспуск; 16 – к дробилке нагор. 548м; 17 – карьерный съезд.

Исходя из глубины распространения месторождения равной 1000 м и производственной мощности рудника – 5,5 млн. т в год, могут быть рекомендованы следующие способы вскрытия по типу главной вскрывающей выработки:

Вариант 1

Рисунок 2.3.12 – Схема вскрытия вертикальным склоновым стволом и автосъездом[изъято]

Описание варианта 1:

1. Схема вскрытия – *простая*
2. Тип главной вскрывающей выработки – *Вертикальный ствол, автосъезд.*
3. Подъём руды – *автомобильным транспортом, склоновой.*
4. Положение главной вскрывающей выработки – *центральное.*
5. Положение главной и вспомогательной выработок – *раздельное.*
6. Положение главной вскрывающей выработки – *Без пересечения рудного тела.*
7. Организация транспортного потока – *с концентрацией на отдельном горизонте, с откаткой на каждом горизонте.*
8. Этапность – *многоэтапная схема.*
9. Ступенчатость – *многоступенчая схема вскрытия.*
10. Тип околосвольных дворов – *петлевой.*

Достоинства:

- Меньше затраты на проведение капитальных вскрывающих выработок, т.к. ствол проходит не на всю глубину залегания рудного тела.
- Возможность доразведки при вскрытии нижней части рудных тел автосъездом.
- Возможность отработки верхней части рудных тел параллельно со строительством автосъезда.
- Возможность постепенной отработки нижней части рудных тел при параллельной его проходке.
- Меньший объем ГКР.
- Отсутствие перегрузки руды.

Недостатки:

- При большой производительности необходимость большого автопарка.
- Увеличение загрязнения рудничной атмосферы.
-

Вариант 2

Рисунок 2.3.13 – Схема вскрытия вертикальным скиповым стволов [изъято]

Описание варианта 2:

1. Схема вскрытия – *простая*
2. Тип главной вскрывающей выработки – *Вертикальный ствол*
3. Подъём руды – *скиповой*.
4. Положение главной вскрывающей выработки – *центральное*.
5. Положение главной и вспомогательной выработок – *раздельное*.
6. Положение главной вскрывающей выработки – *Без пересечения рудного тела*
7. Организация транспортного потока – *с концентрацией на отдельных горизонтах*
8. Этапность – *одноэтапная*.
9. Ступенчатость – *одноступенчатая схема вскрытия*
10. Тип околосвольных дворов – *петлевой*

Достоинства:

- Отсутствие перегрузки руды.
- Надежная работа подъема.
- Большая производительность.
- Эффективное использование транспорта.
- Меньший объем ГКВ благодаря проходке слепого вентиляционного ствола.

Недостатки:

- Более долгий срок строительства главной вскрывающей выработки
- Сложность схемы вентиляции.
- Проходка слепого вент.ствола.

В дипломном проекте Семёнова М.А., группа ГГ11-10 (2017 г.) для данных условий предложена схема вскрытия представленная на рисунке 2.3.14. Ее можно рассмотреть, как конкурирующий вариант схемы вскрытия.

Рисунок 2.3.14 – Схема вскрытия вертикальным склоновым стволом с концентрационными горизонтами и автосъездом для доставки транспорта и материалов[изъято]

Описание варианта:

1. Схема вскрытия – *простая*
2. Тип главной вскрывающей выработки – *вертикальный ствол*
3. Подъём руды – *склоновой*.
4. Положение главной вскрывающей выработки – *центральное*.
5. Положение главной и вспомогательной выработок – *раздельное*.
6. Положение главной вскрывающей выработки – *Без пересечения рудного тела*
7. Организация транспортного потока – *с концентрацией на отдельных горизонтах*
8. Этапность – *одноэтапная*.
9. Ступенчатость - *одноступенчатая схема вскрытия*
10. Тип околосвольных дворов – *петлевой*.

Достоинства:

- Отсутствие перегрузки руды.
- Надежная работа подъема.
- Большая производительность.
- Эффективное использование транспорта.

Недостатки:

- Большой срок строительства ствола.
- Большой объем ГКВ.

Для дальнейших расчетов принимаем первую схему вскрытия вертикальным склоновым стволом и автосъездом.

2.4 Проведение горных выработок

Проведение подэтажного штрека под самоходное оборудование

Проходка осуществляется в породах устойчивых и средней устойчивости, с коэффициентом крепости по шкале профессора Протодьяконова М.М. 14. Для проведения выработок применяется буровзрывной способ, в котором основными процессами являются бурение шпуров, их заряжания и взрывание, проветривание и затем приведение забоя в безопасное состояние, погрузка горной массы и крепление.

Водоприток в выработку составит 3 м³/ч.

Рисунок 2.4.1 – Подэтажный штрек [изъято]

Выбор способа проходки

Физико-механические свойства пород:

Крепость по шкале профессора Протодьяконова М.М. – 14;

Породы устойчивые;

Плотность – 3,1 т/м³;

Коэффициент разрыхления – 1,5;

Прочность на сжатие – 51,8 мПа;

Прочность на растяжение – 5,7 мПа.

Выбор параметров и формы горной выработки

Подэтажный штрек длиной 100 м, проходка осуществляется со скоростью 100 м/мес.

В связи с горно-геологическими условиями принимаем сводчатую форму поперечного сечения выработки с применением анкерной крепи. Размеры поперечного сечения выработки определяются исходя из размеров транспортного оборудования, способа передвижения людей, наличия оборудования различного назначения (силовых кабелей, трубопроводов и др.) и количества воздуха, проходящего по данной выработке.

Для проходки данной выработки принимаем самоходную буровую установку типа «Rocket Boomer 104» (ширина=1220 мм, высота=2700 мм), для отгрузки горной массы используем ПДМ AtlasCopco типа «ST 3,5» (ширина=1735 мм, высота=2162 мм). Согласно ЕПБ, минимальное расстояние между наиболее выступающей частью машины и стенок (крепью) выработки со

стороны прохода людей должно составлять не меньше 1200 мм, а с противоположной стороны не менее 500 мм. Толщина набрызгбетона составляет 50 мм.

Из выше перечисленных размеров оборудования и минимальных зазоров между оборудованием и бортами и кровлей выработки принимаем следующие размеры выработки;

Размеры выработки 3,6 x 3,6;

Площадь поперечного сечения выработки в свету, м²:

$$S_{CB} = B \cdot (h_1 + 0,26B), \quad (2.4.1)$$

$$S_{CB} = 3,2 \cdot (3,07 + 0,26 \cdot 3,2) = 12,5 \text{ м}^2,$$

где В – ширина выработки в свету, м; h₁ – высота стенки выработки от дорожного покрытия, м

$$h_1 = H_{CB} - h_c, \quad (2.4.2)$$

$$h_1 = 4,14 - 1,07 = 3,07 \text{ м},$$

где H_{cb} – минимальная высота по оси выработки в свету, м; h_c – высота коробкового свода, м;

$$H_{CB} = h + e + d_T \quad (2.4.3)$$

$$H_{CB} = 2162 + 1500 + 480 = 4142 \text{ мм} = 4,14 \text{ м}.$$

Ширина выработки в свету:

$$B = a + A_M + \varepsilon, \quad (2.4.5)$$

где a – минимальный зазор со стороны свободного прохода людей, м; A_m – ширина машины, м; минимальный зазор между наиболее выступающей частью машины и стенкой (крепью), м;

$$B = 1000 + 1735 + 500 = 3235 \text{ мм} = 3,2 \text{ м}.$$

Высота коробкового свода

$$h_c = B / 3, \quad (2.4.6)$$

$$h_c = 3,2 / 3 = 1,07 \text{ м}.$$

Сечение выработки вчерне составит:

$$S_q = B_1 \cdot (h_3 + 0,26B_1) \quad (2.4.7)$$

$$S_q = 3,3 \cdot (3,27 + 0,26 \cdot 3,3) = 13,6 \text{ м}^2$$

где B₁ – ширина выработки при наличии крепи, м; h₃ – высота стенки выработки от почвы, м;

Высота стенки выработки от почвы

$$h_3 = h_1 + h_{II}, \quad (2.4.8)$$

$$h_3 = 3,07 + 0,2 = 3,27 \text{ м};$$

где h_{II} - толщина дорожного покрытия, м;

Ширина выработки при наличии крепи составит:

$$B_1 = B + 2d, \quad (2.4.9)$$

где B – ширина выработки в свету, м; d – толщина набрызг-бетонной смеси, м;

$$B_1 = 3,2 + 2 \cdot 0,05 = 3,3 \text{ м}.$$

Выбор ВВ и средств инициирования

Для заряжания используется патронированное ВВ (аммонит №6ЖВ), принимаем диаметр буровой коронки $d_k = 46$ мм, диаметр патрона $d_{II} = 36$ мм и $L_{II} = 200$ мм.

Инициирование заряда – прямое, т.е патрон – боевик расположен у устья шпура. Такое инициирование более безопасное, т.к. не приводит патрон – боевик к детонации при заряжании. После заряжания шпуротов производят забойку.

Для инициирования зарядов используем систему ИСКРА.

Выбор режима проходческих работ

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

Число рабочих смен в сутки $n_{cm}=3$

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

Продолжительность рабочей смены $T=7$ часов.

Определение нормы проходки за цикл.

Месячная норма выработки - 100 м. ($L=100$ м.)

Суточную норму проходки определяем по формуле:

$$L_{cym} = \frac{L}{n_{dn}}, \quad (2.4.10)$$

$$L_{cym} = \frac{100}{30} = 3,3 \text{ м.}$$

В сутки проводится одно взрывание.

Определяем норму проходки за цикл:

$$L_{yx} = \frac{L_{cym}}{n_u}, \quad (2.4.11)$$

$$L_{yx} = \frac{3,3}{1} = 3,3 \text{ м.}$$

Принимаем $L_{yx}=3,3$ м.

Определение глубины шпуров

Длина шпуров с учетом к.и.ш. вычисляется по формуле:

$$L_{uu} = L_{cym} / n, \quad (2.4.12)$$

$$L_{uu} = 3,3 / 0,9 = 3,7 \text{ м,}$$

где L_{uu} - длина шпура, м; n - коэффициент использования шпура.

Глубину врубовых шпуров принимаем на 10÷20 % больше,

получаем:

$$l_{bp}=4,3 \text{ м.}$$

Сечение выработки в проходке:

$$(2.4.13)$$

$$S = (1.03 \div 1.05) \cdot S_{\text{бн}},$$

$$S = 1,05 \cdot 13,6 = 14,3 \text{ м}^2.$$

Для ориентировочных расчетов удельный расход ВВ устанавливают по формуле профессора Покровского Н.М.;

$$q_{BB} = 0,1 \cdot f \cdot f_0 \cdot u \cdot m \cdot e, \quad (2.4.14)$$

$$q_{BB} = 0,1 \cdot 14 \cdot 1,2 \cdot 1,76 \cdot 0,7 \cdot 1 = 2 \text{ кг/м}^3,$$

где q_{BB} - удельный расход ВВ, кг/м³; f - коэффициент крепости по шкале Протодьяконова М.М.; f_0 - коэффициент структуры породы (1,2); u -коэффициент зажима, учитывающий величину площади забоя выработки и число обнаженных плоскостей,

$$u = \frac{6,5}{\sqrt{S_q}}, \quad (2.4.15)$$

$$u = \frac{6,5}{\sqrt{13,6}} = 1,76,$$

где S_q - Площадь сечения выработки вчерне, м²; m - коэффициент, учитывающий применяемый диаметр коронки,

$$m = \frac{32}{d_{\kappa}}, \quad (2.4.16)$$

$$m = \frac{32}{46} = 0,7,$$

где $d_{кз}$ – диаметр применяемой коронки, мм; e -коэффициент, учитывающий работоспособность ВВ, для взрывания применяется ВВ Аммонит №6 ЖВ;

$$e = \frac{p_o}{p_{BB}}, \quad (2.4.17)$$

$$e = \frac{380}{380} = 1.$$

При проходке подэтажного штрека принимаем клиновой вруб, т.к. породы крепкие и требуют хорошей проработки врубовой полости.

Расчет общего количества шпурков в комплекте

Общее число шпурков определяется по формуле:

$$N = \frac{1,27 \cdot q_{BB} \cdot S}{\Delta \cdot d_n^2 \cdot K_3}, \quad (2.4.18)$$

$$N = \frac{1,27 \cdot 2,0 \cdot 14,3}{1100 \cdot 0,036^2 \cdot 0,6} = 42 \text{ шт},$$

где N – число шпурков в комплекте, шт.; q_{BB} - удельный расход ВВ, кг/м³; S – сечение выработки в проходке, м²; K_3 – коэффициент заполнения шпуров ВВ, доли ед.; Δ - плотность заряжания ВВ, г/см³; d_n – диаметр заряда (патрона) ВВ, см.

Число врубовых шпурков:

$$N_{bp} = (2 \cdot h_1/a) + 2 = (2 \cdot 1,2/0,5) + 2 = 6,8 = 8 \text{ шпурков}, \quad (2.4.19)$$

где h_1 - высота вруба; a – расстояние между парами сходящихся шпурков, м ($a = 0,5$ м);

$$h_1 = h_k = W_{otb} = 47 \cdot d_3 \sqrt{\Delta / \gamma \cdot e \cdot U_{otb}} = 47 \cdot 0,036 \sqrt{(1,1/3,1 \cdot 1 \cdot 0,7)} = 1,2 \text{ м}, \quad (2.4.20)$$

где U_{otb} – коэффициент зажима для отбойных шпурков, ($U_{otb} = 0,7$ – для средних сечений выработки);

Число оконтуривающих шпурков:

$$N_{ok} = 4,1 \cdot \sqrt{S/b} = 4,1 \cdot \sqrt{14,3/0,5} = 22 \text{ шпурков} \quad (2.4.21)$$

где S – сечение выработки в проходке; b – коэффициент, зависящий от крепости пород, доли ед. ($b = 0,5$).

Число вспомогательных шпурков;

$$N_{bc} = N - N_{bp} - N_{ok} \quad (2.4.22)$$

$$N_{bc} = 42 - 8 - 22 = 12 \text{ шт.}$$

Оконтуривающие шпуры бурятся на расстоянии (в зависимости от крепости) 0,4 - 1,0 м один от другого. Принимаем расстояние между оконтуривающими шпурами 0,7 м.

Расстояние между врубовыми шпурами принимаем 0,3 м.

Расчет комплексной нормы времени выработки

Комплексная норма времени (H_k) необходима для расчета потребности в трудозатратах при проектировании организации работ в забое, расчета длины уходки, а также расчета оплаты труда проходчиков.

По технологическим требованиям и горно-геологическим условиям проектируется поперечное сечение выработки в свету и вчерне, вид и конструкция крепи, способ и схема проведения, необходимое проходческое оборудование и комплекс БВР.

В состав табличной нормы времени на бурение входит: получение материалов и инструмента; наладка освещения; подноска на расстояние до 20 м и укладка на полок инструмента; бурение шпуров; подготовка перфораторов к работе; бурение шпура и переход к бурению следующего шпуря; смена коронок и буров; отсоединение шлангов от магистрали; уборка инструмента, механизмов и рабочего места.

Проветривание забоя происходит в межсменный перерыв, следовательно его не учитываем при подсчетах суммы трудозатрат по процессу.

Бурение шпуров осуществляют 2 человека.

Крепление осуществляют 3 человека.

Продолжительность смены: 7 часов.

Таблица 2.4.1 - Расчет комплексной нормы времени [изъяты данные таблицы]

Наименование процесса	Норма времени, (чел. ч/ед.; маш. ч/ед.)			Объем работ на 1 м выработки V_i	Трудозатраты по процессу T_i , чел.ч/пог.м
	Табличная H_t	Коэффициент сложности k	Установленная, H_y		
Приведения забоя в безопасное состояние					
Бурение, м					
Заряжение, м					
Погрузка, м ³					
Крепление, шт.					
Итого:					

Уточнение паспорта БВР

Определяем общий расчётный расход ВВ на цикл;

$$Q_p = q_{BB} \cdot S \cdot l_u, \quad (2.4.23)$$

$$Q_p = 2,0 \cdot 14,3 \cdot 3,7 = 105,8 \text{ кг.}$$

Рассчитываем среднюю величину заряда в шпуре;

$$q_{cp} = Q_p / N_s, \quad (2.4.24)$$

$$q_{cp} = 105,8 / 42 = 2,5 \text{ кг.}$$

Уточняем величину заряда ВВ в каждом шпуре. Для врубовых шпуров величину заряда принимаем на 15 – 20 % больше средней величины заряда, для вспомогательных (отбойных) шпуров – на 15 – 20 % меньше, а для оконтуривающих – около средней величины заряда.

Уточненный общий расход ВВ на цикл;

$$Q_\phi = q_{ep} \cdot N_{ep} + q_{om\bar{o}} \cdot N_{om\bar{o}} + q_{ok} \cdot N_{ok}, \quad (2.4.25)$$

$$Q_\phi = 2,9 \cdot 8 + 2,1 \cdot 12 + 2,5 \cdot 22 = 103,4 \text{ кг,}$$

где q_{ep} , $q_{om\bar{o}}$, q_{ok} – величина заряда, соответственно, во врубовых, отбойных (вспомогательных) и оконтуривающих шпурах, кг.

Длина заряда в шпуре определяется по формуле:

во врубовом

$$l_{ep} = l_n \cdot n_{ep}, \quad (2.4.26)$$

$$l_{ep} = 200 \cdot 15 = 3000 \text{ мм.}$$

в отбойном

$$l_{om\bar{o}} = l_n \cdot n_{om\bar{o}}, \quad (2.4.27)$$

$$l_{om\bar{o}} = 200 \cdot 11 = 2200 \text{ мм.}$$

в оконтуривающих

$$l_{ok} = l_n \cdot n_{ok}, \quad (2.4.28)$$

$$l_{ok} = 200 \cdot 13 = 2600 \text{ мм.}$$

Таблица 2.4.2 – Параметры буровзрывных работ [изъяты данные таблицы]

Номера шпуротов	Наименование шпурлов	Длина шпура , м.	Угол наклона шпура, град.	Величина заряда в шпуре, кг.	Длина заряда,м .	Длина Забойки, м.	Очередность взрывания
1-8	Врубовые						
9-20	Отбойные						
21-42	Оконтуривающие						

Рисунок 2.4.2 - Паспорт БВР [изъято]

Расчет крепи

Расчет железобетонного анкера. Расчет несущей способности железобетонного анкера.

Определяется расчетная несущая способность стержня анкера P_c , Н, из условия его прочности на разрыв:

$$P_c = F \cdot R_p \cdot m, \quad (2.4.29)$$

$$P_c = 0,0002 \cdot 360000000 \cdot 1 = 72000 \text{ H},$$

где F - площадь поперечного сечения стержня, м^2 (рекомендуемый диаметр стержня $d_c = 0,016 \text{ м}$); R_p - расчетное сопротивление материала стержня растяжению ($R_p = 360 \text{ МПа}$ для стали периодического профиля класса А-Ш);

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

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

$$P_3 = \pi \cdot d_c \cdot \tau \cdot l_3 \cdot k_3 \cdot m_1 \quad (2.4.30)$$

$$P_3 = 3,14 \cdot 0,016 \cdot 12000000 \cdot 0,4 \cdot 0,55 \cdot 0,7 = 92843,5 \text{ H}$$

где d_c — диаметр арматурного стержня, м; τ - удельное сцепление стержня с бетоном, Па; l_3 - расчётная длина заделки, м; k_3 - поправочный коэффициент на длину заделки; m_1 - коэффициент условий работы замка, значение которого принимают 0,7-0,6.

Определяется расчетная несущая способность замка P_{cd} , Н, из условия его сдвига относительно стенок шпура;

$$P_{cd} = \pi \cdot d_m \cdot \tau_2 \cdot l_3 \cdot k_3 \cdot m_2, \quad (2.4.31)$$

$$P_{cd} = 3,14 \cdot 0,046 \cdot 1400000 \cdot 0,4 \cdot 0,55 \cdot 0,75 = 33365,6 \text{ H},$$

где d_m - диаметр шпура, м; τ_2 - удельное сцепление бетона с породой, Па;

m_2 - коэффициент условий работы замка ($t_2 = 0,75$ при влажном шпуре).

В качестве расчетной несущей способности анкера P_a принимается меньшее из значений (P_c , P_{cd}), $P_a=33365,6$ Н.

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

$$l_a = B / \sqrt{f + K}, \quad (2.4.32)$$

$$l_a = 3,3 / \sqrt{14 + 0,2} = 0,9 \text{ м},$$

где B - ширина выработки вчерне, м; K - коэффициент, принимаемый равным 0,15-0,2; f - коэффициент крепости пород по шкале Протодьяконова М.М.

Длина анкера в кровле выработки принимается не менее 1,0 м и не более 2,5 м (редко 3 м).

Плотность расстановки анкеров $1 / \text{м}^2$, в кровле выработки;

$$S_{kp} = q_{kp} \cdot n_n / P_a, \quad (2.4.33)$$

$$S_{kp} = 126,8 \cdot 1,2 / 0,03 \cdot 10^6 = 5,1$$

где n_n - коэффициент перегрузки, равный 1,2; P_a - расчетная несущая способность анкера, Н; q_{kp} - нормативное давление со стороны кровли, зависящее от расчетной схемы горного давления и формы выработки, Па.

$$q_{kp} = ((a / tq\varphi) - h_c) \cdot \gamma, \quad (2.4.34)$$

$$q_{kp} = ((2,2 / tq3) - 1,07) \cdot 3,1 = 126,8 \text{ Па},$$

где a - ширина свода обрушения, м;

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

$$a_{kp} = \sqrt{1 / S_{kp}}, \quad (2.4.35)$$

$$a_{kp} = \sqrt{1 / 5,1} = 0,4 \text{ м.}$$

Плотность расстановки анкеров в боку выработки, $1/\text{м}^2$;

$$S_\delta = q_n \cdot n_n / P_a, \quad (2.4.36)$$

$$S_\delta = 14326,3 \cdot 1,2 / 0,03 \cdot 10^6 = 0,6,$$

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

$$q_n = \left(\frac{a + h_1 \cdot ctq(45^\circ + \varphi/2)}{tq\varphi} + h_1 \right) \cdot \gamma \cdot \lambda_2, \quad (2.4.37)$$

$$q_n = \left(\frac{2,2 + 3,07 \cdot ctq(45^\circ + 87/2)}{tq87} + 3,07 \right) \cdot 3,1 \cdot 1448,3 = 14326,3 \text{ Па},$$

где h_1 — высота вертикальной стенки выработки, м; $\lambda_2 = \operatorname{tg}^2 (45^\circ - \varphi/2)$ - коэффициент бокового распора.

Расстояние между анкерами в боку выработки a_b , м, определяется по формуле;

$$a_\delta = \sqrt{1/S_\delta}, \quad (2.4.38)$$

$$a_\delta = \sqrt{1/0,6} = 1,3 \text{ м.}$$

Объем закрепляющего состава, см³;

$$V = 0,825 \cdot (d_{us}^2 - d_c^2) \cdot l_3, \quad (2.4.39)$$

$$V = 0,825 \cdot (4,6^2 - 1,6^2) \cdot 40 = 614 \text{ см}^3.$$

где d_{us} , d_c - соответственно, диаметр шпуря и армирующего стержня, см;

l_3 — длина заделки анкера в бетон, см.

Расчет необходимой толщины набрызг-бетонной смеси;

$$q_{kp} = 0,017 \cdot a_{kp} \cdot \gamma, \quad (2.4.40)$$

$$q_{kp} = 0,017 \cdot 0,4 \cdot 3,1 = 0,02 \text{ м},$$

где a_{kp} — расстояние между анкерами в кровле, м.

Расчет основных показателей БВР

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

Объем горной массы, оторванной за взрыв;

$$V_L = S \cdot l_L, \quad (2.4.41)$$

$$V_L = 14,3 \cdot 3,3 = 47,2 \text{ м}^3.$$

Расход шпурометров на цикл;

$$L_L = l_{ep} \cdot N_{ep} + l_{om} \cdot N_{om} + l_{ok} \cdot N_{ok}, \quad (2.4.42)$$

$$L_{II} = 3,0 \cdot 8 + 2,2 \cdot 12 + 2,6 \cdot 22 = 107,6.$$

Расход шпурометров на 1 пог.м выработки;

$$L_{I_M} = L_{II} / l_{II}, \quad (2.4.43)$$

$$L_{I_M} = 107,6 / 3,3 = 32,6.$$

Расход шпурометров на 1 м³ выработки;

$$L_{1_{M^3}} = L_{II} / V_{II}, \quad (2.4.44)$$

$$L_{1_{M^3}} = 107,6 / 47,2 = 2,28$$

где l_{вр}, l_{отб}, l_{ок} - глубина, соответственно, врубовых, отбойных и оконтуривающих шпуров в комплекте, м.

Таблица 2.4.3 - Основные показатели буровзрывных работ [изъяты данные таблицы]

Наименование показателя	Значение
Сечение выработки в проходке, м ²	
Длина выработки, м	
Количество шпуров на цикл, шт.	
Глубина шпуров в комплекте, м	
Коэффициент использования шпура, доли ед.	
Подвигание забоя за взрыв, м	
Объём горной массы оторванной за взрыв, м ³	
Расход шпурометров, м:	
на цикл	
на 1 пог.м выработки	
на 1 м ³	
Расход ВВ, кг:на цикл	
на 1 пог.м выработки	
на 1 м ³	
Месячная скорость проходки выработки, м/мес.	
Продолжительность сооружения выработки, мес.	

Расход ВВ на 1 пог.м выработки;

$$Q_{1,m} = Q_\phi / l_U, \quad (2.4.45)$$

$$Q_{1,m} = 103,7 / 3,3 = 31,4 \text{ кг.}$$

Расход ВВ на 1 м³ выработки;

$$q_\phi = Q_\phi / V_U, \quad (2.4.46)$$

$$q_\phi = 103,7 / 47,2 = 2,2 \text{ кг/м}^3.$$

Фактическая месячная скорость проходки выработки, м/мес;

$$E_\phi = l_U \cdot n_{pd} \cdot n_{cm} \cdot n_U, \quad (2.4.47)$$

$$E_\phi = 3,3 \cdot 30 \cdot 2 \cdot 0,5 = 99 \text{ м,}$$

где n_{pd} , n_{cm} , n_U - соответственно, число рабочих дней в месяце, число проходческих смен в сутки и число циклов в смену, шт.

Продолжительность сооружения выработки, мес;

$$T = L / E_\phi, \quad (2.4.48)$$

$$T = 100 / 99 = 1,01 \text{ мес,}$$

где L - длина горной выработки, м.

Проветривание выработки

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

Принимаем нагнетательный способ проветривания с помощью вентилятора ВМЭ-8 по данным практики.

Водоотлив

Так как водоприток в выработке до 5 м³/ч., и составляет 3 м³/ч водоотлив осуществляется насосом Н-1м.

Расчет и построение графика организации работ

Общая организация труда в забое:

Основной формой организации труда при проведении подземных горных выработок является производственная бригада – группа рабочих одной или нескольких смежных

профессий, объединенных общим местом работы, единством задач и общностью выполнения процессов труда.

При проходке выработок создают комплексную бригаду из рабочих, владеющих смежными профессиями. Такая бригада осуществляет весь комплекс работ, составляющих проходческий цикл по проведению горной выработки. Преимущество данной бригады заключается в том, что независимо от имеющегося по каждой операции объема работы уплотняется рабочий день и полностью загружается каждый член бригады в течение всей смены.

Расчет численности рабочих.

Явочное число рабочих в смену:

$$N_{я} = (l_{см} \cdot H_k) / (T \cdot k) = (3,3 \cdot 7) / (7 \cdot 1) = 4 \text{ чел.}; \quad (2.4.49)$$

где $l_{см}$ – подвигание забоя за смену, м; H_k – комплексная норма времени, чел-час/1п.м.; T – продолжительность смены, час.; k – средний коэффициент, равный 1.

По данным ТБ у забоя должно находиться не менее 2 работников, следовательно $N_{я} = 4$ чел.

Списочный состав бригады

$$N_{сп} = N_{я} \cdot k_{сп} = 4 \cdot 1,58 \approx 7 \text{ чел.}; \quad (2.4.50)$$

где $k_{сп}$ – коэффициент списочного состава:

$$k_{сп} = \frac{T}{(T_k - t_1 - t_2 - t_3) \cdot 0.96} = \frac{365}{(365 - 12 - 52 - 60) \cdot 0.96} = 1,58, \quad (2.4.51)$$

где T – число рабочих дней в году, дн.; T_k – число календарных дней в году, дн.; t_1 – число праздничных дней в году, дн.; t_2 – число выходных дней в году, дн.; t_3 – число дней отпуска в году, дн.

Построение циклограммы

Таблица 2.4.4 - Циклограмма на проходку выработки [изъяты данные таблицы]

Процесс	Число рабочих	Продолжительность процесса, ч.	Часы смены							Перерыв
			1	2	3	4	5	6	7	
Приведения забоя в безопасное состояние										
Отгрузка породы										
Бурение										
Крепление										
Заряжание и взрывание										
Проветривание										

Расчет себестоимости 1п.м. капитальной выработки

Таблица 2.4.5 - Затраты на проходку по статье “заработка плата” [изъяты данные таблицы]

Процесс	Объем работ на 1 пог.м	Установленная норма времени	Трудозатраты, чел.час/п.м.	Разряд	Часовая тарифная ставка, руб.	Кол-во человек	Суммарные затраты, руб.
Бурение							
Погрузка							
Заряжание и взрывание							
Крепление							
Вспомогательные работы							
Итого по тарифу							
Доплата за работу в ночное время(7%)							
Итого с ночныхми							
Премиальные доплаты(40%)							
Итого с премиальными							
Районный коэффициент(1,8)							
Итого с районным коэффициентом							
Доплата за работу в условиях Крайнего Севера(80%)							
Итого с доплатой							
Единый социальный налог 27,1%							
С учётом отчислений:							
Всего на 1 п.м. выработки							
Стоимость всей выработки							
Стоимость 1 м ³ , руб							

Таблица 2.4.6 - Затраты на проходку выработки по статье " материалы" [изъяты данные таблицы]

Наименование	Единица измерения	Расход на цикл	Стоимость единицы, руб.	Сумма, руб.
1. ВВ:				
Аммонит №6 ЖВ (патроны)				
2. СИ:				

ИСКРА				
ДШ				
ЭД				
3. Буровые коронки:				
КДП				
Буровая сталь				
Итого на цикл:				
Неучтенные материалы: 10%				
Итого с неучтеными на цикл:				
Итого на 1п.м.:				
Итого на 1м ³ :				
Итого на всю выработку:				

Таблица 2.4.7 - Затраты на проходку по статье “энергия” [изъяты данные таблицы]

Вид энергии. Процесс. потребитель	Количест во потреби телей	Ед. измере ния	Расход в час или мощность двигателя	Продолжительность процесса в цикле, ч	Расход энергоносителя на цикл	Стоимость единицы энергии, руб.	Сумма на цикл, руб.
1. Сжатый воздух:							
Boomer 104							
2. Электроэнергия:							
Boomer 104							
3. Технологическая вода:							
Бурение							
Итого на цикл:							
Итого на 1 м ³ :							
Итого на всю выработку:							

Таблица 2.4.8 - Затраты на проходку по статье “амортизация” [изъяты данные таблицы]

Наименование оборудования	Количество единиц	Стоимость единицы, руб.	Общая сумма стоимости, руб.	Годовая норма амортизации, %	Продолжительность проходки, лет	Суммарные затраты, руб.
1. Boomer 104						
2. ПДМ ST-3,5						
3. ВМЭ-8						
4. Н-1м						
Итого на выработку:						
Итого на 1 п.м:						
Итого на 1 м ³ :						

Таблица 2.4.9 - Общая стоимость сооружения штрека [изъяты данные таблицы]

Статьи расходов	Затраты, руб.			Удельный вес затрат, %
	На всю выработку	На 1 погонный метр выработки	На 1 м ³ выработки	
1. Заработка плата				
2. Материалы				
3. Энергия				
4. Амортизационные отчисления				
Итого затрат:				
Общешахтные услуги(45%)				
Итого прямых затрат:				
Накладные расходы (8-26%)				
ВСЕГО:				

Таблица 2.4.10 - Технико-экономические показатели проведения выработки [изъяты данные таблицы]

Наименование показателя	Значение
1. Сечение выработки в свету, м ²	
2. Сечение выработки в проходке, м ²	
3. Длина выработки, м	
4. Коэффициент крепости пород по Протодьяконову	
5. Категория пород по СНиП	
6. Общее число шпурков, шт.	
7. Подвигание забоя за цикл, м	
8. Коэффициент использования шпура, доли. ед.	
9. Продолжительность цикла, час.	
10. Число циклов в смену, шт.	
11. Число циклов в сутки, шт.	
12. Скорость подвигания забоя, м/мес.	
13. Численность звена, чел.	
14 Явочная численность бригады, чел.	
15. Списочная численность бригады, чел.	
16. Стоимость проведения всей выработки, руб.	
17. Стоимость проведения 1 погонного метра выработки, руб.	
18. Стоимость проведения 1 кубического метра выработки, руб.	
19. Продолжительность проходки выработки, мес.	

2.5 Система разработки со специальной частью проекта – Выбор и изыскание рационального конструктивно-технологического исполнения системы разработки (для отработки богатых медно-никелевых руд)

2.5.1 Выбор видового исполнения системы по принятому алгоритму

Выбор системы разработки производим по классификации Агошкова М.И.

1й класс – Системы разработки с открытым очистным пространством. Благоприятными условиями для применения систем этого класса, являются наличие устойчивых руд и пород, т.к. системы данного класса подразумевают оставления больших очистных пространств.

2й класс – Системы с магазинированием руды применяют, как правило, при разработке крутых месторождений мощностью 0,5—5,0 м и более с выдержаным залеганием, устойчивой рудой и вмещающими породами, а также рудами, не склонными к слеживанию. Угол падения

рудного тела 55° для применения систем с магазинированием является минимальным.

3й класс – Системы разработки с креплением. Применяется для отработки рудных тел, мощностью до 13 метров с любым углом падения.

4й класс – Системы разработки с закладкой выработанного пространства. Применяются при разработке рудных тел любой мощности с любым углом падения. Руда должна быть средней устойчивости или устойчивой, при неустойчивых рудах применяется нисходящая выемка.

5й класс – Системы разработки с обрушением пород. Системы слоевого обрушения применяют при отработке крутопадающих рудных тел, мощностью более 3 метров, а также рудных тел мощностью более 5 метров с любым углом падения.

6й класс – Системы разработки с обрушением руды и налегающих пород. Применяют при разработке крутопадающих рудных тел, мощностью более 3 метров, а также с мощностью более 7 метров с любым углом падения при неустойчивых и средней устойчивости бедных рудах, залегающих в неустойчивых и средней устойчивости породах, легко обрушающихся в след за выемкой. Систему можно применять в крепких и устойчивых породах, при условии создания искусственной подушки из обрушенной породы.

7й класс – Комбинированные системы разработки. Представляют собой комбинацию рассмотренных систем разработки при выемке камерных запасов и целиков. При этом системы увязаны в единый комплекс с общей подготовкой и определённым порядком выемки камер и целиков.

Отбор видового исполнения системы разработки можно осуществить методом логического исключения, с учетом влияния системообразующих горно-геологические факторов на определенные сравнительные характеристики.

Таблица 2.5.1 – Результаты сравнительной оценки влияния горно-геологических факторов на применимость систем разработки МПИ (по М.И.Агошкову) [изъяты данные таблицы]

Системообразующие горно-геологические факторы		Классы систем разработки по М.И. Агошкову*					
Перечень наиболее характерных	Конкретизация по группировкам с числовыми значениями	1	2	3	4	5	6
<i>A. Постоянные факторы</i>							
Устойчивость руды	Устойчивая						
Устойчивость пород	Устойчивые						
Ценность руды	Ценная						
Мощность рудного тела, м	11						
Угол залегания, град	60						
Морфология рудных тел	Пластообразная						
Распределение металла в массиве	Сплошное						
<i>B. Переменные факторы</i>							
Слеживаемость руды	нет						
Самовозгораемость руды	нет						
Наличие карстов	нет						
Допустимость обрушения дневной поверхности	есть						
Итоговая оценка							

Седьмой класс комбинированных систем разработки не рассматриваем.

Исходя из таблицы, следует, что для разработки данного месторождения подходят три класса систем разработки – с закладкой выработанного пространства, с креплением и обрушения пород.

Учитывая стоимость леса, а также ручной труд, из данных классов более рационально будет принять для дальнейшего проектирования класс систем разработки с закладкой.

2.5.2 Обзор практики применения систем в аналогичных условиях и обоснование базового варианта конструктивно-технологического исполнения

Месторождение медно-никелевое Талнахское. Рудник Маяк.

Талнахское месторождение полиметаллических руд связано с крупной дифференцированной интрузией габбро-долеритов. Пологопадающие рудные тела залегают на глубинах 110-1600 м. Требование первоочередной разработки высокооцененных сплошных руд с минимальными потерями и необходимость сохранения других типов руд для последующей выемки, а также сложные геологические и гидрогеологические условия предопределили управление горным давлением полной закладкой выработанного пространства твердеющими смесями. На глубине выше 500 м очистную выемку ведут в основном вариантами сплошной слоевой системы разработки.

Для отработки участков месторождения в поле рудника Маяк применяется камерно-целиковая система с последующей закладкой выработанного пространства твердеющей смесью. Очистная выемка ведется панелями шириной 40-45 м. в зависимости от принятых размеров панельного целика (15-20 м). Ширина камер и междукамерных целиков составляет 8 м. Очистное пространство при отработке камер поддерживается временно оставляемыми рудными целиками. Ко времени выемки целиков выработанное очистное пространство камер заполняется твердеющей смесью. Кровля очистных камер поддерживается железобетонными штангами в комбинации с набрызгбетоном.

За время эксплуатации месторождения на руднике «Маяк» было испытано 9 вариантов камерно-целиковой системы. Наиболее эффективным для условий рудника «Маяк» оказался вариант камерно-целиковой системы с предварительным сооружением бетонного днища. Начиная с 1970 г. этот вариант применяется для выемки панелей мощностью 20-40 м. В 1973 г. на руднике «Маяк» удельный вес добычи руды вариантом с бетонным (искусственным) днищем составил 20%, с рудным днищем - 40% и вариантом с рудными откосами - 40%.

На рисунок 2.5.1 приведен вариант отработки междукамерных целиков с образованием рудной траншеи.

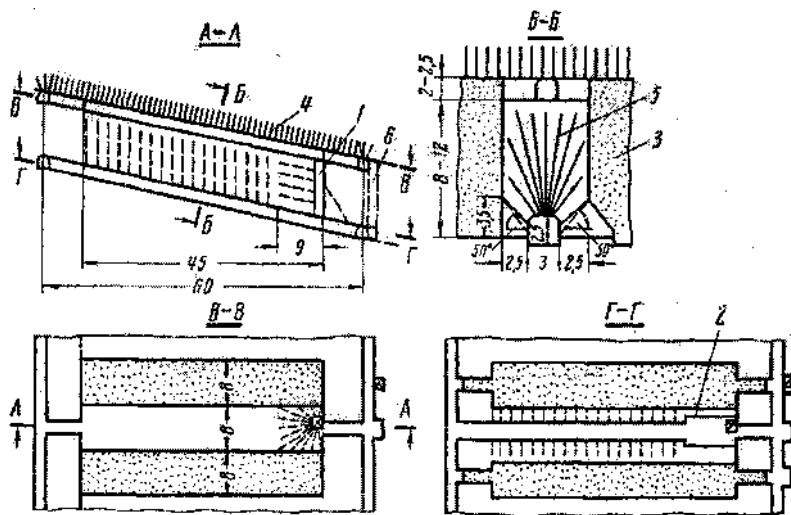


Рисунок 2.5.1 - Вариант отработки междукамерных целиков с образованием рудной траншеи: 1 - отрезной восстающий; 2 - подсечка отрезной щели; 3 - закладка; 4 - железобетонные штанги; 5 - веер скважин; 6 - ходовой восстающий.

На рисунке 2.5.2 вариант камерно-целиковой системы с отбойкой руды из подэтажных выработок на искусственное днище.

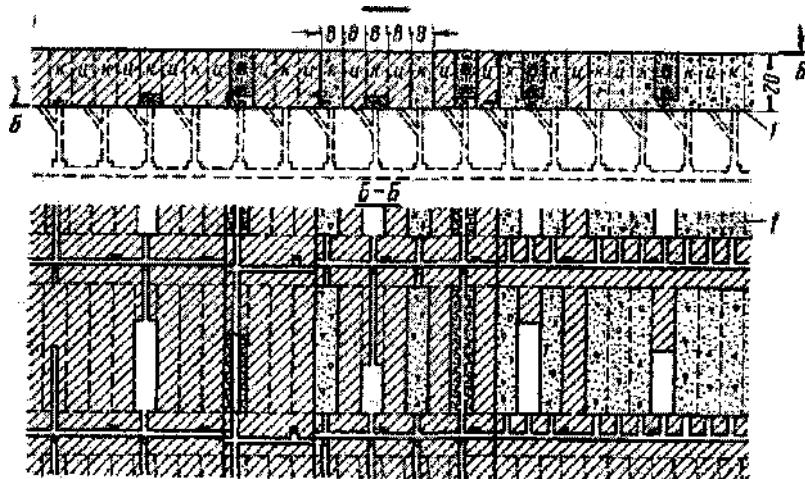


Рисунок 2.5.2 - Вариант камерно-целиковой системы с отбойкой руды из подэтажных выработок на искусственное днище: 1 - твердеющая закладка; к - камера; ц - целик.

На основании проведенных, на комбинате исследований и технико-экономических расчетов был выбран состав закладочной смеси при следующем расходе материалов на 1 м³: вяжущее - 600 кг, в том числе цемент М-300-100-120 кг, ангидрит молотый - 180 - 220 кг, гранулированный шлак рудно-термических печей никелевого завода - 280 - 320 кг; заполнитель - 1380 - 1400 кг, в том числе искусственный песок крупностью 0-5 мм - 800 кг, щебень крупностью 5-30 мм - 600 кг.

Месторождение Заполярное. Рудник Каула-Котсельваара комбината Печенганикель.

Отработка запасов рудника Каула-Котсельваара характеризуется сложными горно-геологическими условиями залегания рудных тел. Руды и породы вязкие, достаточно устойчивые. Коэффициент крепости руды по Протодьяконову 8-12, пород 10-14.

Для отработки пологозалегающих и наклонных рудных тел разработана камерная система со взрыводоставкой руды по простирианию рудного тела в выпускную траншею, пройденную в породах лежачего бока под рудным телом (рисунок 2.5.3) и применением самоходного оборудования.

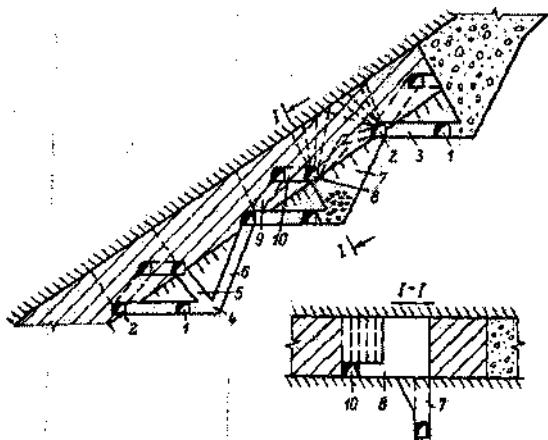


Рисунок 2.5.3 - Камерная система разработки со взрыводоставкой руды в выпускную траншею для выемки ценных руд.

Система предусматривает разделение шахтного поля на этажи высотой 30-50 м, а по простирианию на блоки, для подготовки которых проводят полевые (1) и рудные (2) штреки, соединяемые между собой у каждого блока ортами (3). Из сбойки (4) под углом, позволяющим вести доставку руды на транспортный горизонт под действием собственного веса. На границе блока в сторону рудного тела и на вышележащий горизонт проводятся полевые восстающие (5) и (6), из которых взрыванием скважинных зарядов образуют выпускную траншею (7) ограниченной ширины по верху (3-5 м) и по низу (3 м), вскрывающую запасы каждого блока со стороны лежачего бока. Породу от проходки горных выработок и траншеи размещают в выработанном пространстве ранее отработанных блоков в смеси с твердеющей закладкой.

Отбойку камерных запасов блока производят из буровых штреков 2 и 8, соединяемых съездами 9 и сбойками 10 для передвижения самоходного оборудования с последующей взрыводоставкой руды по простирианию в выпускную траншею, по которой она поступает на выпускную траншею.

Длина блока определяется, исходя из устойчивости пород висячего бока и дальности взрывной доставки руды в выпускную траншею.

Месторождение Иртышское. Рудник Иртышского полиметаллического комбината.

Месторождение крутопадающее средней мощности (3,5-6 м). Руды и породы устойчивые.

Отработка запасов осуществляется камерной системой разработки подэтажными штреками с комбинированной закладкой выработанного пространства. Этаж высотой 60 м делят по простиранию на камеры первой очереди длиной 10 или 20 м и второй очереди длиной 30 м (рисунок 2.5.4).

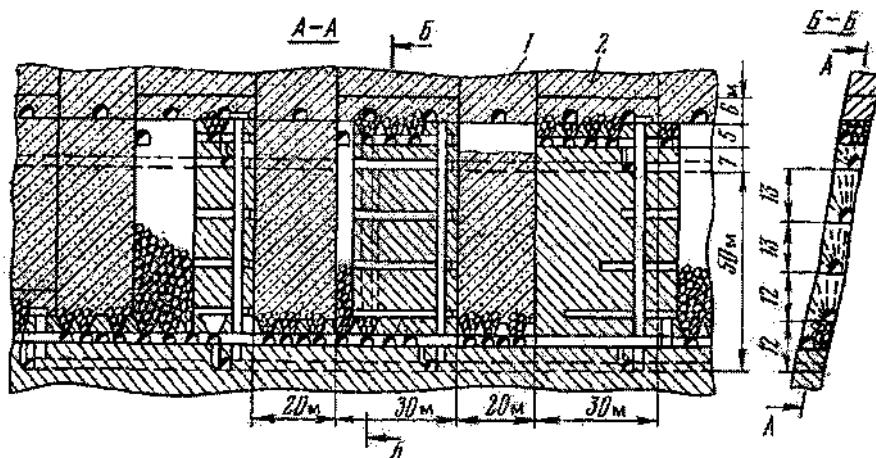


Рисунок 2.5.4 Камерная система разработки подэтажными штреками с комбинированной закладкой выработанного пространства: 1 - твердеющая закладка; 2 - сухая породная закладка.

Камеры первой очереди заполняют твердеющей (бетонной) закладкой. При отработке вторичных камер отбойку, доставку и выпуск руды выполняют, как при обычной системе подэтажных штреков, искусственный массив высотой 7-8 м возводят только в основании камеры, а оставшееся пространство заполняют сыпучим материалом. Отрезную щель располагают на расстоянии 2,5-3 м от закладочного материала. Межэтажный целик, включающий рудный массив основания блока и потолочину, отрабатывают совместно с основными запасами.

Высота подэтажа 10-12 м, скважины диаметром 56 мм, глубиной 4-12 м располагают веером, линия наименьшего сопротивления 1,1-1,2 м, расстояние между концами скважины 2-2,4 м. Одновременно взрывают 2-4 ряда скважин с опережением верхних уступов по отношению к нижним.

Месторождение Заполярное. Рудник Северный комбината Печенганикель.

Месторождение «Заполярное», отработка которого ведется рудником «Северный» комбината Печенганикель, залегает в восточной части Печенгского никеленосного района. Рудное тело месторождения представлено пластообразной залежью оруденелых серпентинитов и брекчии мощностью от долей метра до 45 м в раздувах с углом падения 35 -65 °, в среднем 55 °. Руды и породы вязкие, достаточно устойчивые. Коэффициент крепости руды по Протодьяконову 8-12, пород 10-14.

Месторождение отрабатывается по проекту института Гипроникель. Предусмотрены использование дизельного самоходного оборудования на всех производственных процессах и заполнение выработанного пространства твердеющей закладкой.

Месторождение отрабатывают системой подэтажных штреков при мощности рудного тела более 3 м (рисунок 2.5.5). Параметры блока: высота 60 м, длина 40 м, ширина блока равна мощности рудного тела.

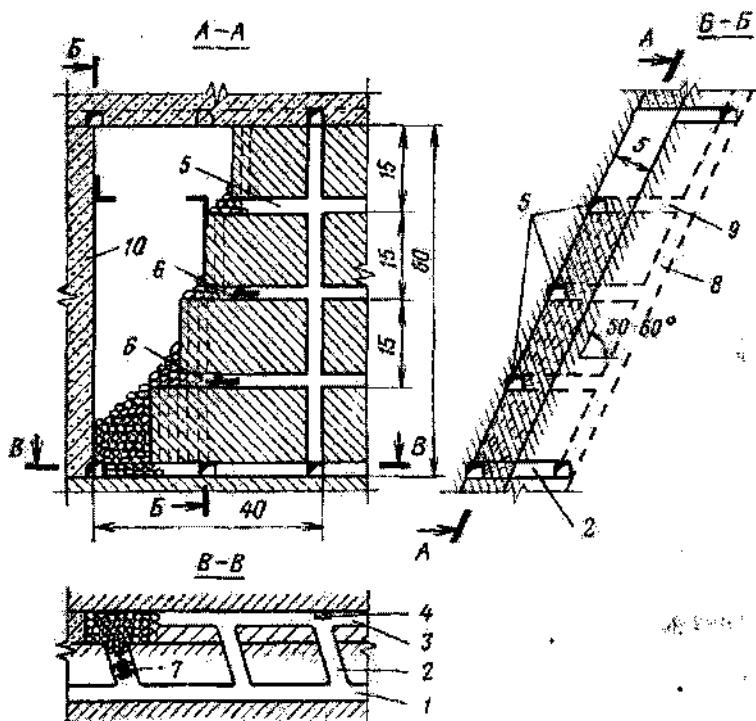


Рисунок 2.5.5 - Система разработки подэтажными штреками 1 - полевой этажный штрек; 2 - погрузочный орт; 3 - рудный штрек; 4 - блоковый восстающий; 5 - подэтажный штрек; 6 - самоходная бурильная установка; 7 - погрузочно-доставочная машина; 8 - наклонный съезд; 9 - заезд на подэтаж; 10 - блок, заполненный твердеющей закладкой.

Подготовка шахтного поля осуществляется этажами высотой 60 м. с разделением на подэтажи через 15 м. Для вскрытия и подготовки нового этажа в первую очередь углубляют уклоны. Из них до границ залежи проходят рудный и полевой этажные штреки, с полевого штрека на вышележащий горизонт - выработки проветривания, а с действующего этажа на нижележащий - вспомогательный наклонный съезд. Подготовку запасов этажа ведут по всему простианию рудного тела, а не отдельными блоками, что создает наиболее благоприятные условия для использования самоходного оборудования на проходческих работах.

Руду в камерах отбивают веерными комплектами скважин диаметром 56 и 65 мм, которые бурят из подэтажных штреков самоходными бурильными установками АТ-1, ДУО-20 и ДУО-ТГ-5. Расстояние между веерами скважин принимается равным 1,2-1,6 м, между концами скважин оно составляет 1,5 м. Скважины заряжают с помощью пневмозарядчиков ЗМБС-2 гранулитом АС-8. Удельный расход ВВ на отбойку руды составляет 1,2 кг/м³. Выход руды с 1 м скважин 1,3 - 1,6 м³.

При обеих системах разработки горизонт выпуска выполняется в виде плоского днища. Отбитую руду отгружают из блоков погрузочно-доставочными машинами ЛФ-7,2, ЛФ-12 и ПД-8 через погрузочные орты площадью сечения 11,2 м², расположенные через 20 м. В непосредственной близости от очистного блока на полевом штреке руду погрузочно-доставочной машиной грузят в автосамосвалы, которые доставляют ее на поверхность.

При отгрузке руды из блока погрузочно-доставочной машиной ЛФ-12 производительность автосамосвала МоАЗ-6401-9585 составляет 29,8 м³/смену, 45-тонного автосамосвала - 52,1 м³/смену при расстоянии транспортирования 3 км.

По окончании отработки блока его закладывают твердеющей смесью и приступают к отработке вторичных блоков. Для закладки применяется твердеющая смесь следующего состава: вяжущее - портландцемент М300 (165 кг/м³), молотый медно-никелевый шлак (680 кг/м³); заполнитель – местный песок (1180 кг/м³), вода (400 л/м³). Объемная масса такой смеси 2,4 т/м³, подвижность 12-14 см, прочность на сжатие 1,5-1,9 МПа.

Североуральское месторождение, ООО «СУБР»

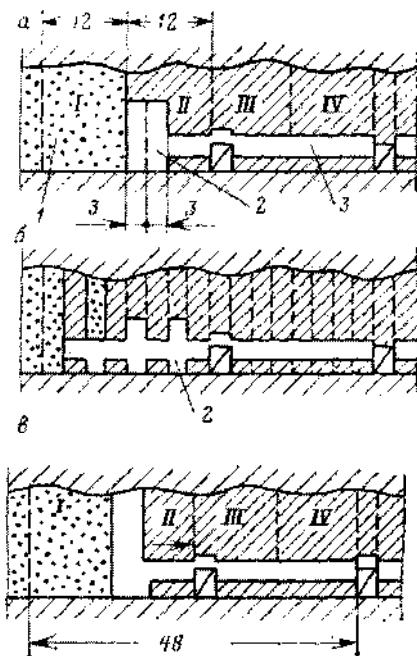


Рисунок 2.5.6 - Варианты выемки горизонтальных слоев с закладкой: а — заходками всплошную; б — заходками, разделенными ленточными целиками; в — лавой по простиранию; 1 — закладка; 2 — заходка; 3 — слоевой штрек; I—IV — порядок отработки слоя

Выемка слоев высотой 3 м под закладкой осуществляется по трем вариантам: вариант а предусматривает отработку слоя заходками всплошную. Развитие работ на слое следующее.

Из флангового восстающего до контакта руды с породами лежачего бока проводят орт, из которого проводят слоевой штрек D^o восстающего, расположенного в центре. При проведении этих выработок бурение шпуров производится с помощью перфораторов, уборка руды — скреперной лебедкой. После сбояки слоевого штрека с восстающим на слой доставляют погрузочно-доставочную машину типа «Каво-511» и уборка руды на слое в последующем осуществляется машиной.

По завершении проведения слоевого штрека до противоположного фланга приступают к проведению заходок. Одновременно проводят две-три заходки, располагая их забои уступно. Отработанные три заходки на одном из флангов блока подлежат закладке, для чего на слоевом штреке устанавливают деревянную перемычку и по трубопроводу подают раствор. Ширина заходок и слоевого штрека 4м.

В период закладки отработанных заходок на одном фланге и ее твердения очистную выемку на слое таким же образом ведут на другом фланге.

По окончании очистных работ на слое машину убирают на центральный восстающий, который отгораживают от слоя перемычкой, и слой полностью заполняется закладкой.

Работы на последующем слое начинают с флангового восстающего, где закладка к этому времени приобретает достаточную прочность (3МПа).

К достоинствам разработанного варианта можно отнести небольшое число перемычек, устанавливаемых на слое: одна перемычка на три заходки.

Вариант «б» отличается от «а» тем что заходки разделяются ленточными целиками. Ширина заходок и целиков одинаковая 4м.

Общее развитие работ на слое принципиально не меняется. За один прием проводятся две-три заходки, отделенные одна от другой целиками. После отработки трех заходок на одном фланге их закладывают. В отличие от варианта «а» перемычки ставятся в каждой заходке, а трубопровод подводят через сбойки у лежачего бока, чем добиваются качественного заполнения выработок в том участке, где необходимо иметь надежную кровлю для отработки нижележащего слоя.

У контакта с породами, лежачего бока подбучивание кровли закладкой не обязательно, так как при пологом залегании эта часть заложенного пространства будет приходиться на лежачий бок.

Во время закладки заходок на одном фланге, очистная выемка ведется на другом фланге.

К выемке целиков приступают тогда, когда прочность закладки в заходках будет 0,7—1,0МПа. Отработка целиков и закладка отработанного пространства после их выемки производится аналогично.

Достоинство варианта в том, что создаются условия для отказа от крепления заходок, благодаря чему резко повышается продолжительность труда рабочего и интенсивность отработки блока. Вариант рационально применять на участках с большой мощностью рудного тела, где длина заходок составляет 15—20м более. В этих условиях удельная трудоемкость возведения перемычек незначительна.

Вариант «в» предусматривает выемку большей части слоя широким забоем по простирианию.

Слой отрабатывается участками длиной по простирианию 15 -16м. В центре участка из слоевого штрека проводится заходка шириной 4м — разрезная лента. Остальные части участка по обе стороны разрезной ленты отрабатываются лавой по простирианию. Длина лавы определяется горизонтальной мощностью рудного тела.

После отработки такого участка на одном фланге его подготавливают к закладке: на слоевом штреке устанавливают перемычку, а трубопровод прокладывают в предварительно проведенной заходке, отгороженной от закладываемого участка рудным целиком шириной 4м.

В очистном пространстве устанавливаются распорные стойки.

К достоинствам варианта можно отнести расширение фронта очистных работ и уменьшение числа изолирующих перемычек.

Особенность применения рассмотренных вариантов в условиях Североуральского бокситового рудника заключается в том, что часть каждого горизонтального слоя приходится отрабатывать непосредственно под налегающими породами. Учитывая неустойчивость налетающих пород, часть слоя под ними всегда отрабатывают заходками с креплением их дверными окладами.

Рудник «Сан Джованни Ротондо» Италия

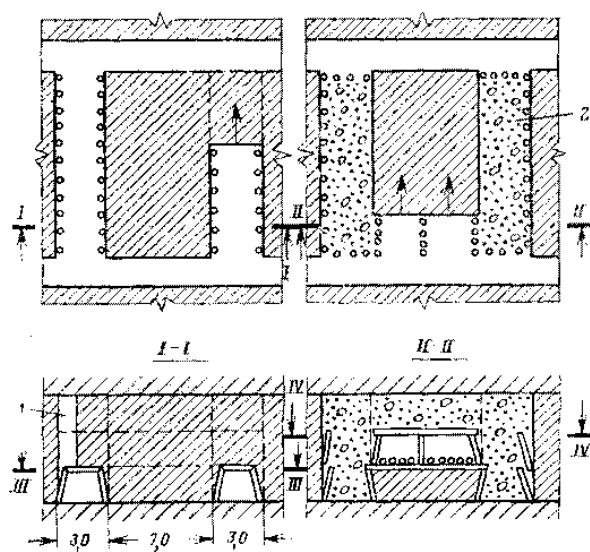


Рисунок 2.5.7 - Выемка наклонными слоями с креплением и закладкой:
1 - дучка; 2 — закладка; а и б — стадии работ

Выемка наклонными слоями с креплением и закладкой. Вариант применяется на этом же руднике для отработки участков месторождения мощностью 6—8м.

Блоки длиной по простирианию 12—13м подготавливают траншеями. Траншеи располагаются на флангах блоков, их проведение осуществляется в несколько стадий.

Сначала до контакта с породами лежачего бока проводят разрезные ленты шириной около 3 м. Проводят их от нижнего до верхнего этажного штрека на расстоянии 6—7м по простирианию друг от друга. Крепление ленты — деревянные крепежные рамы, устанавливаемые в разбежку.

По окончании проведения из каждой ленты вверх поднимают по одной дучке и проводят под кровлей такие же ленты. Затем вынимают целик, оставшийся между верхней и нижней лентами, отбитую руду по дучке перепускают в нижнюю ленту, где ее аккумулируют до конца работ по разделыванию траншеи.

Подготовленную траншею заполняют породной закладкой, предварительно вынимая деревянную крепь — полностью на верхах лентах и частично, оставляя крайние стойки, в последующих. На этом заканчивается первая стадия работ.

Следующая стадия заключается в выемке запасов руды, оставшейся между заложенными траншеями. Их вынимают наклонными слоями сверху вниз путем проведения спаренных заходок с установкой деревянной крепи. После отработки верхней пары заходок на их почву укладывают деревянный настил, а выработанное пространство заполняют породой. Отработка последующих слоев осуществляется аналогично. Для заполнения нижележащего слоя используется закладка, которой заполнен слой, расположенный выше.

Для варианта характерны большая трудоемкость подготовительных работ, связанных с созданием траншей (установка и разборка крепи, проходка дучек), и значительный расход крепежного материала.

Таким образом, для условий данного дипломного проекта более рационально будет принять для дальнейшего рассмотрения камерную систему разработки с закладкой.

2.5.3 Изыскание по совершенствованию конструктивно-технологического исполнения базового варианта системы разработки

«Экспертная оценка показателей потерь и разубоживания, систематизация технологических решений по их снижению при очистной выемке руд» (Кудрявцева К.А., Семенов М.А. Научный руководитель – профессор Иванцов В.М., Сибирский Федеральный Университет)*

(Нумерация таблиц и рисунков сохранена)

Полнота и качество использования недр одна из актуальных проблем горной технологии. Решение ее возможно путем постановки соответствующих задач и в первую очередь выбора систем разработки, совершенствования технологических процессов очистной выемки. Для организации своей деятельности в указанном направлении требуются данные практики и лучше всего в систематизированном виде. При этом идет постоянно обработка накопленных данных и совершенствование методологических подходов.

Широко используется представление показателей потерь и разубоживания в табличном виде по отдельным классам систем разработки, а также по отдельным технологическим процессам и решениям.

Представляет интерес интерпретация экспертных оценок показателей потерь (n) и разубоживания (p), предложенная В.М. Иванцовым (табл. 1).

Таблица 1 - Матрица соотношений экспертных оценок показателей потерь и разубоживания по классам систем РМПИ (по В.М. Иванцову)

k Сумма показателей потерь и разубоживан- ия, %	30					
	20					
	15					
	10					
	5					
	3					
		1	2	3	4	5
Классы систем разработки МПИ по М.И. Агошкову						
$k = n + p = \text{inv}$ инвариантное число по классам $n_{\min} + p_{\max} = k$ $n_{\max} + p_{\min} = k$						
<ol style="list-style-type: none"> Системы разработки с открытым очистным пространством Системы разработки с магазинированием руды Системы с креплением очистного пространства Системы с закладкой очистного пространства Системы разработки с обрушением вмещающих пород Системы с обрушением руды и вмещающих пород 						

Но хотелось бы ее подкрепить обработкой данных практики.

Для достижения поставленной цели воспользовались литературными источниками - справочниками, энциклопедией, монографиями и статьями на рассматриваемую тематику.

Получилось информационное поле, представленное на рисунке 1.

Рисунок 1 - Информационное поле по выборке показателей потерь и разубоживания[изъято]

Отклонения полученных значений от табличных объясняется тем, что обработанные данные уже являются частично устаревшими, так как сейчас существуют и широко применяются технологии позволяющие производить более полную выемку полезного ископаемого. Матрица соотношений экспертных оценок показателей потерь и разубоживания, в свою очередь, включает данные изменения технологий.

Вывод: Матрица соотношений экспертных оценок показателей потерь и разубоживания по классам систем РМПИ вполне работоспособна и может быть использована при оценке эффективности систем разработки на видовом уровне.

Для поиска и систематизации решений по совершенствованию технологии с целью снижения потерь и разубоживания можно воспользоваться логикой перевода «административных проблем» в «инженерные задачи» (по Г.С. Альтшулеру). Надо исходную проблемную ситуацию проанализировать так, чтобы выявить слабое звено в технологии.

Слабым звеном с позиции нашей проблематики в большинстве случаев является система разработки как совокупность выработок, функционально обеспечивающих массовую добычу в промышленных масштабах, и процессы очистной выемки. Источники потерь и разубоживания при очистной выемке представлены на рисунках 2 и 3.



Рисунок 2 - Источники потерь руды при подземной разработке рудных месторождений



Рисунок 3 - Систематизация полноты и качества использования недр при очистной выемке

Более конкретно определяющим местом возникновения потерь и разубоживания следует признать – очистное пространство во всех элементах блока (Камера, МКЦ, МЭЦ). При этом в первичных элементах – камерах следует обратить внимание на противоречивое положение при отбойке на контакте руды с породой, при доставке – на рабочую плоскость перемещения рудной массы, а во вторичных элементах – целиках еще и на контакт с ранее отработанными элементами (камерами и/или целиками).

Допустимые (нормативные) соотношения потерь и разубоживания оцениваются повариантно, используя в качестве критерия - прибыль с тонны балансовых запасов:

$$\text{Пр}_{бз} = C \cdot \Pi_o \cdot K_o \cdot K_{\text{тov}} \cdot K_h / K_k \Rightarrow \text{MAX},$$

где Пр_{бз} – прибыль с одной тонны балансовых запасов, руб./т ;

C – содержание металла в балансовых запасах, г/т, % ;

Π_o – оптовая цена металла на уровне передела, руб./т;

$C_{\text{тov}}$ – себестоимость добычи и переработки руды, руб./т;

$K_h = (1-p)$ – коэффициент извлечения металла из недр, д.е.;

$K_k = (1-r)$ – коэффициент изменения качества руды при добыче, д.е.;

K_o – коэффициент извлечения при обогащении, д.е.;

p – коэффициент потерь руды по металлу, д. е.;

r – коэффициент разубоживания рудной массы по металлу д. е.

Можно отметить, что стремление снизить себестоимость руды на технологических процессах всегда ассоциируется с увеличением потерь и/или разубоживания, а стремление снизить потери всегда влечет за собой увеличение разубоживания и наоборот.

Систематизацию технологических решений по снижению потерь и разубоживания выполнили применительно к камерным системам разработки с закладкой очистного пространства и системам подэтажного обрушения руды и вмещающих пород. При этом воспользовались классификациями потерь и разубоживания по источникам (рисунки 2 и 3).

Таблица 2 - Инженерные решения по достижению полноты и качества использования недр в камерных системах с твердеющей закладкой [изъяты данные таблицы]

Источники потерь и разубоживания	Варианты целевого совершенствования комплекса очистной выемки
1. На контуре очистного пространства	
2. Отслоения пород с обнажений очистного пространства	

Таблица 3 - Инженерные решения по достижению полноты и качества использования недр в системах с подэтажным обрушением и торцовым выпуском руды [изъяты данные таблицы]

Источники потерь и разубоживания	Варианты целевого совершенствования комплекса очистной выемки
1. На контуре очистного пространства	
2. Смешивание руды с породой при выпуске и доставке	

* - Данная работа была доложена на научной конференции «Молодежь и Наука: проспект Свободный – 2016».

«Систематизация пространственного положения и морфологии некондиционных участков сложно структурных рудных месторождений» (Кудрявцева К.А., Семенов М.А., научные руководители – профессор Иванцов В.М., доцент, канд. техн. наук Ахпашев Б.А., Сибирский Федеральный Университет)**

(Нумерация таблиц и рисунков схранена)

Для успешного поиска и формирования технических решений по своевременной отработке некондиционных участков сложно структурных рудных месторождений изначальное значение приобретает их морфология и характер пространственного расположения.

Известны многочисленные наработки по данному вопросу. Однако, их общий недостаток – отсутствие или неполное соблюдение методологических принципов систематизации естественных и искусственных объектов.

Так, для систематизации морфологического описания некондиционных участков, полагаем, можно использовать известный принцип пространственного развития технических объектов, который условно назовем «точка-линия-плоскость». При «точечном» исполнении имеем равенство пространственных размеров ($a=b=c$ или $b/a=c/a=1$). При «линейном» исполнении объекта имеем соответственно: $c=a$; $b>>a$. Для плоского объекта: $b>>a$, $c>>a$. В таком случае, морфологическое описание некондиционных участков может иметь следующий вид (таблица 1).

Таблица 1 - Систематизация морфологического описания некондиционных участков [изъяты данные таблицы]

Вид морфологического описания	Соотношение размерных параметров	Примеры исполнения
1. Некондиционные участки точечного вида		
2. Некондиционные участки линейного вида		
3. Некондиционные участки площадного вида		

Обращает на себя внимание тот факт, что точечного и линейного вида рудные тела могут при расположении на расстоянии взаимодействия

образовывать участки соответственно линейного и площадного вида. При этом можно говорить о наличии коэффициента оруденения.

При использовании последовательной линейной классификации надо найти основание для выделения двух противоречивых групп и оговориться о том, что положение некондиционных участков целесообразно рассматривать в пределах этажа. Графическая интерпретация последовательной классификации представлена на рисунке 1.

Если допустить в качестве отличительного признака - положение некондиционных участков в привязке к выработанному пространству, то получим:

А. Положение некондиционных участков непосредственно внутри зоны выработанного пространства;

Б. Положение некондиционных участков вне выработанного пространства.

На втором уровне группу А можно разделить на подгруппу А1 и А2:

А1 – некондиционные участки в непосредственной близости у открытого выработанного пространства;

А2 -некондиционные участки в непосредственной близости у заполненного выработанного пространства.

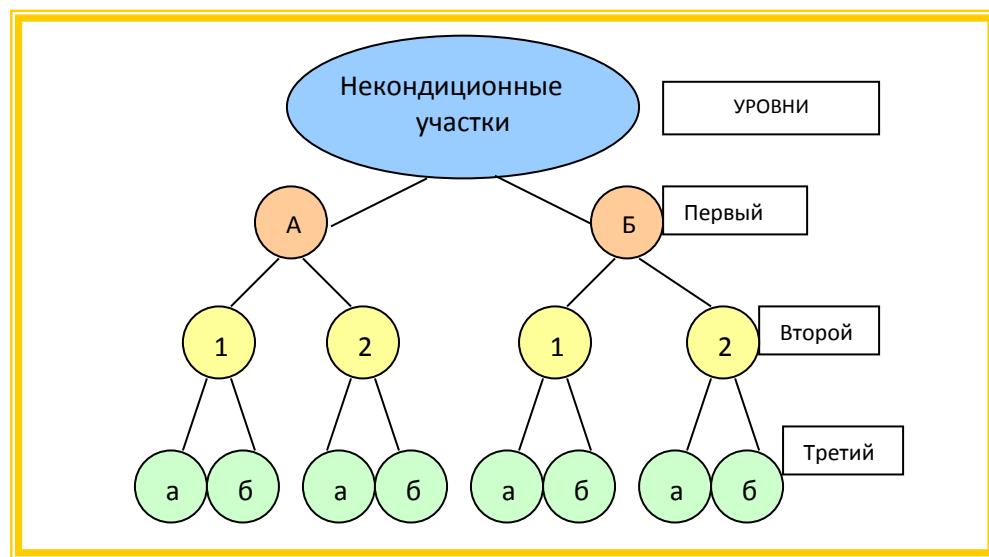


Рисунок 1 - Графическая интерпретация последовательной классификации пространственного расположения некондиционных участков рудных месторождений

Заполнение выработанного пространства может быть осуществлено обрушенными породами, сухой или твердеющей закладкой.

Группу Б можно разделить на подгруппы Б1 и Б2:

Подгруппа Б1 – некондиционные участки в зоне подработки со стороны висячего и /или лежачего бока выработанного пространства.

Подгруппа Б2 - некондиционные участки вне зоны подработки со стороны висячего и /или лежачего бока выработанного пространства.

Предлагаемая классификация представлена в таблице 2.

Положения классификации можно продемонстрировать примерами из практики селективной разработки при возвратно-поступательном порядке освоения рудных сложно структурных месторождений.

Так, на Балейском золоторудном месторождении в свое время отрабатывали маломощные крутопадающие рудные тела с сухой закладкой. В качестве закладки использовали некондиционные фракции руды. Особенностью геологической ситуации было то, что выделенные кондиционные жилы на всем протяжении обрамлялись некондиционными участками мощностью до 5 м. со стороны висячего и лежачего боков. По истечении периода времени было обоснованно и принято решение всю совокупность выработанного пространства с обрамлением отработать повторно системой разработки с подэтажным обрушением.

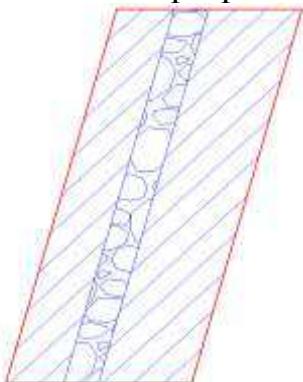


Рисунок 2 – месторождение «Балейское»

На руднике Каула-Котсельваара мощное сложно структурное месторождение отрабатывалось в концессии только на уровне камерных запасов системой с сухой закладкой. В последующем по истечении длительного времени целиковые запасы были отработаны системой слоевого обрушения вмещающих пород при наличии ограждающей стенки, созданной путем инъекции цементного раствора в сухую закладку.

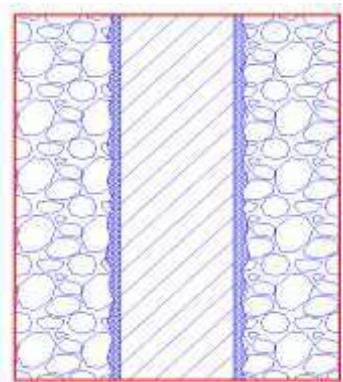


Рисунок 3 – рудник «Каула-Котсельваара»

Таблица 2 - Последовательная классификация пространственного положения некондиционных участков рудных месторождений

A.	Некондиционные участки, расположенные непосредственно внутри зоны выработанного пространства
	A1. Некондиционные участки в непосредственной близости у открытого выработанного пространства
	A1a Некондиционные участки в непосредственной близости у открытого выработанного пространства со стороны висячего или лежачего бока
	A1б Некондиционные участки в непосредственной близости у открытого выработанного пространства со стороны висячего и лежачего бока
	A2. Некондиционные участки в непосредственной близости у заполненного выработанного пространства
	A2a Некондиционные участки в непосредственной близости у выработанного пространства, заполненного обрушенными породами
	A2б Некондиционные участки в непосредственной близости у выработанного пространства заполненного сухой или твердеющей закладкой
B.	Некондиционные участки, расположенные вне выработанного пространства
	B1. Некондиционные участки в зоне подработки от выработанного пространства
	B1a Некондиционные участки в зоне подработки со стороны висячего бока выработанного пространства
	B1б Некондиционные участки в зоне подработки со стороны лежачего бока выработанного пространства
	B2. Некондиционные участки вне зоны подработки от выработанного пространства
	B2a В виде одиночных рудных тел
	B2б В виде группы рудных тел

На руднике Заполярный Норильского ГМК богатые участки рудной залежи отработаны с опережением, применяя систему с твердеющей закладкой. Вкрапленные бедные руды отрабатывают и сейчас системой с обрушением руды и вмещающих пород.

В Кривом Роге центральный участок весьма ценной руды мощной сложно структурной железорудной зоны отработали с существенным временным опережением системой с бетонной закладкой. При возвратном порядке отработке была использована система этажного и подэтажного обрушения руды и вмещающих пород.

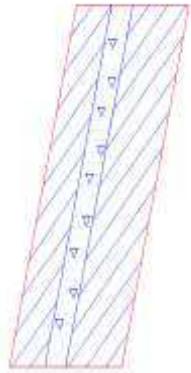


Рисунок 4 – «Кривой Рог»

Во всех рассмотренных примерах возврат на выше лежащие горизонты был предусмотрен еще на стадии проектирования очистных работ, поскольку вопрос стоял о целесообразности отработки кондиционных запасов. Полагаем, что аналогичная стратегия может быть приемлема и экономически обоснована при решении перевода некондиционных запасов в кондиционные. Но для этого необходимо признать реальность существования возвратно-поступательного порядка освоения МПИ и уже на стадии технико-экономического обоснования кондиций (ТЭО) предусматривать возможность управления переводом некондиционных участков в кондиционные запасы с соответствующей проектной проработкой технологического ресурса на стадии очистной выемки.

** - Данная работа была доложена на научной конференции «Молодежь и Наука: проспект Свободный – 2015».

Рассмотрение варианта комбинированной системы разработки.

Анализ вышеизложенных работ относительно условий месторождений «Заполярное» и «Ждановское» наталкивает на идею применения комбинированных систем разработки на уровне единого блока, включающего две системы: камерную систему разработки с закладкой для месторождения высокоценных руд «Заполярное» и систему разработки с подэтажным обрушением руды и пород для бедных руд месторождения «Ждановское» (подробно месторождение «Ждановское» рассмотрено в дипломном проекте Семёнова М.А., 2017 год). Данный вариант возможен при наличии сближения рудных тел до уменьшения породного прослойка, позволяющего включить его в контур. Кроме этого основными факторами применения комбинированных систем разработки являются устойчивость и время.

Воспользуемся материалами, представленными в работе профессора В.М. Иванцова «Сравнительная оценка и выбор систем подземной разработки рудных месторождений (методологические основания и принципы)»

В таблицах 1234 приведены экспертные оценки по системам разработки. (Нумерация таблиц сохранена)

Таблица 1 - Матрица применимости систем по устойчивости руд и пород

Таблица 2 - Матрица оценок себестоимости добычи руды по классам систем разработки

Таблица 3 - Матрица оценки показателей потерь и разубоживания по классам

Таблица 4 - Матрица соотношений ценности руды и применимости систем разработки МПИ по классам

Ценность руды	Высокоценные руды				+		
	Ценные руды			+		+	
	Средней ценности		+				+
	Малоценные руды	+					
	1	2	3	4	5	6	
	Классы систем разработки МПИ						

Если воспользоваться двухфакторным анализом, то можно составить матрицу 2Х2. Получим четыре ситуации. Поскольку классификация систем проводили, принимая во внимание способы УГД, то целесообразно принять за первый системообразующий фактор – устойчивость массива. А тот факт, что прибыль определяется величиной балансовой ценности руды, подсказывает нам, что есть все основания в качестве второго фактора наметить именно балансовую ценность. В итоге получим матрицу экспертных оценок области применимости систем РМПИ по намеченным факторам.

Таблица 5 - Матрица экспертных оценок применимости систем разработки МПИ по классам с учетом двух системообразующих факторов: балансовой ценности и устойчивости массива

Балансовая ценность руды	Высокоценная Ценная	A.4 класс A.3 класс	A.4 класс B.5 класс		
	Средней ценности	A.2 класс	B.6 класс		
	Малоценная	A.1 класс	B.6 класс		
		Высоко устойчивые Устойчивые	Средней устойчивости Мало устойчивые		
		Устойчивость рудного и породного массива			
Классы систем разработки МПИ					
А. Системы разработки с сохранением массива в статически равновесном состоянии 1. Системы разработки с открытым очистным пространством 2. Системы разработки с магазинированием руды 3. Системы с креплением очистного пространства 4. Системы с закладкой очистного/выработанного пространства					
Б. Системы разработки с обрушением массива 5. Системы разработки с обрушением вмещающих пород 6. Системы разработки с обрушением руды и вмещающих пород					

Остается разобраться с комбинированными системами разработки.

Сущность комбинированных систем в специальной литературе рассматривается с позиции сочетания двух способов управления горным давлением при разделении выемочного участка на структурно связанные элементы – камера + целик, отрабатываемые в первую и вторую очередь. Принято считать, что применение комбинированных систем при валовом

способе очистной выемки характерно для отработки мощных рудных тел в сложных горно-геологических условиях там, где рациональная разработка одним способом затруднена. «Использование двух или нескольких систем *независимо друг от друга* или в различных частях рудного тела вследствие различия в физических свойствах руд – не является комбинированной системой. Н.И. Трушков».

В комбинации, как правило, участвуют системы с искусственным поддержанием очистного пространства (для камер) и с обрушением (для целиков).

Считаем, что отличительным признаком комбинированных систем можно признать *не просто наличие на выемочном участке во взаимосвязи двух различных способов управления горным давлением, но также учет продолжительности и периодичности техногенного воздействия на окружающий массив*.

В табл. 6 представлены возможные сочетания конкуренции комбинированных систем разработки с простыми. И из нее, очевидно, что без четкого акцентирования на существенном разрыве во времени между отработкой камерных и целиковых запасов комбинированные системы в современных условиях практически не конкурентно способные.

Таблица 6 - Сравнительная оценка области применимости комбинированных систем РМПИ

Балансовая ценность руды	Высокоценная Ценная	A4 A4+Б6	A4 или Б5 A4+Б5 A4+Б6
	Средней ценности Малоценная	A1 A1+Б6 A4+Б6	Б6 A4+Б6
		Весьма устойчивые Устойчивые	Средней устойчивости Малоустойчивые
Устойчивость рудного и породного массива			
7 - Комбинированные системы разработки МПИ: A1+Б6; A4+Б5; A4+Б6			

Под комбинированными системами на видовом уровне мы понимаем использование в пределах выемочной единицы сочетания систем группы А – с сохранением статического равновесия окружающего массива и группы Б – с обрушением вмещающих пород при очистной выемке очередями, разделенными интервалом времени.

Для сложно структурированных месторождений характерно неравномерное распределение содержания металла по мощности рудных тел.

Можно выделить зоны с повышенным содержанием металла в лежачем или висячем боку, или по центру рудного тела. А также с выделением отдельных рудных тел, разделенных породным прослоем различной мощности (рис.1).

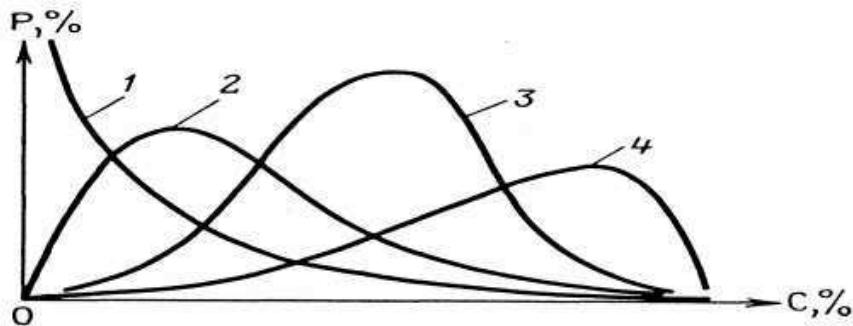


Рисунок 2.5.8 - Кривые распределения частот содержаний полезных компонентов: 1 – гиперболовидная; 2 – логнормальная; 3 – нормальная; 4 – «зеркальный» аналог логнормальной кривой; Р – частость; С – содержание компонента. (По В.Ф. Мягкову, В.В. Богацкому)

Во всех таких случаях применение одного вида систем разработки не целесообразно. Возможны подработка, повышенные потери и разубоживание. Применение систем из групп А и Б без увязки их в конструктивно – технологическом сочетании также не рационально из-за повышенных затрат. Увязке подлежат уже на стадии проектирования отработки блока: порядок ведения работ в блоке, количество и местоположение подготовительных и нарезных выработок, размеры несущих элементов блока и др. Другими словами мы имеем классический пример комбинированной системы разработки. Ее конкретное конструктивно-технологическое исполнение будет определяться конкретной ситуацией.

Исходя из представленных работ, в данном курсовом проекте следует сохранить связь между месторождениями «Заполярное» и «Ждановское». Это может быть достигнуто путем взаимной увязки единой системы вскрытия, подготовительных выработок, высоты этажа, соносимых размеров подэтажей в блоке.

Патентный обзор.

Способ разработки крутопадающих рудных тел.

Номер патента: 907256.

Авторы: Р. Ш. Азимов, А. А. Белугин.

Цель изобретения – сокращение затрат на подготовку выработок днища и снижение разубоживания отбитой руды.

Поставленная цель достигается тем, что камеры образуют в виде равнобедренных треугольников с расположением их оснований по лежачему и висячemu бокам рудного тела, а вершины указанных камер направляют в

противоположные относительно друг друга стороны, при этом отработку этажей производят снизу вверх.

Подготовительно-нарезные работы включают в себя проходку этажных откаточных и восстающих выработок.

Для выпуска и доставки руды из отрабатываемой камеры в этажном штреке 1 монтируется комплекс вибромеханизмов, состоящий из вибропитателя 4, виброконвейера 5, транспортирующего горную массу до рудоперепускного восстающего.

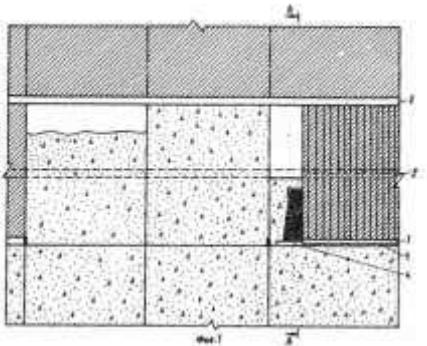
Отработка залежи ведется со сплошной выемкой запасов в пределах этажа от центра залежи к флангам с последующей закладкой выработанного пространства твердеющими смесями и отработкой этажей снизу вверх.

Основные технологические процессы отработки залежи в пределах этажа состоят: в отбойке руды глубокими скважинами, располагаемыми в виде восходящего веера из этажного штрека 1 и нисходящего из этажного штрека 3, причем, если одна из крайних в веере скважин 6 располагается параллельно контакту с вмещающими породами, то другая 7 – под углом α к горизонту, что обеспечивает в процессе отбойки придание камере формы равнобедренного треугольника и полный выпуск всей отбитой руды на выпускную выработку, образованную закладкой смежной камеры и боковыми породами, выпуске отбитой руды и транспортировке ее с помощью комплекта вибромеханизмов; заполнении выработанного пространства твердеющей закладкой до почвы вентиляционного штрека 3, что дает возможность использовать его при отработке вышележащей камеры.

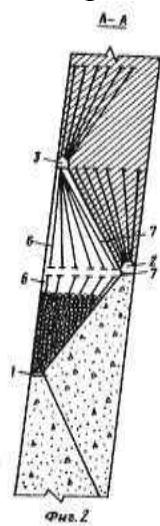
Так как процессы выпуска руды и закладки выработанного пространства технологически несовместимы, то на одном фланге ведут работы по закладке выработанного пространства, а на другом – выпуск отбитой руды.

После отработки запасов в пределах этажа приступают к отработке запасов вышележащего этажа.

Использование предлагаемого способа позволяет отказаться от трудоемких операций по нарезке выпускных выработок и последующего извлечения запасов днища и потолочины или создания искусственного наклонного днища-потолочины из дорогостоящего бетона; снизить разубоживание за счет уменьшения контактов с вмещающими породами с двух висячем и лежачем боку до одного – в одном из них, времени их обнажения и отбойки руды четко по контуру камеры (крайние скважины располагаются параллельно контактам с вмещающими породами и закладкой).



Фигура 1 – вертикальный разрез по простирианию отрабатываемого месторождения.



Фигура 2 – разрез А-А фигуры 1.

Способ отработки месторождений полезных ископаемых.

Номер патента: 1065600

Авторы: Г. В. Брим, И. Е. Ерофеев, В. В. Петров, Ю. Ф. Пилягин, В. С. Свердлов, В. Ф. Щербинин.

Цель изобретения - снижение потерь руды и улучшение качества закладки.

Поставленная цель достигается тем, что согласно способу отработки МПИ, включающему разделение рудной залежи на первичные и вторичные камеры, имеющие в сечении форму равнобочкой трапеции, проходку транспортных выработок, соединение их между собой погрузочными заездами, отбойку камерных запасов, выпуск рудной массы и закладку выработанного пространства твердеющей смесью, каждую вторичную камеру отбивают с формированием над транспортной выработкой целика, имеющего форму призмы, у которой верхняя грань наклонена по длине камеры под углом 5-7° к горизонту, а в сторону выработанного пространства – под углом естественного откоса руды, указанный целик отбивают на открытую камеру после набора прочности твердеющей смеси, выпускают отбитую рудную массу целика через транспортную выработку, и в процессе

выпуска образуют на почве камеры вдоль ее борта навал из отбитой рудной массы, покрывают его изолирующим материалом, а выпуск рудной массы из навала осуществляют совместно с выпуском из первичной камеры нижележащего горизонта.

Кроме того, выпуск отбитой массы из целика над транспортной выработкой производят через транспортную выработку первичной камеры, пройденную вторично по закладке, и погрузочные заезды из нее, а целик между транспортными выработками вторичной камеры отбивают совместно с отбойкой камерных запасов вторичной камеры нижележащего горизонта.

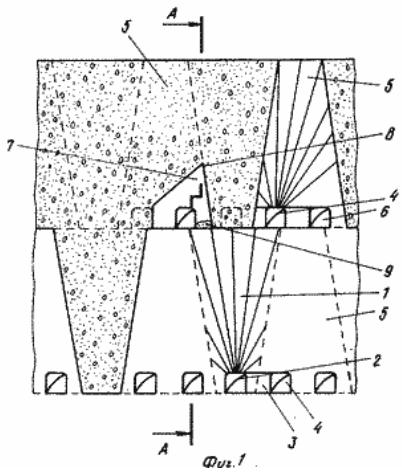
Первичные камеры 1 разбуривают из транспортных ортов 2, после отбойки рудную массу выпускают через заезды 3 и транспортный орт 4 вторичной камеры 5.

После отработки первичную камеру закладывают с вышележащего горизонта, вторичные камеры 5 отрабатывают в два этапа. Сначала камеру разбуривают из транспортного орта 4 и производят отбойку с формированием над транспортным ортом 6 целика 7 в форме призмы, у которого верхняя грань наклонена по длине камеры под углом 5-7°, а в сторону выработанного пространства – под углом естественного откоса. После выпуска рудной массы через транспортный орт 6 производят закладку выработанного пространства вторичной камеры твердеющей смесью, причем верхнюю часть камеры в целях экономии цемента рекомендуется закладывать «тощим бетоном». После набора прочности твердеющей смеси надортовый целик 7 отбивают открытой камерой. При подаче закладочного материала в верхнюю часть отработанной камеры 8 обеспечивается полнота закладки пустот во вторичных камерах.

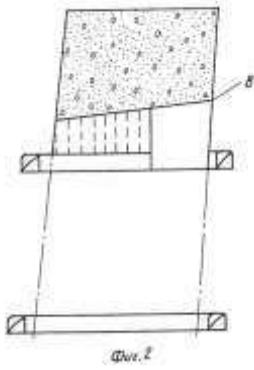
Для обеспечения полноты закладки первичной камеры в процессе выпуска отбитой рудной массы из надортового целика на почве вторичной камеры вдоль ее борта образуют рудный навал 9 высотой 1-1,5 м и шириной не менее 2 м и защищают его от проникновения закладки изолирующим материалом. Рудная масса из навала обрушается при отработке первичной камеры нижележащего горизонта, а ее выпуск осуществляют совместно с выпуском из указанной камеры. Подачей закладочного материала в образованную полость обеспечивают полноту закладки первичной камеры.

Если надортный целик 7 невозможно отработать а открытую камеру, то его отбивают другим образом, а выпуск рудной массы производят через транспортный орт 2 первичной камеры, пройденный вторично по закладке, и погрузочные заезды из него. Целик 10 между транспортными ортами вторичной камеры отбивают совместно с отбойкой камерных запасов вторичной камеры нижележащего горизонта. Полнота закладки вторичной камеры достигается при этом за счет подачи закладочного материала в полость, образованную отработкой целика 10.

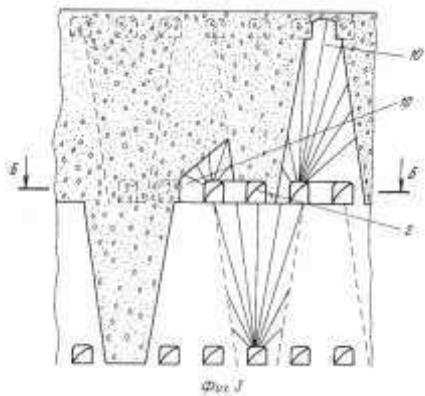
Использование предлагаемого способа позволит повысить извлечение полезного ископаемого при добыче и улучшить качество закладки выработанного пространства.



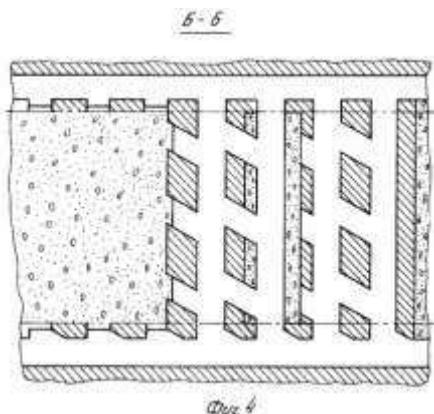
Фигура 1- разрез рудной залежи по простиранию.



Фигура 2 – разрез А-А на фигуре 1.



Фигура 3 – разрез рудной залежи по простиранию при проходке транспортной выработки первичной камеры по закладке.



Фигура 4 - разрез Б-Б на фигуре 3.

По данным практики и НИР можно выделить несколько вариантов разработки месторождений системами с закладкой.

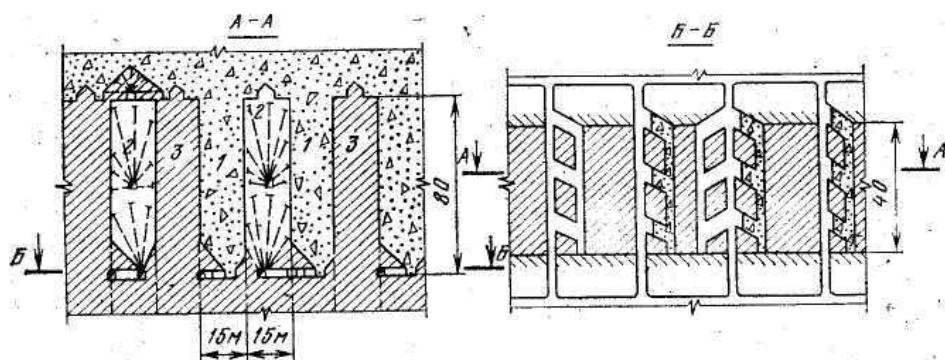


Рисунок 2.5.9 - Камерная система разработки с твердеющей закладкой в три очереди, без создания рабочего очистного пространства, закладка последующая.

Отбойка руды в камерах – скважинная, доставка самоходными ПДМ. Вариант существенно усиливается при шахматном расположении камер в смежных этажах.

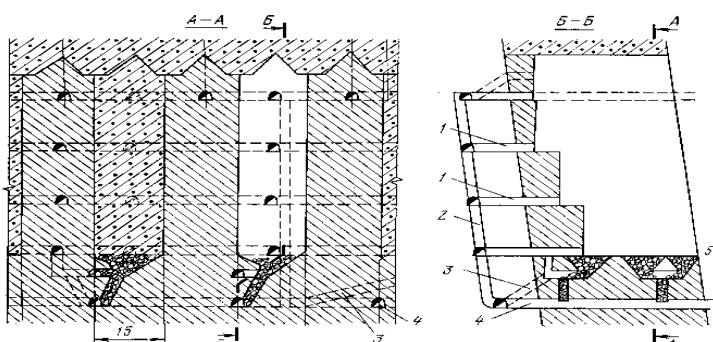


Рисунок 2.5.10 – Камерная система разработки с закладкой выработанного пространства.

Отличительной особенностью этой системы является разделение камеры на подэтажи с отработкой с верхнего подэтажа с восходящей схемой обуривания. Система имеет воронкообразное днище с вибровыпуском.

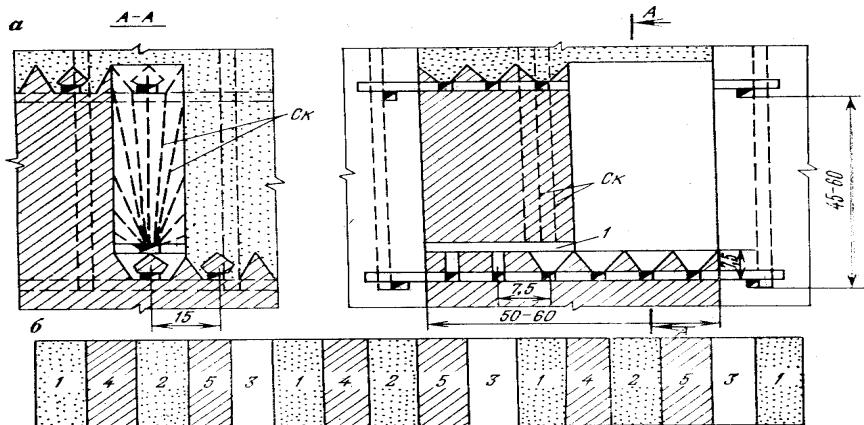


Рисунок 2.5.11 – Система разработки с закладкой выработанного пространства с очередностью заложения камер.

Чередование камер позволяет снизить требования к нормативной прочности закладочного материала. Доставка осуществляется с помощью скрепером.

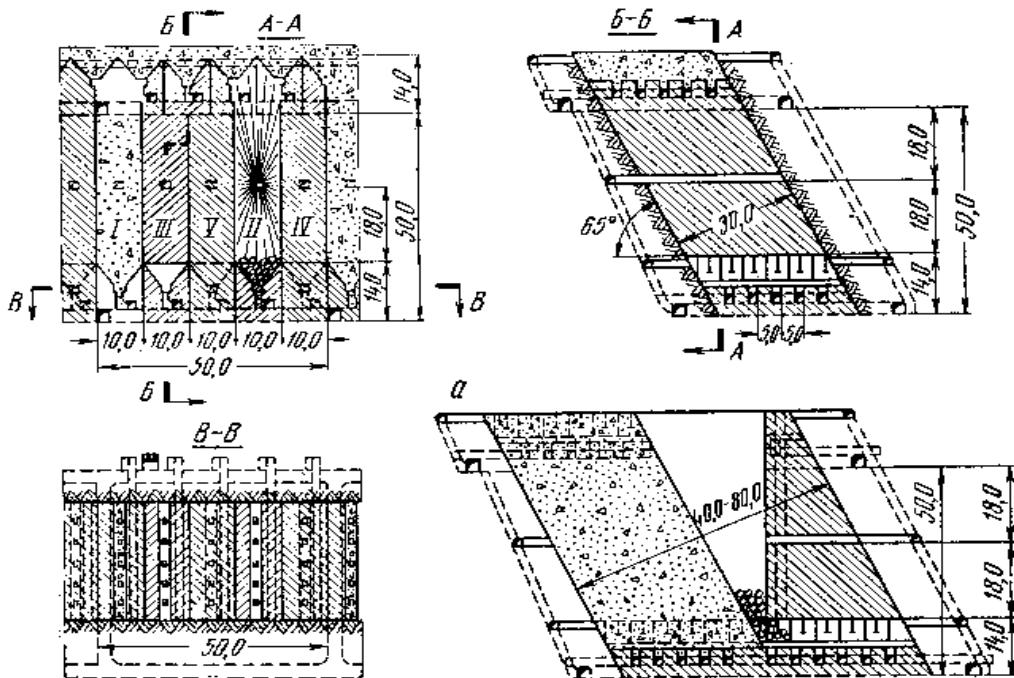


Рисунок 2.5.12 – Камерная система разработки с закладкой выработанного пространства.

В данной системе применяется очередьность отработки и заложения камер, обуривание круговыми веерами (на 360°), скреперная доставка. Отбойка производится на откос закладки, что при большой мощности позволяет обеспечить устойчивость массива. При применении данной

системы возникают трудности транспортировки жесткой закладки, а также необходимость ожидания набора прочности закладочного массива.

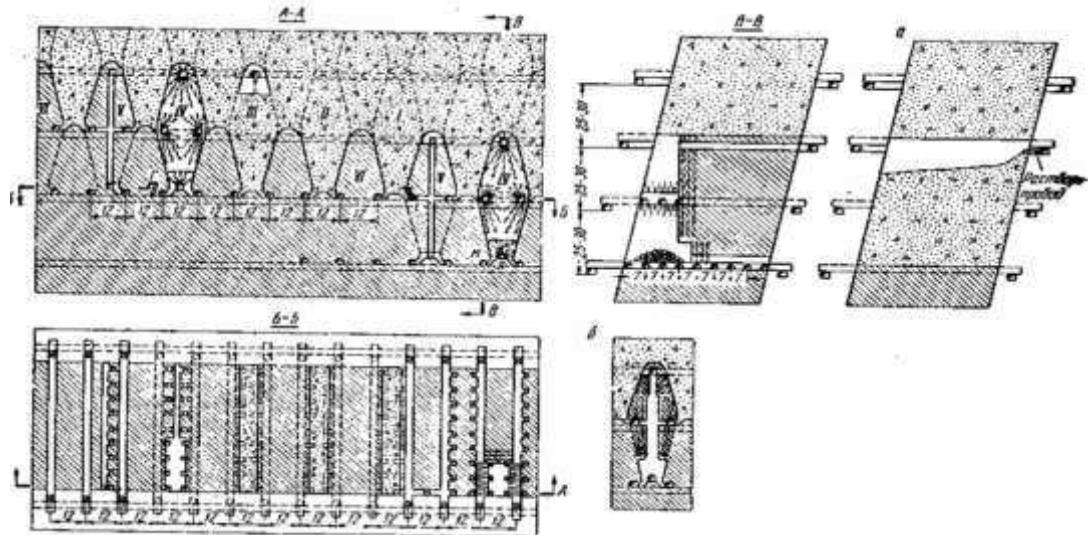


Рисунок 2.5.13 – Камерная система разработки с закладкой выработанного пространства с ромбоидальной формой очистного пространства и шахматным расположением камер.

Подобные инженерные решения позволяют повысить устойчивость обнажений. Применяется веерное расположение скважин, можно отметить большое количество обнажений. Возможно снижение затрат на закладку.

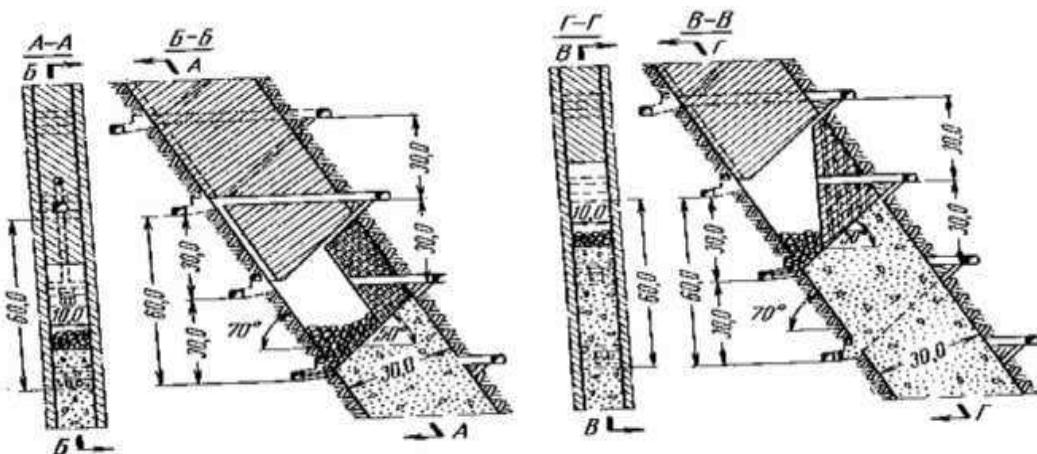


Рисунок 2.5.14 – Система разработки с закладкой с восходящим порядком отработки со взрыводоставкой.

Этот вариант позволяет снизить требования к устойчивости руды, упростить схему закладки камер.

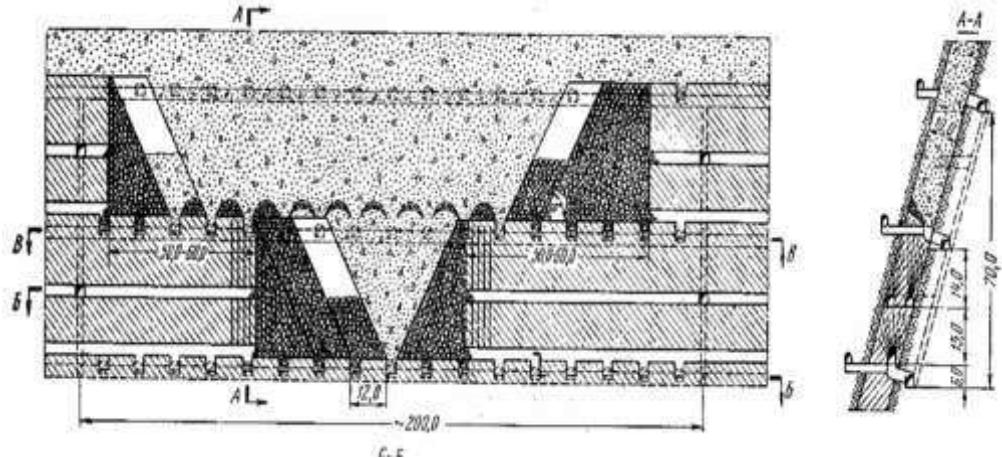


Рисунок 2.5.15 – Система разработки со сплошной отработкой, с отбойкой руды в зажиме, предварительном магазинированием и послойным выпуском руды под прикрытием искусственной потолочины, с закладкой выработанного пространства.

Представляет интерес с позиции проблемы снижения потерь и разубоживания, но применительно к малой мощности рудных тел. Кроме того, с точки зрения потерь может быть проблема на контактах руды и закладки из-за проникновения жидкой фазы закладки в отбитую руду.

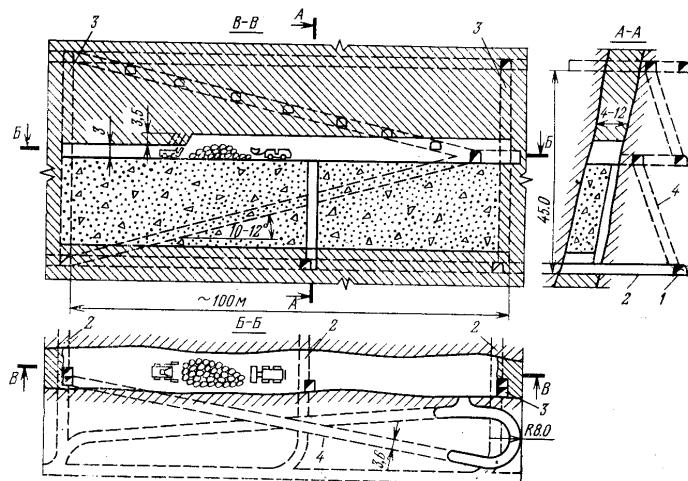


Рисунок 2.5.16 – Система разработки с твердеющей закладкой с горизонтальными слоями в восходящем порядке.

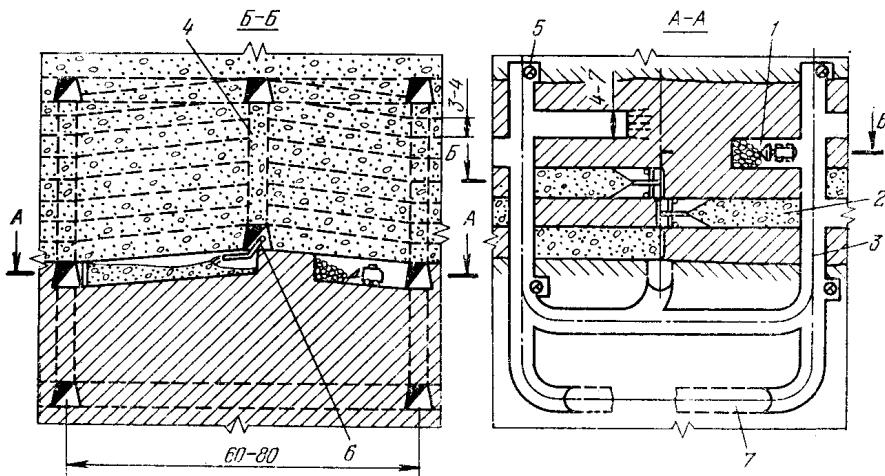


Рисунок 2.5.17 - Вариант системы с твердеющей закладкой слабо наклонными слоями в нисходящем порядке и с рабочим очистным пространством камерного типа.

Подготовка - блоковая. Отбойка шпуровая, доставка механизированная погрузочно – доставочными машинами (ПДМ).

Область применения – руды и породы неустойчивые. Однако могут быть и любой устойчивости, но не допускается обрушение окружающего массива и дневной поверхности. Ценность руды высокая и достаточная, чтобы окупить дополнительные затраты на закладку. Достоинство – минимальные потери ценной руды (до 1-2 %). Направление совершенствование - снижение затрат на закладку и повышение производительности труда.

2.5.4 Конструктивное исполнение рекомендуемого варианта системы разработки с обоснованием элементов блока и параметров процессов

Управление горным давлением при очистной выемке для обеспечения безопасного состояния выработанного пространства достигается сохранением обнаженного породного массива с помощью закладки выработанного пространства.

По данным практики принимаем высоту этажа 72 м, размеры блока: длина 100 м, высота 72 м. В блоке 5 камер длиной по 20 м. По высоте камера делится на 3 подэтажа высотой 24 м каждый.

Разделение этажа на подэтажи позволяет сократить площадь обнажения висячего бока, повысить безопасность работ.

Подготовка блока полевая.

Отбойка в камерах осуществляется вертикальными слоями взрыванием восходящих скважин. Расположение скважин в слое веерное.

После отработки всех запасов подэтажа выработанное пространство заполняется порциями для предотвращения разрушения перемычек.

Рисунок 2.5.18– Камерная система разработки с закладкой выработанного пространства. [изъято]

2.5.5 Организация работ в блоке, технологические регламенты

Подготовительные работы начинают с проведения откаточного полевого штрека и пересекающего рудное тело откаточного орта и сбояка их с вышележащим вентиляционным горизонтом (на расстоянии 72 м). Далее оформляются автостоянка, подэтажные полевые штреки через каждые 24 м. После оформляется блоковый рудоспуск.

Нарезные работы включают в себя проведение ортов-заездов (по два на камеру) и буровых штреков на всю длину блока (100 м). Далее оформляют отрезную щель, на которую в дальнейшем ведут отбойку.

По длине блок делится на 5 камер шириной 20 м, по высоте – на 3 подэтажа высотой по 24 м.

Отбойку осуществляют вертикальными слоями взрыванием восходящих скважин. Расположение скважин в слое – веерное.

Отработку камер на подэтажах предусматривается вести прирезками к ранее отработанной разрезной щели. Отгрузка и доставка отбитой руды из камеры осуществляется через орты-заезды.

После отработки подэтажа камеры устанавливают перемычки и заполняют выработанное пространство закладочным материалом.

Выемочная единица подготавливается откаточным штреком. Сечение выработки принимается 11.4 м^2 исходя из размеров применяемого оборудования на откатке горной массы. Для нашего варианта принятая автомобильная откатка автосамосвалами *AtlasCopcoMT 2010* характеристики которой сведены в таблицу 2.

Таблица 2.5.3 – Технические характеристики *AtlasCopcoMT 2010*

Параметр	Величина
Полезная грузоподъёмность, кг	20000

Длина, мм	9146
Ширина, мм	2210
Высота, мм	2444
Объём кузова с полушапкой, м ³	10

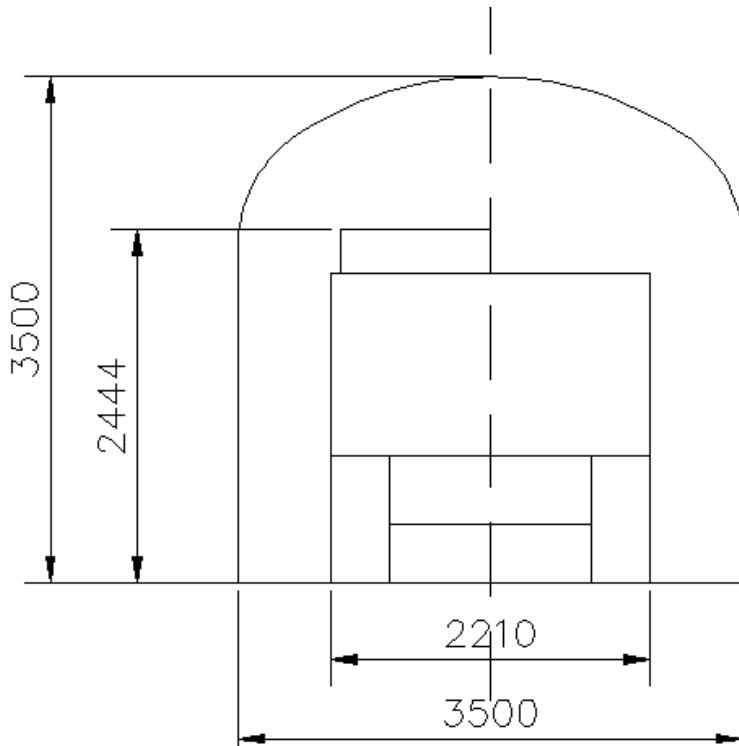


Рисунок 2.5.19 – Расположение автосамосвала AtlasCopcoMT 2010 в откаточной выработке

От откаточного штрека проходит откаточный блоковый орт, такого же сечения.

Далее проходит автосъезд на подэтажи, залежь разбивается на подэтажи интервалом по 12 метров доставочными штреками, сечением 8,3м², выбранным исходя из применяемого бурового и доставочного оборудования. Для доставки горной массы была принята ПДМ AtlasCopcoST 3.5, для производства буровых работ, буровая установка Simba H157.

Таблица 2.5.4 – Технические характеристики AtlasCopcoST 3.5

Параметр	Величина
Грузоподъёмность, кг	6000
Длина, мм	8458
Ширина, мм	1735
Высота, мм	2162
Объём ковша, м ³	3,1

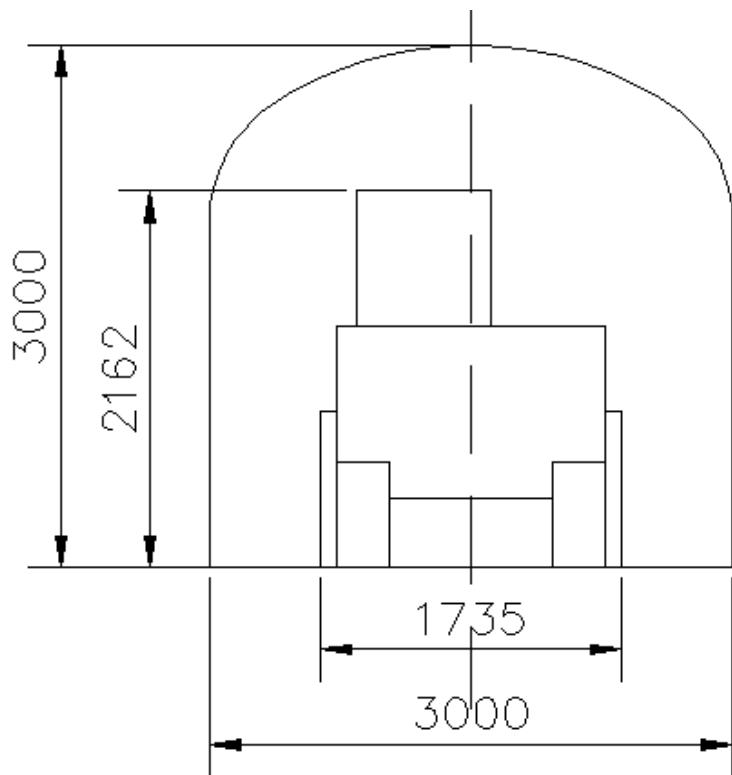


Рисунок 2.5.20 – Расположение ПДМ AtlasCopcoST 3,5 в доставочной выработке

Таблица 2.5.5 – Технические характеристики Simba H157

Параметр	Величина
Диаметр скважины, мм	48-64
Длина, мм	9460
Ширина, мм	1200
Высота, мм	1990
Глубина скважины, м	<32

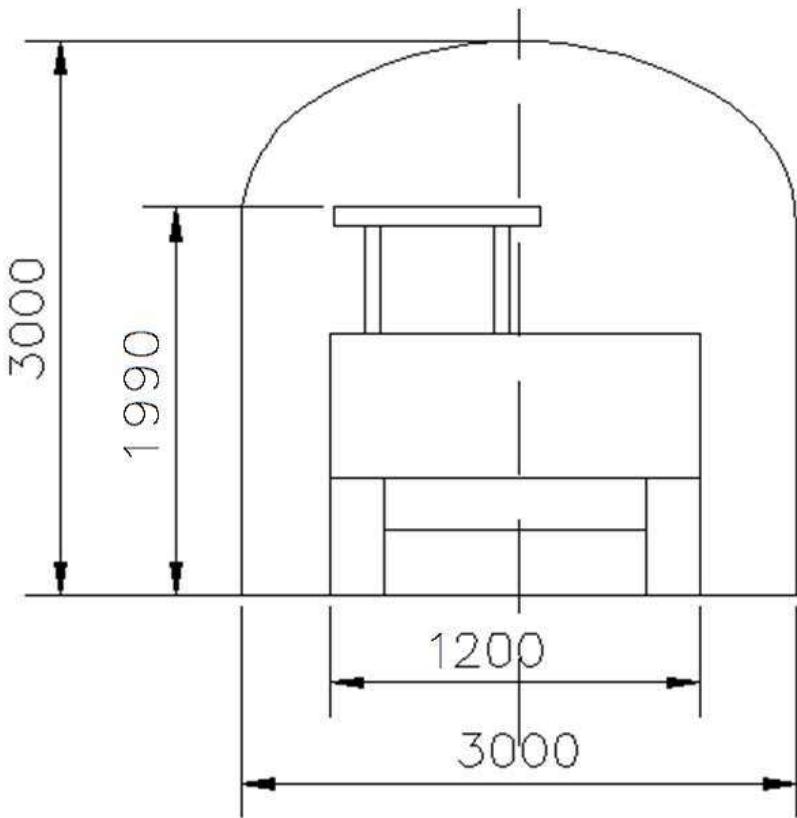


Рисунок 2.5.21 – Транспортное расположение буровой установки Simba H157 в доставочной выработке

2.5.6 Расчет технико-экономических показателей по системе разработки

Основными показателями отбойки являются Л.Н.С. и расстояние между скважинами, на основе которых определяется всё остальное. Кроме того можно ориентировочно рассчитать кусковатость руды и выход негабарита.

Наиболее распространённой зависимостью для расчёта Л.Н.С. является формула Л.И. Барона:

1. Л.Н.С.

$$W = d \sqrt{\frac{0.78 \cdot \Delta K_3}{(mq)}}, \quad (2.5.1)$$

где W - линия наименьшего сопротивления; Δ - плотность заряда ВВ, $\text{кг}/\text{м}^3$ ($\Delta = 1000 \text{ кг}/\text{м}^3$); d - диаметр скважины, ($d=0,064\text{м}$); m - коэффициент

сближения зарядов, ($m = 1,6$); K_3 - коэффициент заполнения скважины, ($K_3 = 0,75$); q -удельный расход вв (табл. 2.5.6)

$$W = 0.064 \sqrt{\frac{0.78 \cdot 1000 \cdot 0.75}{(1.6 \cdot 1.2)}} = 1.1m$$

Таблица 2.5.6 – Единая шкала взываемости горных пород [изъяты данные таблицы]

Категория	Степень взываемости	Величина расчётного расхода ВВ, кг/м ³	Примеры пород и их характеристики		
			Категория трещиноватости	Коэффициент крепости	Плотность, кг/м ³
1	2	3	4	5	6
I	Легко - взываемые				
II	Средне - взываемые				
III	Трудно - взываемые				
IV	Весьма трудно - взываемые				
V	Исключительно трудно - взываемые				
VI	Весьма трудно - взываемые				

2. Удельный расход бурения, м/м³

$$q_\delta = \frac{N \cdot K_c}{m \cdot W^2} \quad (2.5.2)$$

где N - количество зарядов в скважинах, ($N = 1$); K_c - коэффициент схемы обуривания, ($K_c = 1,65$).

$$q_\delta = \frac{1 \cdot 1.65}{1.6 \cdot 1.1^2} = 0.85 \text{ м} / \text{м}^3$$

3. Удельный расход ВВ, кг/м³

$$q_{\text{бб}} = \frac{\pi \cdot d^2 \cdot \Delta \cdot q_{\delta} \cdot K_{uc}}{4} \quad (2.5.3)$$

где Кис - коэффициент использования скважины под заряд (Кис=0,75).

$$q_{\text{бб}} = \frac{3.14 \cdot 0.064^2 \cdot 1000 \cdot 0.85 \cdot 0.75}{4} = 2,0 \text{ кг/м}^3$$

4. Средний диаметр куска в развале определим следующим образом

$$d = 0.43 * W^{2/3} \cdot \left[\frac{\sigma}{q_{\text{бб}} \cdot Q_{\text{бб}}} \right]^{1/3} \quad (2.5.4)$$

где σ - предел прочности пород на одноосное сжатие, МПа ($\sigma = 140$ МПа).

Принято промышленное ВВ граммонит 79/21.

$Q_{\text{ВВ}}$ - теплота взрыва, Дж/кг ($Q_{\text{ВВ}} = 4300$ Дж/кг);

$$d = 0.43 * 1,1^{2/3} \cdot \left[\frac{140}{2 \cdot 4300} \right]^{1/3} = 0,116 \text{ м}$$

5. Выход негабаритной фракции определяется по полученному диаметру d и требуемому размеру кондиционного куска d_k , м.

$$\nu = \frac{1,206 \cdot d^3}{d_k^2 + 1,206 \cdot d^3} \cdot 100, \quad (2.5.5)$$

где d_k - требуемый размер кондиционного куска, м ($d_k = 0,6$ м);

$$\nu = \frac{1,206 \cdot 0,116^3}{0,6^2 + 1,206 \cdot 0,116^3} \cdot 100 = 1,5\%$$

Составление баланса руды и рудной массы

Объем работ на бурение определяем исходя из удельного расхода бурения q_b , равного 0,85 м/м³ (формула 2.5.2), и объема отбиваемого массива за цикл.

Количество одновременно отбиваемого массива определяется таким образом, чтобы увязать смены с выполняемыми объемами работ в цикле очистной выемки. Принимаем объем отбиваемого массива за один цикл $V_{Ц}$ равный 1122 м^3 .

Тогда объем бурения скважин буровыми установками за цикл:

$$Q_{\delta_{yp}} = q\delta * V_u \quad (2.5.6)$$

$$Q_{\delta_{yp}} = 0,85 * 1122 = 953,7 \text{ м}^3$$

Объем доставки рудной массы при выемке запасов слоя объемом 1122 м^3 с учетом ее средней плотности составит:

$$Q_{\delta n} = \frac{V_u \cdot q_p \cdot \left(\frac{K_H}{K_K} \right)}{g_{pm}} \quad (2.5.7)$$

где q_p - плотность руды, $\text{т}/\text{м}^3$, K_H, K_K – взяты из таблицы баланса руды, по собственно очистным работам, g_{pm} - плотность рудной массы, $\text{т}/\text{м}^3$.

$$Q_{\delta n} = \frac{1122 \cdot 3,2 \cdot \left(\frac{0,97}{0,93} \right)}{3,18} = 1315 \text{ м}^3$$

Плотность рудной массы определена как средневзвешенная величина:

$$g_{pm} = \frac{(D_{cop} - B_{u.cop})g_n + B_{u.cop} \cdot gp}{D_{cop}} \quad (2.5.8)$$

где D_{cop} - добыто рудной массы из собственно очистных работ, т ; $B_{u.cop}$ —извлекаемые запасы, т .

$$g_{pm} = \frac{(305253,2 - 259465,2)3,1 + 259465,2 \cdot 3,2}{305253,2} = 3,18 \text{ м} / \text{м}^3$$

Количество рудной массы в целике, добываемой за цикл, составит:

$$M_{\delta n} = V_u \cdot g_{pm} \cdot \left(\frac{K_H}{K_K} \right) \quad (2.5.9)$$

$$M_{\delta n} = 1122 \cdot 3,18 \cdot \left(\frac{0,97}{0,93} \right) = 4155,6 \text{ т}$$

Количество циклов очистной выемки $N_{цикл}$ определяется отношением количества добытой рудной массы при собственно очистных работах $D_{сор}$ к количеству рудной массы, добываемой за цикл $M_{дп}$:

$$N_{цикл} = \frac{D_{сор}}{M_{дп}} \quad (2.5.10)$$

$$N_{цикл} = \frac{305253,2}{4155,6} = 74 \text{ цикла}$$

Таблица 2.5.7 – Баланс руды и рудной массы [изъяты данные таблицы]

Таблица 2.5.8 - Расчет продолжительности цикла очистной выемки [изъяты данные таблицы]

Процесс	Объем работ	Норма времени, чел.ч	Трудозатраты чел. ч	Кол-во людей (машин)	Продолжительность процесса, ч
Подготов. операции					
Доставка, погрузка					
Бурение					
Заряжание и взрывание					
Итого:					

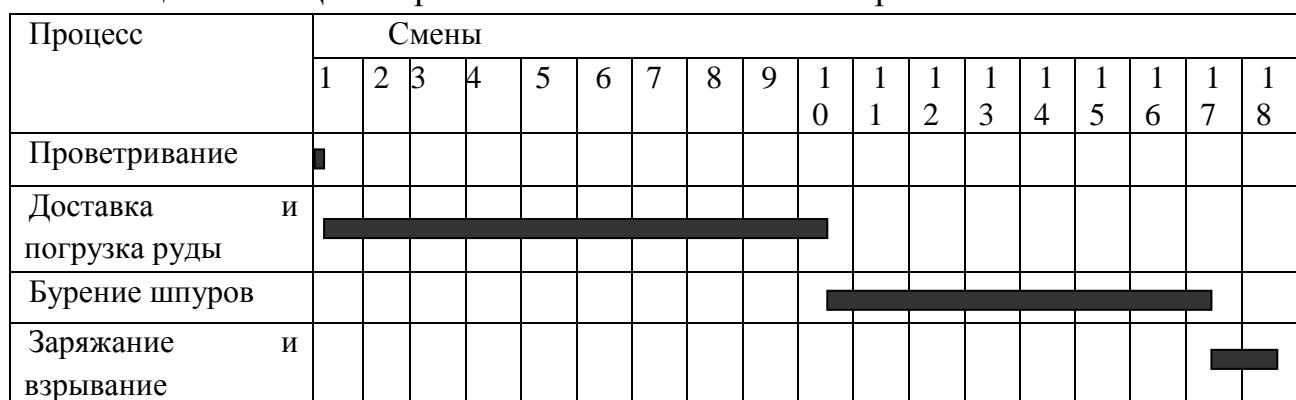
Скорость погашения запасов выемочной единицы:

$$Q_{\text{бл}} = N_{\text{пд}} \cdot D_{\text{ц}} \cdot N_{\text{ц}} \quad (2.5.11)$$

где Нрд – количество рабочих дней в месяц; Дц – количество добываемой руды в цикле из очистных выработок, т, $D_{\text{ц}} = V_{\text{ц}} * gp$; $N_{\text{ц}}$ - количество циклов в сутки, $N_{\text{ц}} = 0,2$.

$$Q_{\text{бл}} = 30 \cdot 1122 \cdot 3,2 \cdot 0,2 = 21542,4 \text{ т/м}$$

Таблица 2.5.9 - Циклограмма собственно очистных работ



Продолжительность собственно очистной выемки

$$t_{\text{об}} = B_{\text{об}} / Q_{\text{бл}} \quad (2.5.12)$$

где Боч – балансовые запасы выемочного участка для очистных работ, т.

$$t_{\text{об}} = 262086,1 / 21542,4 = 12,2 \text{ мес}$$

Таблица 2.5.10 - График организации работ в выемочной единице [изъяты данные таблицы]

Выработка	L(V), м(м3)	v, м(м3)/ мес	t, мес	Месяцы											
				1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12
ГПВ															
Откаточный штрек															
Откаточный орт															
Вент.восстающий															
Автосъезд															
Подэтаж.полев. штрек															
Подэтаж.полев. штрек															
Подэтаж.полев. штрек															
Заезд на подэтаж															
Рудоспуск															
НВ															
Орт-заезд подэтаж															
Орт-заезд подэтаж															
Орт-заезд подэтаж															
Буровой штрек подэтаж															
Буровой штрек подэтаж															
Буровой штрек подэтаж															
Отрезная щель															
Очист.выемка															

Месячная производительность выемочной единицы

$$P_{\delta} = \frac{(\Delta_{cop} + \Delta_{nap})}{t_{oe}} \quad (2.5.13)$$

где Δ_{nar} – количество рудной массы, получаемой из нарезных выработок, т.

$$P_{\delta} = \frac{(305253,2 + 30103,45)}{12,2} = 27488,3 \text{ т / мес}$$

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	Лист
					ДП -21.05.04.02-121102676 ПЗ

Производительность труда забойного рабочего

$$P_{sp} = \frac{T_{cm} \cdot M_{on}}{\sum Z_m} \quad (2.5.14)$$

где Тсм – продолжительность смены, ч; ΣZ – суммарное трудозатраты на цикл очистной выемки, чел. ч

$$P_{sp} = \frac{7 \cdot 4155,6}{439,5} = 66,2 \text{т / чел.чм}$$

Трудозатраты на проведение выработок

$$Z_n = N_{зв} \cdot t \cdot N_{cm} \cdot N_{po} \quad (2.5.15)$$

где $N_{зв}$ – количество рабочих в звене, чел.; t – продолжительность проведения выработок, мес.; N_{cm} – количество смен в сутки.

$$Z_n = 2 \cdot 18,33 \cdot 3 \cdot 30 = 3299,4 \text{чел / см}$$

Производительность труда по системе разработки

$$P_c = D_b / (Z_n + N_{цикл} \cdot \Sigma Z_m) \quad (2.5.16)$$

$$P_c = 335819,9 / (3299,4 + 74 \cdot 439,5) = 9,4 \text{т / чел.чм}$$

Количество выемочных единиц в очистной выемке, при

$A_g = 1100000$ т составит

$$Nб = A_g / (Pб \cdot 12) \quad (2.5.17)$$

$$Nб = [\text{изъято}] / (27488,3 \cdot 12) = 3,3 = 4 \text{ блока.}$$

Количество выемочных единиц в одновременной подготовке

$$Nп = Nб \cdot tп / to.b, \quad (2.5.18)$$

где $tп$ – продолжительность подготовки блока, мес.

$$Nп = 4 \cdot 3,5 / 12,2 = 1,15 = 2 \text{ блока}$$

3. Вентиляция

Согласно принятой схеме вскрытия, свежий воздух на глубину 568 м подается в рудник через вспомогательный ствол, который проходится рядом с главным стволом. Со вспомогательного ствола свежий воздух по квершлагам подается на горизонты, а по первому концентрационному квершлагу проходит до слепого вентиляционного ствола. Далее воздух подается на все нижние горизонты. С горизонтов по вентиляционным восстающим попадает на подэтажные выработки. На подэтаже свежий воздух из транспортного штрека по ортам-заездам попадает в камеру. Для обеспечения нормального проветривания орты-заезды по 2 для каждой

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	Лист
					ДП -21.05.04.02-121102676 ПЗ

камеры. Далее отработанная струя воздуха попадает из орта-заезда в вентиляционно-сборочный штрек. Проходя по вентиляционно-сборочному штреку выходит на квершлаги, ведущие в вентиляционные стволы, расположенные на флангах месторождения и выдается на поверхность.

Необходимое количество воздуха, подаваемого в рудник, будет зависеть от принятой схемы внутрирудничного транспорта руды (электровозный, автомобильный). Для создания нормальных условий проветривания принимаются нагнетательные схемы проветривания с подачей свежего воздуха через вспомогательный ствол и выдачей исходящей струи через вентиляционные стволы на флангах месторождения. У вспомогательного ствола строится главная вентиляторная установка (ГВУ) с размещением в ней вентилятора.

3.1 Расчет вентиляции блока

3.1.1 Расчет воздуха по людям

Необходимое количество воздуха по людям определяется по формуле:

$$Q_{\text{л}} = 6N_{\text{ч}}, \text{ м}^3/\text{мин}, \quad (3.1.1)$$

где $N_{\text{ч}}$ – максимальное количество людей, одновременно работающих в забое (по нормам на одного человека для дыхания необходимо подавать не менее $6 \text{ м}^3/\text{мин}$ воздуха).

$$Q_{\text{л}} = 6 \cdot 8 = 48 \text{ м}^3/\text{мин}.$$

3.1.2 Определение количества воздуха по расходу ВВ.

Для камераобразных очистных выработок:

$$Q_{\text{ВВ}} = \frac{27,5}{T} \sqrt[3]{B \cdot V^2}, \text{ м}^3/\text{мин}, \quad (3.1.2)$$

где T – время проветривания выработки, мин; B – масса одновременно взрываемых ВВ, кг; V – проветриваемый объем выработки, м^3 .

$$Q_{\text{ВВ}} = \frac{27.5}{30} \sqrt[3]{2244 \cdot 5280^2} = 3639 \text{ м}^3/\text{мин}.$$

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	Лист
					ДП -21.05.04.02-121102676 ПЗ

3.1.3 Определение количества воздуха по выносу пыли

Количество воздуха по выносу пыли определяется по следующей формуле:

$$Q_{\text{п}} = 60 \cdot S \cdot V_{\text{опт}}, \text{ м}^3/\text{мин}, \quad (3.1.3)$$

где S – площадь поперечного сечения горной выработки в свету, м^2 ;
 $V_{\text{опт}}$ – оптимальная скорость движения воздушной струи в горной выработке, $\text{м}/\text{с}$.

$$Q_{\text{п}} = 60 \cdot 8,3 \cdot 5 = 2490 \text{ м}^3/\text{мин.}$$

3.1.4 Расчет потребного количества воздуха по выхлопным газам от ДВС

Количество воздуха по выхлопным газам:

$$Q_{\text{двс}} = n \cdot G_{\text{уд}} \cdot N_{\text{двс}}, \text{ м}^3/\text{мин}, \quad (3.1.4)$$

где $G_{\text{уд}}$ – удельный расход воздуха на единицу мощности ДВС: принимается равным $5 \text{ м}^3/\text{мин}$ на 1 л.с. мощности или $6,8 \text{ м}^3/\text{мин}$ на 1 кВт; $N_{\text{двс}}$ – суммарная мощность одновременно работающих машин с ДВС, л.с. или кВт; n – коэффициент, учитывающий количество одновременно работающих машин с ДВС, ($n=1$ при одной машине, $n=0.85$ при двух машинах, $n=0.6$ при трех машинах и более).

$$Q_{\text{двс}} = 0,6 \cdot 5 \cdot 968 = 2904 \text{ м}^3/\text{мин.}$$

Принимаем максимальное значение $Q_p = 3639 \text{ м}^3/\text{мин.}$

Затем полученное значение проверяется по допустимым скоростям движения воздуха в выработках (расчетное значение должно обеспечивать скорость движения не менее минимально-допустимой и не более максимально-допустимой по ПБ или ЕПБ):

$$Q_{\text{min}} = 60 \cdot S_B \cdot V_{\text{min}}, \text{ м}^3/\text{мин}, \quad (3.1.5)$$

$$Q_{\text{max}} = 60 \cdot S_B \cdot V_{\text{max}}, \text{ м}^3/\text{мин}, \quad (3.1.6)$$

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	Лист
					ДП -21.05.04.02-121102676 ПЗ

где S_B – площадь поперечного сечения выработки в свету, м^2 ; V_{\min} , V_{\max} – скорость движения воздуха, соответственно, минимально-допустимая и максимальнодопустимая по ПБ или ЕПБ, $\text{м}/\text{с}$.

$$Q_{\min} = 60 \cdot 8,3 \cdot 4 = 1992 \text{ м}^3/\text{мин},$$

$$Q_{\max} = 60 \cdot 8,3 \cdot 8 = 3984 \text{ м}^3/\text{мин.}$$

Рисунок 3.1.1 – Схема проветривания блока[изъято]

Таблица 3.1.1 – Расчет депрессии [изъяты данные таблицы]

Код выработки	α , $\text{Н}\cdot\text{с}^2/\text{м}^4$	L, м	$S, \text{м}^2$	P, м	a, д.ед	R, $\text{Н}\cdot\text{с}^2/\text{м}^8$	h, Па	Q, $\text{м}^3/\text{мин}$

α – коэффициент аэродинамического сопротивления трения выработки;

L – длина выработки;

S – площадь поперечного сечения выработки;

P – периметр выработки;

a – коэффициент формы выработки;

R – аэродинамическое сопротивление трения выработки;

h – депрессия трения выработки.

3.2 Требования предъявляемые к вентиляторной установке

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	Лист
					ДП -21.05.04.02-121102676 ПЗ

В соответствии с требованиями ЕПБ главные вентиляторные установки должны состоять из двух самостоятельных агрегатов, один из которых резервный.

Вентиляторы устанавливаются в здании, блокированном с калориферной.

Вентиляторная установка обеспечивает реверсирование вентиляционной струи, поступающей в горные выработки, путем изменения направления вращения приводного электродвигателя с одновременным изменением углов установки лопаток направляющего и спрямляющего аппаратов.

Вентиляционная установка работает в автоматическом режиме, для чего в здании устанавливаются замерные приборы, постоянно регистрирующие

производительность вентилятора, создаваемую им депрессию и другие параметры работы вентилятора и электродвигателя.

Параметры работы вентилятора и калориферов передаются на пульт дистанционного управления и контроля работы вентиляторной и калориферной установки. Располагается он в диспетчерском пункте, куда также передаются данные о замерах воздуха (количество воздуха, скорость воздушной струи) с замерных станций, расположенных в вентиляционных выработках.

Вентиляторная установка оснащена подъемным краном и оборудуется отсекающей противопожарной лядой, которая перекрывает нагнетательный канал при ремонтах или пожаре в здании вентиляторной.

В вентиляторной сооружается глушитель шума в подводящем канале.

4. Безопасность труда и экологичность проекта

4.1 Технические решения по безопасному ведению горных работ при камерных системах разработки с закладкой

В зависимости от глубины ведения горных работ и изменения горно-геологической и горнотехнической ситуации устойчивые параметры отрабатываемых камер корректируются.

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	Лист
					ДП -21.05.04.02-121102676 ПЗ

В случаях, с проблемой устойчивости, как руды, так и вмещающих пород, параметры выемочных участков требуют пересмотра в сторону уменьшения.

При разбивке блок - участков на эксплуатационные блоки на стадии проектирования необходимо максимально возможно учитывать основные факторы, влияющие на устойчивость блока:

При разбивке участков на блоки основным критерием является время отработки блока, как главный фактор его устойчивости.

Запрещается одновременно отрабатывать блоки, расположенные один над другим по падению.

Запрещается отработка блока под неотработанной и незаложенной камерой на вышележащем этаже или подэтаже.

Для уменьшения сейсмического воздействия на закладочный массив допускается бурение по границе с заложенной камерой экранирующего веера скважин.

Сечения выработок в очистных блоках и технология их проведения должны соответствовать типовым паспортам крепления, принятым на руднике.

В выработках, проводимых по неустойчивым рудам или породам, нарушенных тектонических зонах запрещено иметь отставание крепи от груди забоя во времени и пространстве. Крепь должна возводиться в этих случаях после подвижки забоя. В отдельных случаях, предусмотренных паспортом крепления, набрызг-бетон наносится после ВР, до установки ж/б штанг. При этом готовность выработки к креплению определяет горный мастер смены. После установки ж/б штанг, в случае необходимости, возможно повторное нанесение набрызг-бетона.

Взрывные работы в выработках, где нет отставания крепи, разрешается производить не ранее, чем через сутки после возведения крепления. Выбор и возможность применения того или иного вида крепи определяется паспортом крепления выработки на основании геологической характеристики и расчёта устойчивости пород и руд.

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	Лист
					ДП -21.05.04.02-121102676 ПЗ

В соответствии с проектом «Вскрытие и отработка оставшихся запасов Заполярного месторождения» ОАО «Институт Гипроникель», в зависимости от глубины ведения горных работ и изменения горно-геологических, горнотехнических условий применяемых вариантов системы разработки управление горным давлением обеспечивается: выбором проектных параметров блоков; сокращением технологического времени отработки блока; закладкой выработанного пространства; сокращением технологического времени закладки блока.

4.2 Охрана сооружений в зоне влияния горных разработок

Для снижения сейсмического воздействия взрывных работ на комплекс объектов поверхности промплощадки уклонов необходимы специальные методы ведения горных работ. Они могут включать:

- отработку запасов пятиметровыми уступами с поперечным расположением заходок;
- создание отрезной щели по предельному контуру уступов;
- диагональное расположение взрывных скважин по отношению к сооружениям комплекса;
- поскважинное замедление взрывания;
- изменение веса заряда массового взрыва в зависимости от расстояний до защищаемых объектов и т.д.

4.3 Мероприятия по безопасной эксплуатации самоходного оборудования

На руднике «Северный» должны использоваться самоходные машины с дизельным и электрическим приводом, в том числе изготовленные иностранными фирмами и допущенные к эксплуатации Ростехнадзором.

1. Применение самоходных машин с дизельным и электрическим приводом в рудничном нормальном исполнении допускается во всех горных выработках всех подземных участков.
2. Проветривание тупиковых выработок, в которых применяются самоходные машины, должно осуществляться непрерывно вентиляторами местного проветривания (ВМП).

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	Лист
					ДП -21.05.04.02-121102676 ПЗ

3. Количество воздуха, необходимого для проветривания участков, горизонтов и рудника в целом по фактору дизельного оборудования производить из расчета не менее $6,8 \text{ м}^3$ в мин на 1 л.с. мощности двигателя.

4. Запрещается ремонт самоходного оборудования в тупиковых выработках.

5. Все самоходные дизельные машины должны быть оборудованы системами автономного пожаротушения.

6. Машины должны передвигаться по выработкам со скоростью не более 20 км/час.

7. Машины должны быть загруженными таким способом, чтобы исключалось выпадение из кузова кусков горной массы или других транспортируемых материалов.

4.4 Меры безопасности при работе на ПДМ, автосамосвале

Перед выездом на место работы машинист ПДМ и водитель автосамосвала осматривают машину, проверяют тормозную систему, рулевое управление, состояние автошин, приборов, звуковой и световой сигнализации, а так же систем очистки газов и пожаротушения. После этого машину осматривает сменный механик и выпускает на линию, подписывая путевой лист.

Наряд- задание машинисту ПДМ и водителю автосамосвала выдаёт горный мастер, указывая в путевом листе место работы, характер работы, а так же маршрут движения по горным выработкам.

ПДМ должны передвигаться по выработкам со скоростью, обеспечивающей безопасность людей и оборудования, но не более 20 км/час. При разминовке машин в выработке скорость их должна быть снижена до 10 км/час. Скорость движения машин не должна быть равна скорости движения рудничного воздуха. Все машинисты ПДМ, а так же водители подземных автомобилей должны соблюдать вентиляционный

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	Лист
					ДП -21.05.04.02-121102676 ПЗ

режим на руднике: правильно пользоваться шлюзовыми вентиляционными воротами, двигаться по автоуклонам и горизонтам согласно установленных маршрутов, заливать воду в барбатажные баки, глушить двигатель во время стоянки. При проведении погрузочных работ машинист ПДМ обязан следить за тем, чтобы кузов автосамосвала был загружен равномерно (по всему объему), не имел торчащих кусков горной массы, арматуры, труб и других предметов. Погрузка автосамосвала осуществляется либо через задний, либо через боковой борт кузова, в зависимости от высоты кровли и марки ПДМ. После окончания погрузки машинист должен зачистить дорожное полотно от просыпи горной массы и других предметов. После окончания смены машинист ПДМ и водитель автосамосвала обязан осмотреть машину, заправить топливом, маслом и сообщить сменному механику о неисправностях, выявленных в результате осмотра.

4.5 Мероприятия по обеспечению безопасных и нормальных санитарно-гигиенических условий труда.

4.5.1 Борьба с рудничной пылью

Это основная техническая задача по созданию нормальных санитарно-гигиенических условий труда трудящихся, занятых на подземных работах. Основными источниками пыли являются:

- бурение шпуров и скважин;
- взрывные работы;
- погрузочно-разгрузочные работы;
- транспортные операции.

Основную массу пыли дают бурение, погрузка и разгрузка горной массы.

Качество образующейся пыли при буро-взрывных работах в основном зависит от крепости пород и руды, структуры их, способов бурения, а также от количества и качества ВВ.

Пыль, образующаяся при бурении, очень мелких фракций, является самой вредной для здоровья человека.

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	Лист
					ДП -21.05.04.02-121102676 ПЗ

При взрывных работах пыль образуется в больших количествах и особенно опасна, так как газово-пылевое облако взрыва усугубляет вредные воздействия пыли на дыхательные органы человека.

Пыль, образующаяся при уборке, погрузке, разгрузке и транспортировке горной массы, более крупна, но поступает в рудничную атмосферу от этих процессов постоянно. При значительной механизации горных работ с применением высокопроизводительного оборудования на всех технологических процессах добычи руды, она также достаточно вредна.

Для эффективного использования общешахтной вентиляции в борьбе с рудничной пылью соблюдаются следующие условия проветривания:

- непрерывный режим проветривания рудника;
- изоляция действующих и старых горных выработок для уменьшения потерь воздуха;
- предусматриваются обеспыливающие установки в камерах разгрузочных устройств, в камере дробления руды;
- контроль запыленности воздуха поступающего в шахту;
- проветривание тупиковых выработок проводится обособленно с использованием вентиляторов местного проветривания;
- предусмотрен подогрев воздуха, подаваемого в горные выработки в зимнее время до температуры не ниже +2°C.

Успех борьбы с рудничной пылью достигается при комплексном применении всех мероприятий. В отдельности они не обеспечивает снижение запыленности рудничной атмосферы до санитарных норм.

При буровых работах применяются следующие меры по пылеподавлению:

- бурение шпуров и скважин с промывкой водой;
- орошение поверхности забоев и стенок выработок.

При взрывных работах применяется:

- для уменьшения количества пыли, а также продуктов взрыва, проектом предусмотрено использование наиболее совершенные и мощные взрывчатые вещества;
- массовые взрывы на очистных работах рекомендуется производить в предвыходные и предпраздничные часы;

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	Лист
					ДП -21.05.04.02-121102676 ПЗ

- взрывные работы в очистных блоках с мелкошпуровой отбойкой и проходческих забоях рекомендуется производить в межсменный перерыв или конце смены с применением в забое туманообразователей.

При погрузочно-разгрузочных работах и транспортировании горной массы рекомендуются следующие мероприятия:

- при работе погрузочно-доставочных машин осаждение пыли предусмотрено с помощью оросителей типа ОК-1 или ОЗ-2. Оросители должны работать непосредственно в процессе погрузочно-разгрузочной операции;

- для снижения пылеобразования на транспортных выработках предусмотрено периодическое орошение стен и кровли выработок, а в околосвольном дворе их побелка;

- в воздухоподающих выработках (квершлагах) для предупреждения пылеобразования предусмотрено увлажнение воздуха водяными завесами.

В качестве мероприятий профилактики профзаболеваний работающего персонала в проекте предусмотрено устройство фотария и ингаляния при административно-бытовом комбинате, а также пылевой лаборатории для контроля за запыленностью рудничного воздуха.

4.5.2 Борьба с вредными воздействиями вибрации и шума

В качестве мер по снижению вредного воздействия вибрации и шума проектом предусматриваются мероприятия:

- полное исключение ручного бурения;
- перфораторы допускаются к эксплуатации только снабженные виброгасящими устройствами;
- для защиты от общей вибрации при бурении телескопными перфораторами необходимо применять двойные полы, а в случае невозможности устранения этой вибрации применяются автоматическое и дистанционное управление;
- режим труда должен обеспечивать длительность контакта рабочего с вибрирующими поверхностями не более 2/3 продолжительности рабочего дня, а время занятости на перфораторном бурении не должно превышать в течении года 100 полных смен. Это достигается за счет совмещения профессий при комплексной организации труда в бригадах.

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	Лист
					ДП -21.05.04.02-121102676 ПЗ

В качестве мер борьбы с шумом предусмотрено применение резиновых прокладок, установка специальных глушителей и применение противошумных наушников.

4.5.3 Борьба с вредными влияниями токсичных газов

Подземные работы на руднике "Северный" ведутся с применением дизельного оборудования, выделяющего в рудничную атмосферу токсичные, вещества (окись углерода, альдегиды, углеводороды, окислы азота и др.).

Эксплуатация оборудования с дизельным приводом должна осуществляться согласно ЕПБ (Приложение2), "Требования безопасности при эксплуатации самоходного (нерельсового) оборудования в подземных выработках".

Применение дизельного оборудования без специальных мер очистки выхлопных газов до установленных норм запрещено. В проекте предусмотрено обязательное применение нейтрализаторов выхлопных газов.

4.6 Средства индивидуальной защиты от производственных вреднодействующих факторов и специальные правила гигиены

Обязательные индивидуальные средства защиты трудающихся, занятых на подземных работах:

- самоспасателями типа ШССТ (возможна замена);
- противошумными наушниками ГТШ-ОО (возможна замена);
- противопыльными респираторами;
- химическими респираторами.

Соблюдение правил личной гигиены заключается в пользовании санитарно-бытовом обслуживанием на руднике. С этой целью в составе АБК предусмотрены специальные помещения для хранения чистой и рабочей одежды, душевых, санузлов, фотария, ингалярия и медпункта.

4.7 Другие специальные меры по обеспечению здоровых и безопасных условий труда:

- освещение, мест выполнения погрузочно-разгрузочных работ, камерных выработок, предназначены для запасного выхода, оборудованные стационарными электрическими светильниками, а также

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	Лист
					ДП -21.05.04.02-121102676 ПЗ

освещение рабочих мест стационарными и переносными электрическими светильниками;

- снабжение всех подземных рабочих и ИГР индивидуальными переносными аккумуляторными светильниками типа СРЦсистема "Земля Зм");
- снабжение подземных рабочих индивидуальными флягами для воды;
- установка аппаратов для производства газированной воды в АБК;
- в зависимости от рода выполняемой работы подземные рабочие снабжаются индивидуальными предохранительными поясами, спасательными канатами, предохранительными очками, водонепроницаемой одеждой, резиновыми сапогами, рукавицами и т. д.

4.8 Организация службы охраны труда и техники безопасности

Эту работу возглавляет отдел охраны труда и техники безопасности, начальник которого является заместителем главного инженера рудника.

Отдел осуществляет ряд организационных мероприятий:

- систематически и оперативно доводит до сведения работающих фактические показатели вредных факторов на рабочих местах,
- разрабатывает и внедряет планы комплексных мероприятий по инженерно-медицинской профилактике профессиональных заболеваний и осуществляет жесткий контроль их выполнения,
- обеспечивает своевременный медицинский контроль состояния здоровья трудящихся.

4.9 Противопожарная защита рудника

Система противопожарной защиты горных выработок рудника складывается из локальной, участковой и общерудничной и собственно, средств пожаротушения. Технические средства по обеспечению противопожарной защиты горных выработок носят профилактический характер, обеспечивая локализацию возгорания.

4.9.1 Противопожарное водоснабжение горных выработок

Для борьбы с пожарами предусмотрен объединенный пожарнооросительный трубопровод, оборудуемый однотипными кранами, размещающиеся в следующих местах:

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	Лист
					ДП -21.05.04.02-121102676 ПЗ

- у пересечений и ответвлений горных выработок;
- в горизонтальных выработках, не имеющих пересечений и ответвлений - через 200м;
- в наклонных выработках, не имеющих пересечения и ответвления - через каждые 100м;
- в околоствольных дворах, где нет камер - через каждые 100м;
- у всех камер на расстоянии 10м со стороны поступления воздуха - ящиком для рукава и пожарного ствола;
- у каждого ходка в склад взрывчатых материалов на расстоянии 10м с ящиком для рукава и пожарного ствола;
- в тупиковых выработках длиной более 120м - через каждые 120м.

В устье и забое у пожарного крана устанавливается ящик с двумя рукавами длиной 20м и стволом.

Для отключения отдельных участков пожарно-оросительного трубопровода или подачи всей воды на один пожарный участок на трубопроводе предусматриваются задвижки в следующих местах:

- на всех ответвлениях водопровода;
- на водопроводах, не имеющих ответвлений - через каждые 400м.

4.9.2 Размещение первичных и автоматических средств пожаротушения

Основными средствами тушения пожара в начальной стадии являются первичные и автоматические средства пожаротушения.

Размещение и номенклатура первичных и автоматических средств пожаротушения горных выработок принята в соответствии с требованием таблицы 1 п. 24 Инструкции по противопожарной защите ЕПБруд.

Проектирование (рабочая документация), изготовление и монтаж автоматического модуля порошкового пожаротушения типа М1 111-100 (ОПАН-100) осуществляется Пермским инженерно-внедренческим центром "Теномаш".

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	Лист
					ДП -21.05.04.02-121102676 ПЗ

4.9.3 Подземный склад противопожарных материалов

В соответствии с требованием п.547 ЕПБруд. проектом предусматриваются в пределах проектируемых горных выработок подземные склады противопожарных материалов на всех основных безрельсовых гор.-200, -300, -360, -420м и ниже. Склады располагаются в существующих, ранее используемых в качестве камер НИМ для отработки запасов месторождения Ждановское.

4.9.4 Противопожарные двери

Для локализации пожара в горных выработках предусмотрена установка противопожарных дверей в соответствии с требованием следующих правил безопасности:

Инструкции по противопожарной защите шахт (п.п. 27-29 Приложения 10 ЕПБруд.);

Требований безопасности при эксплуатации самоходного (безрельсового) оборудования в подземных выработках (п. 48 Приложения 2 ЕПБруд.);

Инструкции по устройству и эксплуатации складом ВМ (п. 6.6 Приложения 4 ЕПБруд.).

Согласно указанных правил, пожарными дверями или лядами, изготавливаемых из негорючих материалов, оборудуются следующие выработки:

-устья вертикальных стволов, по которым подается свежий воздух, а также вентиляционные и калориферные каналы оборудуются пожарными лядами;

-в начале подводящих выработок к камерам или ячейкам склада ВМ устанавливаются пожарные двери.

Проектом предусмотрена установка пожарных ляд и дверей в следующих выработках:

-выходы камер обслуживания самоходного оборудования оборудуются противопожарным поясом с двумя металлическими дверями, в том числе все камеры в составе КОСО - металлическими пожарными дверями с лядами в вентиляционных окнах;

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	Лист
					ДП -21.05.04.02-121102676 ПЗ

- в подводящих выработках к камерам склада ВМ, а также во всех его камерах и ячейках устанавливаются пожарные двери;

- камеры центральных электроподстанций, перегрузки материалов и временного отстоя самоходного оборудования оснащаются пожарными и решетчатыми дверями;

- в камерах участковых электроподстанций и ожидания установка сплошных пожарных дверей не предусмотрена.

4.9.5 Мероприятия по профилактике пожаров

Профилактика пожаров на всех технологических процессах производства горных работ заключается в безусловном выполнении требований правил противопожарной защиты горных выработок предусмотренных ЕПБруд., ЕПВзр. и "Специальными мероприятиями к правилам безопасности по ведению горных и взрывных работ..." .

Согласно установленного порядка осуществляется обследование всех действующих выработок, электромашинных камер, складов ВМ и ГСМ, камер самоходного оборудования, сети противопожарного трубопровода с установленной на нем водозапорной арматурой, всех противопожарных установок и сооружений. Одновременно контролируется соблюдение противопожарной безопасности при ведении буровзрывных и газопламенных работ, а также условия эксплуатации электрических сетей, самоходного оборудования с электрическим и дизельным приводами.

По данным обследования горных выработок обнаруженные нарушения немедленно устраняются.

4.9.6 Противопожарная защита протяженных выработок

При проходке протяженных выработок или невозможности прокладки противопожарных трубопроводов, допускается использование автономных противопожарных машин (поездов), обеспечивающих доставку средств пожаротушения к месту возгорания и его тушение.

Пожарная машина размещается в складе противопожарных материалов или ином месте, предусмотренном планом ликвидации аварии. При наличии вспомогательного автоуклона, обеспечивающего передвижение самоходной техники с горизонта на горизонт (подэтаж), допускается использование одной пожарной машины на три горизонта при условии стоянки ее на среднем горизонте.

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	Лист
					ДП -21.05.04.02-121102676 ПЗ

Следует отметить, что проходка выработок Западного участка, а также начало добычи руды с Западного и Юго - Западного рудных тел на первом этапе производятся обособленно от Центрального участка, а следовательно и от подземных складов НИМ. Проектом предусмотрено, до объединения выработок двух участков (на гор.-240м) в единую сеть выработок, использование пожарной типа ПМ-8 или ее аналога.

4.10 Мероприятия по ликвидации аварий в начальной стадии

Для ликвидации аварий в начальной стадии в оперативной части плана ликвидации аварий необходимо предусматривать:

а) способы и средства активной борьбы с подземными пожарами в их начальной стадии:

применение огнетушителей, песка, воды;

использование специальных противопожарных устройств в надшахтных зданиях, в устьях стволов, в околосвольных дворах, электромашинных камерах, складах взрывчатых материалов и выработках главных направлений и т.д.;

порядок и способы использования водоотливных, воздухопроводных и противопожарных трубопроводов;

места установки временных перемычек для предотвращения быстрого распространения пожара;

б) на случай прорывов в действующие выработки воды, заиловочной пульпы:

использование насосов и ставов труб;

отведение воды по заранее предусмотренному пути или задержка ее во избежание больших разрушений и порчи механизмов;

сооружение временных фильтрующих перемычек;

ограждения от затопления главных водоотливных установок;

использование аварийных лебедок и другого оборудования, а также лестничных отделений при авариях, связанных с подъемом;

действия лиц технического надзора и ВГСЧ по ликвидации аварий в начале ее возникновения.

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	Лист
					ДП -21.05.04.02-121102676 ПЗ

При дальнейшем развитии аварий действовать согласно принятого плана ликвидации аварий.

4.11 Горношахтное оборудование

Каждая самоходная машина должна быть снабжена стационарной автономной установкой пожаротушения.

Для ремонта горно-шахтного оборудования на Западном участке в районе штольни -9 м предусмотрена «Камера обслуживания самоходного оборудования» (КОСО), а для ремонта и обслуживания оборудования Центрального участка используются существующие камеры ремонтных мастерских (РММ) в районе автоуклонов (отм.-20 м) рудника «Северный».

КОСО и РММ проветриваются обособленно с выдачей отработанного воздуха на исходящую струю.

Каждая камера обслуживания машин комплектуется в соответствии с требованиями ЕПБ следующими средствами пожаротушения, материалами, инвентарем и установками автоматического пожаротушения (АПТ):

- огнетушители порошковые – 5 шт.;
- песок 0,4 м³;
- лопаты – 2 шт.;
- ведра – 2 шт.;
- лом – 1 шт.;
- брезент размером 2x2 м, пропитанная негорючим материалом;
- противопожарной водяной магистралью с противопожарной гайкой и пожарным шлангом длиной 20 м с брандспойтом.

Все это должно находиться на противопожарном посту со стороны свежей струи.

4.12 Электроснабжение

Для участковых и распределительных подстанций установки автоматического пожаротушения не требуются.

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	Лист
					ДП -21.05.04.02-121102676 ПЗ

Защита низковольтных кабельной сети и электродвигателей от двухфазных токов короткого замыкания производится максимальным реле блоков защиты, встроенные в автоматические выключатели и магнитные пускатели. Состояние изоляции в сетях контролируется устройствами автоматического контроля, встроенными в пусковую аппаратуру.

Для трансформаторных подстанций и осветительных трансформаторов предусмотрена возможность проверки исправности реле утечки с помощью присоединения их к дополнительному заземлению.

4.13 Система индивидуального оповещения об аварии

Подача аварийного сигнала производится через систему СУБР с пульта управления диспетчера рудника – восемь отключений индивидуального светильника.

Кроме того, подача аварийного сигнала производится отключением стационарного освещения в подземных выработках рудника – три серии по пять отключений с паузами между сериями в 10 секунд.

При необходимости оповещение производится в индивидуальном порядке или по телефону.

Лица технического надзора, бригадиры и рабочие при обнаружении пожара или проявлении каких-либо его признаков немедленно сообщают об этом диспетчеру рудника, принимают меры по удалению людей из угрожаемых выработок и ликвидируют пожар всеми имеющимися в их распоряжении средствами.

4.14 Камера аварийного воздухоснабжения

КАВС оснащены изолирующими самоспасателями ШСС-1М в количестве из расчета максимально возможного состава трудящихся в смене на горизонте, где размещена камера и близлежащих горизонтах, подэтажах. В камере проведен трубопровод сжатого воздуха, запитанный от общешахтной сети. Выработка камеры перекрыта газонепроницаемой перемычкой с дверью из несгораемого материала. Дверь КАВС должна плотно закрываться. Места расположения камер аварийного воздухоснабжения:

- горизонт – 320 м Западный фланг транспортной выработки;

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	Лист
					ДП -21.05.04.02-121102676 ПЗ

- горизонт –1 041 м у КС.

4.15 Порядок допуска людей в проходческие и очистные забои после производства взрывных работ

Взрывные работы на руднике «Северный» ведутся в горизонтальных, вертикальных и наклонных выработках различного сечения. В соответствии с ПБ 03-553, на каждый проходческий забой начальником участка разрабатывается ПОР. С ПОР под роспись ознакамливаются ИТР и исполнители. Ведение ВР в забое определено паспортом БВР, схемой вентиляции и выставлением постов охраны при ВР. Допуск людей в проходческие забои производится после отбора проб воздуха и осмотра забоя, в плане безопасности ведения работ, сменным горным мастером или, по его поручению, бригадиром (звеньевым), при этом производится запись в книге выдачи наряд-заданий с указанием номера ГХ. Отбор проб воздуха и приведение выработки в безопасное состояние производится по направлению к груди забоев.

В случае получения пробы с превышением ПДК, забой закрещивается и принимаются меры к усилению вентиляции. После этого повторно производится отбор проб воздуха, и только при получении положительных результатов, люди допускаются на рабочее место.

После производства взрывных работ в очистных блоках допуск людей на участок взрыва и исходящую струю производит горный мастер участка ведущего добычу, после отбора проб воздуха экспресс методом. После получения положительных результатов отбора проб производится обезопашивание подходных выработок, восстанавливаются ограждения очистного пространства.

Контроль за состоянием атмосферы в районе взрыва производится в течение всей последующей смены.

Ежеквартально при проведении инструктажа все рабочие, занятые на проходке и очистной добыче проходят инструктаж по порядку отбора проб и ПДК ядовитых газов в рудничной атмосфере.

Очистные работы должны вестись в соответствии с проектом организации работ (ПОР), утверждённым в существующем порядке. Проект организации очистных работ состоит из пояснительной записки и

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	Лист
					ДП -21.05.04.02-121102676 ПЗ

графической части, является паспортом управления кровлей и крепления очистной выработки. ПОР содержит:

- геологическую характеристику рудного тела в пределах блока;
- схему и порядок подготовки блока к очистной выемке, сечения подготовительных и нарезных выработок;
- параметры блока по падению и простиранию, схему, порядок и время его отработки;
- паспорт БВР;
- схему проветривания, выставление постов охраны при ВР с указанием зон безопасности;
- расчётные показатели потерь и разубоживания;
- схему, способ и сроки закладки выработанного пространства, состав и объём закладочного материала;
- способы и средства механизации подготовительных, нарезных и очистных работ;
- описание схемы энергоснабжения и водоснабжения;
- мероприятия по охране труда и промышленной безопасности.

4.16 Требования к рельсовым путям и контактной сети.

Запрещается приступать к ремонтным работам до ограждения светящимися сигналами мест производства работ, отключения контактного провода и его заземления; снимать сигналы, ограждающие места путевых ремонтных работ, до полного окончания работ и проверки состояния путей.

Механические и ручные приводы стрелочных переводов откаточных путей должны устанавливаться в нишах со стороны свободного прохода для людей так, чтобы расстояние от привода до наиболее выступающей части подвижного состава было не менее 0,7 м. Запрещается эксплуатация неисправных стрелочных переводов.

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	ДП -21.05.04.02-121102676 ПЗ	Лист

При контактной откатке для уменьшения сопротивления на стыках рельсовых путей, элементов стрелочных переводов и крестовин должны устанавливаться электрические соединители.

Все нитки рельсовых путей откаточной выработки не реже, чем через каждые 50 м должны иметь надёжное электрическое соединение между собой проводником, сопротивление которого эквивалентно сопротивлению медного провода сечением не менее 50 мм².

Все рельсовые пути, не предназначенные для ведения контактной откатки, в местах соприкосновения с токоведущими рельсами, должны быть электрически изолированы от последних в двух точках, отстоящих одна от другой на расстоянии максимально возможной длины состава.

Ремонт рельсовых путей производит персонал, получивший соответствующую квалификацию. Перед началом работ по ремонту откаточных путей по обе стороны от места работы за 80 метров выставляются предупредительные сигналы. По окончании работ необходимо очистить свободные проходы, убрать приспособления и инструмент в отведенное для этого место, снять предупредительные сигналы.

Контактная сеть, постоянного тока в подземных выработках должна иметь положительную полярность, а рельсовые пути – отрицательную.

Контактный провод в местах погрузки и разгрузки материалов из вагонов, с платформы на период разгрузки (погрузки) должен быть отключён либо ограждён таким образом, чтобы исключалась возможность прикосновения к нему людей в период погрузки (разгрузки), а также при подъёме на погрузочный полок. На время спуска и подъема людей контактный провод должен отключаться на участке от ствола до посадочного пункта, расположенного в околосвольном дворе. При перерывах в работе откатки длительностью свыше смены и ремонте контактной сети контактный провод на участке, где работы прекращены, должен быть отключен и заземлен на данном участке пути.

Высота подвески контактного провода должна быть не менее 1,8 м от головки рельса. На посадочных и погрузочно-разгрузочных площадках, а также в местах пересечения выработок, по которым передвигаются люди, с теми выработками, где имеется контактный провод, высота подвески должна быть не менее 2 м. Расстояние от контактного провода до навала

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	Лист
					ДП -21.05.04.02-121102676 ПЗ

руды или породы в вагоне должно быть не менее 200 мм. Контактный провод в околосвольном дворе на участке продвижения людей до места посадки в вагонетки должен быть подвешен на высоте не менее 2,2 м, а в остальных выработках околосвольного двора не менее 2 м от головки рельсов. В местах, где требуется сохранение высоты подвески контактного провода (пересечение с уклонами, переход через вентиляционные двери), контактный провод должен подвешиваться жёстко.

Сечение медного контактного провода должно быть не менее 65 mm^2 . Запрещается эксплуатация контактного провода, износ которого превысил 30 %, - для провода сечением 100 mm^2 и при износе более 20 % - для проводов сечением 65 и 85 mm^2 .

Оттяжки контактного провода с обеих сторон должны быть изолированы от троллейодержателя. При этом расстояние от троллейодержателя до каждого из изоляторов должно быть не более 0,3 м.

Контактная сеть должна быть секционирована выключателями, расстояние между которыми не должно превышать 500 м. Секционные выключатели должны устанавливаться также на всех ответвлениях контактного провода, кроме разминовок в проходческих забоях.

В контактных сетях двухколейных и много колейных установок допускается параллельное соединение контактных проводов при помощи выключателей.

При питании контактной сети от нескольких подстанций сети должны быть изолированы одна от другой.

Контактные электровозы должны иметь устройства для уменьшения искрообразования на токоприёмнике, а в контактных сетях электровозной откатки, кроме того, должно применяться ограждение контактного провода в местах наиболее опасных по условиям поражения током.

Для постановки на рельсы сошедших с них вагонеток или локомотивов, при отсутствии на откаточном горизонте передвижного специального оборудования или подъёмных кранов, на каждом локомотиве должны находиться домкраты и самоставы.

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	Лист
					ДП -21.05.04.02-121102676 ПЗ

5. Расчет себестоимости системы разработки

5.1 Расчет прямых затрат по системе разработки

Таблица 5.1.1 – Статья «Вспомогательные материалы» [изъяты данные таблицы]

Наименование материала	Норма расхода, ед/м ³	Объем работ	Суммарный расход	Цена руб/ед	Сумма расходов, руб.
Материалы расходуются на 1м ³ балансовых запасов, погашаемых собственно очистными работами					
Взрывчатое вещество					
Электродетонатор					
Эл.проводы (100 м на цикл)					
Материалы расходуемые на 1м шпура					
Сталь буровая					
Коронки					
Закладочные материалы					
Цемент					
Песок					
Шлак					
Итого:					
Прочие неучтенные 5%					
Всего					

Таблица 5.1.2 - Статья «Энергия и топливо на технологические цели» [изъяты данные таблицы]

Потребители	Норма расхода ед/ч	Время выполнения работ, ч	Суммарный расход	Цена, руб/ед	Сумма расходов, руб
Сжатый воздух					
Вода					
Дизельное топливо					
Электроэнергия					
Итого					

Прочие не учтенные, 5 %	
Всего	

Таблица 5.1.3 - Статья «Основная заработная плата» [изъяты данные таблицы]

Процессы Доплаты сверх тарифа	Норма времен чел.ч.	Объем работ	Трудоем- кость чел.ч	Тарифн ая ставка, руб/ч	Кол-во человек	Заработка плата по тарифным ставкам, руб
Бурение						
Заряжание и взрывание						
Доставка, погрузка						
ИТОГО						
Прочие неучтенные 5%						
ВСЕГО						
Сдельный приработка, %			15			
Доплата за работу ночью, %			13			
Премия, %			30			
Итого с доплатами						
Районный коэффициент			1,8			
Северный коэффициент			1,8			
ВСЕГО						

Дополнительная заработная плата определена для условий продолжительностью отпуска $T_{отп}$ -60 дня, количества невыходов по болезни $T_{рн}$ -2, выходных дней в году T_v -84 (согласно графика выходов).

Эффективный фонд рабочего времени в таком случае составляет

$$T_e = 365 - T_{отп} - T_{рн} - T_v \quad (5.1.1)$$

$$T_e = 365 - 60 - 2 - 84 = 219 \text{ дней}$$

Коэффициент дополнительной заработной платы

$$d = T_{отп} / T_e, \quad (5.1.2)$$

$$d = 60 / 219 = 0,274$$

Дополнительная заработная плата

$$\Delta_{зп} = Q_{зп} \cdot d, \quad (5.1.3)$$

[изъято]

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	Лист
					ДП -21.05.04.02-121102676 ПЗ

Таблица 5.1.4 - Статья «Амортизация оборудования» [изъяты данные таблицы]

Наименование оборудования	Количество единиц	Стоимость единицы, руб.	Общая сумма стоимости, руб.	Годовая норма амортизации, %	Продолжительность процесса, лет	Суммарные затраты, руб.
Итого:						
Прочие неучтенные 5%						
Всего						

Таблица 5.1.5 - Затраты на выработки [изъяты данные таблицы]

Выработка	Объем, м ³	Стоимость, руб/м ³	Сумма расходов, руб
ГПР:			
Откаточный штрек			
Откаточный орт			
Вент.восст.			
Автосъезд			
Подэтаж.полев.штрек и			
Заезд на подэтажи			
Рудоспуск			
Итого ГПР:			
Нарезные работы:			
Орт-заезд			
Буровой штрек			
Отрезная щель			
Итого НР:			

Таблица 5.1.6 – Калькуляция прямых затрат по системе разработки [изъяты данные таблицы]

Статья затрат	Всего	
	%	руб.

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	ДП -21.05.04.02-121102676 ПЗ		Лист

1. Вспомогательные материалы		
2. Энергия и топливо на технологические цели		
3. Основная заработка плата		
4. Дополнительная заработка плата		
7. Амортизационные отчисления		
Итого по собственно очистным работам		
Затраты на ГПР		
Затраты на нарезные выработки		
Всего затрат на блок, руб.		
Себестоимость по системе разработке, руб/т		

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	Лист
					ДП -21.05.04.02-121102676 ПЗ

Заключение

В данном дипломном проекте решены основные вопросы проектирования. Подсчитаны общие запасы месторождений «Заполярное» и «Ждановское», $B = [изъято]$ млн.т. Произведен расчет оптимальной годовой производительности для отработки месторождения «Заполярное» $A_g = [изъято]$ млн. т., срока существования рудника $T_m = 36$ лет.

Для принятых горно-геологических условий и с учетом практики принята наиболее целесообразная схема вскрытия и подготовки: вертикальным склоновым стволом и автосъездом.

С учетом обзора и анализа практики и собственных изысканий выбран класс систем разработки с закладкой и его конструктивно-технологическое исполнение в виде камерной системы разработки с закладкой при подэтажной подготовке.

Основные технико-подготовительные показатели по системе разработки приведены в таблице 6.1

Таблица 6.1 – ТЭП по системе разработки [изъяты данные таблицы]

Показатель	Единицы измерения	Значение
Удельный расход ВВ на отбойку		
Выход руды с 1 м скважины		
Трудоёмкость добычи		
Производительность труда рабочего		
Уд.объем подготовительно-нарезных работ		
Потери		
Разубоживание		
Себестоимость по СР		

Список используемой литературы

1. Астафьев Ю.А., Гончаров Ю.В., Горбунов Г.И., Корчагин А.У., Нерадовский Ю.Н., Смолькин В.Ф., Соколов С.В., Шаров Н.В., Яковлев Ю.Н. Медно-никелевые месторождения Печенги. ГЕОС, Москва, 1999 г., 236 с
2. Порогов Г.С. Разведка и геолого-экономическая оценка МПИ. СПб: СПГГИ, 2004. 243 с.
3. Казанский В.Н., Кузнецов О.Л., Кузнецов А.В. и др. Глубинное строение и геодинамика Печенгского рудного района: опыт изучения Кольской сверхглубокой скважины. Геол. рудных месторождений. 1994, том 36, №6, -с. 500-519.
4. Пожиленко В.И., Гавриленко Б.В., Жиров Д.В., Жабин С.В. Геология рудных районов Мурманской области. Апатиты. Изд. КНЦ РАН, 2002. 359 с.
5. Чекушин, В.Г., Филимонов А.Н., Паничев, Н.М., Петрова Е.В., Свойства пород, при геохимических поисках в пределах Печенгской структуры МПИ. СПб: СПГГИ, 1999 г., 96 с.
6. Чалых Е.Д., Воронов С.П., Дорохова Е.В., Сергеев В.В. Отчет по составлению геолого-структурной и прогнозной на никель карт масштаба 1:50000 Печенгско-Аллареченского района. Апатиты, 1976 г. 35с, фонды ПКГРЭ, инв. № 0220.
7. Агошков М.И. и др. Разработка рудных и нерудных месторождений. - М.: Недра - 1983. - 423 с.
8. Иванцов В.М. Альбом систем подземной разработки рудных месторождений с конструктивно-технологической характеристикой, 2006 Г.
9. Ахпашев Б.А., Голованов А.И., Малиновский Е.Г.. Технология подземной разработки месторождений: Учебно–методическое пособие для студентов специальности 130404 очного и заочного обучения; ФГАОУ ВПО СФУ.– Красноярск, 2010. –64с.
10. Малофеев Д.Е., Ахпашев Б.А., Технология очистной выемки руд: Метод. указания к лабораторным работам для студентов специальности 130404; ГОУ ВПО ГУЦМИЗ. – Красноярск, 2004. – 64с.
11. Баранов А.О. Расчет параметров технологических процессов подземной добычи руд. - М.: Недра - 1985. – 503 с.
12. Горбунов В.И., Проектирование вентиляции рудных шахт.

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	Лист
					ДП -21.05.04.02-121102676 ПЗ

Учебное пособие. Магнитогорск ГОУ ВПО «МГТУ», 2007 – 135 с.

13. Гребенюк В.А., Пыжьянов Я.С., Ерофеев И.Е. Справочник по горному делу. - М.:Недра - 1993. - 428с.
14. Федеральные нормы и правила в области промышленной безопасности «Правила безопасности при ведении горных работ и переработки твердых полезных ископаемых», 2014 г.
15. Каплунов Д. Р., Манилов И. А. Стабилизация качества руд при подземной добыче. - М.: Недра, 1983. - 236 с.
16. Черных А.Д., Андреев Б.Н., Ошмянский И.Б. [Текст]/ Открыто-подземная разработка рудных месторождений/ Киев, 2010. – 520 с.
17. Рябко А.Г. Проектирование горных объектов институтом ГИПРОНИКЕЛЬ [Текст] // Горный журнал. – 2003. – спец. выпуск. – С. 26-28.
18. Елясов В.И. и др. Рудник "Маяк" первенец Талнаха [Текст] // Горный журнал.- 1975.-№8.- С. 12-14.
19. Смирнов А.А. Временный технологический регламент для локального проектирования подготовки и отработки камерных запасов Северного рудного тела. СПб, 2004.Фонды ПКГРЭ. 18 с.
20. Проект на проведение эксплуатационной разведки по рудникам «Северный», «Северный-Глубокий» и карьеру «Южный» на 2001-2005гг. г. Заполярный, 2001. Фонды ПКГРЭ. 20 с. ч/ 36
21. Технологический регламент производственных процессов при ведении подземных горных работ на руднике «Северный» комбината Печенганикель ОАО«Кольская ГМК», г. Заполярный,2004. Фонды ПКГРЭ.103 с.
22. Отчет по НИР «Экспертиза целесообразности применения систем разработок с обрушением для условий рудника «Северный-Глубокий» ОАО «Кольская ГМК». М.:МГТУ, 2000. 157 с.
23. «Регламент проведения горных РПР «Северный».

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	Лист
					ДП -21.05.04.02-121102676 ПЗ

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

Институт горного дела, геологии и геотехнологий
Подземная разработка месторождений

УТВЕРЖДАЮ

Заведующий кафедрой

 A.Н. Анушенков

подпись инициалы, фамилия

«15 » 02. 2017 г.

ДИПЛОМНЫЙ ПРОЕКТ

21.05.04.02 Подземная разработка месторождений полезных ископаемых
«Подземная разработка высокоценных медно-никелевых руд месторождения
«Заполярное» Кольской ГМК»
тема
с расширенной специальной частью «Выбор и изыскание рационального
конструктивно-технологического исполнения системы разработки»

Пояснительная записка

Руководитель

 15.02.17
профессор, кандидат технических наук

В.М. Иванцов

инициалы, фамилия

Выпускник


подпись, дата

должность, ученая степень

К. А. Семёнова

инициалы, фамилия

Красноярск 2017

Продолжение титульного листа ВКР по теме «Подземная разработка высокоценных медно-никелевых руд месторождения «Заполярное» Кольской ГМК»

Консультанты по разделам:

Геология месторождения

С.Н.Пруссаков 10.02.17
подпись, дата С.Н.Прусская
инициалы, фамилия

Горная часть

В.М.Иванцов 10.02.17
подпись, дата В.М.Иванцов
инициалы, фамилия

Проведение выработок

В.М.Иванцов 15.02.17
подпись, дата В.М.Иванцов
инициалы, фамилия

Вентиляция

Е.С.Майоров 10.02.17
подпись, дата Е.С.Майоров
инициалы, фамилия

Охрана труда

А.В.Галайко 10.02.17
подпись, дата А.В.Галайко
инициалы, фамилия

Безопасность и экологичность

А.В.Галайко 10.02.17
подпись, дата А.В.Галайко
инициалы, фамилия

Организация производства и экономика

В.М.Иванцов 15.02.17
подпись, дата В.М.Иванцов
инициалы, фамилия